

01026 MADRID 1987
S EN LA MINERIA DE HULLAS Y ANTRACITAS A CIELO ABIERTO DE ESPAÑA. 01026

ESTABILIDAD DE TALUDES EN LA MINERIA DE HULLAS Y ANTRACITAS A CIELO ABIERTO DE ESPAÑA



INSTITUTO GEOLOGICO
Y MINERO DE ESPAÑA

Serie: Geotecnia

Slope stability in hard coal open
pits of Spain.
With conclusions and suggestions in english

R
01026

**ESTABILIDAD DE TALUDES
EN LA MINERIA DE HULLA Y
ANTRACITA A CIELO ABIERTO DE
ESPAÑA**

R

01026

© Instituto Geológico y Minero de España
Ríos Rosas, 23 - 28003 MADRID

*El contenido de este libro puede ser reproducido
citando la Fuente de Procedencia, salvo partes
provenientes de terceros.*

*Portada: Corta Emma. E. N. CARBONIFERA DEL SUR.
Puertollano, Ciudad Real.*

*I.S.B.N.: 84-7840-000-1
Depósito Legal: M-40924-1988
N.I.P.O.: 232-87-005-2*

Imprime: REPROGRAFICAS ALMANSA S.A.

ESTABILIDAD DE TALUDES EN LA MINERIA DE HULLA Y ANTRACITA A CIELO ABIERTO DE ESPAÑA

EQUIPO DE TRABAJO

FRANCISCO JAVIER AYALA CARCEDO

Ingeniero de Minas
Jefe del Area de Geotecnia del I.G.M.E.
Profesor de Mecánica de Suelos Aplicada en la E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid.
Director del Estudio.

LUIS LAIN HUERTA

Ingeniero de Minas
División de Geotecnia del I.G.M.E.

MERCEDES FERRER GIJON

Licenciada en Ciencias Geológicas
División de Geotecnia del I.G.M.E.

RICARDO LAIN HUERTA

Ingeniero de Minas
Profesor Titular de Mecánica de Rocas de la E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid.

CARLOS DUCH MARTINEZ

Licenciado en Ciencias Geológicas
BESEL, S. A.

VALERIANO PERIANES JIMENEZ

Licenciado en Ciencias Geológicas
BESEL, S. A.

Este libro ha sido realizado por el Instituto Geológico y Minero de España, con la colaboración de BESEL, S.A.

AGRADECIMIENTOS

El Instituto Geológico y Minero de España, desea expresar su agradecimiento a todas las instituciones, tanto públicas como privadas, que han colaborado en la realización de la presente obra, así como a las siguientes personas:

D. José Álvarez-Santullano Alonso. Dr. Ingeniero de Minas. Director Adjunto para Minería a Cielo Abierto y Exteriores. E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.

D. Eduardo Brime Laca. Ingeniero de Minas. Jefe de Minas. HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A.

D. Manuel José Camino Llerandi. Ingeniero de Minas. Jefe de Explotación. HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A.

D. Miguel Colomo Gómez. Ingeniero de Minas. Centro Minero de Puertollano. E.N. CARBONIFERA DEL SUR, S. A.

D. Antonio Daza. Ingeniero Técnico de Minas. Centro Minero de Peñarroya. E.N. CARBONIFERA DEL SUR, S. A.

D. Félix Fernández de Castro Fernández-Shaw. Ingeniero de Minas. Jefe Unidad Central de Geología. Ujo. E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.

D. Juan González. Licenciado en Ciencias Geológicas. HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A.

D. Manuel González Rodríguez. Ingeniero Técnico de Minas. HULLAS DEL COTO CORTES, S. A.

D. Alonso Gullón Buceta. Ingeniero de Minas. Subdirector. HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A.

D. José Antonio Illescas Bolaños. Ingeniero de Minas. Centro Minero de Puertollano. E.N. CARBONIFERA DEL SUR, S. A.

D. Celso Penche. Ingeniero de Minas. Grupo Aller. E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.

D. Eugenio Andrés Saez García. Dr. Ingeniero de Minas. Director Técnico. E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.

D.^a Teresa Serra de Renobales. Licenciada en Ciencias Geológicas. Grupo Aller. E.N.
HULLERAS DEL NORTE, S. A.

D. Enrique Valmaseda Lozano. Dr. Ingeniero de Minas. Director Técnico. E.N.
HULLERAS DEL NORTE, S. A.

D.^a M.^a Fernanda Hernández Rodero. Licenciada en Ciencias Geológicas. BESEL, S.
A.

PRESENTACION

Antes de la Crisis de la Energía de 1973, la producción de hulla y antracita a cielo abierto, era inexistente en la práctica en España. A partir de esta fecha, el aumento de la producción nacional de estos carbones, necesario para disminuir nuestra dependencia del petróleo, ha sido cubierto fundamentalmente por las minas a cielo abierto.

La posibilidad de esta nueva minería, ha derivado principalmente de las importantes innovaciones habidas en la gran maquinaria de movimientos de tierra, especialmente las máquinas de sistemas hidráulicos, y las habidas en el campo de la perforación y las voladuras. Dentro del campo del diseño, la consolidación de la Mecánica de Rocas en los años 60, ha sido también indispensable para proyectar taludes que permitieran unos ratios remuneradores. En este sentido, nuestro país, con cuencas carboníferas de geología a menudo compleja, quizá se haya beneficiado especialmente de la Geotecnia.

Como era previsible por razones geológicas, la profundización de nuestras minas a cielo abierto, ha venido acompañada de problemas de inestabilidad en los taludes, a veces importantes. A consecuencia de ello, han ido produciéndose diversos estudios geotécnicos. Tras unos diez años de experiencia geotécnicas diversas, parecía necesario ponerlas en común y sacar algunas consecuencias de las mismas que sirvieran como herramientas de trabajo, siempre mejorables, para los nuevos diseños. Esta ha sido la razón que ha movido al Instituto Geológico y Minero de España a realizar este trabajo sintético, que esperamos sea útil a esta Minería, especialmente a la vista de las nuevas necesidades que irá planteando la profundidad cada día mayor de las minas españolas.

FRANCISCO JAVIER AYALA CARCEDO

Director del Estudio

INDICE

PROBLEMAS DE ESTABILIDAD EN LOS TALUDES DE EXPLOTACION DE LA MINERIA DE HULLA Y ANTRACITA A CIELO ABIERTO EN ESPAÑA

	<u>Pág.</u>
AGRADECIMIENTOS.....	5
PRESENTACION.....	7
1. INTRODUCCION A LA MINERIA DE HULLA Y ANTRACITA EN ESPAÑA.....	11
2. EXPLOTACIONES EN ASTURIAS Y LEON.....	19
2.1. Introducción.....	21
2.2. Coto Cortés (HULLAS DEL COTO CORTES, S. A.).....	24
2.2.1. Geología e hidrogeología del yacimiento.....	25
2.2.2. Minería. Método de explotación.....	32
2.2.3. Características geotécnicas de las formaciones.....	33
2.2.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos.....	37
2.2.5. Diseño de taludes.....	38
2.2.6. Conclusiones.....	51
2.3. Corta Sabero Ocho (HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A.).....	52
2.3.1. Geología e hidrogeología del yacimiento.....	53
2.3.2. Minería. Método de explotación.....	58
2.3.3. Características geotécnicas de las formaciones.....	61
2.3.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos.....	64
2.3.5. Diseño de taludes.....	71
2.3.6. Conclusiones.....	74
2.4. Coto Bello (E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.).....	81
2.4.1. Geología e hidrogeología del yacimiento.....	81
2.4.2. Minería. Método de explotación.....	85
2.4.3. Características geotécnicas de las formaciones.....	87
2.4.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos.....	93
2.4.5. Diseño de taludes.....	95
2.4.6. Conclusiones.....	99
2.5. Explotación de hulla a cielo abierto «La Matona» (E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.).....	106
2.5.1. Geología e hidrogeológica del yacimiento.....	107
2.5.2. Minería. Método de Explotación.....	108
2.5.3. Características Geotécnicas de las formaciones.....	113
2.5.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos.....	116
2.5.5. Diseño de taludes.....	116
2.5.6. Conclusiones.....	119
2.6. Referencias utilizadas.....	123

	<u>Pág.</u>
3. EXPLOTACIONES EN EL SUR DE ESPAÑA.....	127
3.1. Introducción.....	129
3.2. Corta Emma (ENCASUR).....	131
3.2.1. Geología e hidrogeológica.....	131
3.2.2. Método de explotación.....	137
3.2.3. Características geotécnicas de los materiales.....	137
3.2.4. Problemática de estabilidad.....	142
3.2.5. Diseño de taludes.....	146
3.2.6. Conclusiones.....	146
3.3. Corta Cervantes (ENCASUR).....	151
3.3.1. Geología e hidrogeología.....	151
3.3.2. Método de explotación.....	154
3.3.3. Características geotécnicas de los materiales.....	156
3.3.4. Problemática de estabilidad.....	162
3.3.5. Diseño de taludes.....	169
3.3.6. Conclusiones.....	174
3.4. Referencias utilizadas.....	177
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	179
5. CONCLUSIONS AND SUGGESTIONS.....	183
LISTA DE CUADROS Y FIGURAS.....	189
APENDICE 1. Tipologías de Rotura de Taludes y Análisis de Estabilidad.....	194
APENDICE 2. Características Geomecánicas de las formaciones Carboníferas.....	223
APENDICE 3. Programas de Ordenador Utilizables en la Minería de Hulla y Antracita a Cielo Abierto.....	239
APENDICE 4. Tablas.....	252

1.- INTRODUCCION A LA MINERIA DE HULLA Y ANTRACITA EN ESPAÑA

1.- INTRODUCCION A LA MINERIA DE HULLA Y ANTRACITA EN ESPAÑA

El carbón es el resultado de la transformación de acumulaciones de restos vegetales mediante la acción de bacterias que provocan la descomposición de los carbohidratos, enriqueciéndose progresivamente en carbono durante los procesos de enterramiento.

Los diferentes tipos de carbón varían dependiendo en parte de la clase de restos vegetales acumulados; pero sobre todo del grado de carbonización alcanzado, es decir, del tiempo que haya actuado el proceso bacteriano anaerobio, y fundamentalmente de las presiones y temperaturas alcanzadas por el carbón después de su depósito, como consecuencia de la profundidad y de las tensiones orogénicas.

De esta manera, las rocas carbonosas constituyen una serie que se inicia con la turba y termina con el grafito; y en la que la hulla y la antracita ocuparían los lugares de máxima evolución dentro de los carbones propiamente dichos. Sus diferencias dependen esencialmente del grado de transformación experimentada por la sustancia vegetal que se traduce en el contenido de elementos volátiles, carbono libre, compuestos aromáticos, porcentaje de humedad y poder calorífico.

En conjunto la formación de una capa de carbón constituye un episodio especial dentro del ciclo general sedimentario o ciclo de la cuenca de sedimentación donde se desarrolló el bosque carbonífero. Por esta razón, la capa de carbón se encuentra siempre intercalada entre rocas sedimentarias.

La acumulación de estas plantas a lo largo del registro geológico no es homogénea sino que los depósitos más importantes se formaron durante el Carbonífero, Cretácico y Mioceno. Esta acumulación podría ser autóctona, en el lugar de crecimiento, o alóctona al ser transportadas por las corrientes de agua a las partes más bajas del relieve.

Existen dos tipos o modelos fundamentales de cuencas carboníferas; parálidas y límnicas. Las cuencas de sedimentación situadas en el interior de las áreas continentales son las llamadas límnicas (lacustres) donde se depositan preferentemente limos y arenas. En otras ocasiones, las depresiones donde se forman las cuencas carboníferas, están situadas en llanuras costeras (cuencas parálidas) y en ellas se producen invasiones periódicas del mar, apareciendo intercalados en el ciclo sedimentario depósitos de calizas y

margas que contienen fósiles marinos.

Los principales yacimientos de hulla y antracita en España se sitúan preferentemente en el Noroeste de la península, en las provincias de Oviedo, León y Palencia; concretamente la hulla se extrae de la Cuenca Central Asturiana y la antracita de las regiones del Bierzo y Villablino. Otras cuencas productivas se sitúan en Sierra Morena; Puertollano (Ciudad Real) y Gaudiato (Córdoba). Figura 1.

Todas ellas se originaron en el Carbonífero, por lo general con una disposición geológica compleja en la que las capas de carbón están muy plegadas y con fuertes pendientes. Las que muestran mayor deformación corresponden a los yacimientos de edad Pre-estefaniense, que han sido afectados por la fase principal del plegamiento Hercínico (Cuenca Central Asturiana). Las originadas posteriormente presentan en líneas generales una

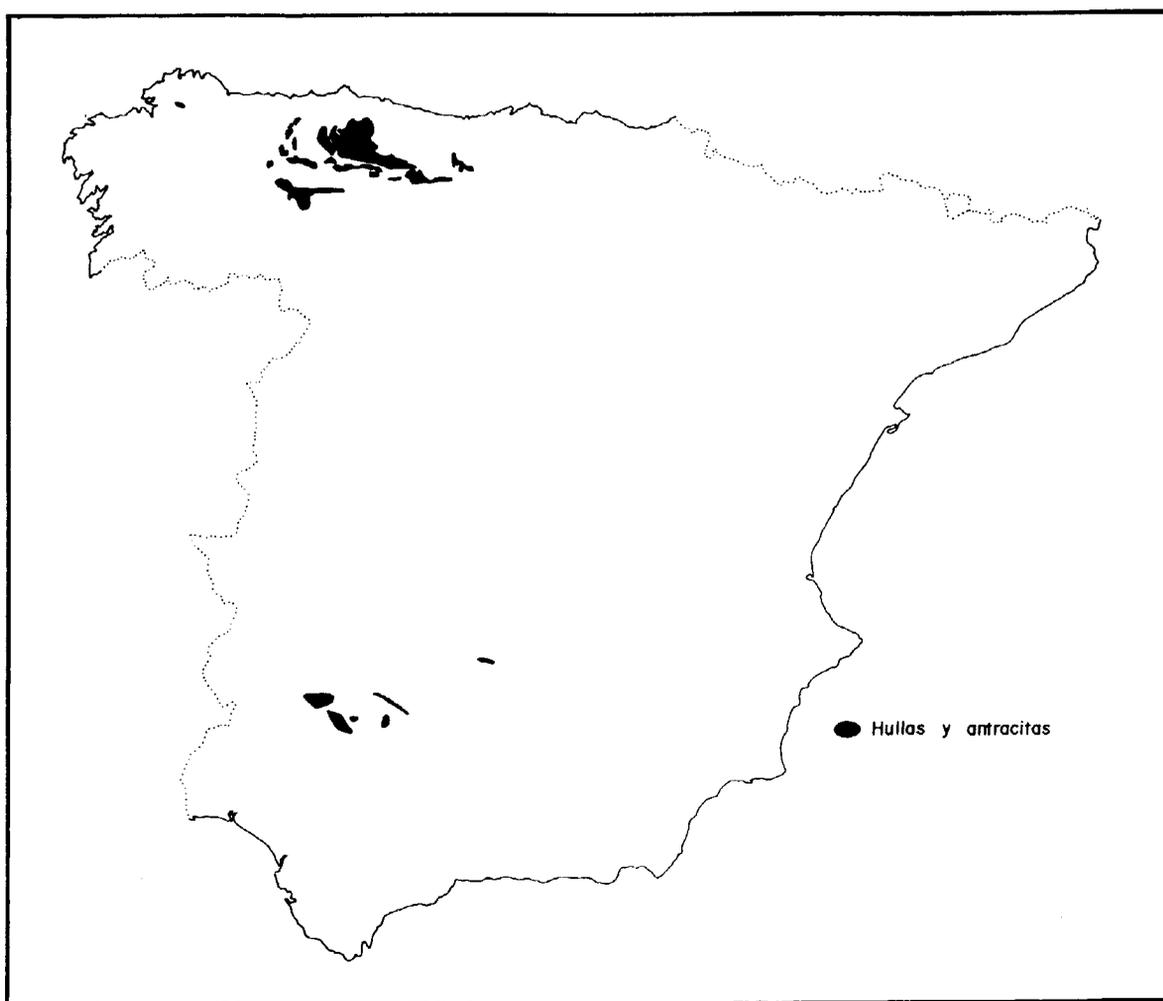


Figura 1. Mapa de España con las principales Cuencas Carboníferas.

disposición más tranquila, sólo disturbadas por pulsaciones tardihercínicas, yaciendo en discordancia sobre el Paleozoico más antiguo y plegado.

El siguiente cuadro muestra la producción de hullas y antracitas en España durante 1985 en comparación con el total de carbón.

Por las condiciones de explotación, el total de recursos estimados para su explotación a cielo abierto es superior a sus equivalentes por minería subterránea, debido a los factores siguientes:

- Posibilidad de reexplotación de superficies minadas.

CUADRO 1. PRODUCCION DE HULLAS Y ANTRACITAS EN ESPAÑA 1985.

	Producción (10 ³ t)	(%)	
Hulla	10.281	25,92	
Antracita	5.810	14,64	
Total Carbón	39.663	100,00	

Un elevado porcentaje (83%) de la producción española de hulla y antracita, junto con parte del carbón importado se quema en centrales térmicas para la generación de la energía eléctrica.

Es conveniente destacar que ciertas cifras o clasificaciones deben ser tomadas con las debidas reservas. La diferencia entre los recursos de hullas y antracitas no puede ser considerada rigurosamente, ya que la distinción entre ambos tipos de yacimiento es difícil en determinados casos, pues en algunas cuencas se presentan tránsitos graduales entre ambos tipos debido a que las presiones y temperaturas no actuaron homogéneamente durante su evolución.

Más aventurada resulta la clasificación de las cubriciones de hulla. El hecho de que una producción actual corresponda a una determinada clase, no significa que necesariamente todos los recursos del yacimiento deban corresponder a la misma, pudiendo verificarse una evolución de rango tanto lateralmente como en profundidad (caso de los diferentes campos de la cuenca del Guadiato).

- Capacidad para explotar capas con potencia inferior a 50 cm.
- Mayor aprovechamiento del yacimiento.

En consecuencia, los tonelajes globales de recursos estimados en los casos que existan explotaciones a cielo abierto, serán superiores a las definidas por minería subterránea, debido al aumento del coeficiente de conversión en base a unas menores pérdidas de explotación, menor influencia de las fallas y esterilidades del yacimiento y a los factores indicados más arriba.

El movimiento de tierras asociado a las minas a cielo abierto de hullas y antracita, implica numerosas excavaciones de distinta entidad, que requieren el diseño y control de los taludes abiertos. La seguridad y el rendimiento de la extracción son dos de los aspectos en los que más directamente inciden estas actividades, siendo a veces decisivos para la viabilidad o no de una explotación.

En el presente estudio se ha pretendido hacer una valoración del estado actual

de este tipo de excavaciones en las diferentes condiciones geológicas y geográficas en las que se sitúan, a la vez que se intenta aportar una serie de criterios generales de diseño para cada explotación de acuerdo con su emplazamiento.

Para ello se eligieron seis minas, distribuidas en las tres zonas carboníferas más importantes del país; dos en Asturias (Coto Bello y La Matona de Hunosa), dos en León (Corta Inesperada—Coto Cortés—de Hullas del Coto Cortés, S. A. y Sabero de Hulleras de Sabero y Anexas, S. A.), y dos en el Sur Peninsular (Corta Emma en Puertollano y Corta Cervantes en Córdoba, ambas de Encasur).

En el cuadro 2 se resumen los taludes generales y la profundidad en algunas

minas españolas de hulla y antracita (Figura 2).

Durante 1987 se efectuó una serie de visitas a las explotaciones. La información recopilada en estas visitas tiene dos componentes: por un lado, el equipo de la mina suministra los informes previos, estudio de viabilidad, proyectos de explotación y cuanta información estimamos necesaria para ilustrar y documentar el estudio; y por otro, los autores realizan una toma de datos, sobre los taludes de tipo geotécnico, hidrogeológico y geológico, como son litología, ángulos de taludes, estabilidad, tipos de deslizamientos y de aspectos mineros de detalle para complementar lo conseguido a través de la empresa.

CUADRO 2. TALUDES GENERALES Y PROFUNDIDAD EN LAS MINAS ESPAÑOLAS DE HULLA Y ANTRACITA.

MINA	TALUD		PROFUNDIDAD (m)
	MURO	TECHO	
COTO CORTES * (León) ⊙ ←	35°	50°	70
LA MATONA (Asturias) ○	50°	65°	90
COTO BELLO (Asturias) ·	45°	55°	60
SEBERO (León) · ←	30°	45°	65
EMMA (Puertollano) ·NT	20°	20°	85
SAN RICARDO * (Peñarroya) ⊙ ←	30°	25°	50
CERVANTES (Peñarroya) · ←	30°	40°	50

* Minas con Problemas de Inestabilidad General en Taludes.

También se llevó a cabo en cada visita una recogida de muestras, tanto de campo como procedentes de sondeos, sobre todo de los materiales de muro de las capas y en ellas se realizaron los siguientes ensayos: granulometrias por sedimentación, determinación de límites e índices de plasticidad, compresiones simples, y

cortes directos.

Con todo esto se acometió la labor de parametrar cada macizo afectado por las excavaciones y analizando las tipologías de roturas observadas en campo, se han procesado por ordenador, según métodos de cálculo cuyo mecanismo de rotura representa más fielmente la realidad.

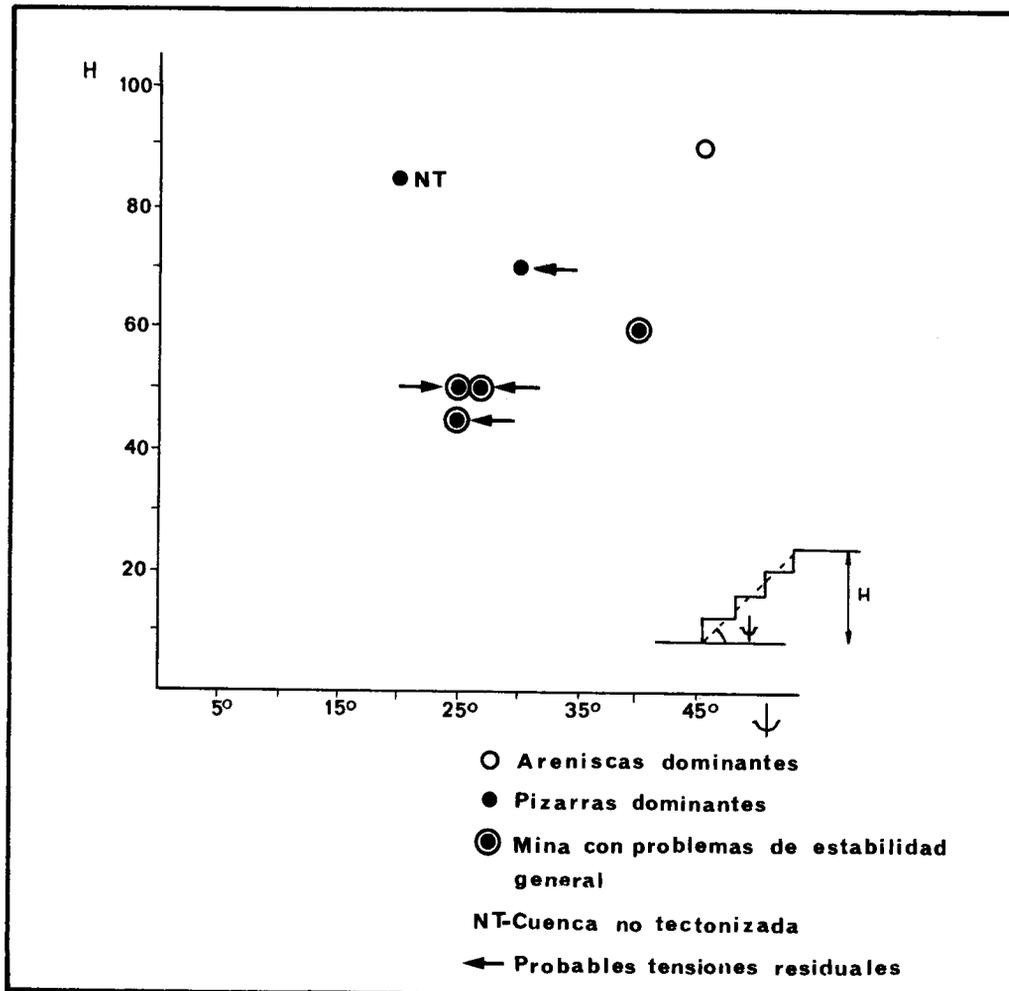


Figura 2. Estabilidad general vs. profundidad y ángulo general de talud de muro en las principales minas de hulla y antracita a cielo abierto españolas.

**2.- EXPLOTACIONES EN
ASTURIAS Y LEON**

2.- EXPLORACIONES EN ASTURIAS Y LEON

2.1.- INTRODUCCION

Se consideran en este capítulo las explotaciones situadas en el NO de la península pertenecientes a las provincias de Oviedo y León. Esta zona se encuadra dentro de la región climática *Iberia verde*, con características similares a las de Europa Occidental debido a la circunstancia de estar sometida durante todo el año a la influencia de las perturbaciones atlánticas, siendo el invierno meteorológico la estación del año de máximas precipitaciones.

Dentro del dominio general climático Iberia verde, se pueden diferenciar dos subregiones; la subregión submarítima, donde estarán englobadas las explotaciones del norte de León (Sabero y Coto Cortés) y Coto Bello (Asturias), y la subregión marítima a la que pertenecía exclusivamente La Matona (Asturias), estando influenciada por la poca altitud y

la proximidad al mar.

Las áreas mineras incluidas en este capítulo, se hallan enclavadas en diferentes entornos orográficos. Coto Cortés y Coto Bello se encuentran en la parte central de la Cordillera Cantábrica, con una altitud de 1.200 m para Coto Bello y de 1.700 m para Coto Cortés. Sin embargo, Sabero se encuentra en el límite entre la Cuenca del Duero al Sur y la Cordillera Cantábrica al Norte. Este límite coincide también con el límite entre la Iberia Verde y la Iberia Parda, lo que otorga a esta zona características climáticas contrastadas entre el clima submarítimo y el continental atenuado. Su altitud media es de 1.100 m.

El área de explotación de La Matona, está próxima al mar y a poca altitud (350-520 m), presentando temperaturas medias muy suavizadas.

Dentro de la agrupación por zonas de las Cuencas Carboníferas españolas recogidas en el Inventario de Recursos del Carbón en España, dos de los yacimientos incluidos en este capítulo se encuentran en la zona Asturias Cuenca Central: Coto Bello (subzona Sur) y La Matona (subzona Norte), abasteciendo a las centrales térmicas de la región. Coto Cortés pertenece a la región minera de Villablino (subzona Cerredo); ésta región se sitúa casi toda ella al NO de la provincia de León aunque la explotación de Coto Cortés se encuentra ya dentro de Asturias. Sabero se encuentra en la subzona Sur de la zona minera del Norte de León.

El hecho de pertenecer a la misma zona minera Coto Bello y La Matona, confiere a estos dos yacimientos características geológicas muy similares.

El carbonífero de la Cuenca Central Asturiana, posee una potencia media de unos 6.000 m, con caracteres litológicos muy variados, los cambios de facies entre series próximas son acentuados, lo que unido a la complicación tectónica existente, dificulta mucho el establecimiento de unidades y su correlación.

En base a criterios litoestratigráficos, cantidad de carbonatos y capas de carbón presentes se establecieron numerosas divisiones en la columna estratigráfica general. Las principales están recogidas en la Figura 3 tomada de GARCÍA LOYGORRI (1970).

Las explotaciones benefician los paquetes productivos de Sotón (La Matona) y M.^a Luisa (Coto Bello). Litológicamente muy similares, constituidos por sedimentos marinos (65%) y continentales, que cronoestratigráficamente corresponden al Westfaliense D.

En cuanto a la estructura, en la Cuenca Central Asturiana se desarrollan dos tipos de pliegues:

1. Pliegues longitudinales paralelos a los frentes de los mantos allí existentes.
2. Pliegues radiales posteriores.

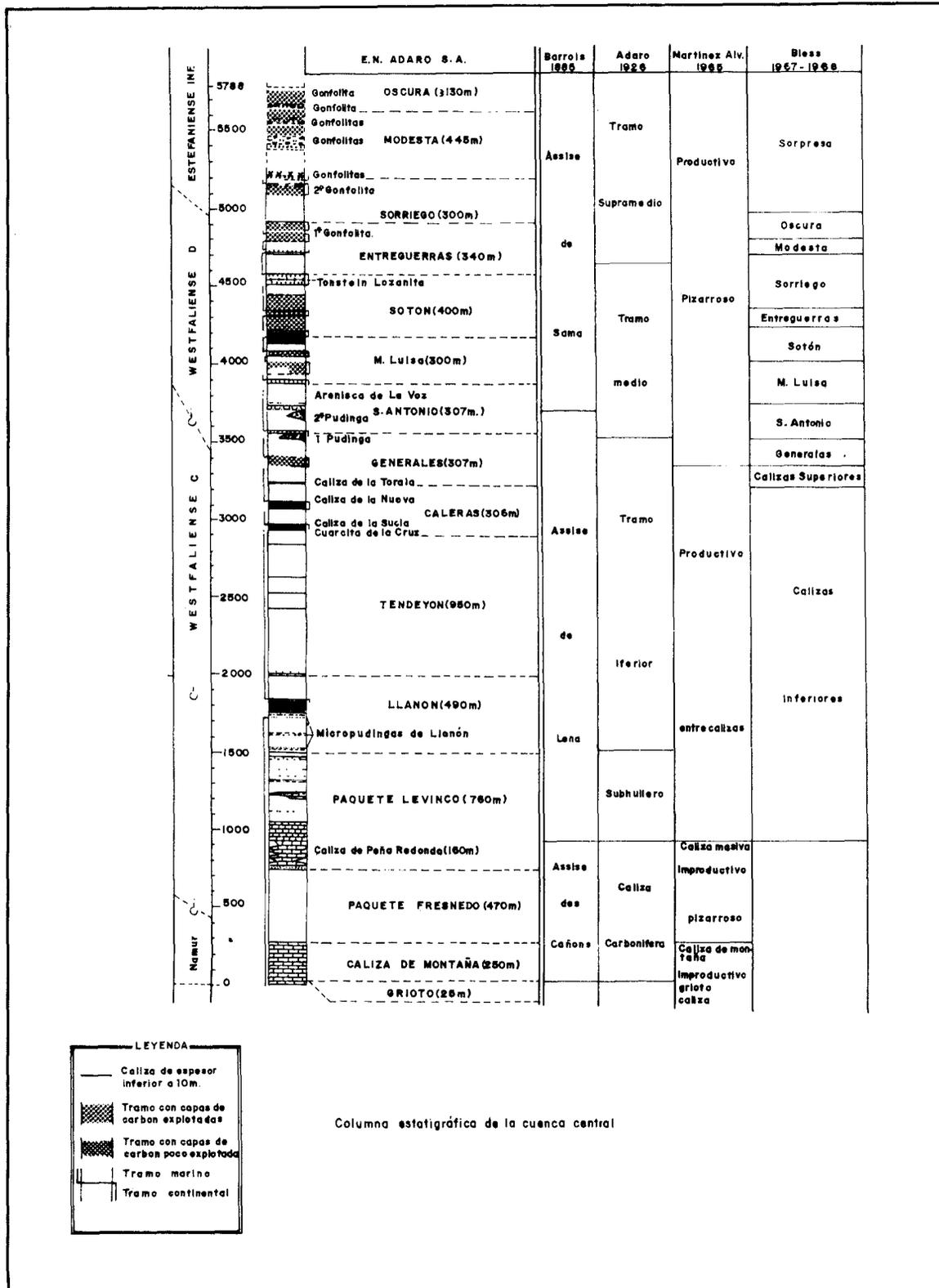
Relacionadas con estos pliegues y posteriores a ellos, existen diferentes sistemas de fallas (directas, inversas y de desgarre) de gran importancia geológica en la Cuenca Central, ya que afectan considerablemente a las explotaciones.

Según su relación con los pliegues se pueden considerar dos sistemas:

1. Sistema longitudinal a los pliegues.
2. Sistema transversal a los pliegues.

Las cuencas de Villablino y Sabero, donde se encuentran las explotaciones de Coto Cortés y Sabero respectivamente, se encuentran ambas sobre materiales del Estefaniense discordante sobre Paleozoico más antiguo, afectadas por una tectónica muy intensa que dificulta las labores de explotación.

En cuanto a la Hidrogeología y características geotécnicas de las formaciones explotadas, se puede hablar en términos generales para las cuatro explotaciones, de algunas características comunes que vienen marcadas por la abundancia de precipitaciones: 1.500 mm/año de media, que unidas a la fuerte tectonización producen intensa alteración a favor de fallas y fracturas, a la vez que un aumento de la permeabilidad de los materiales a través de estas. Esto conlleva la necesidad de prestar una mayor atención a los efectos del agua en la estabilidad de los taludes, así como a no poder considerar las características geomecánicas de los materiales típicas de la roca sana sin tener en cuenta el grado de alteración que a menudo provoca un comportamiento similar al de un suelo.



LEYENDA

- Caliza de espesor inferior a 10m.
- ▨ Tramo con capas de carbon explotadas
- ▩ Tramo con capas de carbon poco explotada
- ▧ Tramo marino
- ▦ Tramo continental

Columna estratigráfica de la cuenca central

Figura 3. Columna estratigráfica de la Cuenca Central (GARCIA LOYGORRI, 1970).

2.2. COTO CORTES (HULLAS DEL COTO CORTES, S. A.)

La región minera de Villablino, a la que pertenece esta corta propiedad de Hullas del Coto Cortés, se encuentra situada al NO de la provincia de León, si bien algunas áreas quedan dentro de los límites de la provincia de Oviedo. La explotación a cielo abierto del Coto Cortés (subzona de Cerredo) se encuentra al Oeste de Villablino, ya dentro de Asturias, siguiendo por la carretera local que desde Caboalles llega a Degaña a lo largo del valle del río Cerredo (Figura 4). Queda encuadrada esta zona dentro de los límites de la hoja n.º 101 del mapa militar de España. Sus coordenadas son $6^{\circ}28'20''$

de longitud Oeste y $42^{\circ}57'25''$ latitud Norte.

Es ésta una zona muy montañosa, inmersa en la Cordillera Cantábrica, con numerosos restos de relieves glaciares y altitudes del orden de 1.500 a 1.900 m, las laderas son abruptas con cresterías formando las divisorias y disectadas por numerosos repechos que dan lugar a esta morfología tan característica.

La población más importante de la región es Villablino (~5.000 hab.), siendo además nudo principal de comunicaciones, siguiéndole en importancia Palacios del Sil (más al Sur).

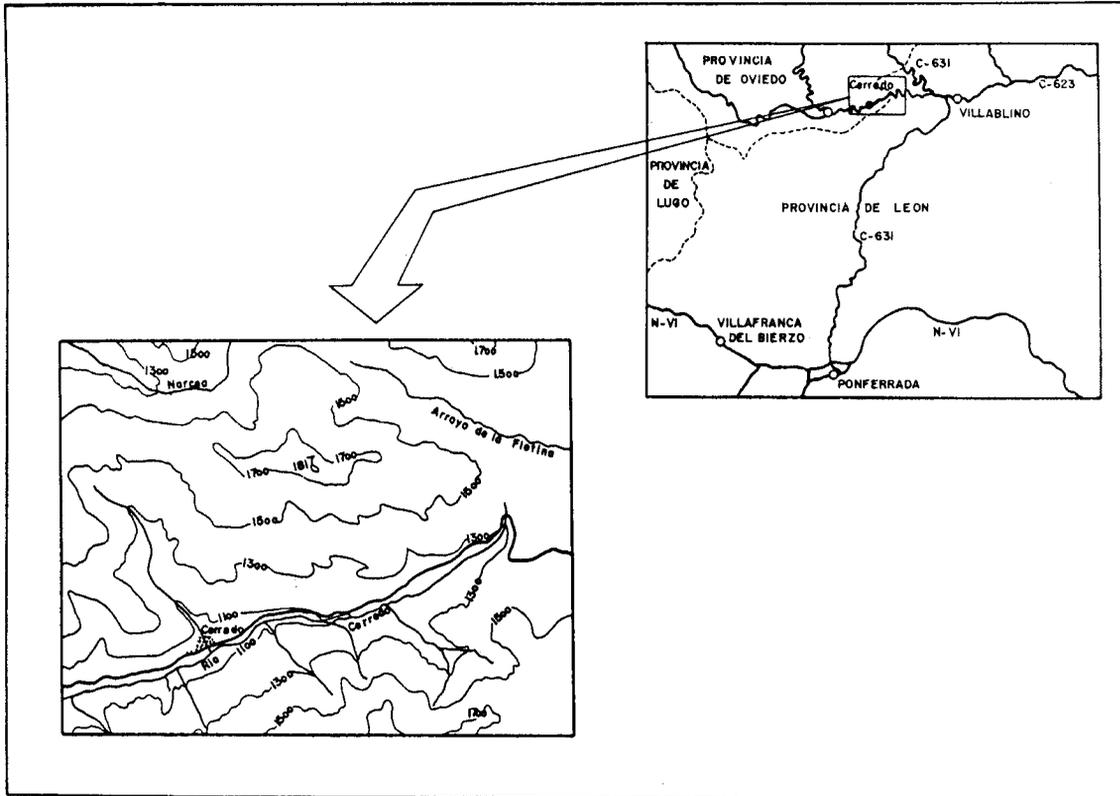


Figura 4. Plano de situación de Coto Cortés.

2.2.1. Geología e hidrogeología del yacimiento

La cuenca de Villablino, formada por materiales del Estefaniense, se halla dispuesta discordante sobre un basamento paleozoico más antiguo e incluso precámbrico. El basamento paleozoico que subyace al Estefaniense se divide en dos zonas claramente diferenciadas (JULIVERT et al. 1974): La zona Cantábrica y la Asturoccidental-Leonesa, caracterizadas cada una de ellas por una diferente evolución estratigráfica y tectónica. Así, en esta región se pueden distinguir cuatro grandes conjuntos litoestratigráficos:

- Estefaniense discordante.

- Paleozoico (zona Cantábrica).
- Paleozoico (zona Asturoccidental-Leonesa).
- Precámbrico.
- El Precámbrico, considerado desde el punto de vista estratigráfico como separación entre las zonas Asturoccidental-Leonesa y Cantábrica (JULIVERT et al., 1974), forma parte del núcleo anti-forme del Narcea, sobre el que se deposita discordantemente el Paleozoico. Dada su uniformidad litológica, sólo se han podido dividir en dos formaciones: esquitos con porfiroides y alternancias de carácter turbídico.

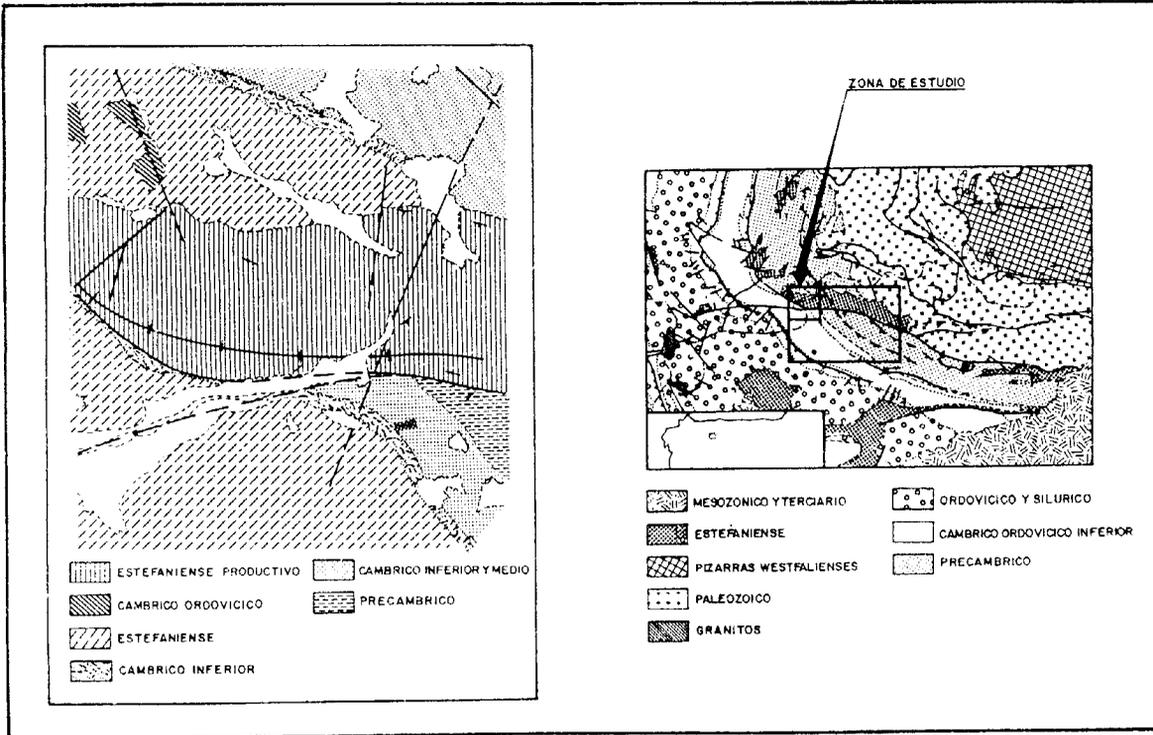


Figura 5. Esquema geológico regional.

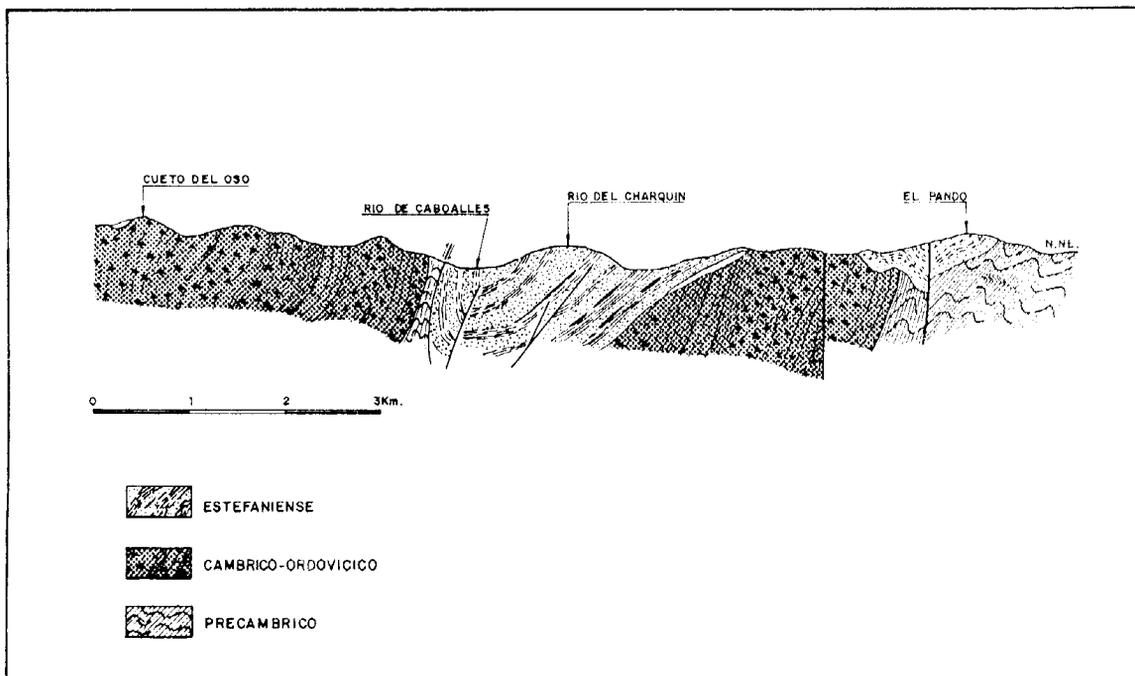


Figura 6. Corte geológico de la región de Coto Cortés.

- El Paleozoico de la Zona Cantábrica paleogeográficamente pertenece a la Región de Pliegues y Mantos (JULIVERT, 1967) y abarca una serie continua desde el Cámbrico al Carbonífero.

- En la zona Asturoccidental-Leonesa, la sucesión paleozoica es continua desde el Cámbrico al Silúrico. Paleogeográficamente está dividida en dominios, estando el área de estudio situada en el «Dominio de Navia y Alto Sil» (MARCOS 1973, PAREZ ESTAUN 1975).

- El Estefaniense aflora a lo largo de una estrecha banda alineada según la dirección E-O, constituyendo la cuenca de Villablino, y está formada por una serie detrítica de carácter postectónico. Constituye un gran sinclinal asimétrico (E-O) con el flanco N buzando unos 45° hacia el S y el flanco S invertido en gran parte de la falla de Villablino, gran cabalgamiento que constituye su límite por el S.

Respecto a la historia geológica de la cuenca, el Estefaniense se caracteriza por estar afectado por las fases más importantes de la Orogenia hercínica. En el mismo ciclo se depositó el Estefaniense claramente discordante sobre el Westfaliense. Posteriormente se produce la intrusión de diques que debe estar relacionada con las manifestaciones más tardías del ciclo hercínico.

La climatología de la región presenta las características típicas de la zona de alta montaña, dentro de un clima general submarítimo, debido a la influencia atlántica que recibe durante todo el año. El climograma elaborado a partir de los datos recogidos en estaciones próximas (Figura 7), muestra un predominio de precipitaciones durante los meses invernales y una época seca (curva de temperaturas por encima de la de precipitaciones) reducida a un mes en verano (julio-agosto). Las temperaturas medias son bajas durante todo el año y las temperaturas mínimas bajan de 0° frecuentemente, sobre todo en los meses invernales y

próximos (otoño y primavera).

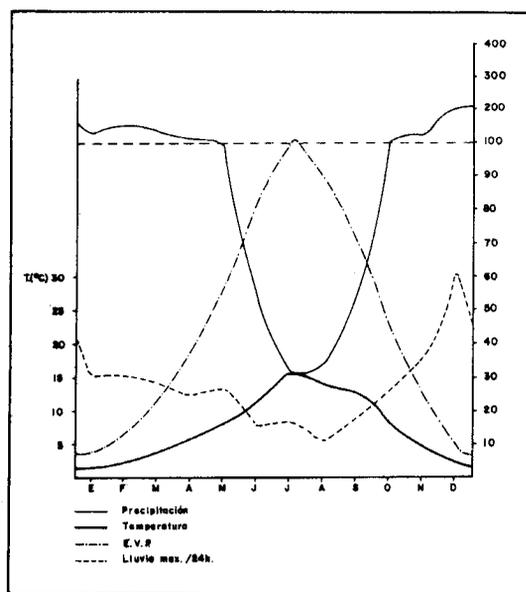


Figura 7. Climograma del área de Villablino.

En cuanto a la evapotranspiración, se obtienen valores alrededor de 650 mm anuales, con una época seca correspondiente a los meses de verano en los que la temperatura supera a la precipitación.

Respecto a la estratigrafía, la cuenca de Villablino, tal y como ha quedado expuesto anteriormente, yace sobre el resto de la serie paleozoica mediante una discordancia, representativa de la fase principal de la Orogenia hercínica. Dicha cuenca se puede dividir en subzonas Figura 8 y éstas a su vez en áreas en función de limitaciones geográficas y estructurales de los yacimientos carboníferos. Esta división es:

Cuenca de Villablino {

- Subzona de Cerredo
- Subzona de Monasterio de Hermo
- Subzona de Tormaleo
- Subzona de Villablino

La sedimentación estefaniense, todavía afectada por las últimas fases orogénicas, comienza con depósitos brechoi-

des discontinuos representativos de la inestabilidad tectónica todavía presente al inicio de la formación de la cubeta. Sobre estas brechas, cuando existen, se apoya el conjunto de la formación, que está constituida por una serie de ciclotemas formados por areniscas grises, areniscas arcillosas, pizarras arenosas de color verdoso y pizarras negras que hacia techo se van haciendo carbonosas y pasan a capas de carbón; a veces existen niveles de conglomerados en la base de los ciclos (siempre de poco espesor). Los ciclotemas se hacen más incompletos hacia techo de la formación.

Dado el carácter inestable de la cuenca, la deformación de los estratos comenzó durante su sedimentación. Consecuentemente las vetas de carbón que fue-

ron formadas en este medio, son de potencia, calidad y continuidad lateral variable.

De manera esquemática, el Estefaniense de la subzona de Cerredo (parte occidental de la cuenca) puede dividirse en dos tramos:

- Tramo inferior. Corresponde a la zona comprendida entre la base de la serie y la denominada capa 4. Se caracteriza por la alternancia de elementos detríticos finos: lutitas y areniscas finas. Potencia estimada: 400 m.

- Tramo superior. Presenta predominio de detríticos gruesos (areniscas y conglomerados) sobre los más finos, a la vez que los niveles carbonosos son más importantes. La potencia de este tramo es de

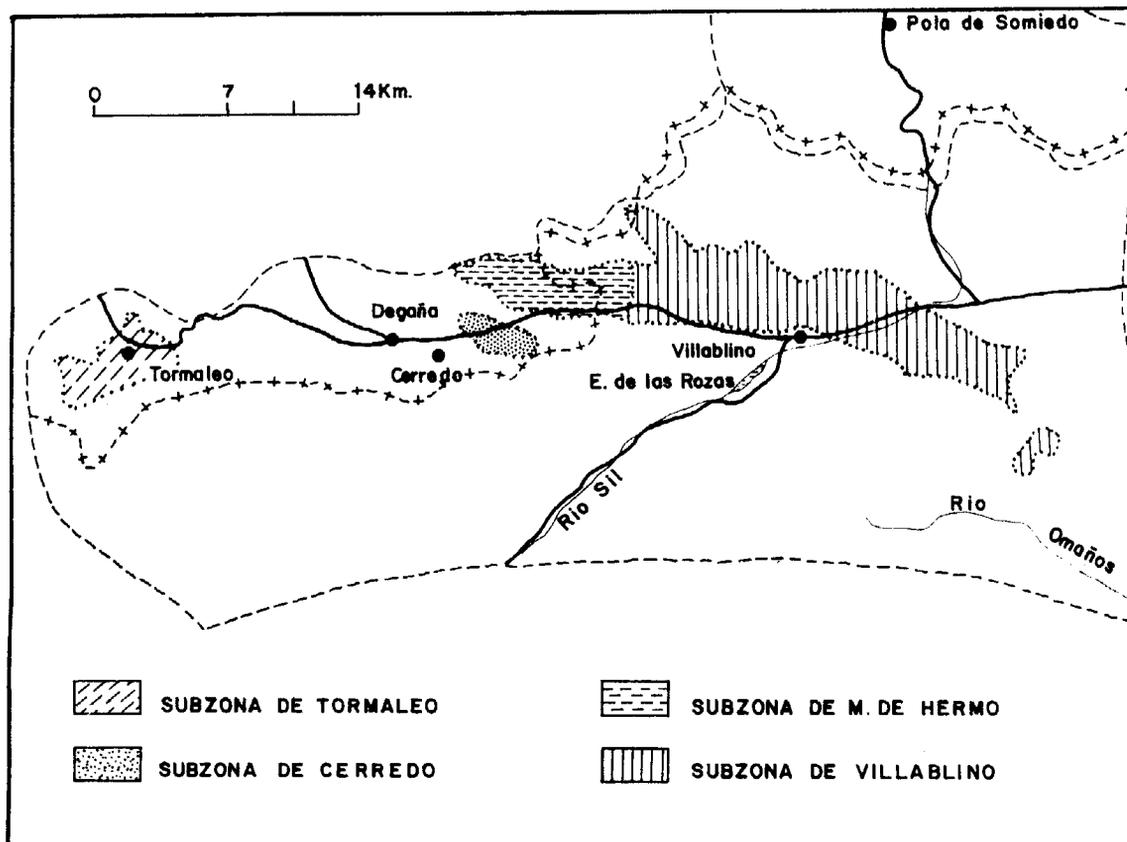


Figura 8. División en Subzonas de la zona minera de Villablino.

unos 700 m y en él se encuentra la mayor parte de las capas que se explotan.

Las capas de carbón se agrupan por paquetes y reciben los siguientes nombres, de muro a techo:

- Paquete Calderón. Capas 12 a 1 y Patricia.
- Paquete Paulina. Capas Sucia, Berta, Paulina, Z, Anita e Y.
- Paquete Rosario. Capas Rosario, Paquita y Bienvenida.
- Paquete Inesperada. Capas Partida, Eldita, Pitusa, Vapora, María, Carboneros e Inesperada.

En la mina a cielo abierto de Coto Cortés, benefician los dos paquetes más altos de la serie (Rosario e Inesperada), cuyas características litológicas vienen reflejadas en la columna de la Figura 9, en la que se observa que todas las capas tienen a muro y a techo pizarras a excepción de María a cuyo muro aparecen areniscas. Las capas explotadas más regularmente debido a sus características, son: Inesperada, Bienvenida y Rosario.

La abundancia de fósiles continentales, presencia de carbón y estructuras sedimentarias, indican un medio predominantemente continental; a la vez que se trata de una zona tectónicamente activa que da un rejuvenecimiento de la cuenca hacia el Oeste, como indica el que las capas más bajas de carbón que se explotan en el área del Cerredo (al Oeste) correspondan a las más altas de zonas situadas más al Este.

Estructuralmente la cuenca de Villablino corresponde a un amplio sinclinal orientado aproximadamente E-O y ligeramente asimétrico. El plano axial de este pliegue se encuentra fallado, teniendo esta falla un buzamiento variable hacia el Sur. El flanco Sur (bloque hundido) tiene un buzamiento mucho más fuerte que el Norte, estando cabalgado por calizas cámbricas (Figura 10).

En la zona de estudio (flanco Norte del sinclinal), la estratificación es muy

constante, con rumbos del orden de N96 a N98 para el extremo Oeste y algo más variables, N88 a N96, en el extremo oriental. Los buzamientos tienen valores de 40-43° S medidos a escala macroscópica, presentando mayor variación a escala más próxima y en materiales arenosos, debido a fenómenos de sedimentación (estratificación cruzada, cicatrices erosivas, etc.).

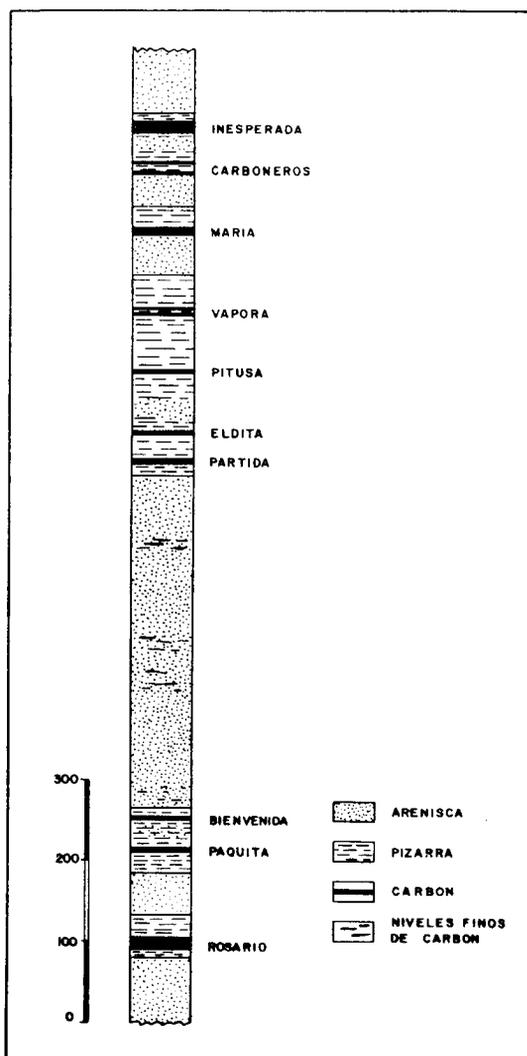


Figura 9. Columna litológica (GEOTECNIA Y CIMENTOS, S. A.).

Los buzamientos están a menudo ver-

ticalizados e incluso volcados en los 10 metros más superficiales, debido a deslizamientos del suelo en las laderas y movimientos gravitatorios no tectónicos.

Además de la falla de plano axial señalada, destaca la existencia de otras dos familias de dirección N-S y NE-SO. La de dirección NE-SO constituye el límite occidental del área de la explotación.

A escala minera existen frecuentes fallas, conjugadas o paralelas a las anteriores que dificultan ciertamente las labores de explotación.

En cuanto a la hidrogeología, las evidencias de agua subterránea se restringen al contacto entre los materiales de superficie y los subyacentes, siempre condicionado a infiltración de agua meteorica.

Los trabajos de minería de interior antiguos, efectúan un apreciable drenaje de los estratos de muro, además de producir un aumento de la permeabilidad del macizo.

Las pizarras y areniscas cuando están muy alteradas presentan colores ocres, lo que nos da una idea de la permeabilidad siendo las areniscas de mayor permeabilidad las que presentan mayor coloración.

Las areniscas solo presentan permeabilidad de fracturación, por lo que ésta aumenta hacia las zonas superficiales descomprimidas y junto a las fallas, y como estas suelen coincidir con las intercalaciones de carbón se deduce que existe una mayor permeabilidad en sentido longitudinal que en el transversal.

Las pizarras son bastante más imper-

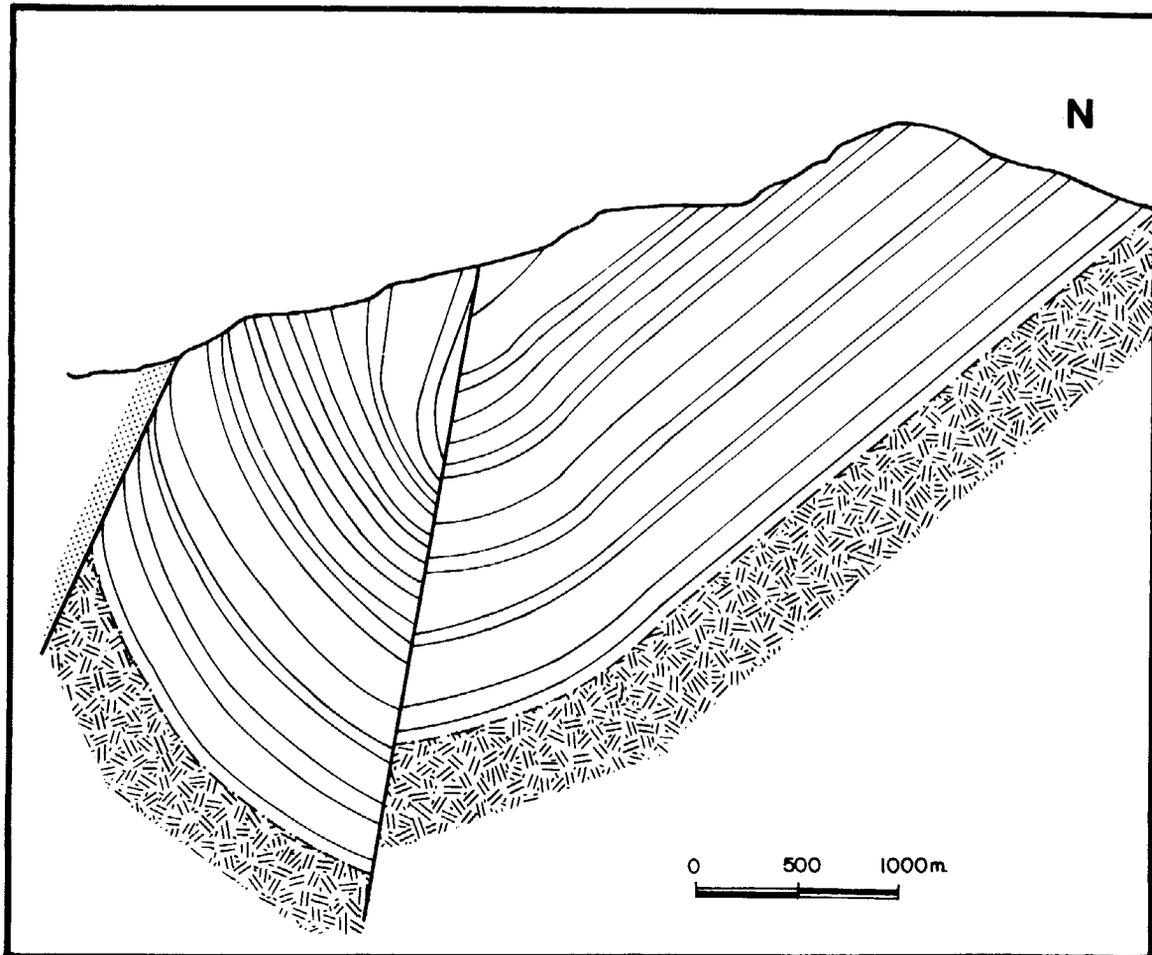


Figura 10. Sección transversal del Sinclinal de la Cuenca de Villablino (S. A. HULLAS DE COTO CORTES).

meables que las areniscas, por tanto las capas explotadas apenas drenan debido a que suelen presentar tanto a techo como a muro niveles impermeables de pizarras.

El drenaje superficial de la corta es bastante bueno, desapareciendo el agua por el fondo de ella y por las bermas.

Como consecuencia de la mayor permeabilidad en sentido longitudinal, el agua entra a lo largo de los bancos, y principalmente de las zonas fracturadas de los bancos de areniscas, no teniendo salida a través de ellas, por lo que debido

a la forma de estratificación de los taludes, se pueden concentrar presiones muy altas de agua en la base del talud y muy cerca de la superficie, separados únicamente por unos metros de roca. Durante los rápidos deshielos, se producen grandes infiltraciones que pueden elevar considerablemente los niveles freáticos en el macizo rocoso (Figura 11).

La salida superficial de agua por los bancos se dificulta o incluso puede quedar interrumpida en invierno a causa de las fuertes heladas.

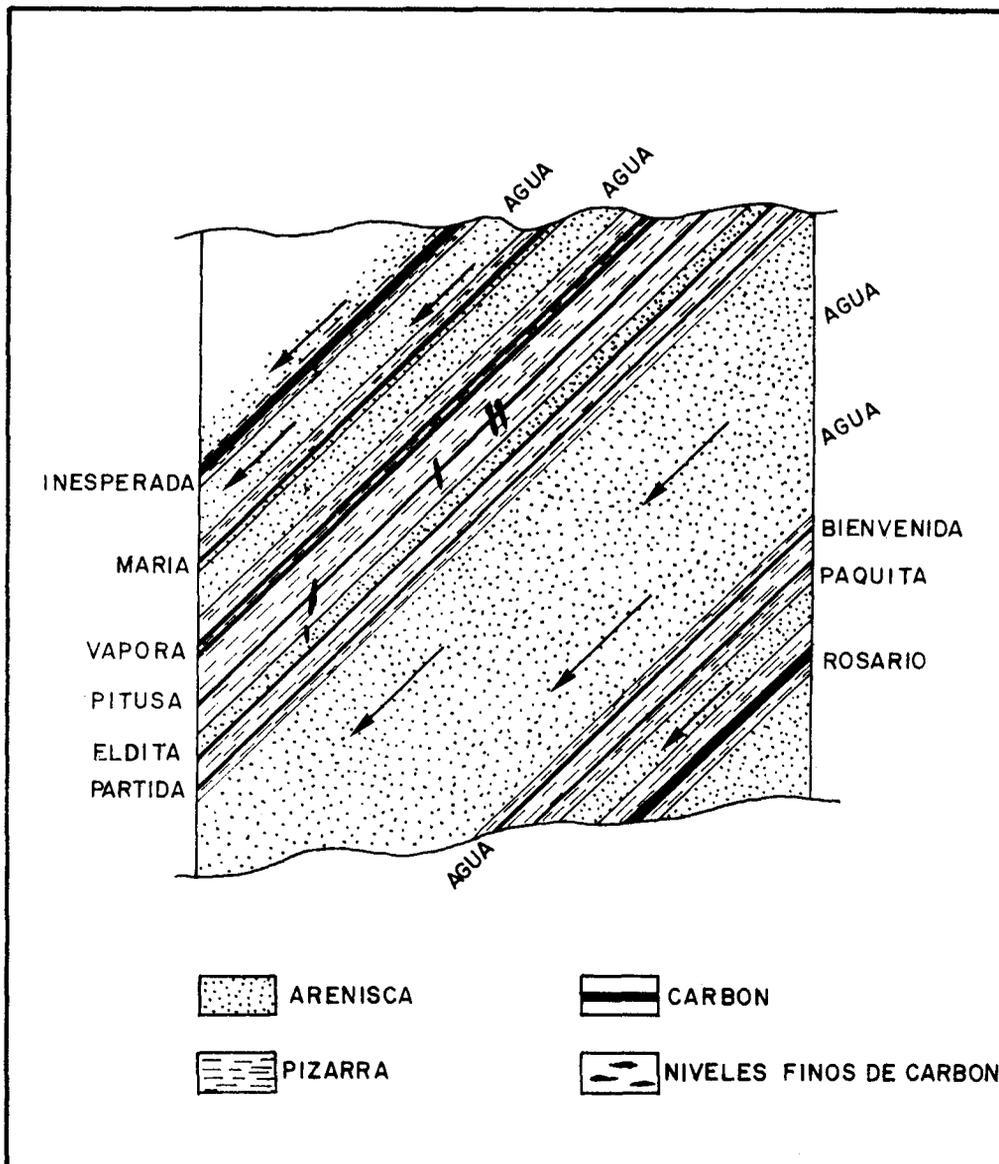


Figura 11. Modelo de Flujo a lo largo de niveles de permeabilidad elevada.

2.2.2. Minería. Método de explotación

Se trata de una mina de montaña cuya cota más alta se encuentra a 1.670 m (Foto 1). Las capas a explotar (Cuadro 3) son muy pendientes y tienen una potencia total de unos 17 m.

La producción de la mina en el año 1977 fue de unas 200.000 t, con un ratio de 15 m³/t. En 1978 se paralizó la explotación hasta que, en 1983, se iniciaron los planes de reapertura. Durante el año 1985 se mantuvo una producción de unas 1.000 t/día, que descendió a 250 t/día a lo largo de 1986, debido principalmente a la caída del precio del petróleo. En el Cuadro 4 se presenta una estimación de las reservas de carbón existentes.

La mina a cielo abierto está dividida en tres zonas: zona Este, zona Centro y zona Oeste.

El método de explotación consiste en realizar escalonadamente cortes paralelos al rumbo, comenzando el desmonte a techo de la capa explotable que aflora a mayor cota (Figura 12). Una vez que el desmonte y la explotación de la capa mencionada ha progresado lo suficiente, según el rumbo, se efectúa la misma operación en la siguiente capa, de manera que el tramo inicial de la segunda capa se extrae simultáneamente al segundo tramo de la primera capa. Este esquema de trabajo se va repitiendo sucesivamente hasta alcanzar la última capa explotable, de manera que el avance va de techo a muro, hasta el final de la corta. Cuando todas las capas han sido explotadas, se comienza el segundo banco de igual manera que se hizo con el primero, continuando así hasta llegar al fondo de la corta. Las labores en cada banco, se efectúan



Foto 1. Coto Cortés.- Vista general de la explotación.

túan escalonadamente (Figura 13).

El avance se efectúa mediante perforación y voladura, escarificando las zonas menos duras, lo que reduce la cantidad de perforación y voladura necesarios. La carga del estéril se realiza sobre volquetes mineros que lo transportan hasta la

escombrera exterior o bien, a zonas de la mina ya explotadas.

El carbón se extrae con palas cargadoras frontales que lo cargan sobre camiones de carretera, para llevarlo al parque de almacenamiento y, posteriormente, a la central térmica.

CUADRO 3. COTO CORTES. CAPAS EXPLOTADAS (GEOCISA, 1971).

Grupo	
Inesperada (Aproximadamente el 30% de la producción pasada)	Inesperada Ca Inesperada* María Ca María Vapora Pitusa Eldita Partida
Rosario (Aproximadamente el 65% de la producción pasada)	Nueva Bienvenida Paquita Rosario
Anita (Aproximadamente el 5% de la producción pasada)	"Y" Anita "Z"
Paulina (Aproximadamente el 2% de la producción pasada)	Paulina Berta
Inferior (Sin producción pasada)	—
Carbonero asociado a la Inesperada y discontinuo en el área de la mina.	

2.2.3. Características geotécnicas de las formaciones

Las litologías presentes consisten en areniscas de muro, pizarras fangosas, carbón y materiales de relleno arcillosos y carbonosos que originan planos de debilidad con fricciones relativamente bajas.

La estructura del macizo rocoso está condicionada por la estratificación que tiene una inclinación de 40 a 45° en la zona Este y de 20 a 25° en el Oeste.

El espaciado de la estratificación es elevado en las areniscas, del orden de varios metros, a veces se intercalan capas carbonosas de hasta 5 cm de espesor. A veces, las capas de carbón van acompañadas de bandas arcillosas que presentan signos evidentes de cizalladura.

El rumbo de las diaclasas oscila entre 150 y 200° y el buzamiento de 30 a 56°. En la Fotografía 2 se puede observar el talud general con las trazas de las discontinuidades sobre el plano de estratificación.

CUADRO 4. RESERVAS DE CARBÓN POR CORTA Y CAPA. RELACION DE DESMONTE DE 14 m³/t (GEOCISA, 1977).

Capa	Inesperada Central Este	Inesperada Oriental	Rosario Central Este	Inesperada Occidental	Rosario Occidental	Anita Este	Total	% Por Capa
<i>Inesperada</i>								
Carmen				48,2			48,2	0,6
Capa n.º 1				41,8			41,8	0,5
Capa n.º 2				36,9			36,9	0,4
<i>Inesperada</i>	185,9	141,1		1.091,6			1.418,6	16,3
María	182,4	119,8		720,3			1.022,5	11,8
Vapora	110,0	49,6		429,7			589,3	6,8
Pitusa	188,5	163,9		1.058,2			1.410,6	16,2
Eldita	52,4	75,4		441,4			569,2	6,5
Partida	27,7	27,9		308,1			363,7	4,2
<i>Rosario</i>								
Nueva					502,3		502,3	5,8
Bienvenida			131,3		912,7		1.044,0	12,0
Paquita			129,3		413,3		542,6	6,2
Rosario			232,6		728,0		960,6	11,0
<i>Anita</i>								
"Y"						53,4	53,4	0,6
Anita						40,0	40,0	0,5
"Z"						55,4	55,4	0,6
Total	746,9	577,7	493,2	4.176,2	2.556,3	148,8	8.699,1	100,0
% por Corta	8	7	6	48	29	2	100	—

Se ha localizado una familia de diaclasas deslizada, con un rumbo de 153°, buzamiento 70° y continuidad de unos 5 m según buzamiento.

Además de las juntas y estratificación, aparecen también pequeñas fallas paralelas a las juntas de dirección NNE-SSW y sólo existe una falla desfavorable con dirección de buzamiento hacia el E y un buzamiento moderado.

La arenisca por debajo del suelo interstratificado tiene una resistencia a compresión simple de 50 MPa.

Las areniscas de muro tienen ángulos de fricción entre 35 y 40° con resistencias máximas a compresión simple de 100

MPa. Esta resistencia disminuye a 40 ó 50 MPa en las pizarras fangosas que separan los planos de estratificación, en las que el ángulo de fricción oscila entre 28 y 33°.

La resistencia del carbón y separaciones carbonosas es muy inferior, con valores de 5 MPa de resistencia a compresión simple. El ángulo de fricción tiene valores de alrededor de 32°.

Las capas de arcilla que acompañan al carbón presentan valores del ángulo de fricción de 15 a 20° y muy baja resistencia a compresión simple de 0,08 a 0,30 MPa cuando se encuentran parcialmente saturadas.

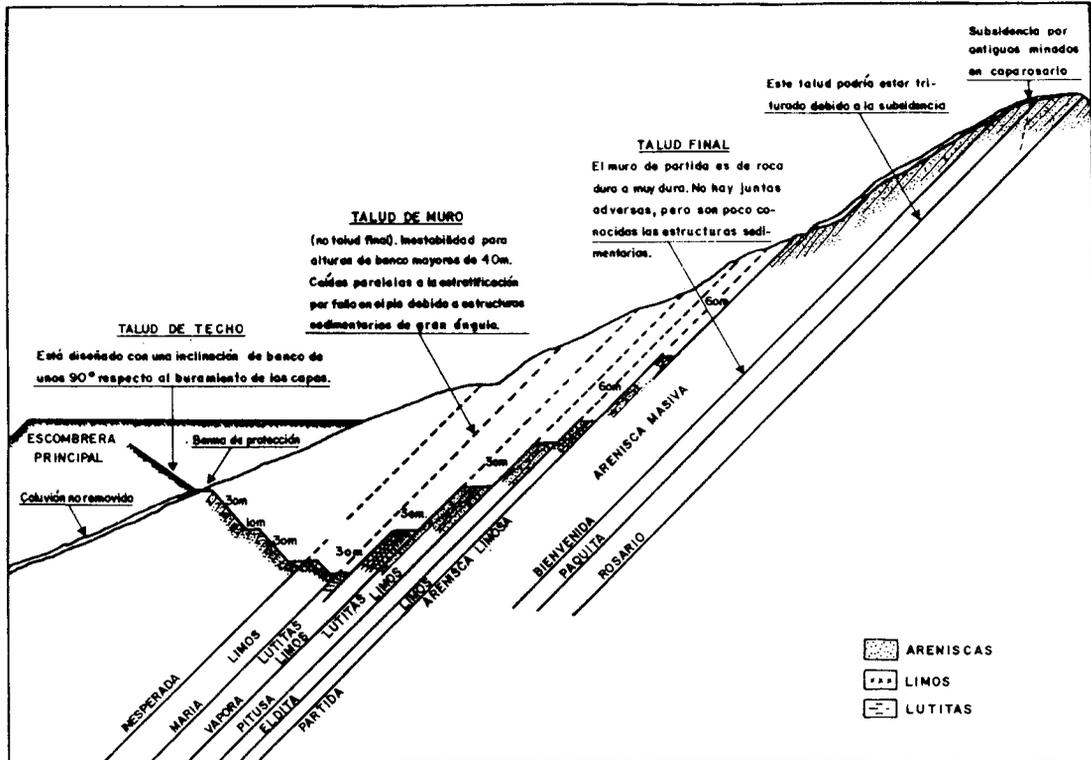


Figura 12. Sección transversal esquemática de la explotación.

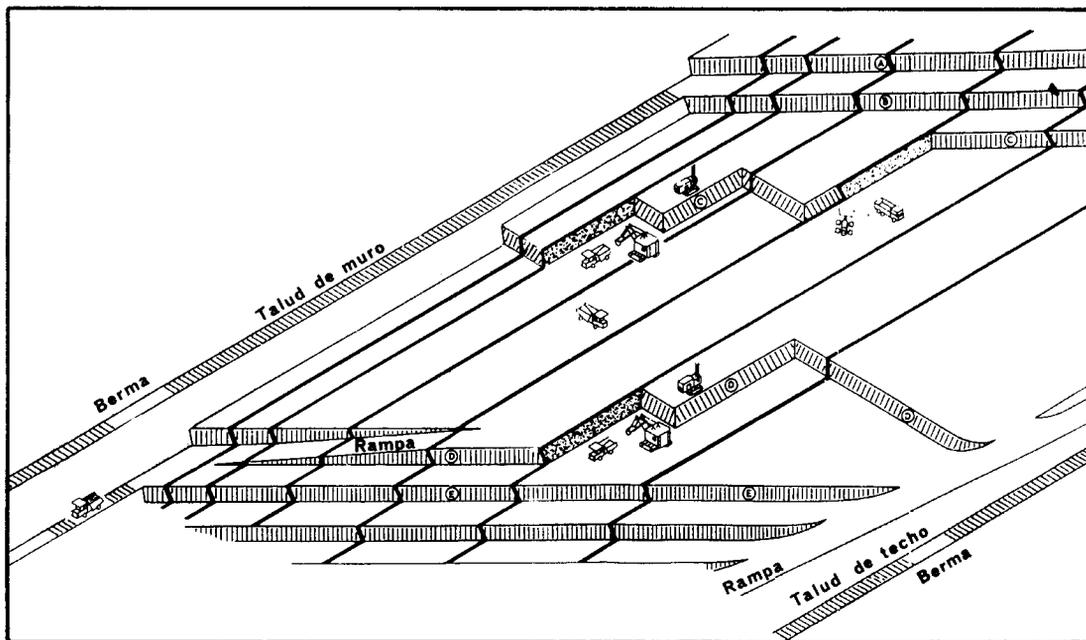


Figura 13. Esquema del método de explotación (PD-NCB CONSULTANTS LIMITED, 1970).

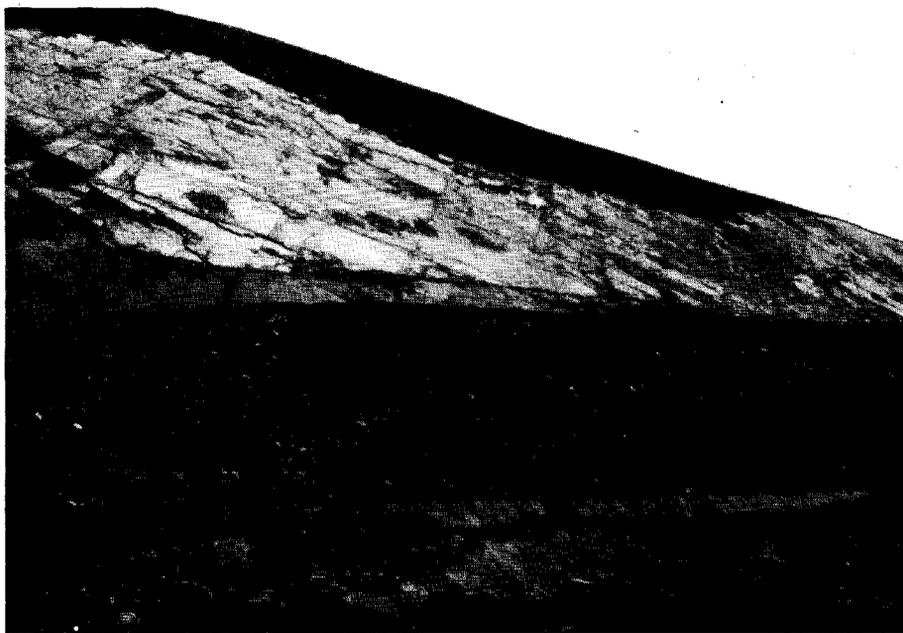


Foto 2. Coto Cortés.- Talud de muro general de la corta en el que se aprecian las discontinuidades del macizo sobre el plano de estratificación.



Foto 3. Coto Cortés.- Talud de techo de la zona O. Aspecto de la serie en la parte alta de la formación.

En el Cuadro 5 se presenta un resumen de las distintas litologías de las formaciones, con su resistencia a compresión simple q_u y el ángulo de fricción ϕ de la superficie de estratificación.

CUADRO 5. RESUMEN DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LA FORMACION.

	q_u (MPa)	ϕ
Arenisca de muro	50-100	35-40
Pizarras fangosas	40-50	28-33
Carbón	5	30-35
Arcilla y arcilla + carbón	0,08-0,30	15-20

2.2.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos

En la zona estudiada (GEOCISA, 1977) existe una intercalación de tramos de arenisca, pizarra y carbón. Las pizarras son bastante más impermeables que las areniscas, ya que estas últimas no tienen permeabilidad intergranular pero sí por fracturación, y los bancos menos potentes de areniscas dentro de las pizarras suelen estar bastante fracturados, lo que produce una mayor permeabilidad. Esta alternancia de bancos más o menos permeables da como resultado el que el macizo rocoso tenga una permeabilidad mucho más elevada en sentido longitudinal a la estratificación que en sentido normal a ella, lo cual queda confirmado por las afluencias y goteos de agua que aparecen en las galerías transversales existentes, mientras que las galerías en dirección se encuentran mucho más secas (Foto 4).

Debido a esta permeabilidad mucho mayor en sentido longitudinal, el agua entra a lo largo de los bancos, sobre todo por las zonas fracturadas de los bancos de arenisca, no teniendo salida a través

de estos bancos, por lo que se pueden concentrar presiones de agua muy elevadas en la base del talud, no lejos de la superficie del mismo. La posibilidad de drenaje lateral por los afloramientos de los bancos no siempre es posible y se hace más difícil a medida que aumenta la profundidad de la excavación. Así mismo, el hielo y la nieve durante el invierno, pueden interrumpir completamente el drenaje superficial, además de que, en la época de deshielo se produce una gran infiltración, con lo que se puede elevar considerablemente el nivel freático en el macizo rocoso.

Otro factor desestabilizante, pueden ser los movimientos gravitacionales de ladera (Figura 14), que, en la zona estudiada (GEOCISA, 1977), han aumentado considerablemente los ángulos de buzamiento.

Se produjo un deslizamiento lento de unos 30.000 m³ de las pizarras situadas a muro de la capa Partida, entre las bermas situadas aproximadamente a cota 1.620 y 1.580 del perfil E-12 (Figura 15). La masa deslizada tiene 114 m de anchura en su parte superior y 40 m de altura. Estas pizarras han deslizado sobre el banco de arenisca de la capa Partida. Se pueden observar las dos familias oblicuas principales de diaclasas, la 1 y la 2.

Como los bancos están calzados, para poder deslizar se han alabeado en parte y han pandeado junto a las diaclasas de la familia 1. Hay muchas menos roturas por pandeo cerca de las diaclasas de la familia 2, ya que gran parte del movimiento se ha producido a lo largo de estas diaclasas. El deslizamiento ha sido mayor en el extremo Oeste, en donde la pizarra no está alterada y es probable que la presión del agua haya influido notablemente.

Se ha producido también el levantamiento de las pizarras del muro de la capa Eldita en dos zonas que coinciden con acumulaciones en la berma de derrubios del deslizamiento comentado. Este levantamiento es debido al empuje del

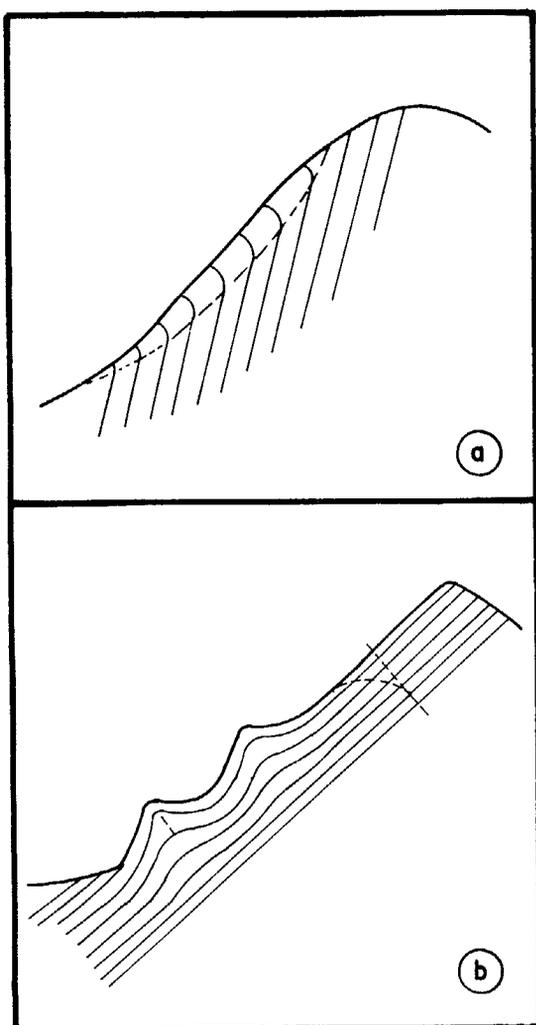


Figura 14. Movimientos gravitacionales en taludes naturales A. Cabecéos; B. Pandeos (GEOCISA, 1977).

deslizamiento citado, por lo que, como medida preventiva para evitar deslizamientos más rápidos, es recomendable retirar las acumulaciones de derrubios.

Por otra parte, se han producido pandeos de lisos superficiales algo más al Este del deslizamiento de un liso que hubo cerca del perfil E-15. Esta es una zona de pizarras potentes y la familia predominante de diaclasas (familia 3) tiene rumbos sensiblemente paralelos a los de la estratificación, con buzamiento hacia el N. Estas diaclasas son muy continuas o persistentes y están bastante jun-

tas, soltando los bloques por pandeo.

Se observaron también pequeños deslizamientos de pizarras alteradas, de pequeño volumen, normalmente en la parte baja de los bancos sobre alguna berna, lo que hace suponer que se han debido a la mayor influencia del empuje del agua en esa zona.

Existen abundantes caídas de chinasy piedras pequeñas, de forma casi continua, pero no caen piedras grandes ni bloques.

Movimientos como los descritos hasta ahora, se ven favorecidos por las grietas de tracción en la coronación de los taludes, a través de las cuales se introduce la escorrentía superficial, pudiendo penetrar agua en una posible superficie de rotura.

La principal medida preventiva consiste en el desarrollo de un sistema de drenaje que impida o disminuya al máximo la entrada de agua en los taludes de la corta y que reduzca o elimine el empuje del agua en las proximidades de las posibles superficies de rotura. Así pues, da buen resultado la impermeabilización de las bermas con arcilla, así como los drenes subhorizontales.

2.2.5. Diseño de taludes

Para el diseño de los taludes, se han estudiado las inestabilidades que se presentan, observándose que en la mayor parte de los casos se producen deslizamientos planos o en cuña y algún pandeo superficial (Figura 16).

El método de análisis de los deslizamientos, planos, descrito en el Apéndice 1, está basado en el equilibrio límite, en el cual se establece un equilibrio de fuerzas en la situación de estabilidad crítica y se define un coeficiente de seguridad como cociente entre las fuerzas estabilizadoras (fricción, cohesión, anclajes) y las fuerzas desestabilizadoras.

Los criterios de diseño seguidos se fundamentan en la elección de un coefi-

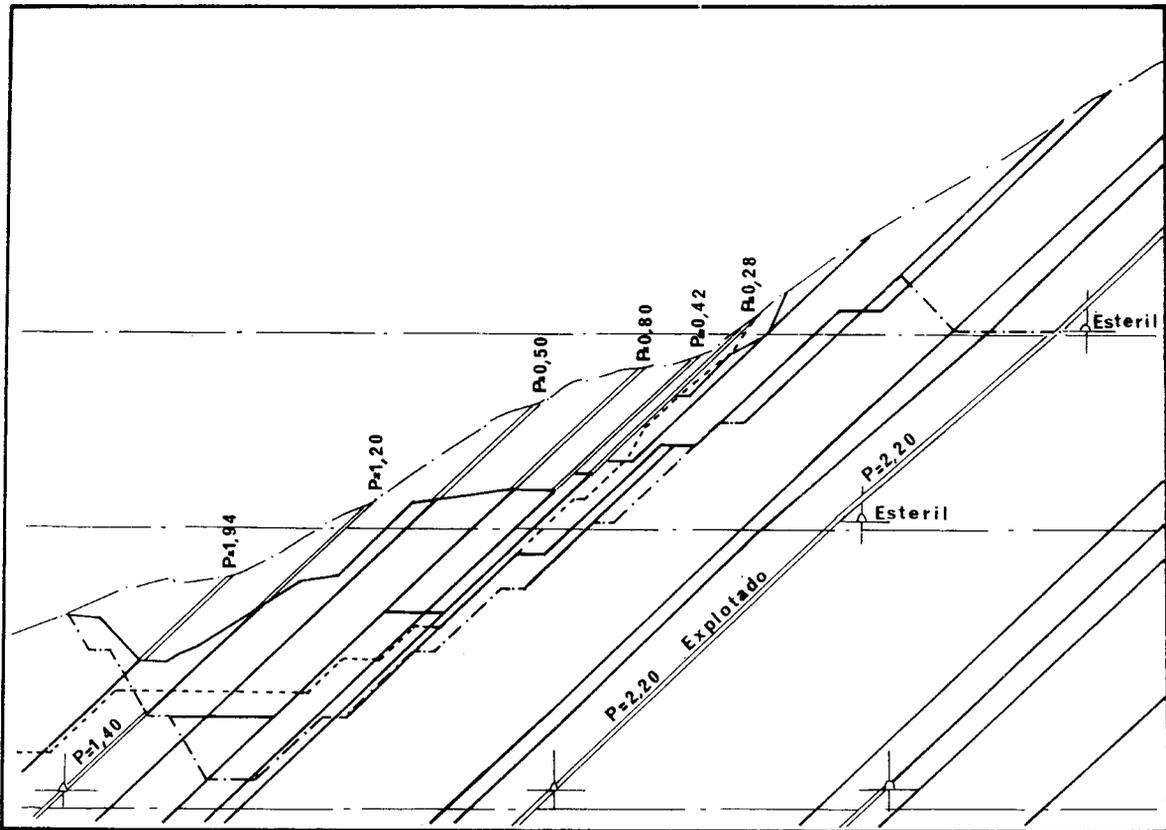


Figura 15. Perfil E-12 (GEOCISA, 1977).



Foto 4. Coto Cortés.- Zona E. Aspecto del talud general de la corta. Se puede distinguir un minado a media altura.



Foto 5. Coto Cortés.- Vista general de un talud inestable (Zona O).

ciente de seguridad relativamente bajo, dada la provisionalidad de los taludes; es decir, no se esperan situaciones extraordinarias durante la vida del talud (por ejemplo, grandes lluvias, efectos sísmicos importantes, etc.), por lo cual no se tienen en cuenta estos factores al definir el coeficiente de seguridad del talud.

Por otra parte, según el plan de explotación, se piensa verter estériles en el fondo de corta, de esta forma se consigue disminuir la altura máxima expuesta de los taludes. Este punto será de especial importancia en el diseño de los taludes.

Los coeficientes de seguridad que se van a utilizar son de 1,20 en los desniveles más profundos, expuestos a un corto período de tiempo debido al posterior relleno del fondo de la corta. Los demás taludes se diseñarán con coeficientes de seguridad de 1,3.

Aunque existan puentes de roca, como estos se desconocen, la resistencia al corte en las superficies de rotura sólo tendrá en cuenta la de los planos de

estratificación. La resistencia al corte de las discontinuidades se ha estimado mediante un «back analysis» a partir de datos tomados de taludes que se han roto.

Los valores del ángulo de fricción y cohesión de los planos de estratificación utilizados para el diseño de los taludes (Informe de Geocisa) son los siguientes:

Pizarras	$\phi = 30^\circ$
Areniscas	$\phi = 35^\circ$
Carbón	$\phi = 30^\circ$

En todos los casos se ha considerado una cohesión de hasta 4 MPa, excepto cuando se preve la existencia de rellenos arcillosos, llegando a ser prácticamente nula, con un ángulo de fricción de 15° .

A muro de la capa Partida existe una falla en el banco de arenisca, con una cohesión estimada de 4 t/m^2 y un ángulo de fricción de 22° .

De los sistemas de discontinuidad existentes, en la Figura 17 se han repre-

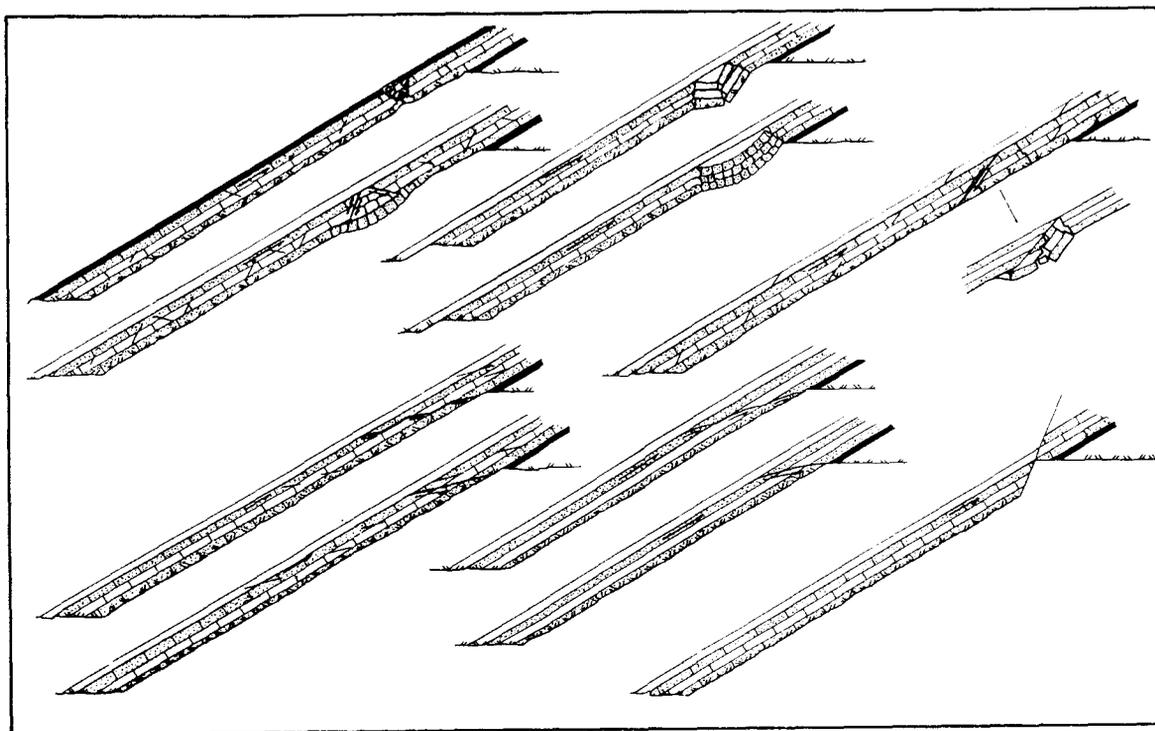


Figura 16. Tipos de rotura en taludes de muro (PD-NCB CONSULTANTS LIMITED, 1976).

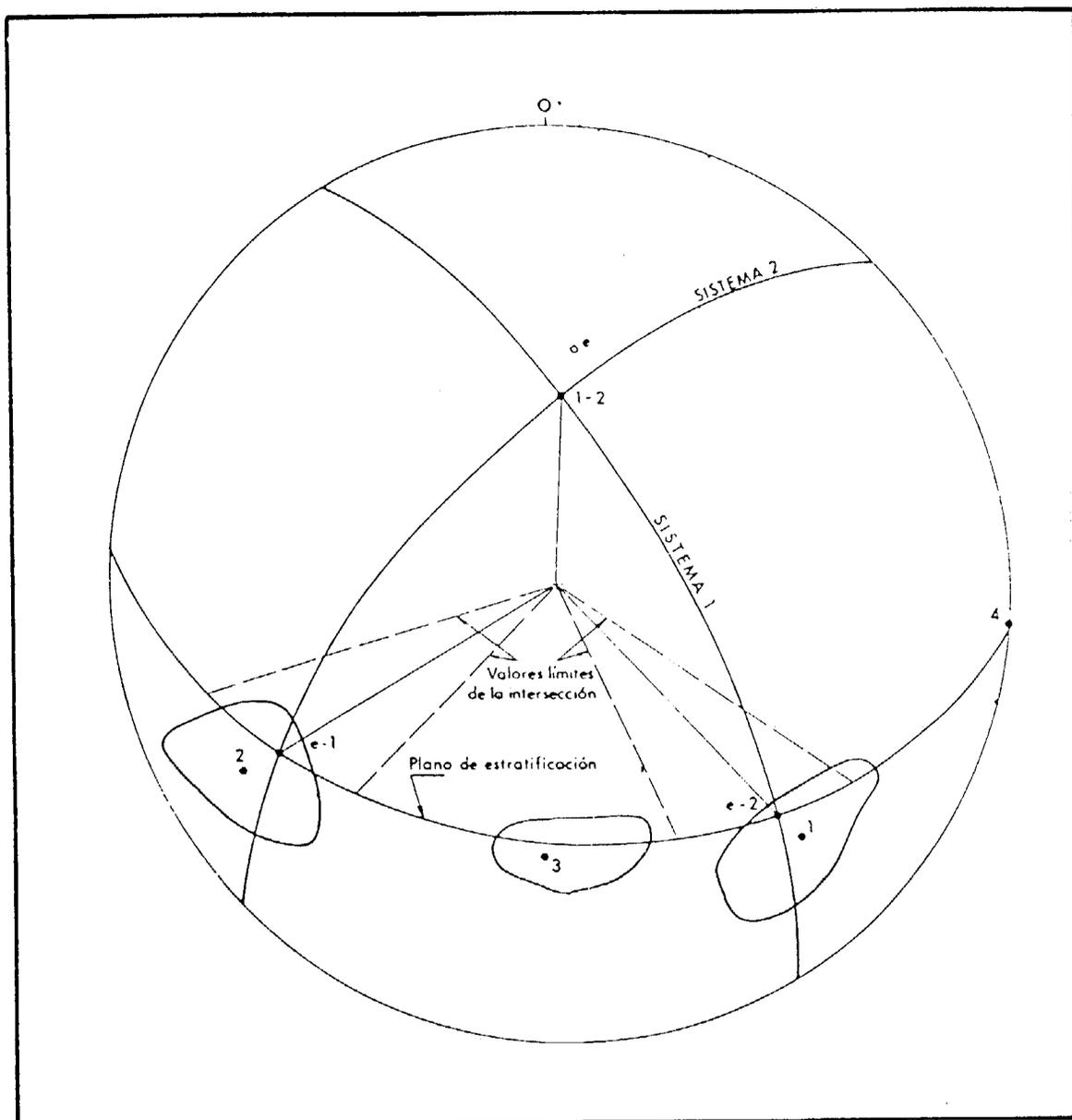


Figura 17. Representación en proyección estereográfica de los planos de juntas y estratificación.

sentado las familias 1 y 2 mediante su polo medio y valores extremos, así como la estratificación. El resto de familias es favorable a la estabilidad.

En la Figura 17 se puede observar que la intersección de las familias 1 y 2 es totalmente estable, ya que buza hacia el interior del macizo rocoso. Por consiguiente, solo pueden producirse deslizamientos en el mismo sentido que los planos de estratificación, cuyo buzamiento

se ha tomado igual a 43° para los cálculos.

En vista a los problemas de estabilidad que se presentan con más frecuencia, se utilizará el modelo de deslizamiento de placas según los planos de estratificación o discontinuidad, con rotura de cuña de pie, según observa en la Figura 18 o el modelo de pandeo (Figura 19).

En la rotura de cuña de pie se ha supuesto la existencia de un plano de

discontinuidad del mismo rumbo que la estratificación y con 25° de buzamiento. La resolución teórica de este modelo de rotura se contempla en el Apéndice n.º 1. Con este modelo se determinan las alturas máximas admisibles en los distintos casos. Los valores de fricción y cohesión aplicables en el modelo son los siguientes:

arenisca sana y poco fracturada:

$$\phi = 44^\circ, c = 20 \text{ t/m}^2$$

arenisca media y pizarra de buena calidad:

$$\phi = 39^\circ; c = 15 \text{ t/m}^2$$

arenisca y pizarras de mala calidad

$$\phi = 35^\circ; c = 10 \text{ t/m}^2$$

Al desconocerse la excentricidad de la carga y la longitud de la zona pandeada, se ha tomado para la primera un 15% y para la segunda una relación longitud de pandeo/potencia de la estratificación 1:5, como parámetros de diseño según el pandeo.

El módulo de elasticidad utilizado en los cálculos se ha estimado a partir de consideraciones sobre la calidad de la roca matriz, definida por el valor del RQD, el índice de velocidad o la frecuencia de fracturas por metro.

En areniscas y pizarras, con una resistencia a compresión simple mayor de 5 MPa, el módulo de elasticidad supera los 20.000 MPa, tomándose para los cálculos

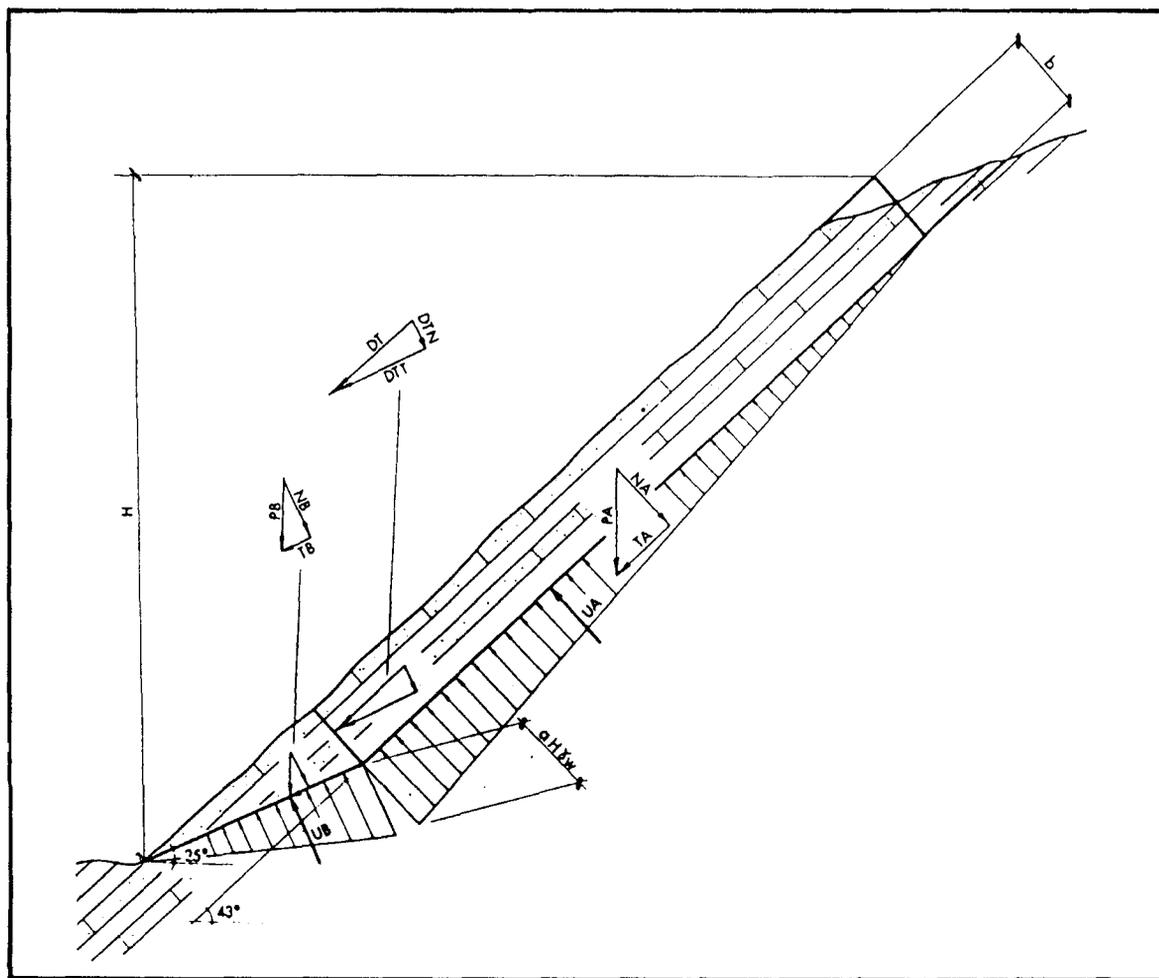


Figura 18. Esquema de rotura por el pie.

12.500 MPa. Este valor debe ser minorado para pasar a módulo de macizo rocoso. Para ello se consideran los factores de minoración dados por DEERE, que se presentan en el Cuadro 6.

Según lo expuesto hasta ahora, los módulos utilizados en los cálculos son los siguientes:

Arenisca buena, 5.000 MPa, con un $F_m = 0,4$.

Arenisca media o pizarra de buena

calidad, 3.750 MPa, con un $F_m = 0,3$.
Arenisca o pizarra de mala calidad, 2.500 MPa, con un $F_m = 0,2$

En el Apéndice n.º 1 se muestra la reducción teórica del caso general de pandeo.

Para la estabilidad del talud general de corta se han analizado los perfiles transversales E-12 y E-14 (ver Figuras 15, 20 y 21).

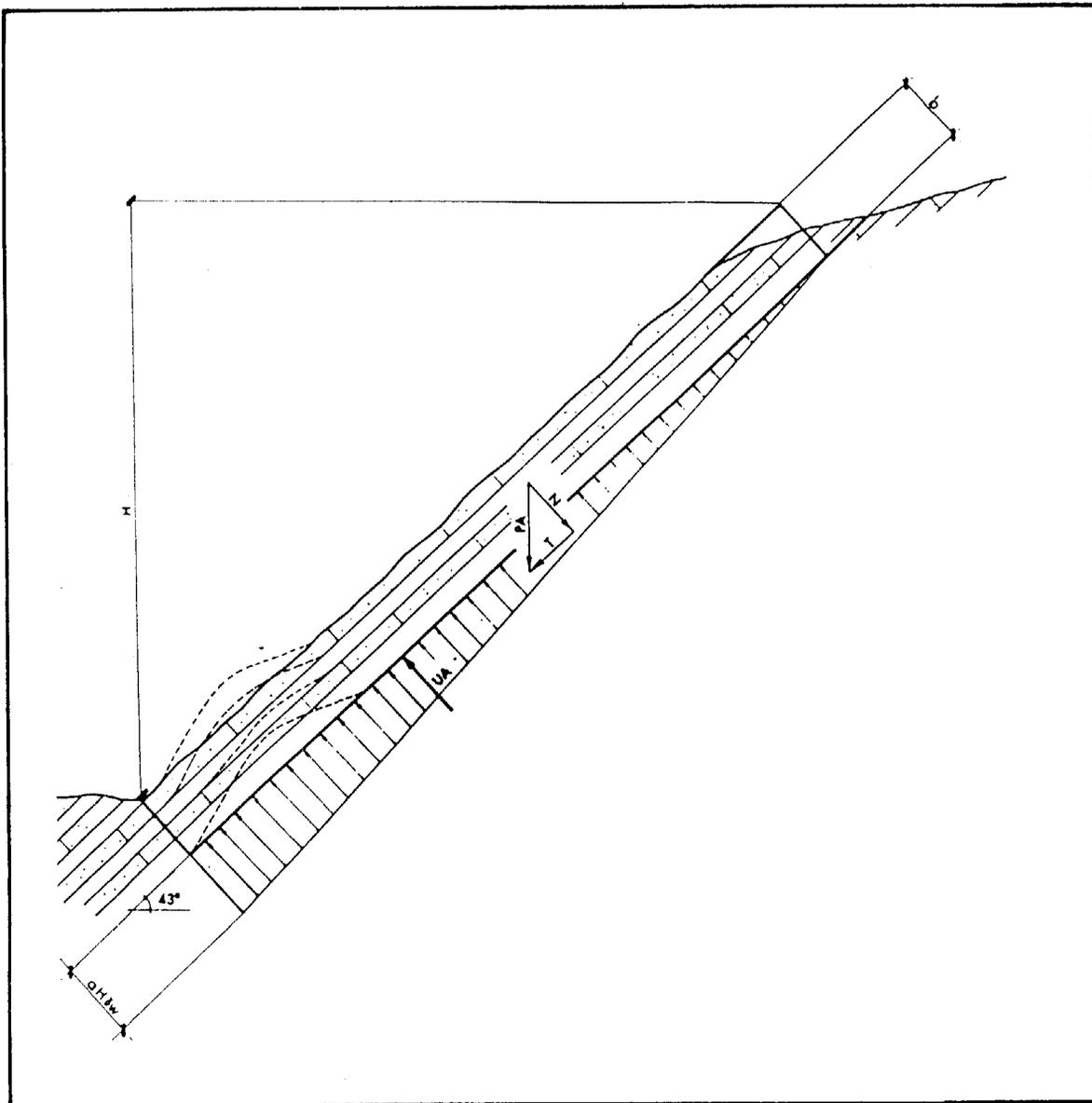


Figura 19. Modelo de pandeo.

Las presiones máximas de agua se han supuesto equivalentes a 1/10 de la altura del talud en el caso del modelo con drenaje y de 1/3 a 1/2 de la altura del talud en el modelo sin drenaje.

Teniendo en cuenta todas las consideraciones anteriores y los empujes de agua, se han definido las alturas máximas del talud. En la Figura 22 (GEOCISA) se muestran gráficamente los resultados

CUADRO 6. FACTORES DE MINORACION DE DEERE DEL MODULO DE ELASTICIDAD.

Calidad de la roca	RQD %	Frecuencia de fracturas por m	Factor de minoración F_m
muy mala	0-25	>15	0,2
mala	25-50	15-8	0,2
media	50-75	8-5	0,2-0,5
bueno	75-90	5-1	0,5-0,8
excelente	90-100	<1	0,8-1,0

CUADRO 7. ALTURAS MAXIMAS DE LOS TALUDES (GEOCISA).

Roca	Rotura	Potencia horizontal (m)	Altura máxima (m)
Arenisca buena	por estratificación	>10	130-150
Arenisca media	por estratificación	>10	110-120
Arenisca mala	por estratificación	>10	80-100
Arenisca buena	por plano de falla arcillosa	10 a 20	110-130
Arenisca buena	por plano de falla arcillosa	50	140-150
Pizarra buena	por estratificación	>10	80-90
Pizarra mala	por estratificación	>10	55-65
Pizarra buena	por veta arcillosa	5	30-45
Pizarra buena	por veta arcillosa	10	50-60
Pizarra buena	por veta arcillosa	20	60-70
Pizarra mala	por veta arcillosa	5	25-30
Pizarra mala	por veta arcillosa	10	30-35
Pizarra mala	por veta arcillosa	20	45-50

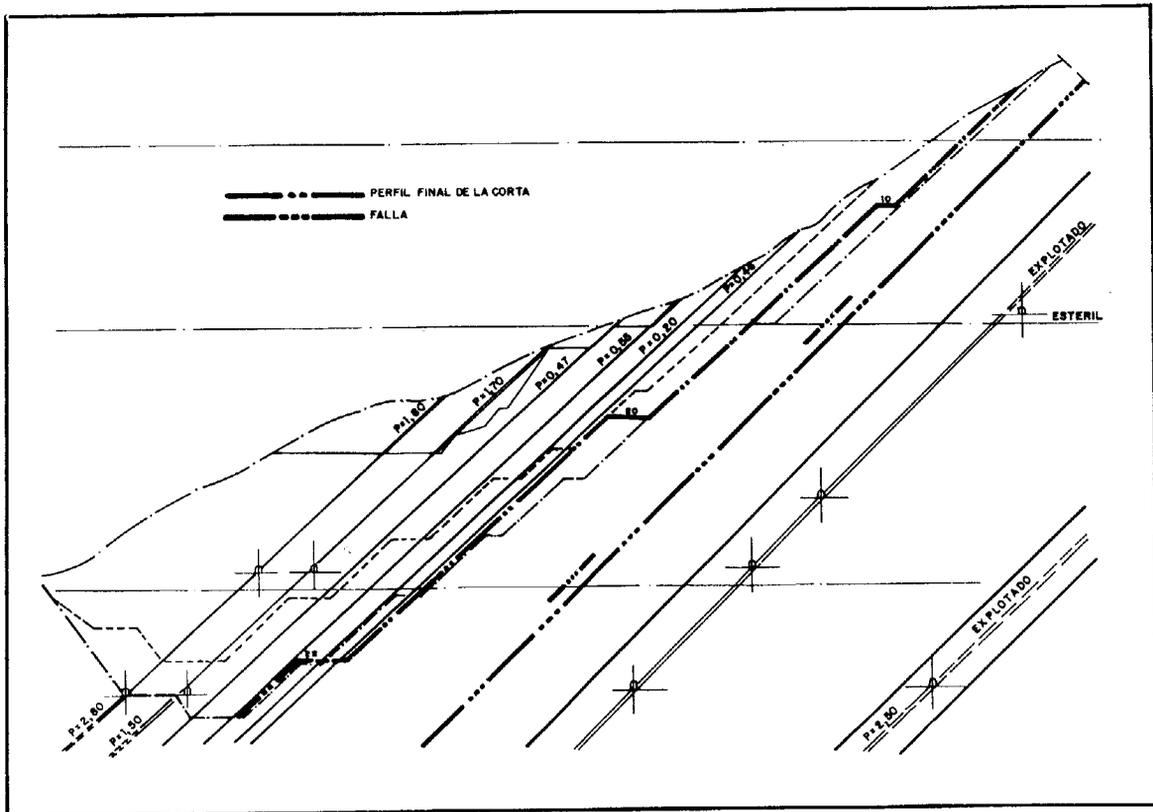


Figura 20. Perfil de la corta (E-14) (Pizarras muro partida 6 m de potencia horizontal).

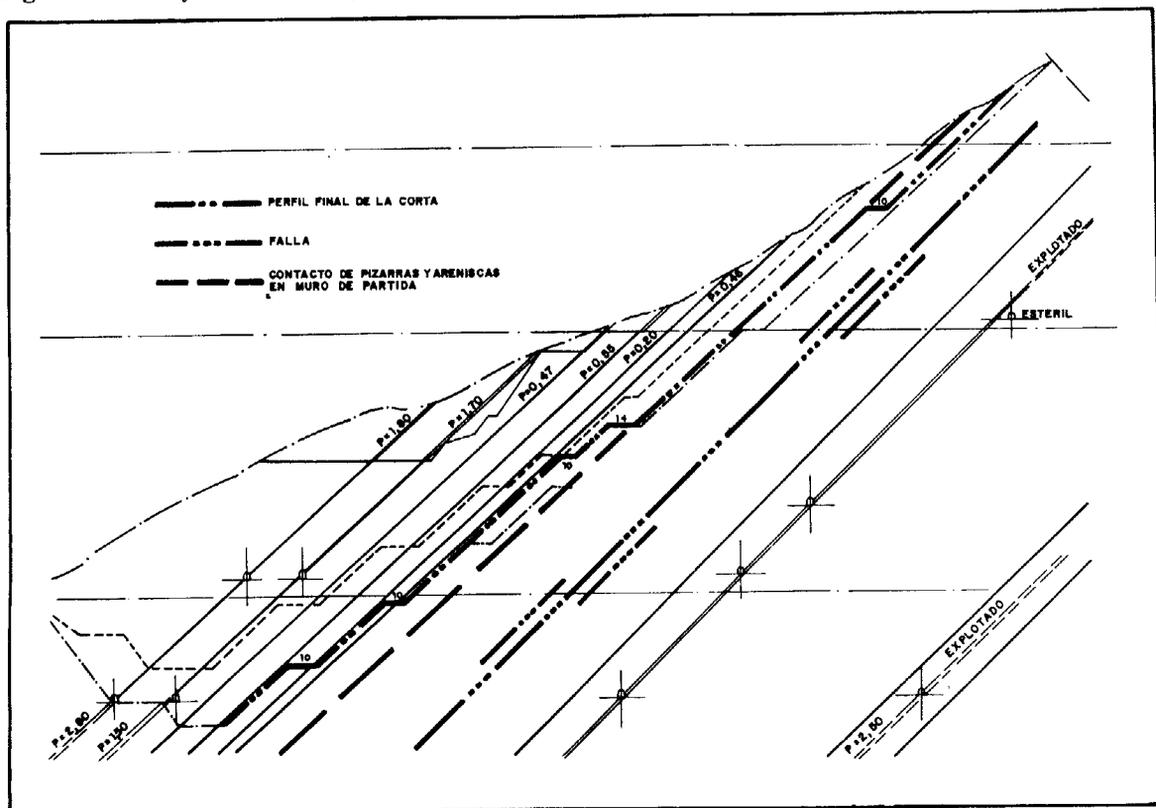


Figura 21. Perfil final de la corta (E-14) (Pizarras muro partida 24 m de potencia horizontal).

de los cálculos en la capa Partida, representándose las alturas máximas del talud en función de la potencia horizontal. Se pueden obtener gráficas análogas para la estratificación de pizarras, areniscas, etc.

En el Cuadro 7 se resumen los resultados de los cálculos (GEOCISA).

Se han analizado, así mismo, las rotu-

ras más desfavorables por círculos de pie, en talud general de muro.

En la Figura 23 se puede ver el resultado para una hipótesis de $C' = 0,15 \text{ MPa}$ y $\phi' = 32^\circ$, mientras que en las figuras 24 y 25 se presentan los resultados del análisis de sensibilidad del factor de seguridad FS frente a C' y ϕ' .

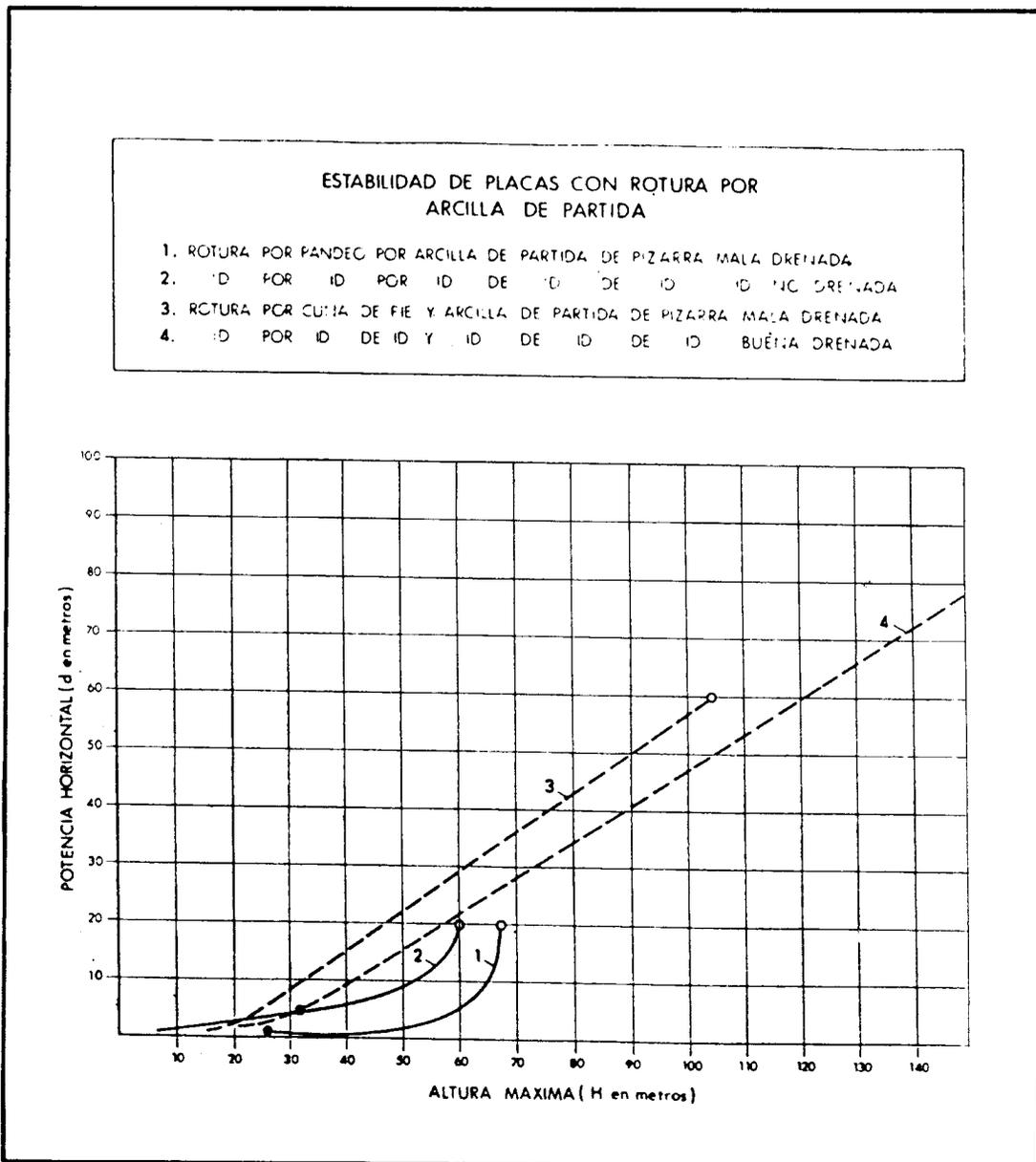


Figura 22. Modelo de deslizamiento de placas según los planos de estratificación o discontinuidades con rotura de cuña de pie (GEOCISA).

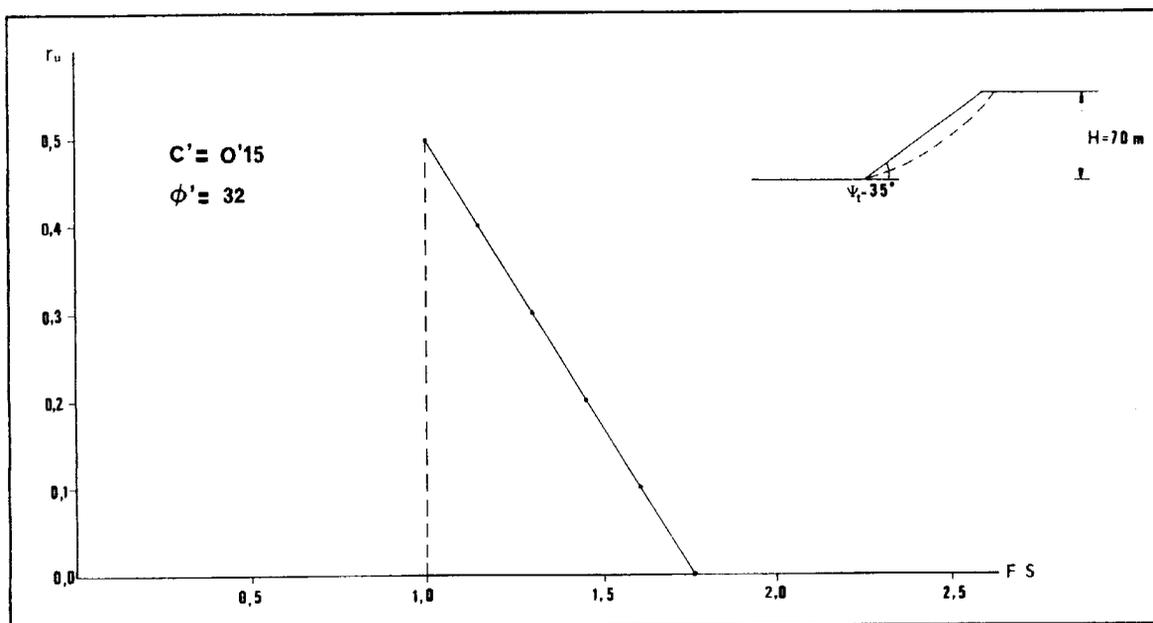


Figura 23. Rotura por círculo de pie. Talud de muro. Relación entre el factor de seguridad (FS) y el ratio de presión intersticial (r_u). Coto Cortés.

CUADRO 8. ROTURA POR CIRCULO DE PIE. RELACION ENTRE EL FACTOR DE SEGURIDAD (FS), FRENTE AL RATIO DE PRESION INTERSTICIAL r_u . COTO CORTES.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,15	32	0,0	1,76
"	"	0,1	1,61
"	"	0,2	1,45
"	"	0,3	1,28
"	"	0,4	1,13
"	"	0,5	0,99

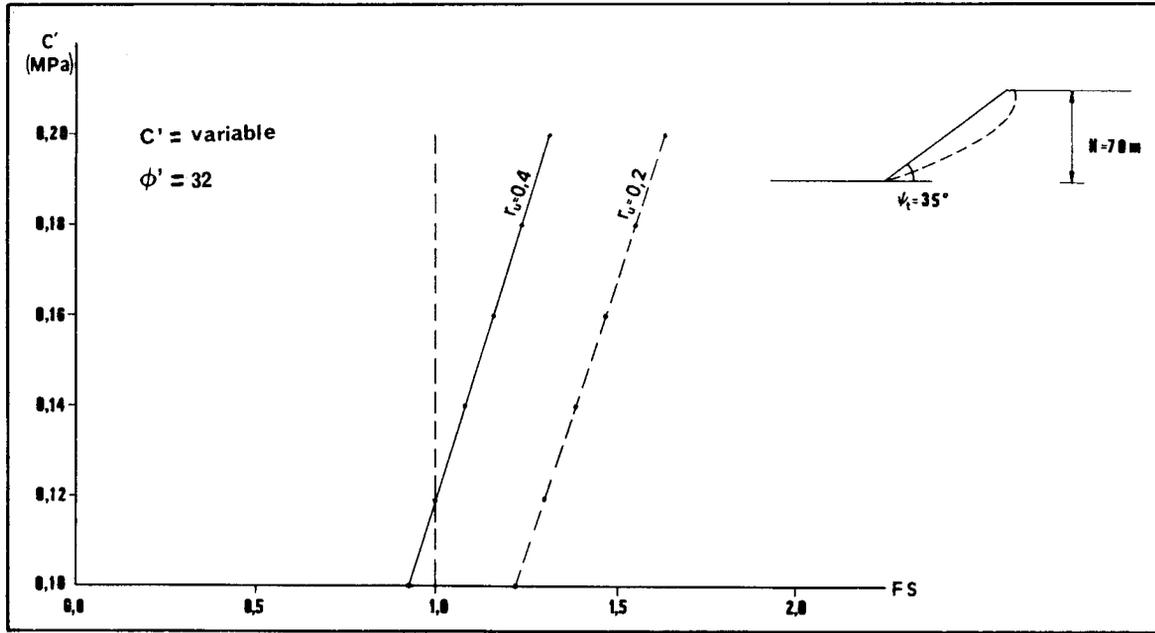


Figura 24. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' , para ϕ' constante. Coto Cortés.

CUADRO 9. SENSIBILIDAD DEL FACTOR DE SEGURIDAD (FS) FRENTE A C' PARA ϕ' CONSTANTE. COTO CORTÉS.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,10	32	0,2	1,22
1,12	"	"	1,30
0,14	"	"	1,39
0,16	"	"	1,47
0,18	"	"	1,55
0,20	"	"	1,64
0,10	"	0,4	0,93
0,12	"	"	1,00
0,14	"	"	1,07
0,16	"	"	1,16
0,18	"	"	1,23
0,20	"	"	1,31

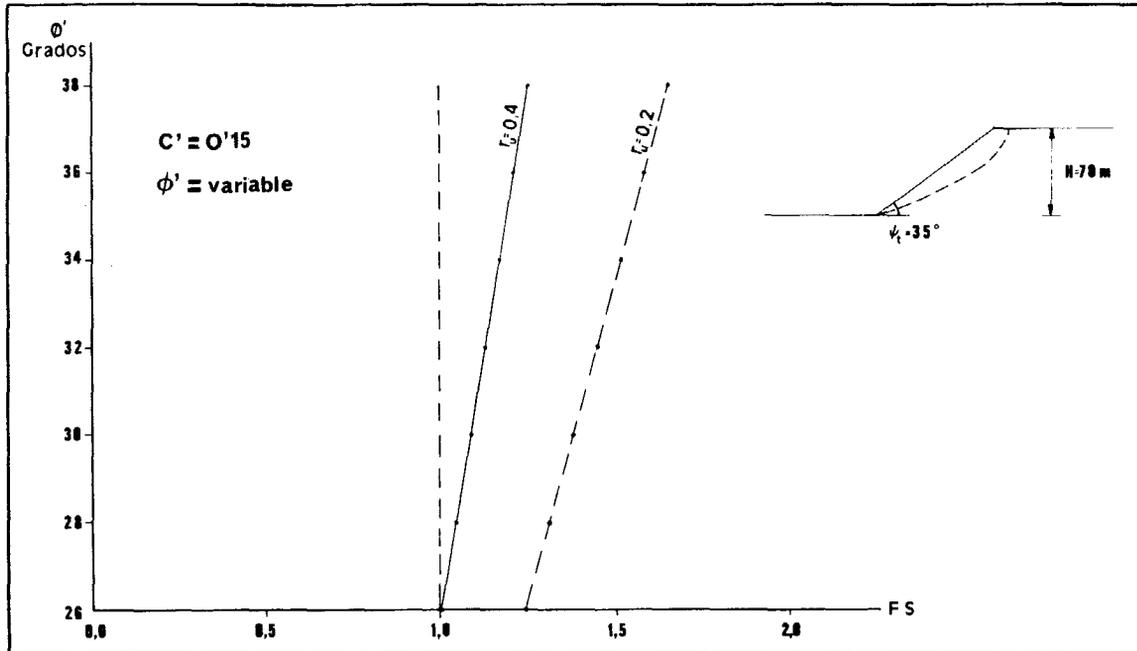


Figura 25. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ , para C' constante. Coto Cortés.

CUADRO 10. SENSIBILIDAD DEL FACTOR DE SEGURIDAD (FS) FREENTE A ϕ' PARA c' CONSTANTE. COTO CORTÉS.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,15	26	0,2	1,26
"	28	"	1,31
"	30	"	1,38
"	32	"	1,45
"	34	"	1,52
"	36	"	1,58
"	38	"	1,65
"	26	0,4	1,01
"	28	"	1,05
"	30	"	1,09
"	32	"	1,14
"	34	"	1,18
"	36	"	1,21
"	38	"	1,26

2.2.6. Conclusiones

Las alturas máximas dadas por el modelo de rotura de pie son inferiores a las del modelo de rotura por pandeo, excepto para potencias horizontales muy pequeñas en las que la presión de agua desempeña un papel fundamental.

Para potencias horizontales inferiores a 10 m hay que realizar un buen drenaje superficial para evitar la inestabilidad que pueden crear las presiones de agua.

Cuando las potencias horizontales están comprendidas entre 10 y 30 m, las alturas máximas de los taludes se pueden determinar con el modelo de rotura de cuña de pie o con el de pandeo.

Cuando las potencias horizontales son mayores de 30 m, se debe utilizar preferentemente el modelo de rotura de cuña de pie, ya que el pandeo es poco probable al ser la presión máxima admisible directamente proporcional al cubo de la potencia del estrato.

En zonas trituradas o con planos de discontinuidad con rellenos arcillosos, las

alturas máximas admisibles disminuyen considerablemente. Este es el caso de la capa partida en el caso de que aparezca la falla mencionada anteriormente en el apartado de «diseño de los taludes», punto 2.2.5. En este caso, hay que realizar una excavación adicional bastante importante de estéril o dejar un repié de sujeción.

Las alturas máximas de talud son función de la calidad de la roca, siendo la cohesión un factor fundamental. Por este motivo, en zonas muy localizadas se colocan pernos, aumentando la cohesión aparente de la roca al unir capas delgadas.

Por último, la conclusión que se extrae de los estudios de estabilidad para diseño de taludes cuando aparece la falla en el banco de la arenisca de muro de la capa partida, es la necesidad de excavar un volumen de estéril para asegurar la estabilidad del talud.

2.3. CORTA SABERO OCHO (HULLAS DE SABERO Y ANEXAS)

La cuenca carbonífera de Sabero se localiza al NE de la provincia de León, cerca del límite con la provincia de Palencia. Se extiende a lo largo de una banda orientada E-O, entre los valles del Esla y Porma, que constituyen los principales cauces de la región, ambos con dirección marcadamente N-S.

A la zona de estudio se accede, partiendo de Cistierna (principal núcleo urbano de la zona) por la carretera 621 en dirección a Riaño, paralela al río Esla, tomando la carretera local 626 que recorre el valle de Sabero. A lo largo de esta carretera se cruzan los pueblos de Sabero, Saelices, Olleros hasta llegar a Sotillos, ya en las inmediaciones de la explotación a cielo abierto de HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS denominada SA-

BERO OCHO (Figura 26).

Siguiendo la división efectuada en el INRC 1979, el área de Sabero pertenece a la Subzona Sur de la zona minera del Norte de León. La extensión de esta cuenca cae dentro de los límites de las hojas núms. 104, 105, 130, 131 del Mapa Militar de España, siendo las coordenadas de su parte central (zona de estudio) 5°11'10" Oeste y 42°50'4" Norte.

Regionalmente, nos encontramos en la submeseta Septentrional, en el borde norte de la Cuenca del Duero, dentro de los primeros relieves paleozoicos que la limitan. La altitud de la cuenca oscila entre 1.000 y 1.200 m, si bien hay que destacar altitudes de 1.800 m en las sierras cercanas.

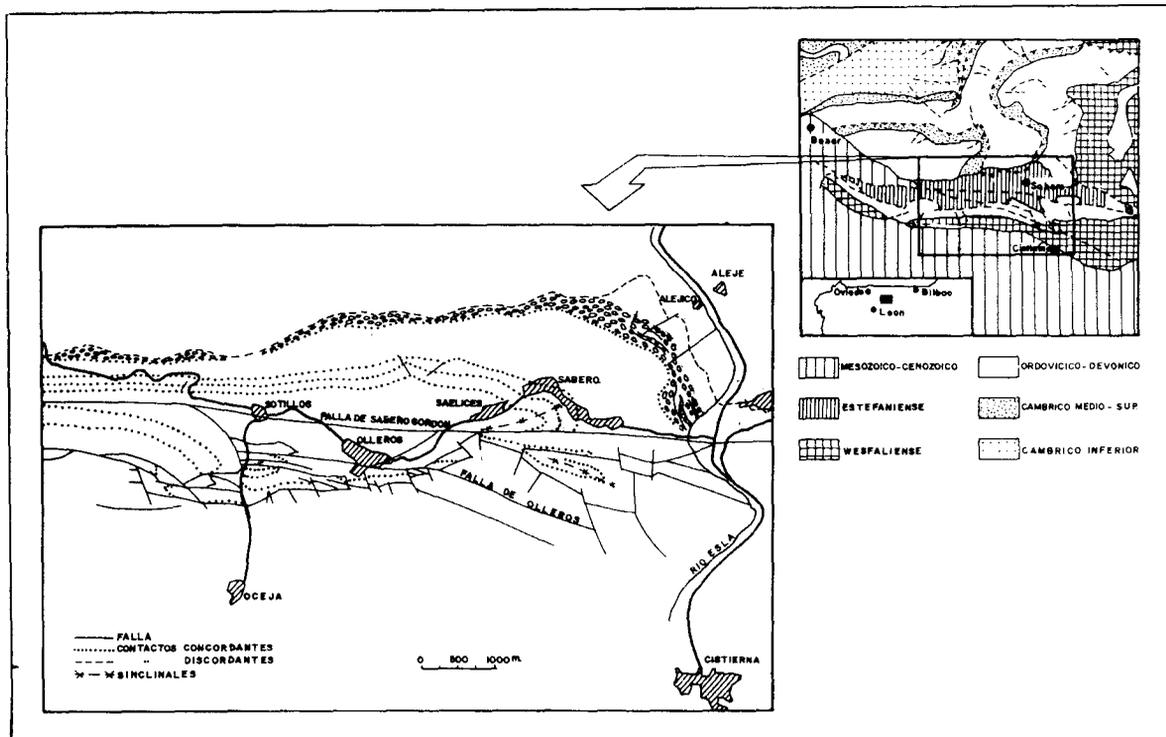


Figura 26. Plano de situación y encuadre geológico. Corta Sabero Ocho.

2.3.1. Geología e hidrogeología del yacimiento

La cuenca de Sabero pertenece a la sucesión paleozoica que aflora en el borde sur de la Cordillera Cantábrica. Estos materiales se disponen en tres conjuntos, con características bien definidas:

- El primero comprende el Devónico y el Carbonífero pre-Westfaliense D Superior. A su vez este se subdivide en otros dos: uno pertenece a la Unidad del Domo del Valsurvio y el otro corresponde al alóctono del manto del Esla. La Unidad de Peña Corada, perteneciente al alóctono de dicho manto, está separada de él por la zona de fractura de Sabero-Gordón (RUPKE 1965).
- El segundo, discordante sobre el anterior, forma parte de los materiales de la cuenca parálica del Prado-

Guardo-Cervera, de edad Westfaliense D Superior-Cantabriense.

- El tercero, también discordante sobre los anteriores, forma parte de la Cuenca de Sabero, de edad Estefaniense A-B. Esta cuenca parálica está ligada a la zona de fractura de Sabero-Gordón que, como ya se ha visto anteriormente separa la unidad de Peña Corada del manto del Esla. Los últimos estudios realizados en esta zona por KNIGHT (1971, 1974 y 1975) establecen la serie, de potencia superior a los 2.500 m separando ocho términos que poseen características litoestratigráficas propias. (Ver estratigrafía).

La estructura de la cuenca es esen-

cialmente sinclinal, con el eje principal orientado E-O, con inmersión hacia el O. El flanco norte está bien preservado y relativamente poco deformado, mientras que el flanco sur está generalmente muy disturbado y tectonizado.

Se distinguen 4 zonas en función de las características estructurales y contenido en carbón (Figura 27).

1.^a AREA NORTE:

Comprende las siguientes formaciones:

- Formación Alejico
- Formación Raposa de edad Estf. A
- Formación Sucesiva

Formaciones poco distorsionadas situadas al N de la Falla de La Llama. Se presentan aproximadamente unas 11 capas de carbón, con variaciones laterales y potencias que oscilan entre 0,20 y 2 m.

2.^a AREA CENTRAL:

Comprende:

- Formación Quemadas de edad Estf. B
- Formación Herrera

Formaciones intensamente plegadas y falladas, que incluyen las principales capas de carbón de la Cuenca. Se presentan unas 9 capas de diferente continuidad y potencias desde 1,80 a 7 m.

3.^a AREA SUR:

Comprende:

- Formación Sucesiva de edad Estf. A
- Formación Raposa

En la parte suboriental se define el sector Los Valles. Son formaciones completamente plegadas con pequeñas y apretadas estructuras sinclinales, limitadas al N por la Falla de La Llama y la Falla de Olleros, al E por la Falla de Casetas. Se presentan varias capas (unas 9 ≈) con potencias alrededor de 1 m.

4.^a AREA OCCIDENTAL:

Comprende:

- Formación Unica de edad Estf. B
- Formación Perla

Son las formaciones más jóvenes de la Cuenca, se encuentran plegadas y falladas, limitada al N por la Falla de la Llama y al E por la de Casetas.

En este área dentro de la Formación Unica (Figura 28), se encuentra la zona objeto de estudio (Corta Sabero-8), en la que se presentan 11 capas con potencias entre 0,50 y 2 m de las cuales se trabajan 5, con una corrida bastante continua.

Dentro de la Formación Perla se representan varias capas (capa Perla y capas Respenda) de potencias variables pero de mala calidad.

En cuanto a la climatología, debido a la situación fisiográfica que ocupa en la vertiente sur de la cordillera Cantábrica, el clima de esta zona se sitúa sobre el límite de la Iberia Verde con la Iberia Parda, entre un clima submarítimo con características similares a las de Europa Occidental y otro continental atenuado con veranos no muy secos.

Los datos del climograma se basan en los recogidos en las estaciones próximas (Cistierna y La Robla) (ver Figura 29). Se registran precipitaciones de alrededor de 800 mm anuales, mostrando una ligera estacionalidad, tanto en precipitaciones como en temperaturas.

La intensidad de precipitación (lluvia máxima en 24 horas), no es muy significativa, debido a que las máximas no son muy altas y suelen coincidir con los meses de máxima precipitación (enero, febrero), salvo en algún mes estival en que puede llover en un día más de la mitad del mes (importancia relativa), pero en general las dos curvas tienen los puntos máximos y mínimos coincidentes en el tiempo.

En cuanto a las temperaturas, oscilan de templadas a frías, alcanzando medias de 14° a 18° C en los meses de verano,

disminuyendo paulatinamente en los meses de primavera y otoño hasta llegar a temperaturas medias de 2° a 3° C en los meses de invierno, con gran número de días en esta estación por debajo de los 0° C.

Respecto a la evapotranspiración potencial máxima, calculada por la fórmula de Thornthwaite:

$$\left(E = 1,6 \left(\frac{10 t}{I} \right)^a \right)$$

da valores alrededor de 650 mm anuales, con una época seca correspondiente a los meses de verano en los que la temperatura supera a la precipitación.

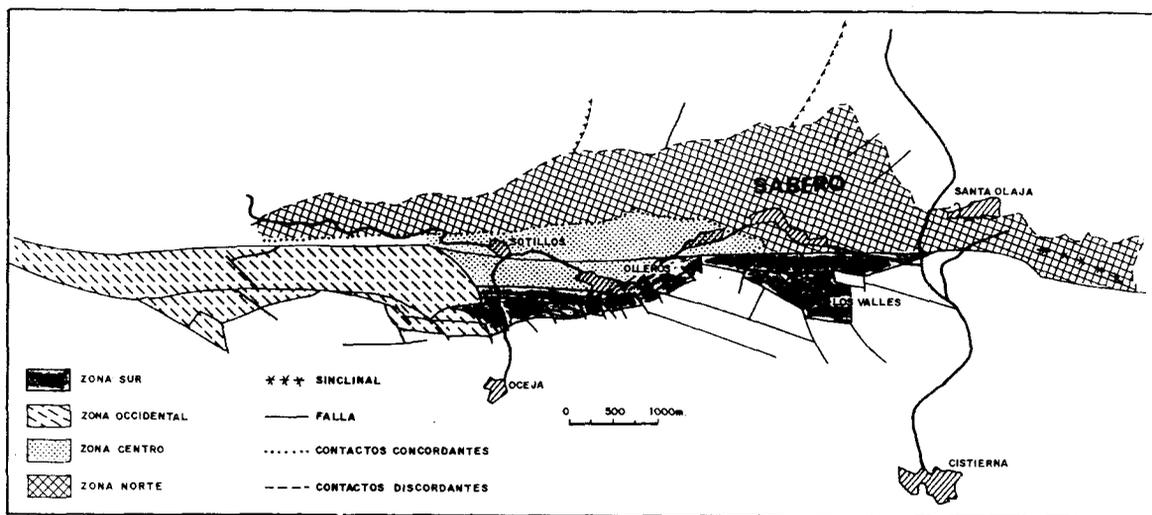


Figura 27. División por zonas de la Cuenca de Sabero.

En cuanto a la *estratigrafía*, como ya se ha indicado, la potencia total de los sedimentos de las cuencas se aproxima a 2.500 m, definiéndose una serie de formaciones y unidades informales (Figura 30). Son de muro a techo:

- Capas Alejico
- Formación Raposa
- Formación Gonzalo
- Formación Sucesiva
- Formación Quemadas
- Capas Herrera
- Capas Unica
- Capas Perla

Estas «formaciones» (recordemos que sólo la mitad lo son en sentido estricto) pueden ser agrupadas en una serie de megasecuencias (KNIGHT et al 1983):

- Capas Alejico. Relleno de la paleo-

topografía. Sedimentación controlada por fallas. Posible deformación sinsedimentaria. Conglomerados de base y secuencia arenosa de relleno.

- Formación Raposa. Representa una amplia expansión de la cuenca sedimentaria, marcada por la extensión de episodios de «debris-flow» en la base. Existe un episodio marino intercalado que da paso a sedimentos continentales cada vez más finos de facies de abánico distal.
- Formaciones Gonzalo y Sucesiva; Formación Quemadas y Capas Herrera; Capas Unica y Perla: son megasecuencias muy similares, de carácter subsidente (con control tectónico) y ambiente deposicional lacustre con transiciones a sistemas braided y de abánico distal.

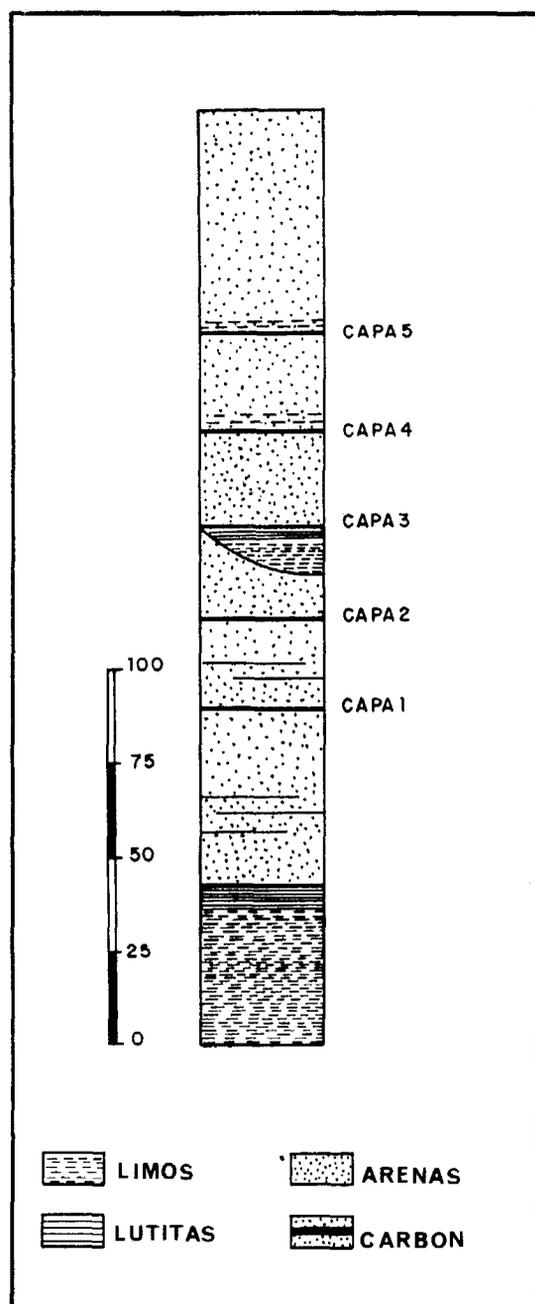


Figura 28. Columna tipo de la formación única.

En definitiva se puede definir la cuenca como parálico-límnica. (JONG-MANS, 1952).

Existe poca variación en cuanto a la asociación de flora fósil, ya que la serie debió depositarse en un corto espacio de tiempo, dando una edad Estefaniense A hasta la formación Herrera. El resto

muestra una flora del Estefaniense B inferior.

Los trabajos a cielo abierto en esta corta se restringen a las capas Unica, de una potencia de 280 m. En el área principal de explotación, la base de esta formación no está presente debido a una fracturación importante. Son explotadas hasta 5 capas de carbón en la mitad superior de la sucesión, numeradas de muro a techo (ver Figuras 31 y 32).

Hay una repetición compleja de las capas inferiores de esta secuencia, afectando a las capas 1 y 2 y a otras más finas debajo de éstas, debido a la fuerte tectonización que sufre la parte basal de la secuencia, característica de este campo carbonífero. Existe un intervalo lutítico con horizontes carbonosos a techo de la capa 1 que puede ser localizado en 2 ó 3 repeticiones.

En secuencias no disturbadas, la capa 2 aparece con una separación estratigráfica de 15-20 m a partir de la capa 1. Esta separación consiste en lutitas limosas y capas finas de arena. La capa 3 aparece a 35-40 m de la capa 2, separada por una sucesión arenosa bastante importante, que se acuña a favor de una secuencia limosa con capas de carbón muy finas o bandas de pizarras carbonosas a muro de la capa 3. Los intervalos entre las capas 3, 4 y 5 están dominadas por bancos arenosos, de más de 20 m, que muestran base acanalada y localmente estratificación cruzada a gran escala. La capa 5 se considera como techo de la formación, ya que es un horizonte cartografiable que marca el techo de un grupo importante de capas explotables (Figura 31 y 32).

Respecto a la tectónica, dentro de la estructura sinclinal de la cuenca, hay dos sectores principales con características diferentes, formando las mitades orientales y occidentales del campo carbonífero. En ambos, el flanco N está bien preservado y el S se encuentra intensamente fracturado. En el sector oriental, el núcleo del sinclinal está ocupado por la Formación Herrera, profun-

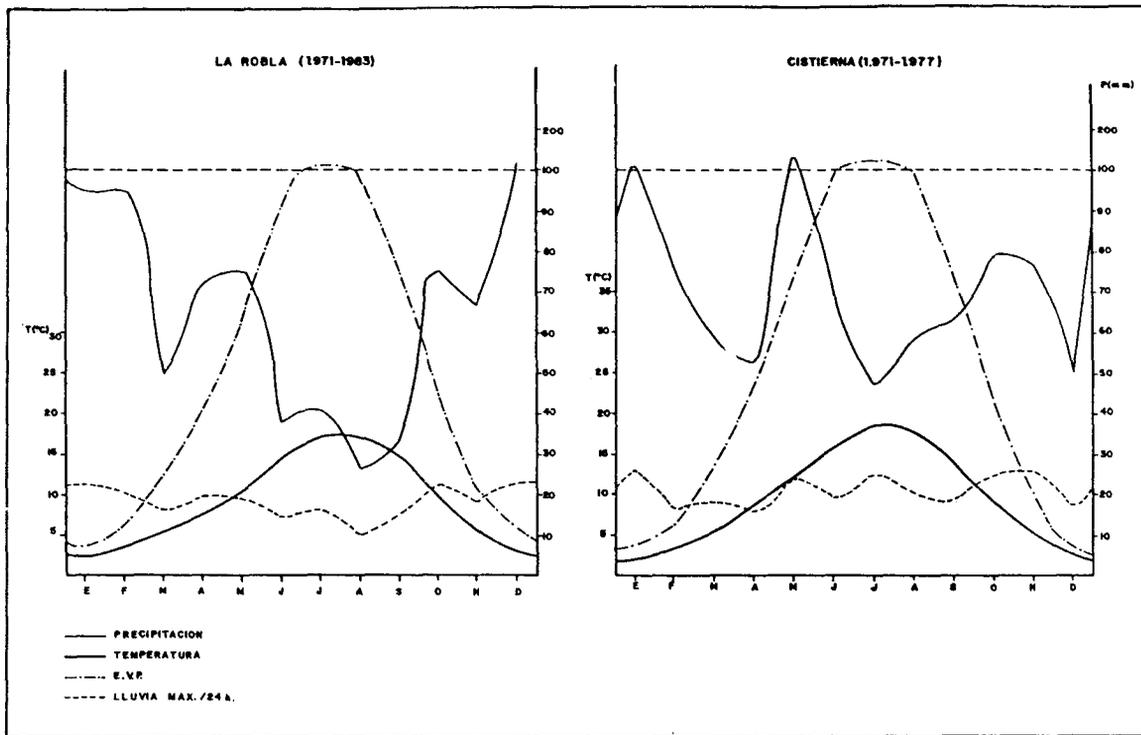


Figura 29. Climograma de dos estaciones próximas a Sabero.

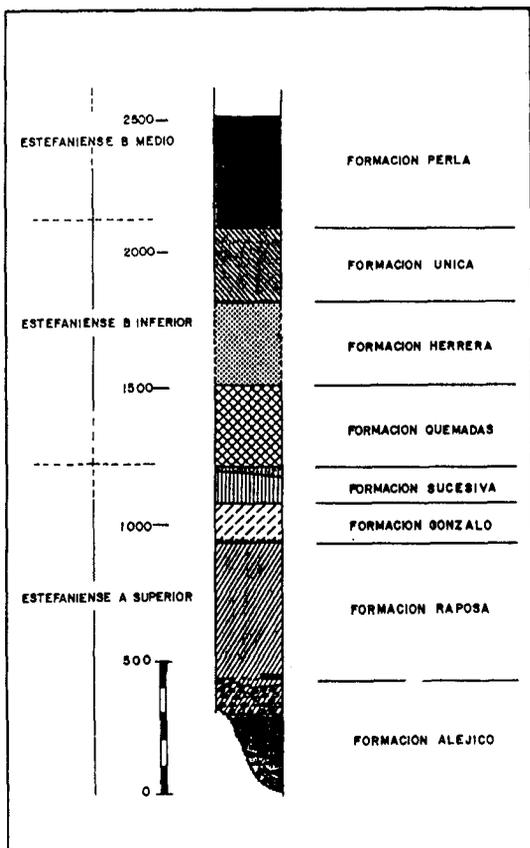


Figura 30. Columna estratigráfica de la Cuenca de Sabero.

damente fallada.

Los pliegues que afectan a esta región responden a una fase simple de deformación (probablemente Pérmico temprano). Esta fase posee una dirección N-S, con empujes compresionales que producen una fracturación escalonada mediante una serie de fallas inversas, afectando principalmente al margen sur de la cuenca. Este modelo de cabalgamiento se sigue en la parte occidental de la cuenca mediante una facturación inversa con arqueamiento, sincrónico al plegamiento.

Posteriormente a la fase compresiva, tuvo lugar un episodio distensivo que produjo fracturación normal. Estas fallas, de dirección NE-SW y NW-SE afectan principalmente al límite sur de la cuenca y al núcleo sinclinal de la Formación Herrera cerca de Olleros. Dentro de la misma fase tensional tuvo lugar el primer movimiento de la falla de Sabero-Gordón, con dirección E-W. A través de esta falla se produce una significativa desaparición de estratos, no pudiendo ser relacionado esto con los efectos de los movimientos siguientes (Figura 33).

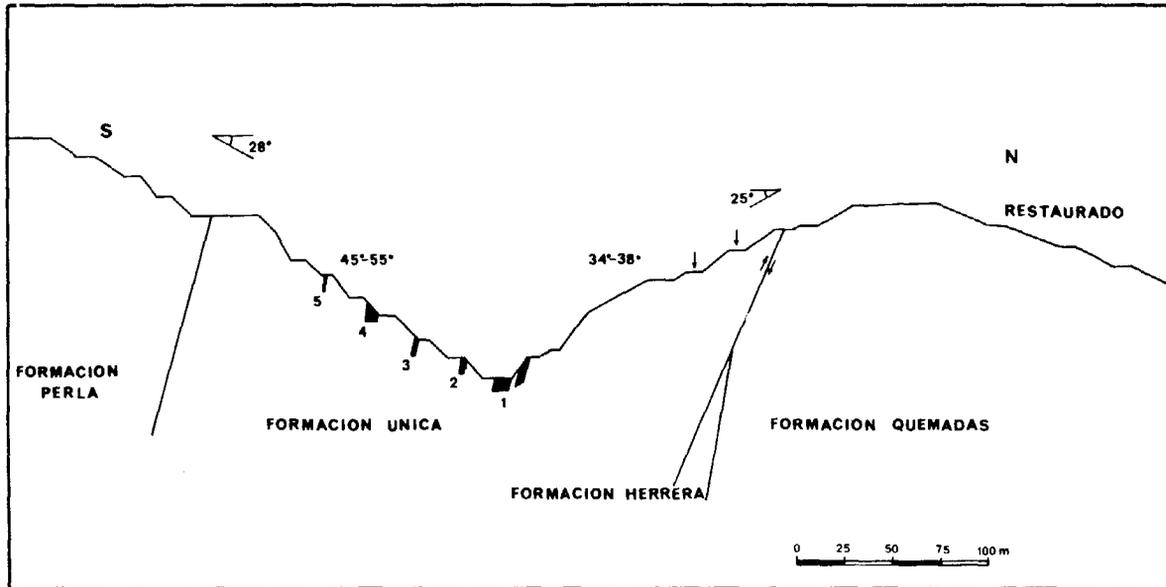


Figura 31. Corte transversal de la explotación.

El último movimiento de la falla de La Llama fue postcretácico, con desplazamiento inverso del flanco N.

El buzamiento de las capas en la cuenca es bastante alto (normalmente 60° ó 70°). En todas las estructuras el labio N está mejor preservado y la estructura general para todas las secuencias explotadas es E-W, con buzamiento S (Figura 33).

Referente a la hidrogeología, los problemas relacionados con el agua en esta corta se restringen a la circulación de agua meteórica a favor de zonas falladas o intensamente diaclasadas.

La fuerte tectonización presente en la zona produce un aumento de la permeabilidad de los materiales y la consecuente circulación del agua según la red de fracturación.

Esto ha llevado a una extremada vigilancia de los efectos del agua en la estabilidad de los taludes y a acometer una serie de medidas que puedan paliar este riesgo de inestabilidad inducida (Figura 34). En esta línea, se pueden destacar los sistemas de drenes horizontales perforados en la base de los taludes de muro en

las inmediaciones de la importante zona de fractura de Sabero-Gordón, que descargan las tensiones hidrostáticas que probablemente se crean, induciendo así el riesgo de deslizamientos en esta zona ya de por sí potencialmente inestable.

2.3.2. Minería. Método de explotación

En la corta Sabero Ocho se explotan las capas más altas (formaciones Perla y Unica) debido a su posición estructural favorable. El resto de las formaciones productivas son beneficiadas mediante minería de interior.

La explotación de la corta Sabero Ocho se efectúa por el método de *transferencia* (Foto 6), consistente en la apertura de un primer hueco, con transporte del estéril a escombreras, exteriores. A continuación, se inicia un segundo hueco, llevando el estéril producido al espacio creado con la apertura del primer hueco. La mina prosigue avanzando de esta manera hasta completar la explotación. Las escombreras generadas por la mina se someten a suavización de taludes para revegetar.

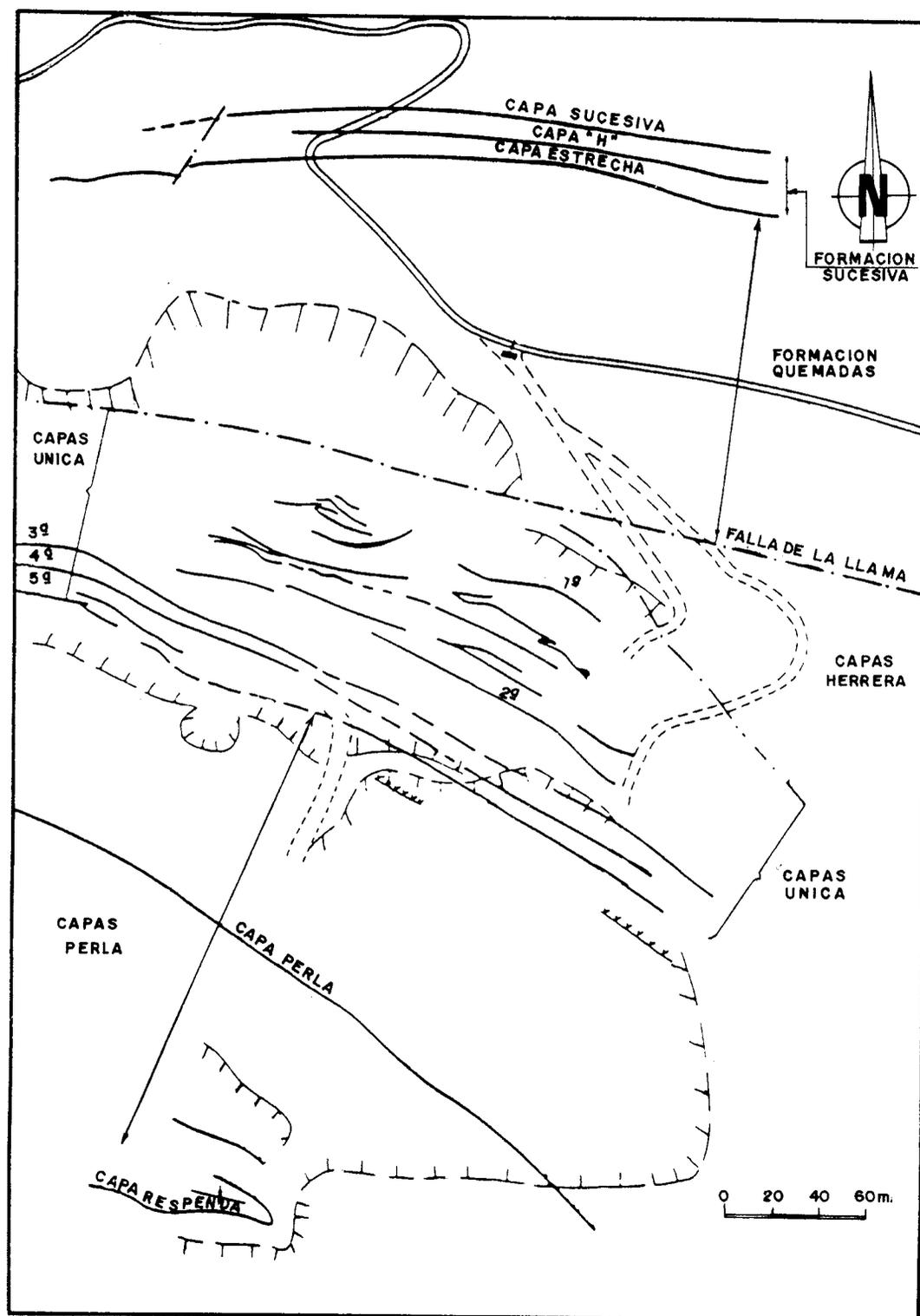


Figura 32. Planta geológica de la explotación.

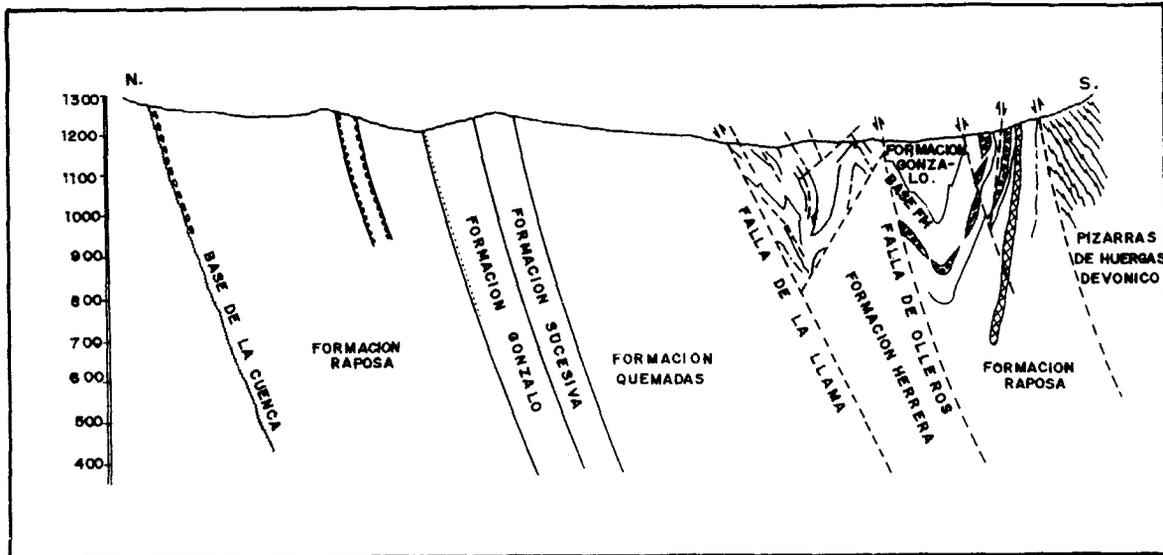


Figura 33. Corte litológico transversal de la Cuenca de Sabero.

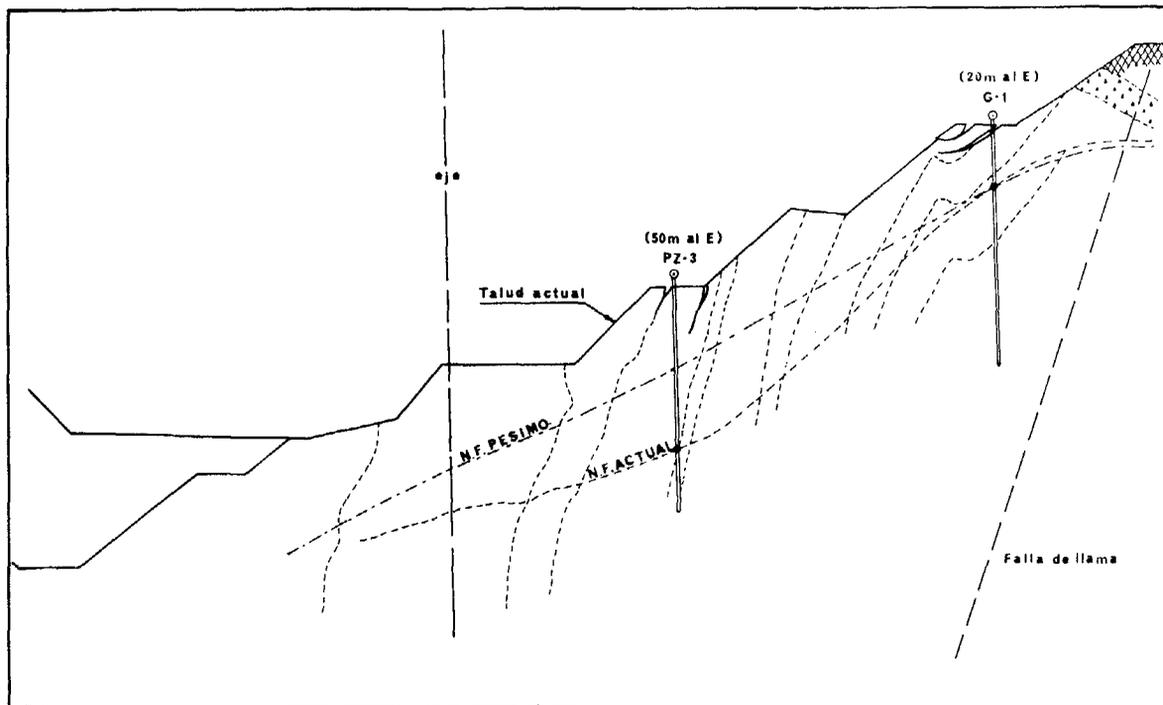


Figura 34. Situación del nivel freático pésimo en el perfil P-S Talud Norte (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

La existencia de múltiples capas de carbón, subverticales y arrosariadas en su potencia, llegando a aparecer y desaparecer, obligan a una planificación muy detallada.

La cuenca explotada se encuentra en un valle sobre los 1.200 m de altitud. Los trabajos de extracción de carbón comenzaron hace siete años y se extraen unas 250.000 t/año, alcanzando una profundi-

dad próxima a los 100 m. La mina avanza hacia el Este y el laboreo se realiza mediante bancos de 10 m de altura, con bermas entre 7 y 14 m. El talud general de muro (talud Norte) tiene unos 30° y el de techo unos 45°.

El arranque de los estériles se efectúa en parte con voladuras suaves y el resto se arranca con tractores de orugas de 700 CV. La carga se realiza con palas cargadoras de neumáticas de 10 m³ sobre volquetes diesel mecánicos de 77 t, que transportan dichos estériles hasta las escombreras. El movimiento de estéril alcanza los 3,5 millones de metros cúbicos anuales.

Así mismo, se utilizan mototraillas de 50 t cargadas por una excavadora de 3 m³.

Toda la operación es consumidora de gas-oil.

2.3.3. Características geotécnicas de las formaciones

Las formaciones consisten en alternancias de areniscas y lutitas arenosas y carbonosas con carboneras intercaladas, que definen planos de debilidad.

Se han considerado cuatro zonas o dominios estructurales, según se indica en la Figura 35 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985). Estos dominios se han definido por la estructura del macizo y su litología, por las condiciones hidrológicas y por las inestabilidades observadas.

La zona I, en la cual se ha realizado el perfil geotécnico de la Figura 36, consiste en una alternancia de lutitas arcillosas con bandas delgadas de areniscas, de dirección NW-SE. En esta zona es donde



Foto 6. Corta Sabero Ocho.- Vista hacia el E del talud Sur.

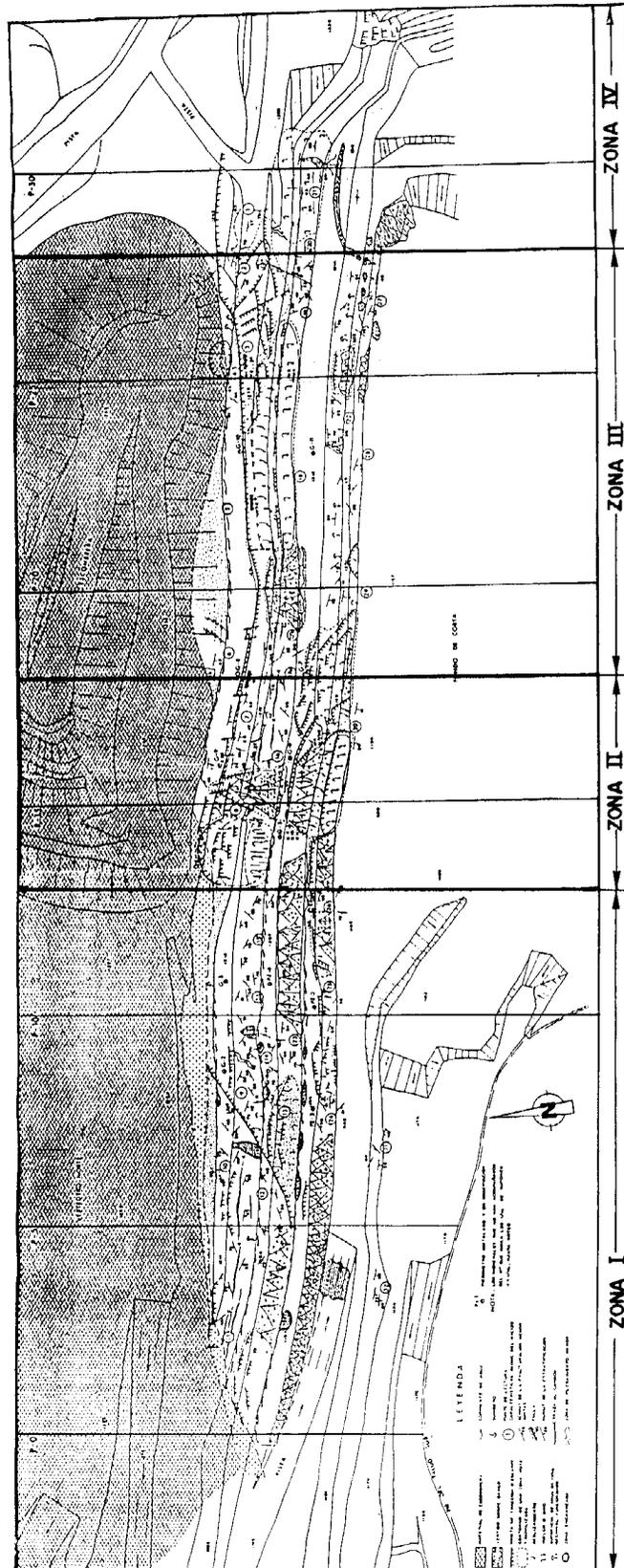


Figura 35. Planta Geotécnica de la zona de la Corta Sabero Ocho (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

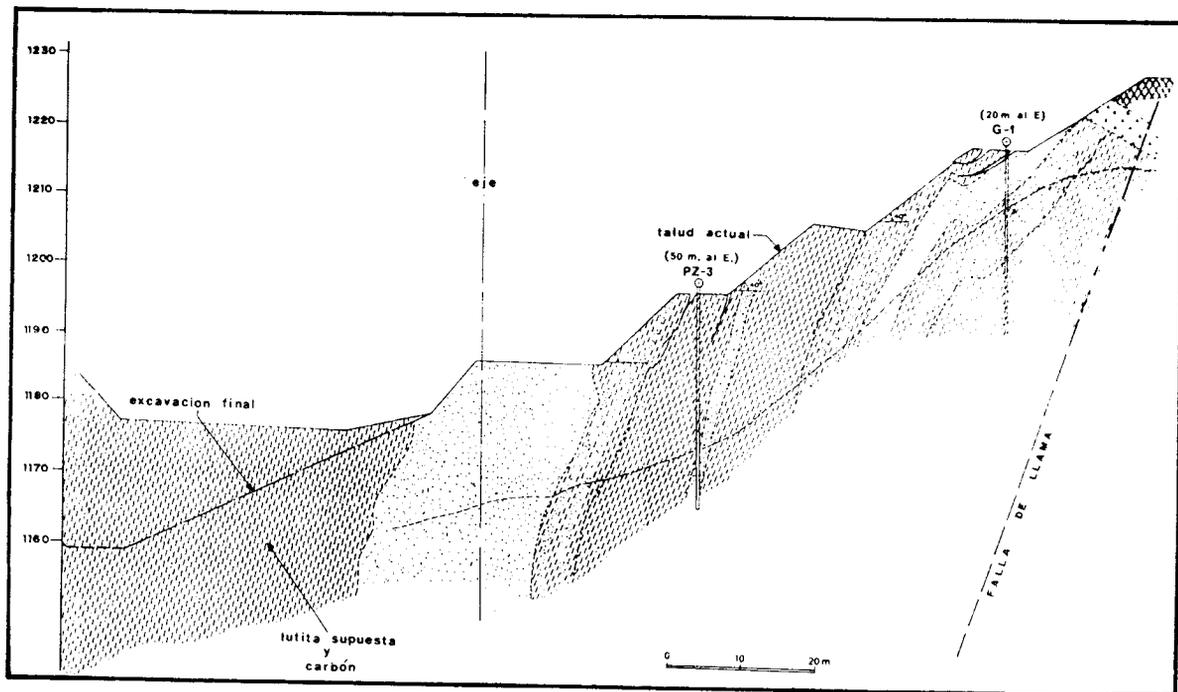


Figura 36. Perfil Geotécnico P-5 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

hay más afluencia de agua.

La estructura en esta zona está definida por la estratificación y dos familias de juntas. Debido a los repliegues, la estratificación aparece con orientaciones variables.

Las direcciones de buzamiento y buzamientos de las discontinuidades estructurales son las siguientes:

Estratificación:

E_1 200/60
 E_2 200/45
 E_3 165/52

Juntas o diaclasas:

J_1 141/80
 J_2 230/75

Los ángulos de fricción estimados en las lutitas arcillosas son de 26° para la estratificación y de 45° y 37° respectivamente para las familias de juntas J_1 y J_2 . El espaciado de la estratificación es frecuente y del orden de 1 m el de las juntas.

La zona II tiene series de lutitas plegadas y bancos de areniscas de una potencia que se aproxima a 1 m. La fracturación en las lutitas es relativamente intensa (perfil geotécnico en la Figura 37).

Al igual que en la zona I, debido a los repliegues, la estratificación presenta dos orientaciones diferentes y además hay dos familias de juntas. Las direcciones de buzamiento y buzamientos son los siguientes:

E_1 165/52
 E_2 205/60
 J_1 235/55
 J_2 295/75

Los ángulos de fricción de la estratificación en las lutitas son de 36° para la estratificación E_1 , 26° para la estratificación E_2 y 36° para las dos familias de juntas J_1 y J_2 . En las areniscas, el ángulo de fricción de la estratificación aumenta a 45° y el de las juntas a 56° .

Las formaciones de la zona III consisten en areniscas con capas delgadas de lutitas, con dirección estructural E-W.

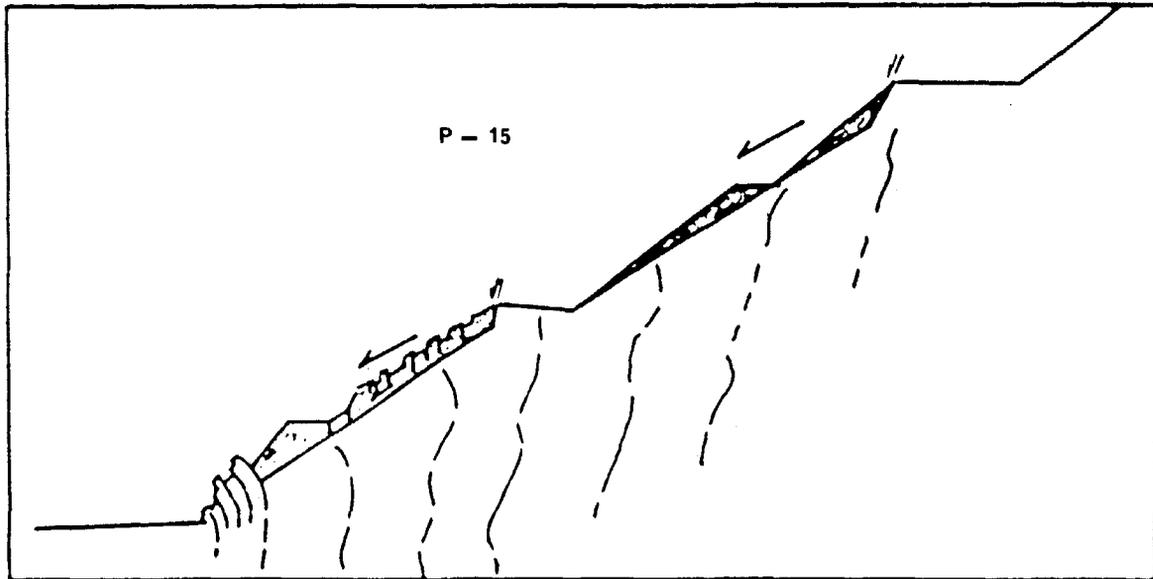


Figura 37. Perfil Geotécnico P-15 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

En esta zona, hay una segunda formación compuesta por capas de lutitas arenosas con carboneras intercalados. Los buzamientos alcanzan los 70° e incluso 80° .

La zona IV (ver perfil geotécnico en la Figura 38) presenta también alternancia de lutitas y areniscas. Los estratos en esta zona son muy verticales, llegando incluso a invertirse en algunos puntos.

Para determinar las propiedades geomecánicas de los distintos materiales, se han estimado los parámetros resistentes mediante el levantamiento geotécnico en la mina y la posterior aplicación de la ecuación de Barton, cuya expresión se recoge en el Apéndice 2.

Según los datos de los ensayos de laboratorio proporcionados por la miña, la resistencia a compresión simple de las distintas litologías, alcanza los valores máximos en las areniscas de grano medio, con una resistencia de 140 MPa y mínimos de unos 65 MPa en las lutitas arenosas y areniscas de grano fino. La resistencia a tracción más elevada se da en las areniscas de grano fino, siendo las lutitas arenosas las menos resistentes a la

tracción, con valores de unos 5,8 MPa. El peso específico de todas las muestras ensayadas alcanza valores próximos a 27 kN/m^3 .

Los módulos de elasticidad obtenidos en laboratorio se dividen por 10, en una hipótesis conservadora, para estimar los módulos de elasticidad en el macizo rocoso. El coeficiente de Poisson en todos los casos está comprendido entre 0,10 y 0,14.

En el Cuadro 11 se han agrupado las características geomecánicas de las distintas litologías.

2.3.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos

Los taludes de la corta Sabero Ocho son básicamente estables, excepto el talud Norte (talud de muro), que, aunque su estabilidad general no presenta problemas, sí se producen inestabilidades superficiales, tales como el descalce de cuñas inestables (Figura 38), la caída de bloques o también roturas a través de la estratificación en zonas débiles o muy meteorizadas (Foto 7). Estas inestabili-

dades dependen fundamentalmente de la estructura geológica y de la red de fracturación, que es alta en los tramos lutíticos y moderada en los tramos de arenisca. Existen, así mismo, deslizamientos de banco con colapsos a nivel de dos o tres bancos (Foto 8).

En dicho talud Norte, aparecen dos zonas principales de inestabilidad superficial (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985), una de ellas a la altura del perfil P-15 y la otra entre los perfiles P-21 y

P-28 (Figura 5, 39 Y 40). En la primera de estas dos zonas, aparecen cuñas inestables según se ve en la Figura 39. La rotura representada en la parte izquierda de esta figura, es circular en la parte posterior (afecta a suelos y rocas muy meteorizados) y en el pie se produjo el vuelco de estratos debido al empuje de la masa deslizada. La otra rotura señalada en la Figura 39, es la suma de dos cuñas superficiales.

CUADRO 11. CARACTERÍSTICAS GEOMECANICAS DE LOS MATERIALES. SABERO OCHO.

Parámetro Litología	Módulo E^* de Elasticidad (MPa)	Coefficiente μ de Poisson	γ kN/m ³	q_u MPa	T MPa	ϕ Estratificación	ϕ Juntas
Lutitas arcillosas	1.834	0,11	27,0	85	7.7	26	37-45
Lutitas arenosas	2.950	0,14	26,6	66	5,8	26-36	36
Areniscas de grano medio	3.344	0,10	26,4	140	11	45	56
Areniscas de grano fino	1.339	0,12	26,6	65	16	45	56

* Módulo de elasticidad en el macizo rocoso (10% del obtenido en laboratorio).

En la segunda de estas dos zonas inestables mencionadas, aparece un deslizamiento, a lo largo de la berma 1.230, en la intersección de un carbonero muy continuo con una familia de juntas. Este es el tipo de rotura más común en los bancos de esta zona, tal como se muestra en planta en la Figura 40 y en perfil en la Figura 38, en la que está representado el perfil P-25.

Pueden plantearse problemas de vuelco de estratos a la altura del perfil P-30, donde la inclinación de la estratificación está invertida (Figura 41).

Las otras zonas de este talud Norte presentan grietas que afectan únicamente

la cara de los bancos, en los que se producen pequeñas caídas a causa de los pliegues a escala métrica que presentan los planos de estratificación (Foto 9). En la Figura 42 se esquematizan estas pequeñas caídas.

En cuanto a los métodos preventivos utilizados para controlar la estabilidad de la corta, el principal es el drenaje de los taludes mediante drenes de tipo canadiense (Foto 10). Así mismo, en ocasiones se retiran masas de terreno, procedente de pequeños deslizamientos locales, que, debido al empuje que producen, podrían provocar inestabilidades.

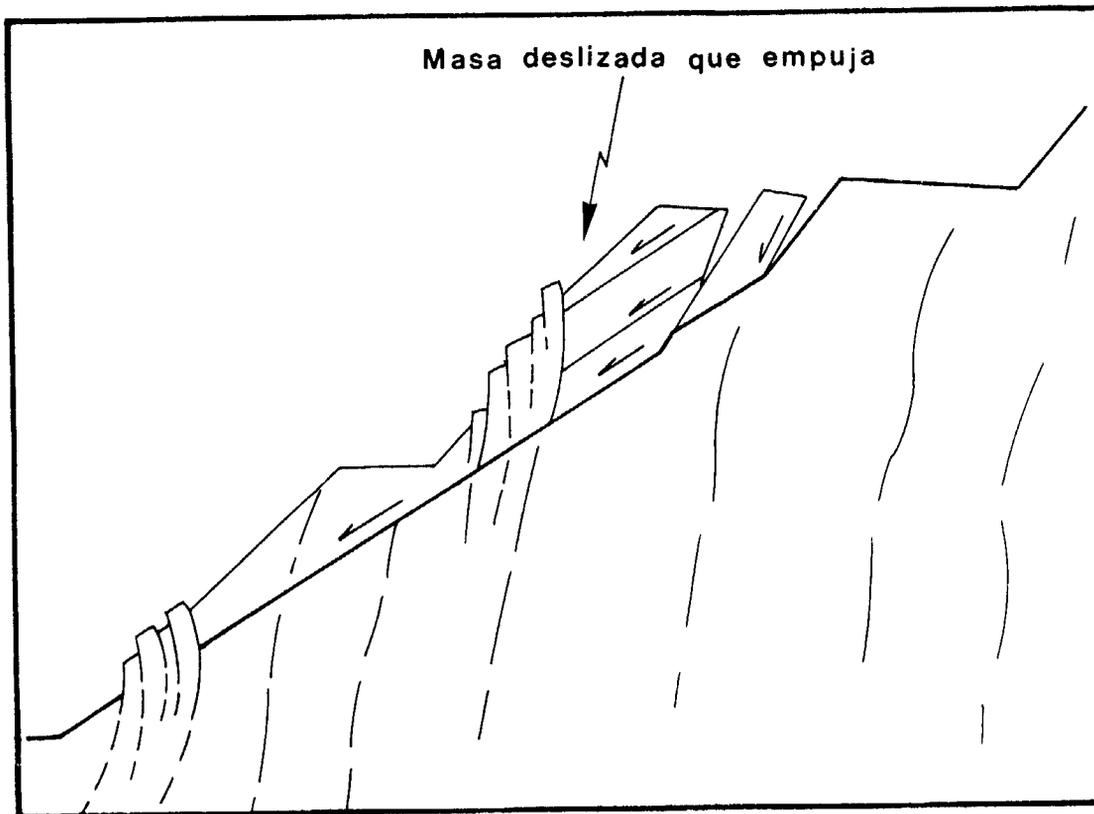


Figura 38. Vuelco de estratos por empuje de masa deslizada en el perfil P-25 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

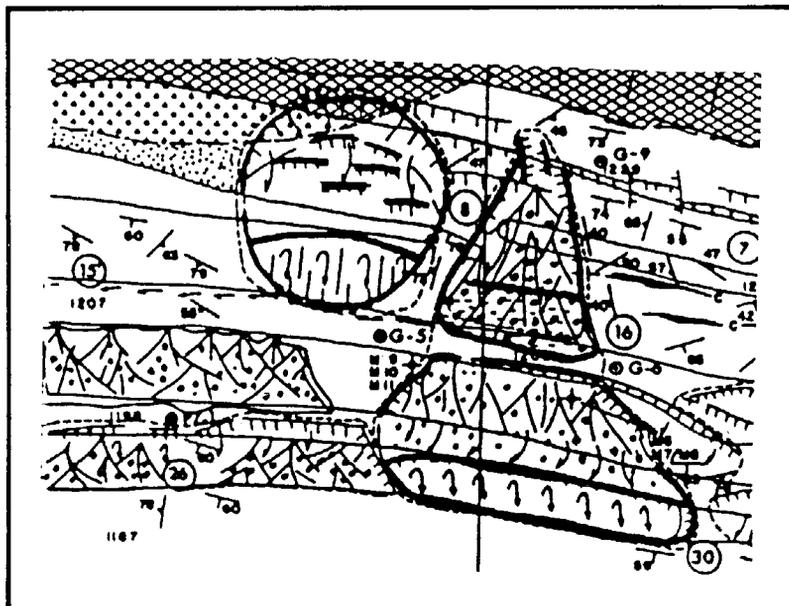


Figura 39. Esquema en planta de las inestabilidades del talud Norte. (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

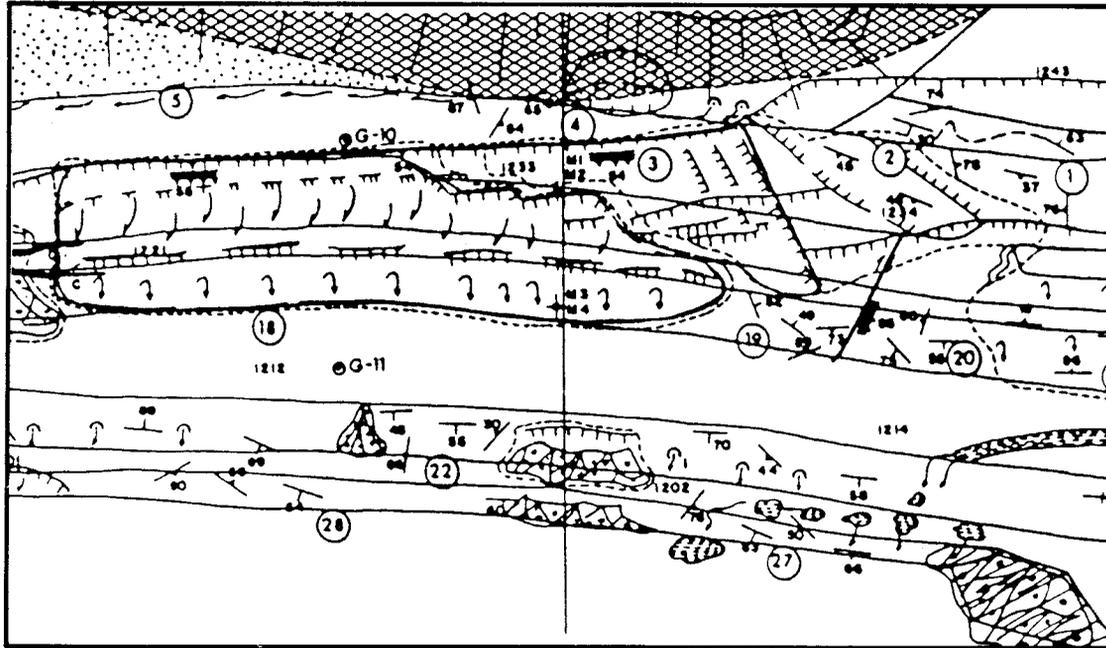


Figura 40. Esquema en planta de las principales zonas de inestabilidades superficiales del talud Norte (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

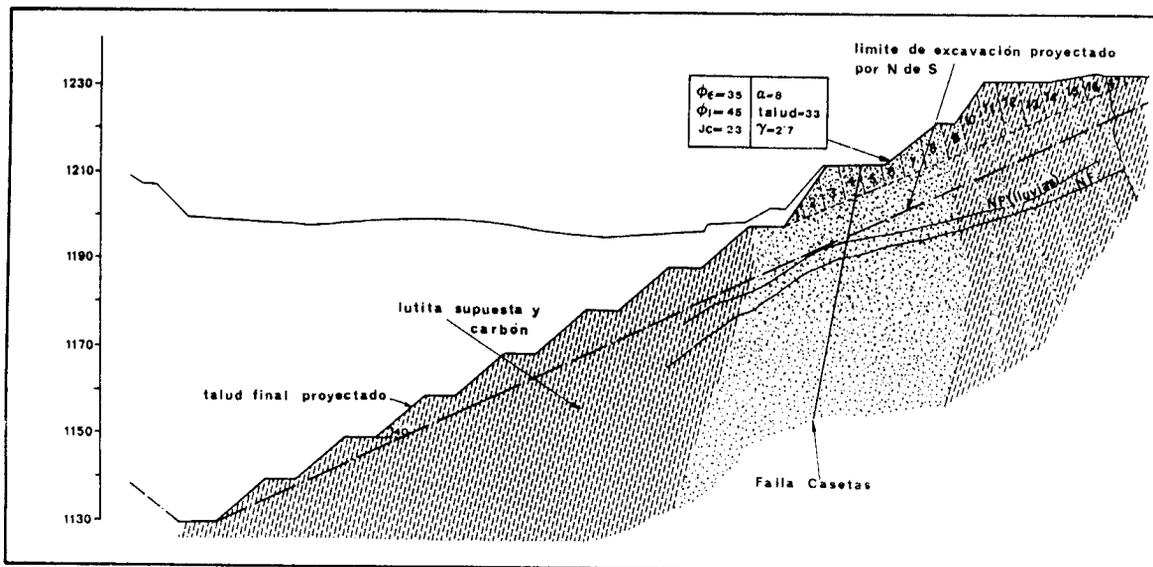


Figura 41. Perfil geotécnico P-30 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

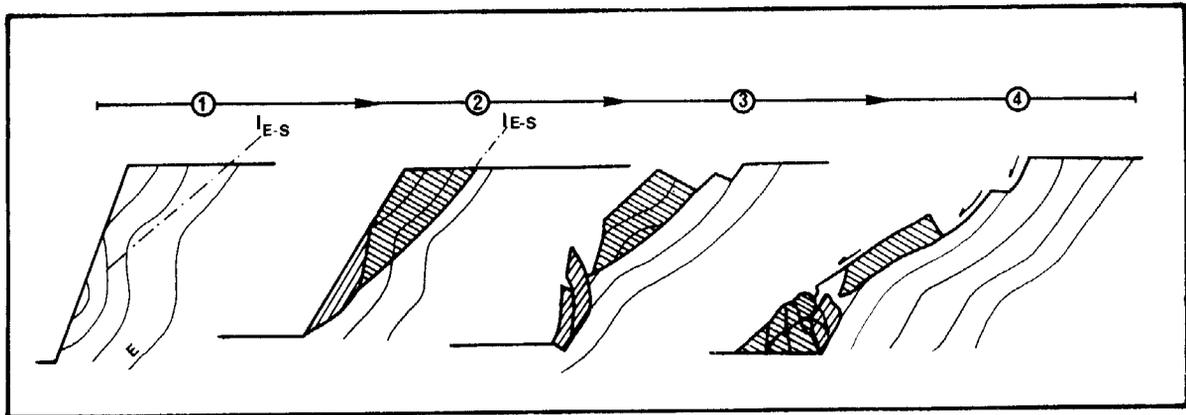


Figura 42. Caída de bloques de tamaño métrico debido a los pliegues de los planos de estratificación (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).



Foto 7. Corta Sabero Ocho.- Borde exterior de la berma de uno de los bancos inestables. Talud N.



Foto 8. *Corta Sabero Ocho.- Base de deslizamiento a nivel de banco con minado antiguo en la base.*



Foto 9. *Corta Sabero Ocho.- Aspecto del plegamiento que afecta a los materiales del talud N.*



Foto 10. *Corta Sabero Ocho.- Sistema de drenaje en el talud de muro (talud N).*

2.3.5. Diseño de taludes

Como se ha indicado anteriormente (apartado 2.3.3) al tratar de las características geomecánicas de las formaciones, se han considerado cuatro zonas desde el punto de vista geotécnico.

Para el diseño de taludes habrá que considerar primeramente la estabilidad general de los taludes, que está gobernada por grandes estructuras geológicas, por el estado tensional del macizo rocoso y por las redes de flujo.

Después de haber asegurado la estabilidad general de dichos taludes, habrá que analizar la estabilidad superficial en las distintas zonas geotécnicas.

Los parámetros de diseño del talud general (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985), se resumen en el Cuadro 12.

Debido a que las juntas son de continuidad limitada, para analizar la estabilidad general de los taludes, hay que tener en cuenta que la rotura se produciría en parte a través del material rocoso, por lo cual la cohesión se debería incrementar considerablemente respecto a la utilizada en el diseño, que se ha realizado en base a una hipótesis muy conservadora suponiendo que la cohesión es nula. A pesar de esto, según los resultados obtenidos por CELADA, B. y LECHOSA, R. (1985) con el modelo numérico de elementos finitos denominado TALUDEF, tanto el talud general actual como el final resultan ser claramente estables. En el talud Norte o talud de muro, se podrán producir roturas mixtas circulares y por la estratificación en zonas lutíticas donde la fracturación sea intensa y la estratificación o plano de discontinuidad dominan-

CUADRO 12. PARAMETROS DE DISEÑO DEL TALUD GENERAL (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

Parámetro	Módulo de Elasticidad (MPa)	Coefficiente de Poisson	Peso Especifico t/m ³
Litología			
Lutitas	1.834	0,11	2,7
Lutitas y Areniscas	2.950	0,14	2,7
Areniscas	3.344	0,10	2,6

te tenga un fuerte buzamiento hacia la corta, su rugosidad sea pequeña y presente relleno carbonoso. Estas roturas pueden alcanzar a tres o cuatro bancos (Foto 11).

Para determinar el ángulo y altura de los taludes de banco, se analiza en primer lugar la formación de cuñas mediante el método propuesto por Klaus-John basado en la proyección estereográfica equia-

real, desarrollado en el Apéndice 1. A continuación, se estudia la posibilidad de rotura por vuelco, con el modelo propuesto por Goodman, recogido en el Apéndice 1. Por último, a través del análisis del pandeo se determinará la altura máxima de banco.

En el análisis de la estabilidad de las cuñas, hay que tener en cuenta que debido a la descomprensión de las rocas en el



Foto 11. *Corta Sabero Ocho.- Parte superior del deslizamiento de la Foto 8.*

proceso de excavación, los planos de junta han perdido la cohesión. Por otra parte, en el caso más desfavorable el nivel freático se sitúa a 8 m de profundidad por debajo de las bermas de los taludes; como los planos de junta tienen continuidad pequeña, no se podrán formar cuñas suficientemente grandes por estar afectadas por presiones de agua.

En la zona I, aparecen dos familias de juntas más la estratificación que tiene una ondulación variable debido a los repliegues del terreno. Las orientaciones de la estratificación y de las dos familias de juntas, dadas por su dirección de buzamiento y buzamiento, son las siguientes:

E_1 205/60 ; E_2 200/45 ; E_3 165/52
 J_1 141/80 ; J_2 230/75 ; TALUD 190

En estas condiciones, según se puede observar en la Figura 43 se pueden formar hasta 7 cuñas, cuyas direcciones de deslizamiento buzan en todos los casos hacia la excavación.

Con los ángulos de fricción estimados de 26° para la estratificación y 45° y 37° para las familias de juntas J_1 y J_2 respectivamente, todas las cuñas resultan ser inestables, según se deduce de los cálculos del diagrama de la Figura 43. Por consiguiente, para que las cuñas sean estables, la línea de intersección de los dos planos que forman cada cuña, no

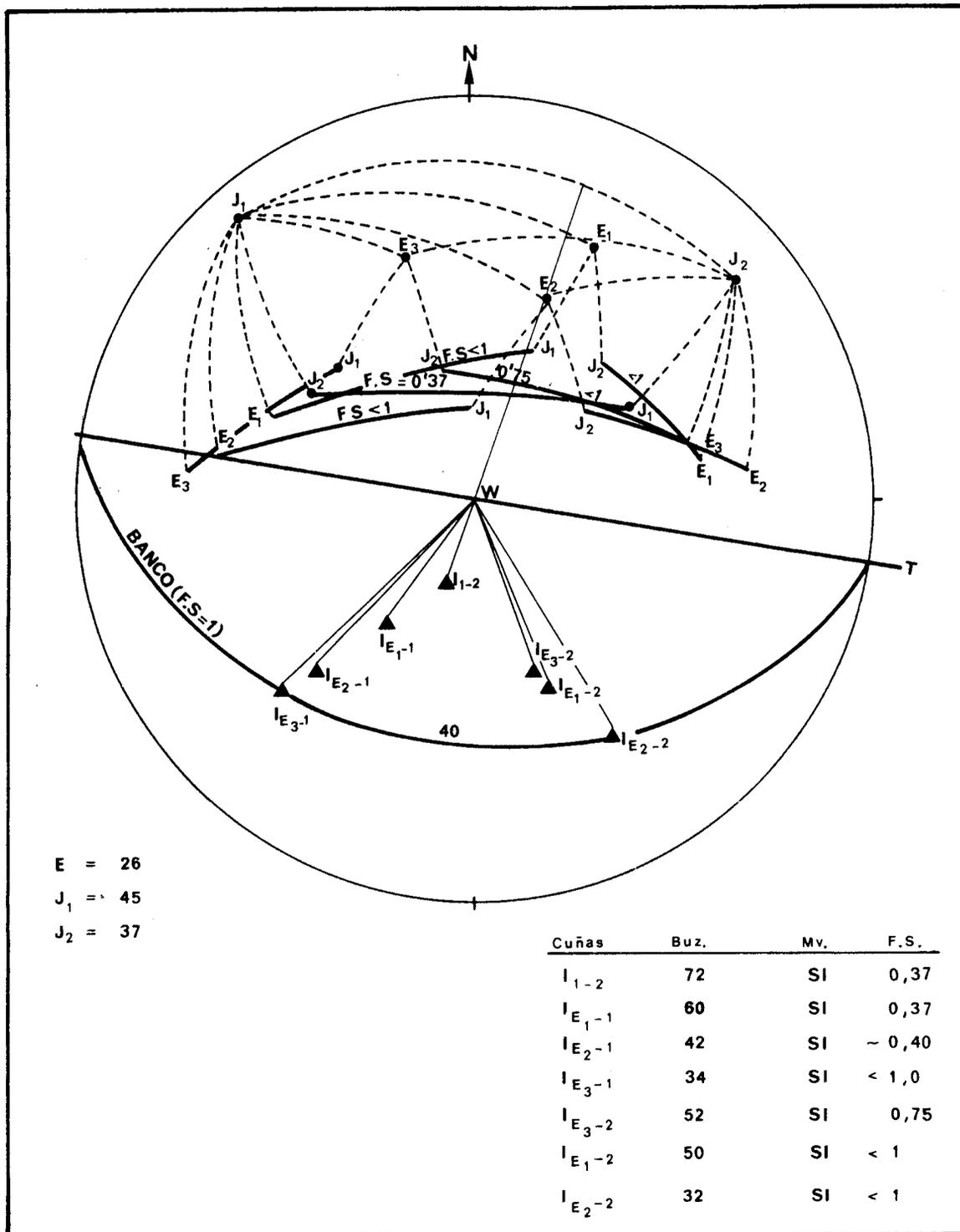


Figura 43. Perfiles P-5a y P-5b. Análisis cinemático (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

debe aflorar en la cara del talud, consiguiéndose la estabilidad cinemática de las cuñas con planos de talud de 40° de pendiente.

Al aplicar el modelo de Goodman (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985), se ha obtenido un coeficiente de seguridad de 2,14, por lo cual no se espera que surjan inestabilidades de este tipo.

Se ha analizado también el pandeo para determinar la altura máxima admisible de los taludes de banco. En los cálculos se ha supuesto una cohesión nula y una fricción equivalente a la del plano con relleno carbonoso, que disminuye considerablemente respecto a la fricción más frecuente en juntas y estratificación. La fuerza considerada para el pandeo ha sido el peso propio del estrato. En estas condiciones, se calcula la altura que debe tener el banco para un coeficiente de seguridad de 1,20, adoptándose finalmente una altura de banco de 10 m.

La zona II es la más inestable, ya que las lutitas se encuentran muy plegadas entre bancos de areniscas próximos a 1 m de potencia. Al aparecer un pliegue convexo hacia la estratificación, la fracturación produce cuñas inestables.

Como el ángulo del talud de banco depende de la fracturación y de las propiedades mecánicas de la roca, habrá que analizar las cuñas que se forman en las lutitas y las de las areniscas.

Siguiendo el proceso de análisis de cuñas, según se observa en las Figuras 44 y 45, sólo aparecen cuñas inestables en las zonas donde predominan las lutitas, mientras que en las areniscas las cuñas son estables. Por este motivo, el talud debe tener 42° en las lutitas y 55° en las areniscas.

No hay riesgo de vuelco en esta zona, y dadas las diferentes propiedades geomecánicas de las lutitas y areniscas, al hacer el estudio del pandeo se llega a la conclusión de que en lutitas se admiten bancos de 10 m de altura y en areniscas de 20 m de altura.

La estabilidad en la zona III es varia-

ble, ya que en la parte inferior aparecen areniscas que apenas presentan problemas y en la parte superior, lutitas muy fracturadas. En areniscas sólo hay cuñas inestables cuando aparece un carbonero. El talud de banco de estabilidad cinemática debe tener unos 50° de inclinación o 40 a 45° en el segundo caso.

Al igual que en la zona II, del análisis por pandeo se deduce que en lutitas los bancos deben tener 10 m de altura y en areniscas pueden alcanzar los 20 m.

En la zona IV los estratos se inclinan fuertemente, por lo cual se realiza el estudio del vuelco de los taludes. De este estudio se deduce que no van a surgir problemas de rotura por vuelco, a no ser la aparición de grietas en la coronación del talud. Por otra parte, hay un conjunto de cuñas inestables que con un talud de 60° son cinemáticamente estables.

En el fondo de la corta aparecen lutitas, por lo que el diseño definitivo del banco es de 10 m de altura (por la limitación del pandeo) y 40° de inclinación para no descalzar las cuñas.

Por otra parte, se han analizado las roturas por círculo de pie más desfavorables, para distintos grados de saturación de agua desde terreno seco hasta completamente saturado, en la talud Norte (mu-ro).

En la Figura 46 se presenta el resultado de dicho análisis para $C' = 0,16$ MPa y $\phi' = 37^\circ$, con una altura y una inclinación del talud general de 70 m y 30° respectivamente. Las figuras 47 y 48 muestran la variación del factor de seguridad FS frente a C' y a ϕ' .

2.3.6. Conclusiones

Al no haberse detectado planos de falla o juntas de gran continuidad, no hay posibilidad de rotura general.

Existe riesgo de rotura en 2 ó 3 bancos en el caso de que aparezca una zona de lutitas con fuerte fracturación o algún carbonero o plano de estratificación de

baja rugosidad.

Todas las inestabilidades detectadas son de tipo superficial.

Las alturas de los bancos en lutitas y en areniscas están limitadas por la posibilidad de vuelco, que parece muy poco probable, y de pandeo.

Las cuñas se controlan calzándolas

con el talud y no se verán afectadas por presiones de agua, ya que el nivel freático está a una profundidad de 8 m por debajo de las bermas de los taludes y la baja continuidad de los planos de junta no permite la formación de cuñas de gran tamaño.

En cuanto al riesgo de rotura por

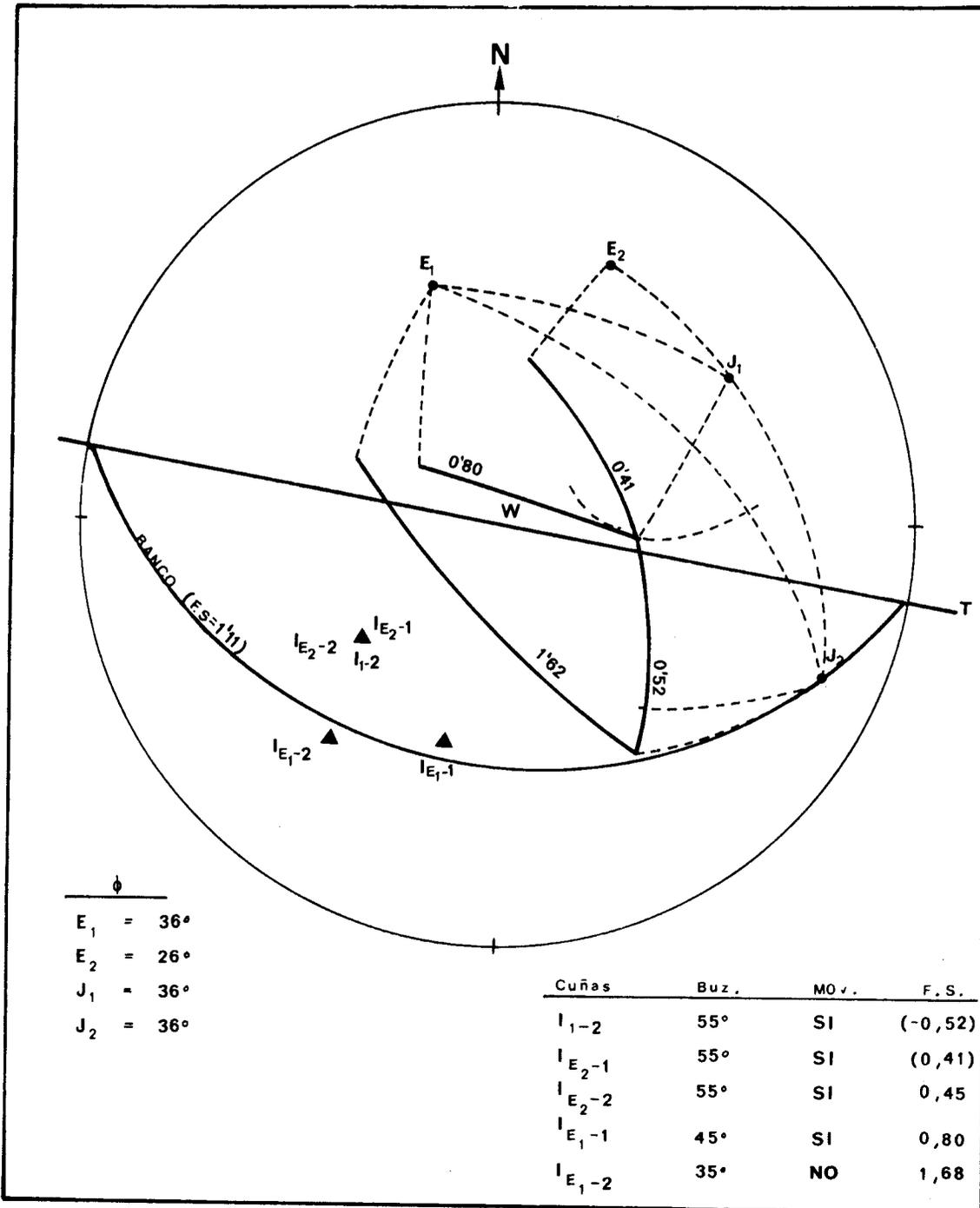


Figura 44. Perfil P-15 (tramos lutíticos). Análisis cinemáticos (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

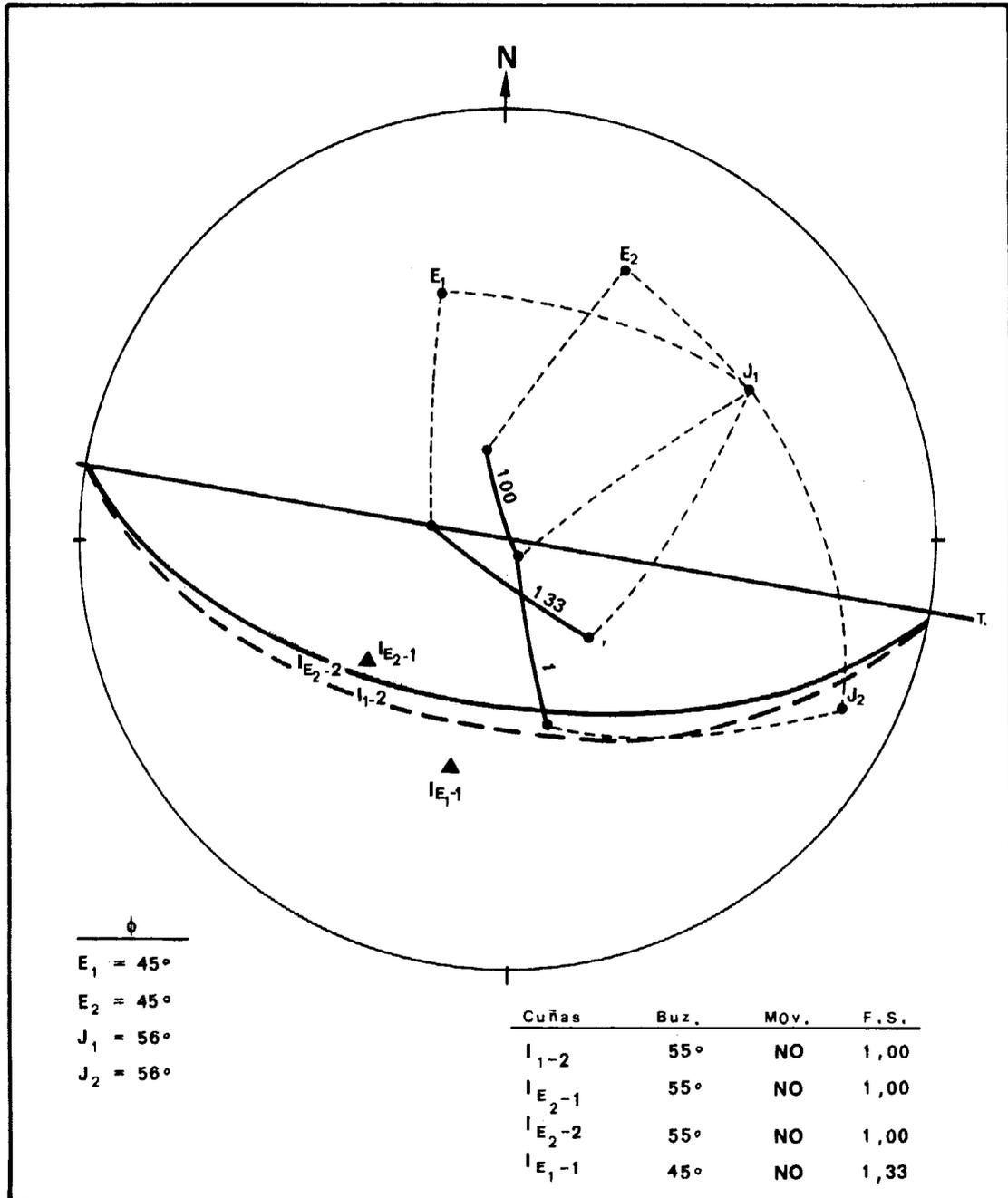


Figura 45. Perfil P-15 (tramo de areniscas). Análisis cinemático (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).

círculo de pie, se deduce de los análisis realizados que es prácticamente nulo.

CUADRO 13. ROTURA POR CIRCULO DE PIE. RELACION ENTRE EL FACTOR DE SEGURIDAD (FS), FRENTE AL RATIO DE PRESION INTERSTICIAL r_u . SABERO OCHO.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,16	37	0,0	2,27
"	"	0,1	2,08
"	"	0,2	1,88
"	"	0,3	1,67
"	"	0,4	1,46
"	"	0,5	1,28

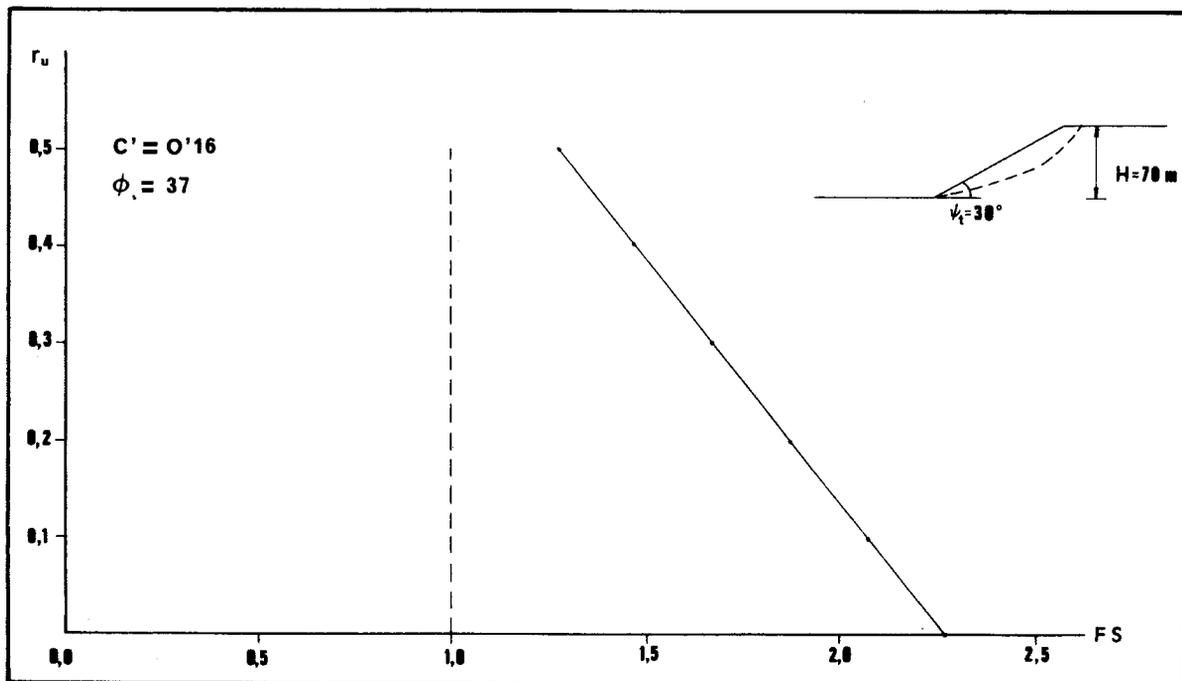


Figura 46. Rotura por círculo de pie. Talud Norte (muro). Relación entre el factor de seguridad (FS) y el ratio de presión intersticial (r_u). Sabero Ocho.

CUADRO 14. SENSIBILIDAD DEL FACTOR DE SEGURIDAD (FS), FRENTE A C' PARA ϕ' CONSTANTE. SABERO OCHO.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,10	37	0,2	1,63
0,12	"	"	1,69
0,14	"	"	1,77
0,16	"	"	1,86
0,18	"	"	1,96
0,20	"	"	2,05
0,10	"	0,4	1,19
0,12	"	"	1,29
0,14	"	"	1,36
0,16	"	"	1,45
0,18	"	"	1,56
0,20	"	"	1,62

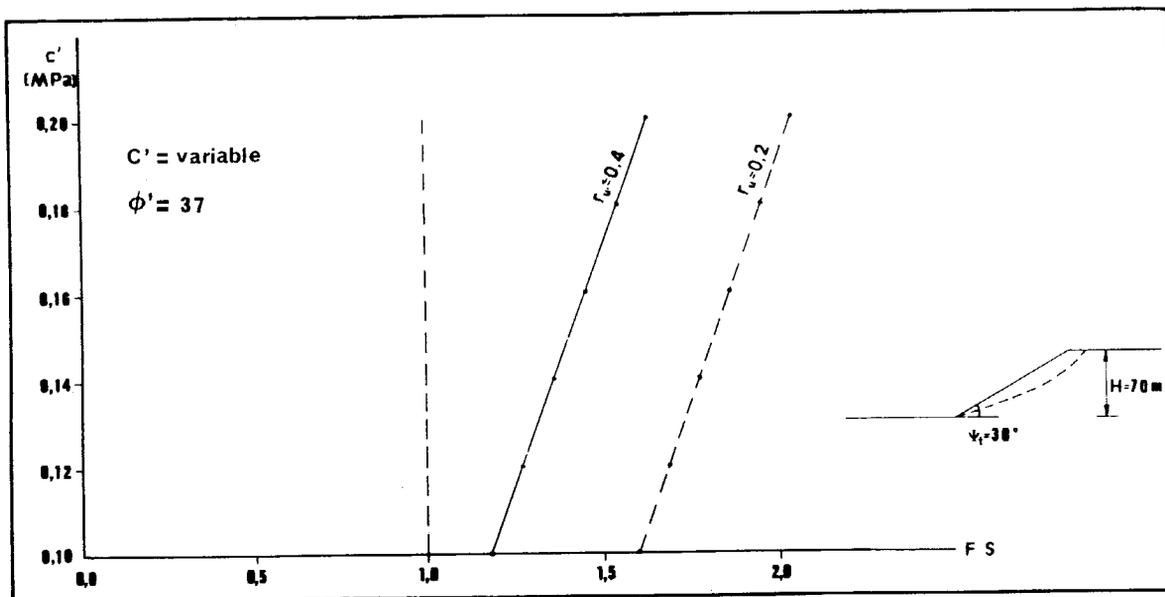


Figura 47. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' , para ϕ constante. Sabero Ocho.

CUADRO 15. SENSIBILIDAD DEL FACTOR DE SEGURIDAD (FS), FRENTE A C' PARA ϕ' CONSTANTE. SABERO OCHO.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,16	27	0,2	1,48
"	29	"	1,55
"	31	"	1,63
"	33	"	1,70
"	35	"	1,79
"	37	"	1,88
"	39	"	1,97
"	41	"	2,05
"	43	"	2,15
"	45	"	2,25
"	27	0,4	1,19
"	29	"	1,24
"	31	"	1,29
"	33	"	1,35
"	35	"	1,40
"	37	"	1,48
"	39	"	1,56
"	41	"	1,61
"	43	"	1,67
"	45	"	1,74

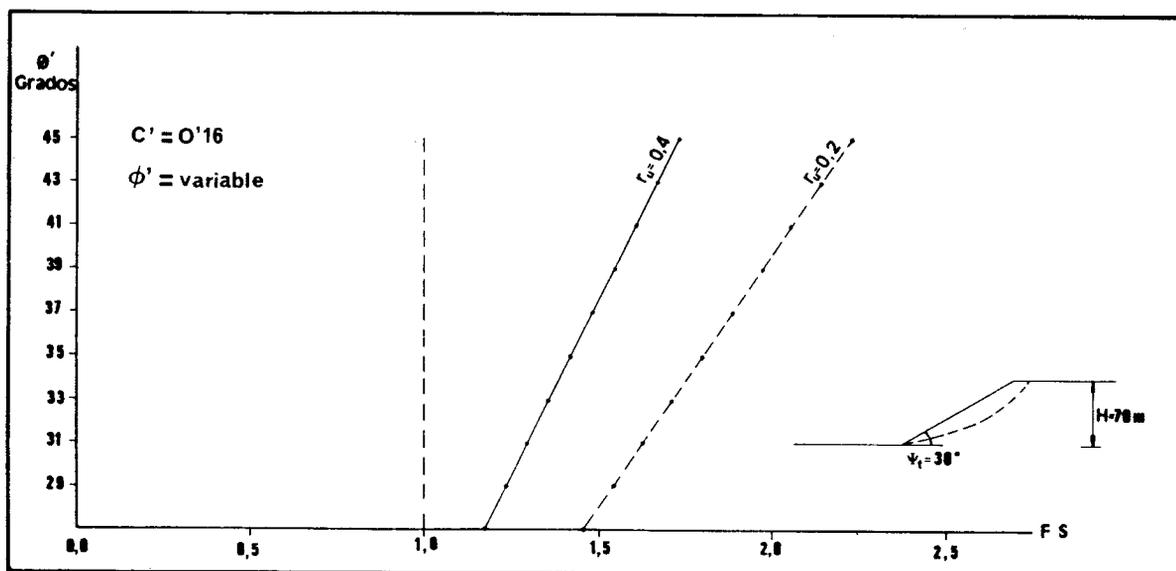


Figura 48. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ' , para C' constante. Sabero Ocho.

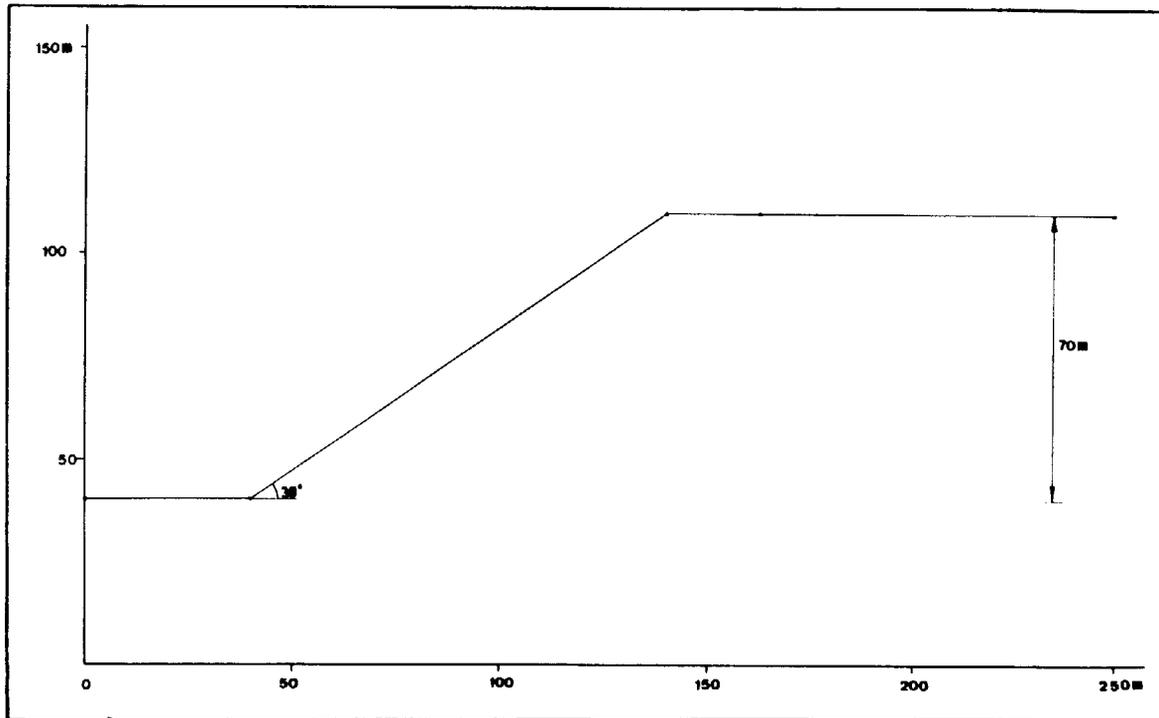


Figura 49. Esquema general del talud de muro en Sabero Ocho.

2.4. COTO BELLO (E.N. HULLERAS DEL NORTE, S.A.)

Mina situada en el margen izquierdo del valle del Aller, tres kilómetros al Sur de la capital del concejo, Cabañaquinta. El acceso es a lo largo de la carretera 6.310, que parte de Ujo y recorre el valle del río Aller. Al llegar al pueblo de El Escobio, hay que tomar una pista que enlaza con la base de la explotación. A lo largo de su trazado (aproximadamente 11 km) se puede apreciar el relieve acusado de la zona (enclavado en la parte central de la Cordillera Cantábrica), con pendientes de más de 30° en las laderas y cresterías formadas por los estratos más duros de las formaciones geológicas atravesadas. Estamos dentro de los límites de la hoja n.º 78 (Pola de Lena) del Mapa

Militar de España, en la cual se sitúa Coto Bello. En la parte Norte de la explotación, existe un vértice geodésico llamado Pico Renorios, de altitud 1.278 m y coordenadas 5°38'16" Oeste, 43°8'09" Norte. Los límites por el Oeste y el Este son el Cordal de Murias (1.400 m) y la Sierra de Conforcos (1.300 m) respectivamente, y por el Sur el Cueto de la Yugosa (ver Figura 50).

2.4.1. *Geología e hidrogeología del yacimiento*

Estratigráficamente el área minera de Coto Bello se sitúa en el tramo pro-

ductivo, dentro de la división efectuada para la Cuenca Carbonífera Central Asturiana atendiendo a la cantidad de capas de carbón y carbonatos presentes (ver apartado 2.1. Introducción a las explotaciones en Asturias y León Figura 2). Dentro de este tramo situado sobre el paquete litológico de M.^a Luisa (de ≈ 315 m de potencia) Figura 51.

Los materiales de este paquete corresponden a un depósito parálico molásico de edad Westfaliense D (Figura 51).

La sucesión estratigráfica dentro del paquete, está formada por abundantes ciclotemas, como ya se ha mencionado anteriormente, que suele comenzar con areniscas, siguiendo con pizarras areno-

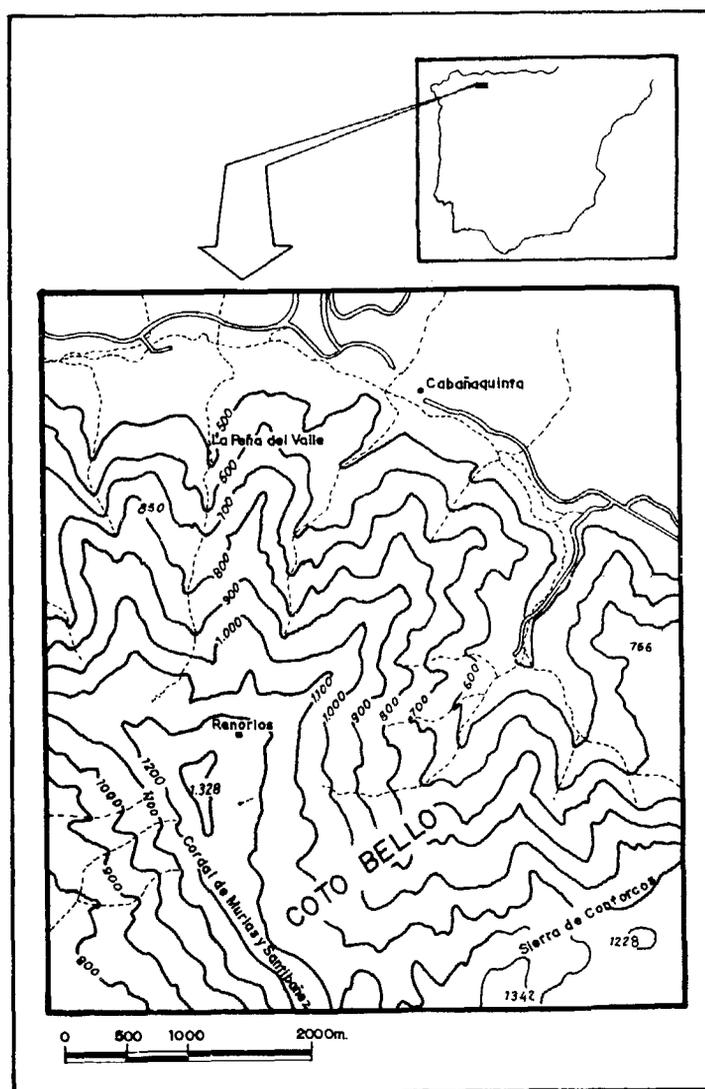


Figura 50. Plano de situación de Coto Bello.

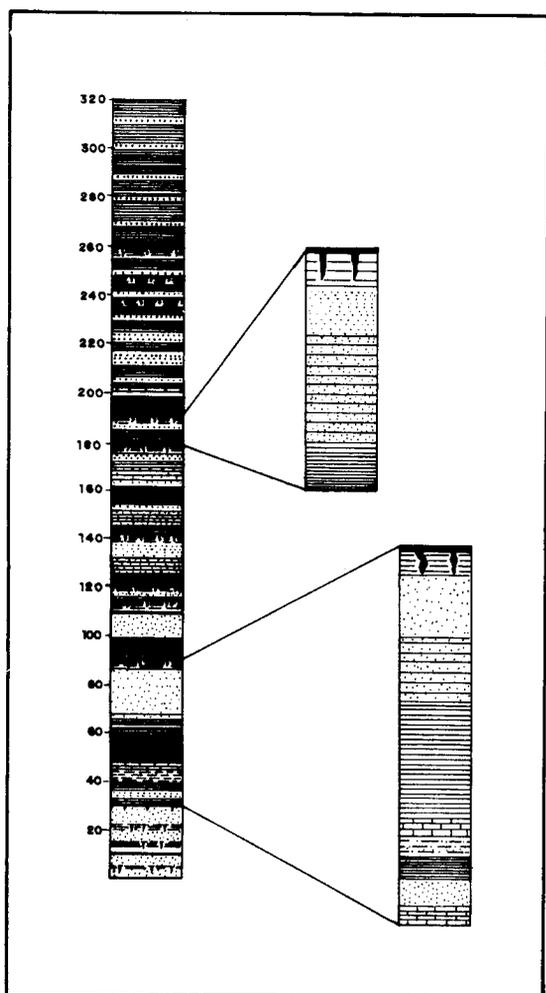


Figura 51. Columna estratigráfica del paquete María Luisa.

sas o arcillosas, finalizando con carbón y menos frecuentemente calizas, éstos ciclotemas, suelen presentar restos vegetales y desarrollo de potentes suelos. Todo esto nos indica la existencia de rápidas y bruscas oscilaciones de la sedimentación, como consecuencia de las transgresiones y regresiones que se suceden. El conjunto ha sufrido un metamorfismo muy suave.

Puede decirse que la sedimentación de este paquete se ha producido en más del 40% fuera de la influencia marina, dividiéndose en tramos marinos y continentales claramente diferenciados, con

espesores del mismo orden de magnitud, presentando los materiales para cada tipo litológico una composición distinta según su ambiente de deposición.

Estructuralmente la zona se caracteriza, a grandes rasgos, por una serie de grandes pliegues de dirección N-S con flexiones E-O que presenta sinclinales abiertos y de gran radio y anticlinales apretados.

La fracturación presenta dos direcciones fundamentales, una dirección NO-SE, probablemente de edad pérmica, y que es generalmente cortada por fracturas de direcciones NE-SO, cuya edad no está suficientemente definida, pero que muy posiblemente sufriera una removiliación en la Orogenia Alpina.

Estructuralmente la zona se sitúa en el extremo Noroeste del «Sinclinal del Conforco».

Este sinclinal presenta en esta zona una estructura amplia, con el flanco SO buzando de 30° a 60° y con el flanco NE suavemente plegado en sentido longitudinal y buzamientos inferiores a 20° y en general subhorizontales, en el extremo NO del Cordal de Murias se observa el cierre periclinal del sinclinal.

Respecto a la fracturación, se detecta en los sondeos efectuados por Hunosa y fotografía aérea, una fractura sensiblemente paralela al eje del pliegue y coincidente con él aproximadamente que lo divide en 2 partes de estructura diferente, según se observa en los buzamientos. La edad de esta fractura es probablemente pérmica.

Otras fracturas, que se detectan en los sondeos presentan direcciones SO-NE, perpendiculares a la anterior, y que se sitúan en el flanco Nordeste del sinclinal.

Morfológicamente es una zona de relieve invertido. Como ya se ha dicho, las laderas son muy pendientes y se hallan recubiertas por espesores considerables de suelo y depósitos coluviales, teniendo lugar fenómenos de soliflucción y reptaciones.

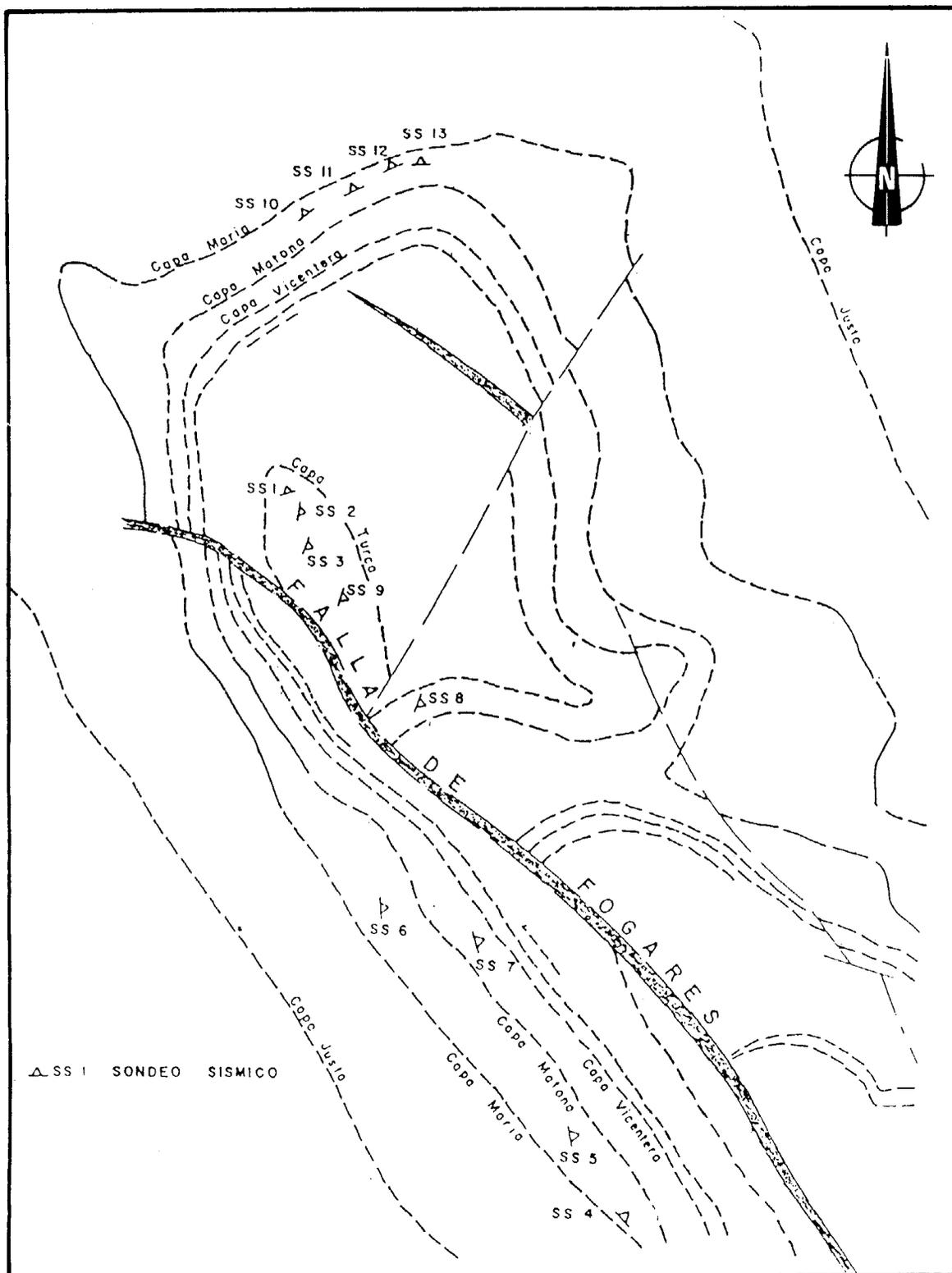


Figura 52. Situación de sondeos sísmicos de refracción realizados en mayo de 1978, por encargo de S. A. KYNOS INTERNATIONAL (HUNOSA, 1985).

El estudio del clima de este sector hay que basarlo en los datos recogidos por las estaciones próximas (Moreda). El climograma proyectado, muestra una estacionalidad bastante marcada, tanto en precipitaciones como en temperaturas; llueve una media de 100 mm/mes, durante 7 meses (octubre-mayo) y el resto del año presenta mínimos bastante altos (50-60 mm/mes) (Figura 53)

La intensidad de precipitación (lluvia máxima en 24 h.), no es muy significativa debido al carácter regular de las lluvias, salvo en algún mes estival en que puede llover en un día la mitad del total del mes (importancia relativa), pero en general, las dos curvas tienen los puntos máximos y mínimos coincidentes en el tiempo.

En cuanto a las temperaturas, son de templadas a frías durante todo el año, como corresponde a un clima de influencia atlántica. De junio a septiembre son estables (en torno a 20°), disminuyendo paulatinamente durante el invierno y aumentando del mismo modo en primavera. No hay época seca, ya que las precipitaciones siempre superan el nivel de evapotranspiración potencial máximo.

En cuanto a la hidrogeología, el sinclinal de Coto Bello constituye un acuífero multicapa, debido a que está formado por una serie de alternancias arenosas-pizarrosas.

Este sistema hidrogeológico se encuentra cerrado por el nivel impermeable que hay debajo de las areniscas de la Voz.

Los acuíferos más importantes que se presentan son:

- Areniscas de la Voz (20-30 m) (de mayor magnitud).
- Areniscas de La Matona (10 m).
- Areniscas de Fuente (5 m).
- Areniscas de La Turca (2 m).
- Areniscas de Corrida (30 m).

La presencia de fallas (Fogares, Astursielles, Secundarias, etc.) es importante desde el punto de vista hidrogeológico, pues rompen la continuidad de los

acuíferos además de producir gran aumento de la permeabilidad.

La superficie se encuentra cubierta por una película cuaternaria que también puede constituirse en acuífero, pudiendo alimentar o ser alimentado por bancos arenosos adyacentes.

Este sistema se alimenta exclusivamente del agua de lluvia y funciona según el esquema de la Figura 54, su descarga se realiza por numerosos manantiales, o bien a través de las bocaminas dejando de funcionar en verano gran parte de ellos.

2.4.2. Minería. Método de explotación

El movimiento de tierras en Coto Bello comenzó en el año 1978, empezando la producción de carbón en 1979. La producción anual, así como el movimiento de estéril y el ratio, quedan reflejados en el Cuadro 16. Se pretende mantener, a lo largo de la vida restante de la mina, una producción bruta constante de unas 100.000 t/año, de las cuales son vendibles unas 95.000 t/año (HUNOSA, 1985).

Los paquetes existentes en la cubeta que forma Coto Bello, son los denominados Generales, San Antonio, María Luisa y Sotón, concentrándose la explotación minera únicamente en el paquete María Luisa, que posee una potencia media acumulada de 3,3 m en un espesor de 300 m. La zona de explotación se divide en varias áreas individualizadas, que se tratan separadamente. Estas áreas se encuentran en diferentes fases de explotación, ya sea diseño, explotación, restitución de tierras o restauración.

La explotación se realiza por el método de transferencia, donde el frente de arranque es una corta en fase de explotación y el vertido de escombros se efectúa en otra corta ya explotada o bien en la misma corta en explotación. Se trata pues de un método mixto. De esta manera, al rellenar zonas explotadas se facilita la restauración del terreno al tiempo que se utilizan vertederos interiores, más se-

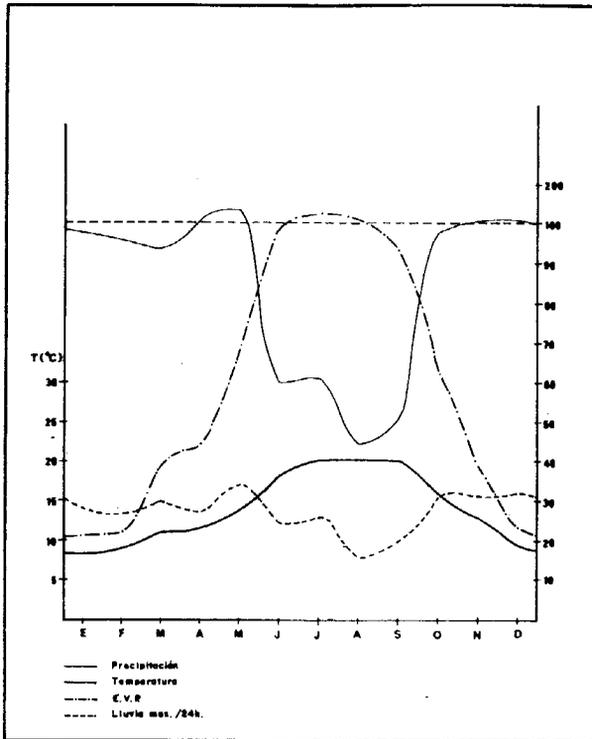
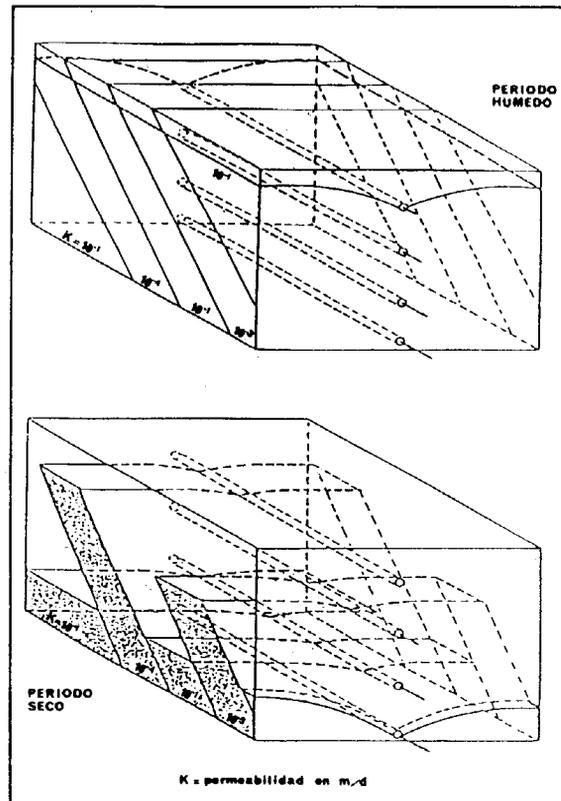


Figura 53. Climograma de la zona de Coto Bello.

Figura 54. Esquema de funcionamiento del sistema acuífero multicapa en el Westfaliense (HUNOSA, 1985).



guros que los exteriores. No obstante, aunque las únicas escombreras exteriores existentes deberían ser las correspondientes a los primeros huecos de explotación de las diversas áreas de Coto Bello, existen escombreras exteriores, al no ser viable el transporte de los estériles hasta los huecos primitivos, debido a las largas distancias que sería necesario recorrer.

Para cada una de las áreas de la zona de explotación, se estudia el procedimiento más adecuado en esa zona. Normalmente, el avance principal se realiza en la misma dirección que el rumbo de las capas a explotar y el avance secundario se hace según el buzamiento.

El carbón es despegado por retroexcavadoras con cuchilla de limpieza en su cazo y transportado hasta las zonas de stocks mediante camiones de carretera o pequeños volquetes mineros articulados (Foto 12). La altura de los bancos en

carbón está comprendida entre 2 m y 3,5 m (HUNOSA, 1985), según el mayor o menor buzamiento de la capa, a fin de que la contaminación del carbón con estériles sea mínima.

En cuanto al estéril, su movimiento se efectúa mediante equipos formados por palas cargadoras sobre neumáticos y retroexcavadoras sobre orugas, con carga sobre volquetes mineros de 35 t que transportan dicho estéril hasta la escombrera (Foto 13). Los bancos de estéril tienen una altura máxima de 10 m. El arranque se efectúa por escarificación y voladura, debiendo ser volado aproximadamente la mitad del estéril. La escarificación se realiza con bulldozers.

Las zonas explotadas, se restauran al finalizar los trabajos mineros, cubriéndolas finalmente con una capa de tierra vegetal, previamente separada antes de iniciar la explotación.

CUADRO 16. PRODUCCION DE CARBON Y MOVIMIENTO DE ESTERIL (HUNOSA, 1985).

PRODUCCION	1980	1981	1982	1983	1984
CARBON (t)					
Bruto	80.005	105.700	173.890	160.000	131.159
Vendible:					
(1) Siderúrgico					
(2) Término.....	49.644	105.700	156.500	144.000	122.842
(3) Resto					
(4) Total vendible:	49.644	105.700	156.500	144.000	122.842
(5) T.E.C.....	37.588	80.030	118.493	109.029	93.009
ESTERIL (m ³ b)	1.602.209	2.202.478	2.974.367	2.676.026	3.070.045
RATIO (m ³ b/t. brutal)	25,84	21,32	17,69	19,40	23,41
(5) T.E.C. = $\frac{(1) PCS + (2) PCS + (3) PCS}{7.000}$					

2.4.3. Características geotécnicas de las formaciones

La litología de la zona está constituida por pizarras micáceas, calcareas arenosas o carbonosas, poco metamorfizadas, encuadrándose dentro del tipo de

lutitas (Foto 14).

Las pizarras de origen marino tienen porcentajes calizos y arenosos variables, con transiciones a calizas arcillosas en algunos puntos.

Las areniscas son de tipo cuarcítico o calcareo.

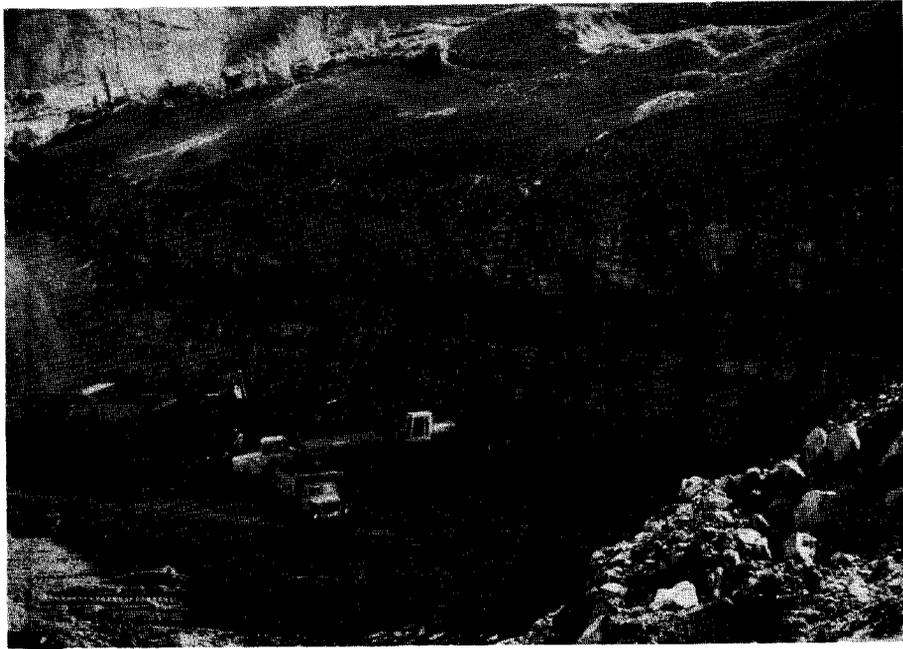


Foto 12. *Coto Bello.- Zona de explotación en la que las capas están horizontales.*

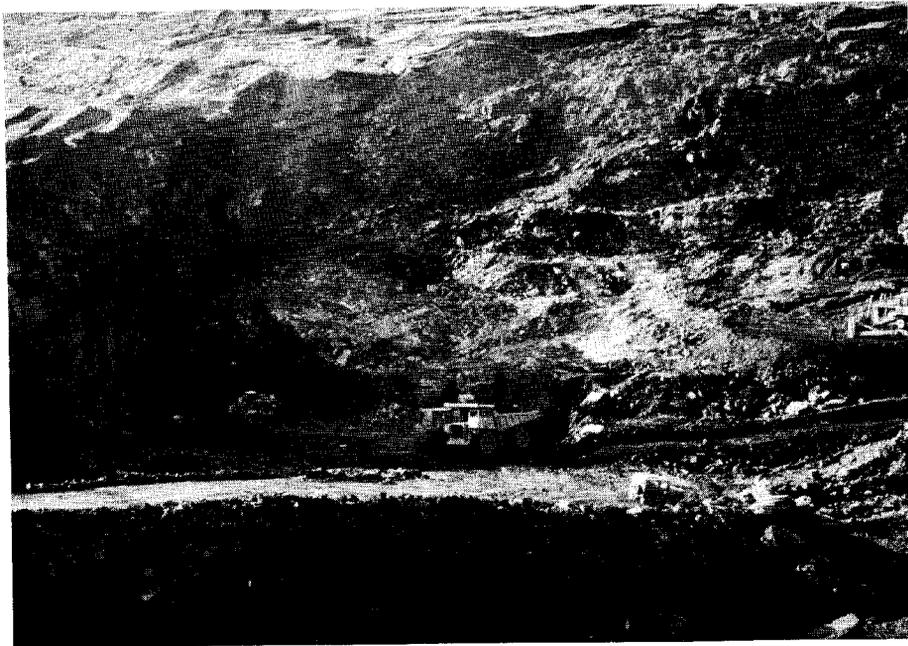


Foto 13. *Coto Bello.- Aspecto de la explotación en un talud Oeste, donde se aprecia el espesor del recubrimiento.*

También se encuentran calizas en capas delgadas intercaladas entre las pizarras, areniscas y capas de carbón o carboneros, que forman la serie característica de la zona.

Estructuralmente se ha detectado una fractura subparalela al eje del pliegue sinclinal que domina la zona. Por otra parte, al orientar los sondeos se ha observado la existencia de fracturas de dirección SO-NE en el flanco nordeste del sinclinal.

Las formaciones que se observan en la zona se pueden clasificar en formaciones superficiales y el sustrato rocoso. Este último está constituido por una alternancia de areniscas y pizarras, con un predominio de las pizarras e intercalaciones de capas de carbón y suelo vegetal. Las pizarras tienen una resistencia a compresión simple de 20 MPa y una densidad media de 2,69 t/m³. En las proximidades de las fallas, las pizarras están muy fracturadas. El ángulo de fricción en muestras con juntas cerradas supera los 45° y con juntas abiertas, alcanza los 30°. La cohesión varía de 0 a 4 t/m² y el espaciado de los planos de discontinuidad oscila entre 20 y 60 cm.

Las areniscas tienen una resistencia a compresión simple entre 28 y 40 MPa y un ángulo de fricción residual de 30°. Su densidad aparente es de 2,7 t/m³.

El ángulo de fricción disminuye hasta una fricción de pico de 15° en los planos de separación del carbón-pizarra y carbón-arenisca.

En el Cuadro 17 se resumen las características geomecánicas de los materiales del sustrato.

Las formaciones superficiales están constituidas por depósitos coluviales, de solifluxión, rellenos de depresión, conos de deyección y suelos de alteración.

Los depósitos coluviales tienen fragmentos de pizarra o arenisca en matriz limo-arenosa, con tamaños muy variables. A partir del ensayo de corte «in situ» se ha obtenido un ángulo de rozamiento interno de los materiales coluviales de 27,4° y una cohesión de 1,4 t/m².

Los depósitos de solifluxión están formados por materiales tipo coluvial con tamaños desde limos a bloques relativamente grandes.

Los rellenos de depresión, dispuestos en capas casi horizontales, consisten en una alternancia de niveles de arcilla limosa con arena y gravillas, con una cohesión de 1,4 t/m² y un ángulo de fricción de 27,4°. La densidad seca es de 2.058 t/m³ y la resistencia a compresión simple alcanza un valor de 1,5 t/m³.

El índice plástico de estos materiales es igual a 4, con un límite líquido de 25 y un límite plástico de 21.

CUADRO 17. CARACTERÍSTICAS GEOMECAICAS DEL SUSTRATO.

Propiedad / Litología	C MPa	γ med t/m ³	ϕ	S t/m ²	Módulo de Elasticidad (MPa)*
Pizarras	20	2,69	pico 30-45	0-4	8.000
Areniscas	28 a 40	2,70	residual 30		10.000

* En estos valores está incluido el factor de corrección de paso de módulo obtenido en laboratorio a módulo en macizo rocoso.

En el ensayo de tamizado, el 73% pasa por el tamiz 10 de la serie ASTM. El 56% para por el tamiz 40 y el 39% por el tamiz 200.

Teniendo en cuenta los límites de Atterberg y la granulometría, estos materiales de rellenos de depresión se clasifican en suelos SM-1 siguiendo la clasificación de Casagrande.

Los conos de deyección están formados por materiales tipo gravas, arenas y limos. Los suelos de alteración, más potentes en la zona oriental, son fragmentos de roca tamaño grava en matriz limo-arenosa.

En el Cuadro 18 se recogen las características geomecánicas de los materiales de las formaciones superficiales.

Según la litología y la estructura, se han definido 9 zonas (Foto 15).

Estas zonas son las siguientes:

Areas I y VI. Estratificación con buzamientos de 10° a 20° . Dirección de buzamiento SE y SO.

Areas II y III. En el SO aparecen limos arcillosos con arena y fragmentos de roca. El sustrato rocoso es una alternancia de pizarras y areniscas los buzamientos

de las capas en el frente de explotación varían de 5° a 20° .

Area IV. Pizarras con intercalaciones frecuentes de arenisca. La estratificación tiene buzamientos de unos 45° .

Area V. Estratificación con buzamiento hacia el sur. La formación consiste en alternancias de areniscas y pizarras.

Area VII. Se trata de limos arenosos con fragmentos de roca dispersos. El sustrato rocoso está formado por una alternancia de areniscas y pizarras. La estratificación tiene un buzamiento de unos 40° .

Area VIII. En el frente norte existen limos arenosos con fragmentos de roca tamaño grava hasta 20 m de profundidad. En el frente sur el sustrato rocoso se encuentra a 2 m. Las rocas del sustrato son pizarras con intercalaciones de arenisca predominando las areniscas estratificadas más en profundidad. La estratificación tiene buzamiento menor de 20° y dirección de buzamiento variable entre 90° y 270° .

Area IX. El sustrato rocoso es una alternancia de pizarras y areniscas. La estratificación tiene buzamientos inferiores a 15° .

CUADRO 18. CARACTERÍSTICAS GEOMECAÑICAS DE LOS MATERIALES SUPERFICIALES.

Litología	Arcillas limosas con arenas y gravillas			
	$C(t/m^2)$	ϕ	γ seca t/m^3	q_u (kg/cm ²)
	1,4	27,4	2,058	1,5
LÍMITES DE ATTERBERG	W_L	W_P	IP	CLASIFICACION CASAGRANDE
	25	21	4	
GRANULOMETRIA % PASO POR	TAMIZ 10	TAMIZ 10	TAMIZ 200	SM-1
	73	56	39	

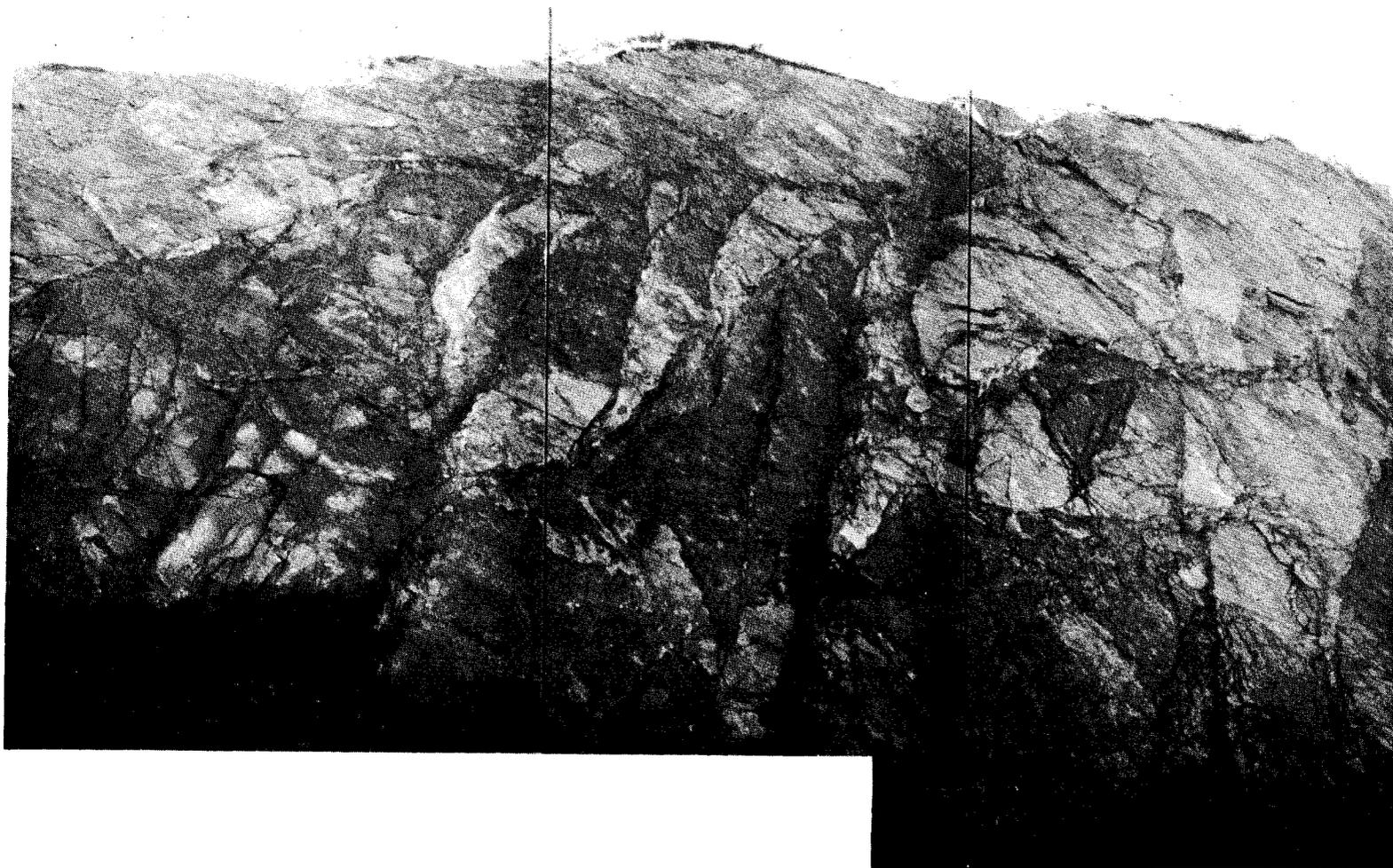


Foto 14. *Coto Bello.- Aspecto general de un talud de muro donde se aprecian las trazas de las discontinuidades.*



Foto 15. *Coto Bello.- Vista superior de una zona de la explotación.*

En el Cuadro 19 se resumen algunos datos tomados de las discontinuidades.

Para calcular los ángulos de fricción se ha utilizado la ecuación de Barton, cuyos parámetros están descritos en el Apéndice 2. Los valores estimados de

dichos parámetros son los resumidos en el Cuadro 20

La tensión normal se ha calculado considerando un peso específico medio del terreno de $2,7 \text{ t/m}^3$ y un espesor de recubrimiento máximo de unos 80 m.

CUADRO 19. CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES.

Tipo de plano de Discontinuidad	Orientación		Espaciado			Continuidad			Rugosidad	Relleno
	D. Buz.	Buz.	60 200	200 600	>600	Baja	Media	Alta	JRC	Mineralogía
Estratificación	306 45	253 40		×				×	4-6 6-10	Sin relleno
Familia J1	63	69		×	×	×			10-12	Arcilla Cálcita
Familia J2	157	33		×			×		6-8 10-12	Arcilloso

CUADRO 20. VALORES ESTIMADOS PARA LOS PARAMETROS DE LA ECUACION DE BARTON.

Tipo de plano	JRC	JCS (MPa)	σ_n (MPa)	ϕ_r	ϕ_p resultante
Estratificación	4	4	2,16	30°	31,07°
Junta	10	4	2,16	30°	32,67°

2.4.4. Problemática de estabilidad. Métodos preventivos

La estabilidad general de la mina es alta produciéndose únicamente algunas caídas de pequeños bloques o cuñas de roca limitados por los planos de estratificación y las juntas.

En el Flanco Oriental Zona Sur se pueden desprender cuñas directas por intersección de la estratificación con las juntas, aunque según los estudios realizados (HUNOSA, 1985), estas cuñas son estables.

Los mecanismos por los que puede producirse la rotura de los taludes de

muro son de tres tipos (HUNOSA, 1985), según se esquematiza en la Figura 55. El primero de ellos, rotura por deslizamiento plano, no parece probable en ninguna de las áreas de la explotación, dada la inexistencia de superficies de discontinuidad de dirección subparalela a la de los taludes y buzamiento menor que el de éstos.

La rotura paralela al talud (Figura 55-b), tampoco es probable que se produzca, ya que, para las alturas máximas previstas en la explotación no suele producirse la plastificación del pie de los taludes y, además, no está previsto abandonar ninguna capa o nivel de carbón próximo a los taludes de muro.

El caso que tiene una mayor probabilidad de producirse es el pandeo (HUNOSA, 1985) y este tipo de rotura puede condicionarse estudiando la altura que puede alcanzar un talud para una inclinación dada (OTEO MAZO, C. S. y GONZALEZ VALLEJO, C., 1982).

Según SERRA DE RENOBALLES, T. (1985), en el Area XXI, localizada en la ladera del pico La Texera, en el Flanco Oriental Zona Sur, el talud del muro se diseñó de acuerdo a criterios económicos y de seguridad, siguiendo la estratificación, en un único plano (muro de la capa Matona) con una inclinación media de 45° . Se estableció que el mecanismo de rotura podría ser una rotura plana como consecuencia de la intersección de juntas subhorizontales con la estratificación, descartándose la rotura por pandeo, al estimarse que este tipo de rotura sólo se puede dar en taludes con inclinación superior a los 45° .

Con esta idea, y a fin de estabilizar el talud, se colocaron bulones tensados a 25 t y se realizó una malla de drenes, lo cual no impidió que se produjera el colapso del talud en el verano de 1984.

En la Figura 56 están representadas la estratificación y las familias de juntas J_1 y J_2 . La distribución espacial de las

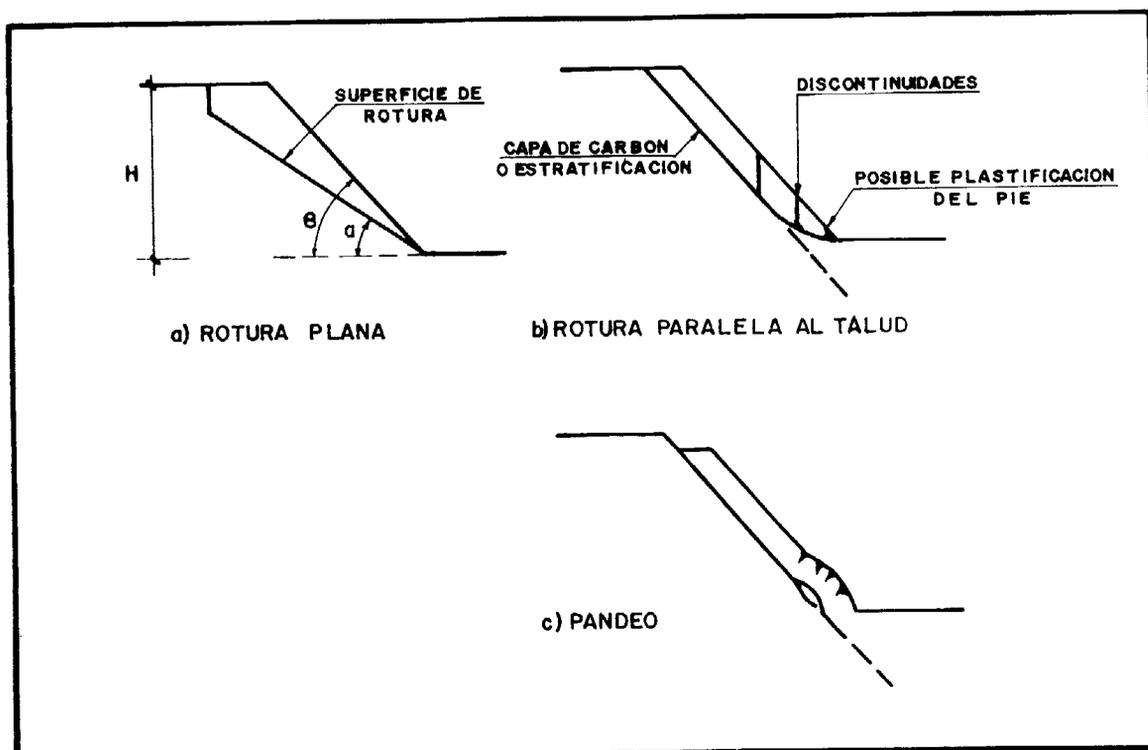


Figura 55. Tipos usuales de rotura en taludes de muro (HUNOSA, 1985).

mismas y su intersección con la estratificación imposibilitan la rotura plana del talud, así como su caída por formación de bloques o cuñas. Esto, junto con observaciones detalladas realizadas en la zona de la rotura, hace pensar que dicha rotura fue del tipo denominado pandeo de estratos, según SERRA DE RENOBALLES, T. (1985).

2.4.5. *Diseño de taludes*

Los criterios de diseño de la inclinación de los taludes de techo y laterales se han basado en la posibilidad de formación de cuñas o bloques en la cara del talud, debido a la existencia de distintas familias de planos de discontinuidad.

Tanto para el análisis de la rotura plana, como en cuña, se ha utilizado la proyección estereográfica equiareal y el análisis aleatorio de CASTILLO Y SERRANO (1973).

El estudio de la estabilidad de cuñas se ha realizado definiendo para cada inclinación del plano del talud, la probabilidad de que el coeficiente de seguridad sea menor que un determinado valor fijado previamente. Cada familia de discontinuidades queda definida por su polo medio, obtenido a partir de los polos de un conjunto de medidas de orientación de planos de discontinuidad. Según su dispersión, a cada polo dentro de una misma familia de discontinuidades se le ha asignado un valor según su frecuencia. A continuación, mediante ordenador, se ha analizado la estabilidad de las cuñas estudiando todas las combinaciones de pares de polos correspondientes a dos familias distintas (HUNOSA, 1985).

Las roturas tipo bloque o planas se han estudiado considerando los polos de los planos cuya dirección de buzamiento coincidía aproximadamente con la dirección de buzamiento del plano del talud. De todos estos polos se han seleccionado

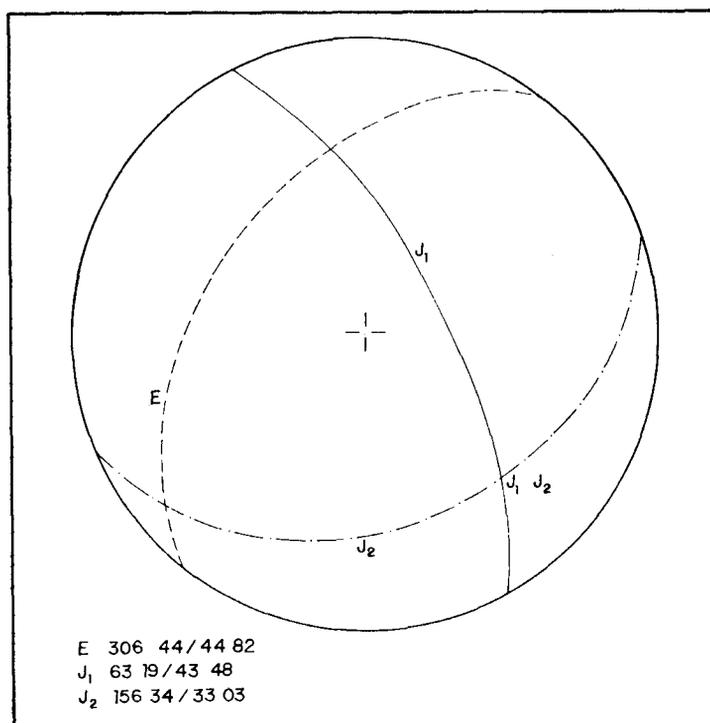


Figura 56. *Círculos máximos de las discontinuidades (SERRA DE RENOBALLES, T., 1985).*

aquellos cuyo buzamiento es menor que el buzamiento del plano del talud, siendo el ángulo de fricción de cada plano de discontinuidad menor que su buzamiento. Los demás polos y por consiguiente, los correspondientes planos de discontinuidad, no se han tenido en cuenta, ya que no presentan inestabilidad.

Siguiendo los criterios que se acaban de señalar para estabilidad de cuñas y bloques, se han definido los taludes estables de techo y laterales en cinco dominios estructurales (HUNOSA, 1985).

Dominio 1: Cierres periclinales.

Dominio 2: Flanco occidental hasta la falla de Fogares.

Dominio 3: Resto flanco occidental.

Dominio 4: Flanco oriental zona norte.

Dominio 5: Flanco oriental zona sur.

En los 4 primeros dominios se ha obtenido la probabilidad de que se produzcan caídas de bloques y cuñas para un coeficiente de seguridad de 1,2. En las Figuras 57, 58, 59, 60 se muestran sendos histogramas en los que se indica la probabilidad de caída de bloques y cuñas de los taludes de techo en dos dominios estructurales.

En el quinto dominio estructural se ha seguido el método de Klauss-John de cálculo de estabilidad de cuñas y blo-

ques. Los parámetros de diseño utilizados son los indicados en el apartado 2.4.3, «Características Geomecánicas de las Formaciones».

La dirección de buzamiento y buzamiento de la estratificación y el diaclasado es la siguiente:

E1 306 /45

E2 253 /40

J1 63 /69,5

J2 156,5/33

y los ángulos de fricción son:

en la estratificación 31,07°

en las juntas 32,67°

Con taludes de 56° de buzamiento, todas las cuñas son estables. En las Figuras 61 y 62 (HUNOSA, 1985) se presentan los diagramas estereográficos para obtener los coeficientes de seguridad de las cuñas del talud de techo y taludes de seguridad de las cuñas del talud de techo y taludes laterales sur respectivamente, en el 5.º dominio estructural.

En el Cuadro 21 se resumen los resultados de diseño de taludes de techo y laterales de los cuatro primeros dominios estructurales.

CUADRO 21. ANGULO DE TALUDES Y COEFICIENTE DE SEGURIDAD. (HUNOSA, 1985).

DOMINIO	COEF. DE SEGURIDAD	TALUDES TECHO	TALUDES LATERAL W	TALUDES LATERAL E
1	1,2	56°	50°	40°
2	1,2	56°	56°	56°
3	1,2	45°	50°	50°
4*	1,2	34°	34°	34°
4**	1,2	56°	56°	56°

* Con espesor de suelo vegetal y roca alterada >15 m.
** A partir de la profundidad *

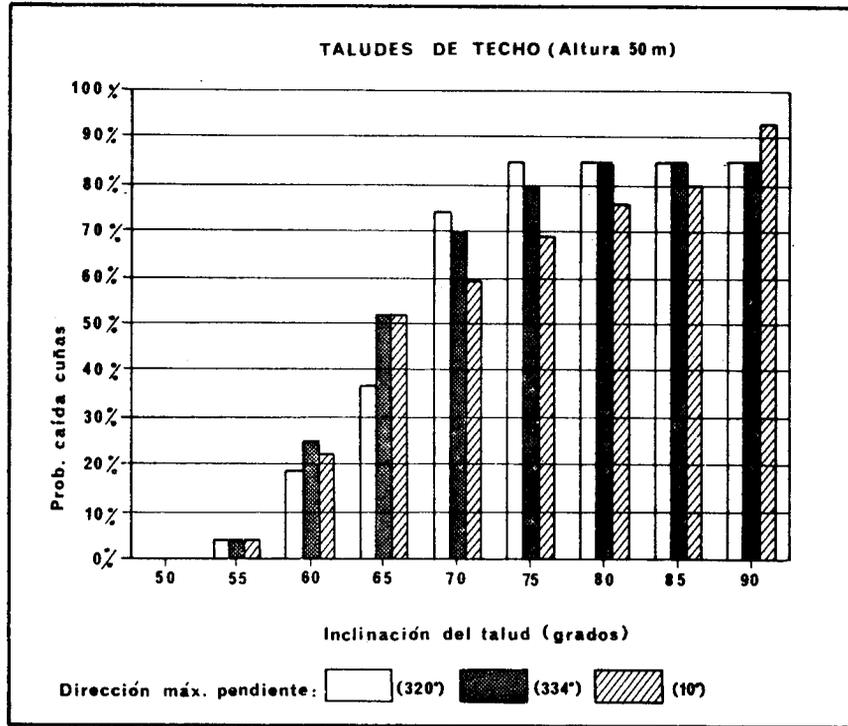


Figura 57. Probabilidad de caída de cuñas en taludes de techo para $J_2 - J_3$. (A partir de datos de HUNOSA, 1985.)

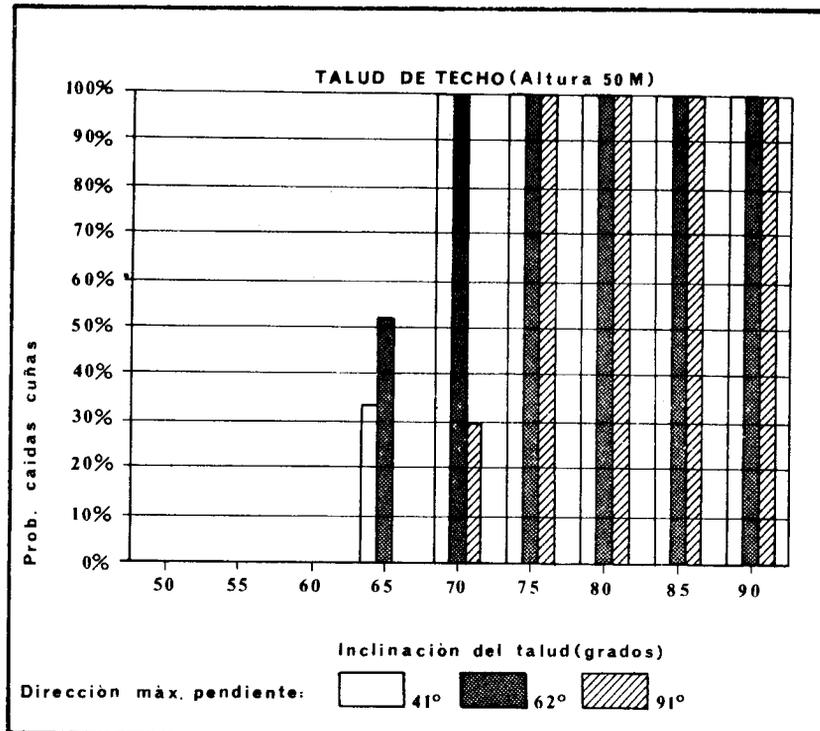


Figura 58. Probabilidad de caída de cuñas en talud de techo para $J_2 - J_3$. Flanco oriental zona Norte. (A partir de datos de HUNOSA, 1985.)

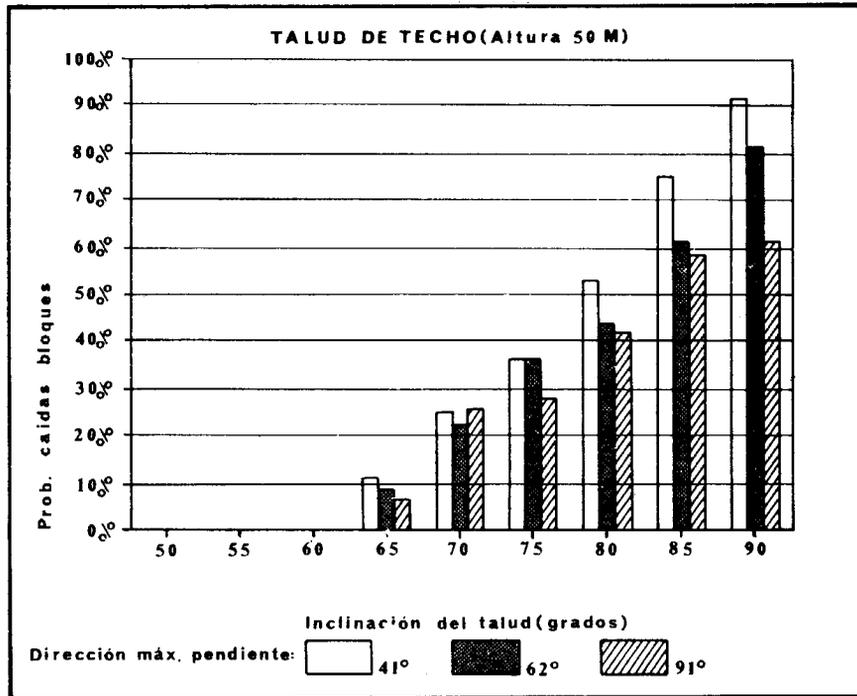


Figura 59. Probabilidad de caída de bloques en taludes de techo para las juntas. Flanco oriental zona Norte. (A partir de datos de HUNOSA, 1985.)

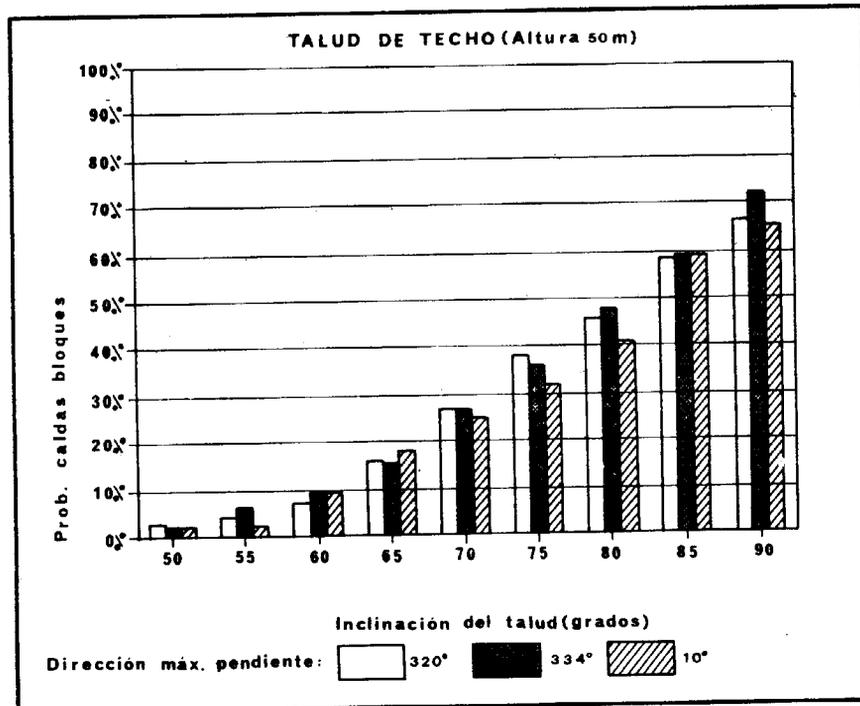


Figura 60. Probabilidad de caída de bloques en taludes de techo para las juntas. (A partir de datos de HUNOSA, 1985.)

En el Cuadro 22 se muestran los resultados de diseño de taludes por el procedimiento de Klauss-John en el quinto dominio estructural.

El diseño de los taludes de muro se ha realizado en base a criterios de pandeo, que limitan la altura máxima que puede tener el talud para que la tensión en el estrato exterior de la cara del talud sea inferior a la crítica. En el Apéndice 1 se indican las relaciones para obtener la tensión crítica y la altura máxima.

Los parámetros de diseño han sido los siguientes (HUNOSA, 1985).

Coefficiente de seguridad	= 1,2
Angulo de fricción ϕ	= 20°
Densidad media aparente	= 27 KN/m ³
Módulo de elasticidad de las pizarras	= 8.000 MPa
Módulo de elasticidad de las areniscas	= 10.000 MPa

CUADRO 22. COEFICIENTES DE SEGURIDAD EN EL QUINTO DOMINIO ESTRUCTURAL.(HUNOSA, 1985).

CUÑA	DIRECCIONES DE BUZAMIENTO DE LOS PLANOS DE TALUD	COEF. DE SEGURIDAD
E1-J1	40° a 42°	1,24
J1-J2	90° - 110° - 126°	1,21
E1-J2	202° - 210°	3,74
E2-J1	0° - 350°	6,54
J1-J2	80° - 91° - 106°	1,21
NOTA: Buzamiento planos Talud 56°.		

En el Cuadro 23 se resumen los resultados de diseño de los taludes de muro en la zona de la capa María. Se ha considerado una anchura mínima de las bermas de 5 m.

En las capas Matona, Prevenida, Vi-centera, Carbonero Fuente, Fuente, Turca y Turquina, siguiendo criterios de pandeo como en el caso anterior, se han obtenido las alturas máximas admisibles de los taludes, para distintas inclinaciones de las mismas y en tres hipótesis de potencia del estrato que forma la cara del talud. Los resultados de los cálculos (HUNOSA, 1985) se han recogido en el Cuadro 24.

Por otro lado, se han analizado, para un talud general de muro representado en la Figura 63 las roturas más desfavorables por círculo de pie para distintas condiciones de saturación de agua.

Los resultados de estos análisis se muestran en la Figura 64 para $C' = 0,10$ MPa y $\phi' = 35^\circ$. La sensibilidad del factor de seguridad FS frente a C' y ϕ' se representa en las figuras 65 y 66.

2.4.6. Conclusiones

Los análisis probabilísticos de cuñas han mostrado que con taludes de 56° de pendiente, prácticamente todas ellas son

estables. Pueden aparecer cuñas aisladas inestables, pero en cualquier caso, de poca entidad.

En el tercer dominio estructural, correspondiente al flanco occidental, a partir de la falla de Fogares, y en el cuarto dominio, es decir, en la zona norte del flanco oriental, hay que rebajar el ángulo de los taludes para asegurar la estabili-

dad, sobre todo en áreas del cuarto dominio estructural donde el espesor de suelo vegetal es muy elevado.

Pueden detectarse localmente inestabilidades debidas a pandeos de los estratos en zonas donde el espaciado de la estratificación disminuye y cuando el buzamiento de la estratificación es variable, aumentando en profundidad.

CUADRO 23. TALUDES DE MURO EN LA CAPA MARIA (HUNOSA, 1985).

ANGULO DEL TALUD	ALTURA MAXIMA ADMISIBLE (m)	LONGITUD DEL ESTRATO (m)
40°	46,39	72,17
45°	48,02	67,91
50°	49,52	64,55
55°	50,85	62,07

CUADRO 24. TALUDES DE MURO EN LAS CAPAS MATONA, PREVENIDA, VICENTE, CARBONERO FUENTE, FUENTE, TURCA Y TURQUINA (HUNOSA, 1985).

ANGULO DEL TALUD	POTENCIA DE LOS ESTRATOS (m)	ALTURA MAXIMA ADMISIBLE (m)	LONGITUD DEL ESTRATO (m)
40°	0,25	17,09	26,59
	0,50	27,13	42,21
	0,75	35,55	55,30
45°	0,25	17,69	25,02
	0,50	28,08	39,72
	0,75	36,80	52,09
50°	0,25	18,24	23,82
	0,50	28,96	37,81
	0,75	37,95	49,54
55°	0,25	18,73	22,87
	0,50	29,74	36,30
	0,75	38,97	47,57

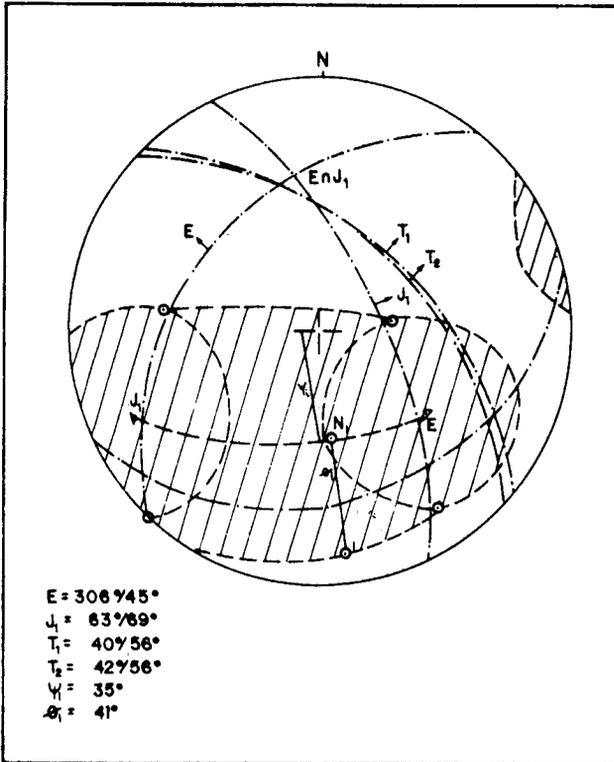
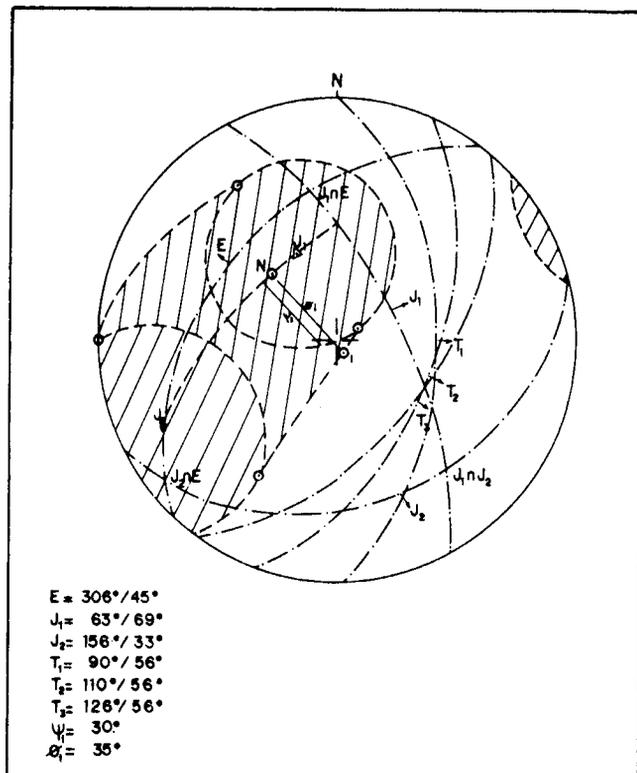


Figura 61. Flanco oriental. Zona Sur.
Taludes laterales Sur (HUNOSA, 1985).

Figura 62. Flanco oriental. Zona Sur.
Talud de techo (HUNOSA, 1985).



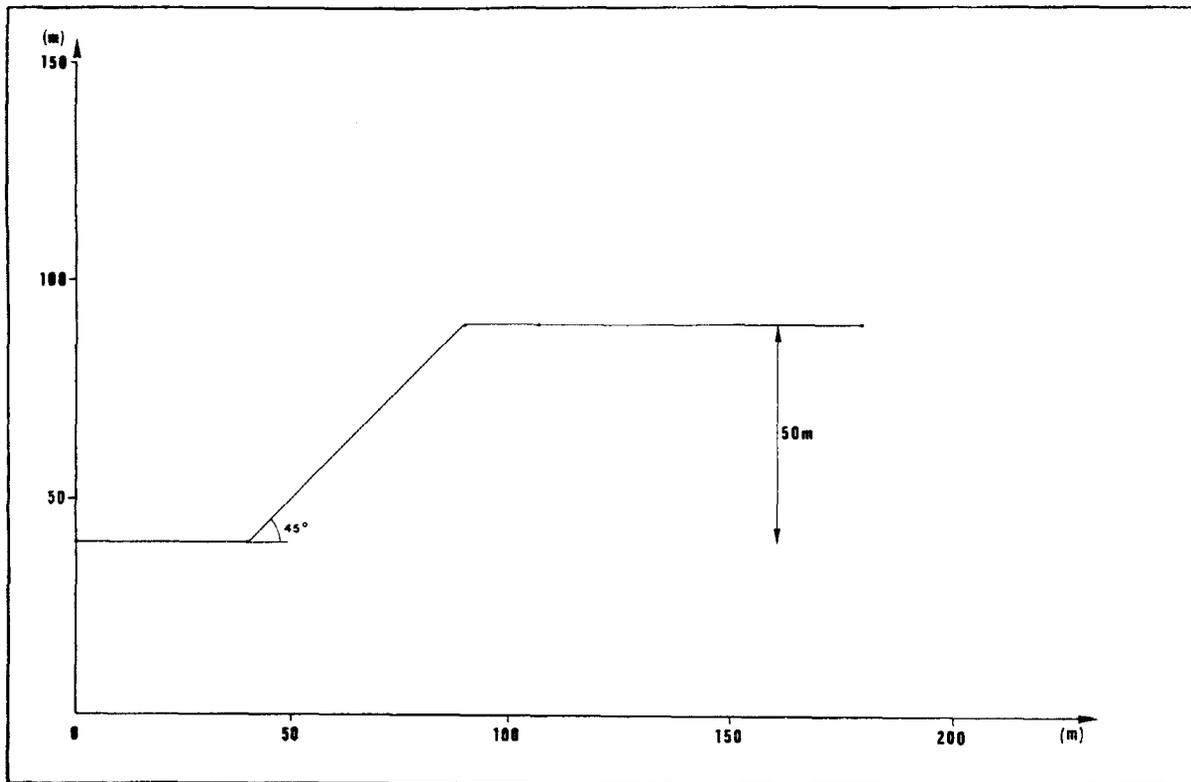


Figura 63. Esquema general del talud de muro. Coto Bello.

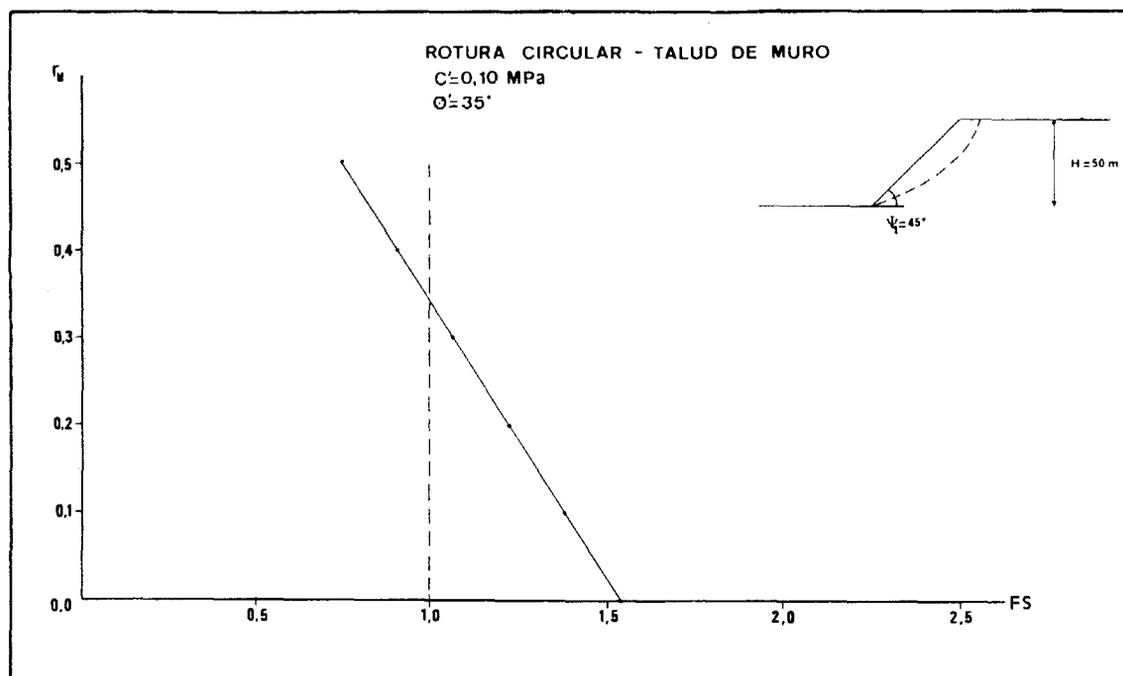


Figura 64. Rotura por círculo de pie. Talud de muro. Relación entre el factor de seguridad (FS) y el ratio de presión intersticial (r_u). Coto Bello.

CUADRO 25. COTO BELLO. ROTURA POR CIRCULO DE PIE. RELACION ENTRE EL FACTOR DE SEGURIDAD (FS), FRENTE AL RATIO DE PRESION INTERSTICIAL.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,10	35	0,0	1,54
"	"	0,1	1,38
"	"	0,2	1,22
"	"	0,3	1,06
"	"	0,4	0,89
"	"	0,5	0,75

CUADRO 26. COTO BELLO. SENSIBILIDAD DEL FACTOR DE SEGURIDAD (FS) FRENTE A C' PARA ϕ' CONSTANTE.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,06	35	0,2	0,98
0,08	"	"	1,10
0,10	"	"	1,22
0,12	"	"	1,33
0,14	"	"	1,45
0,16	"	"	1,56
0,06	"	0,4	0,67
0,08	"	"	0,78
0,10	"	"	0,89
0,12	"	"	1,01
0,14	"	"	1,12
0,16	"	"	1,24

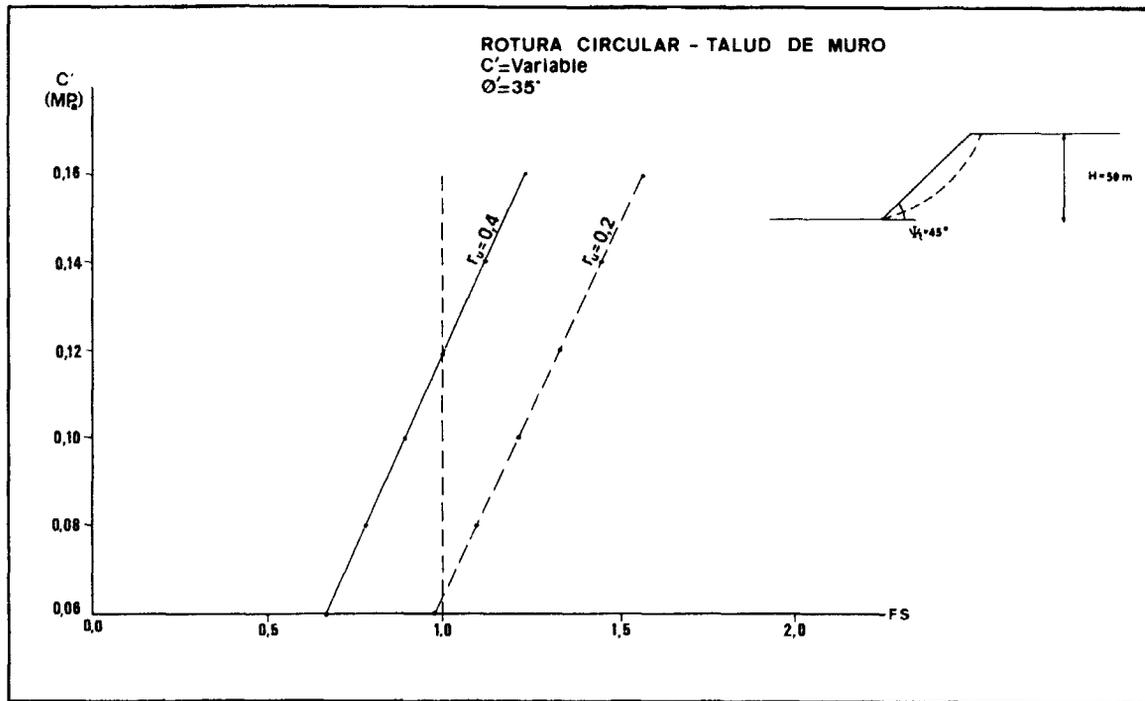


Figura 65. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' , para ϕ' constante. Coto Bello.

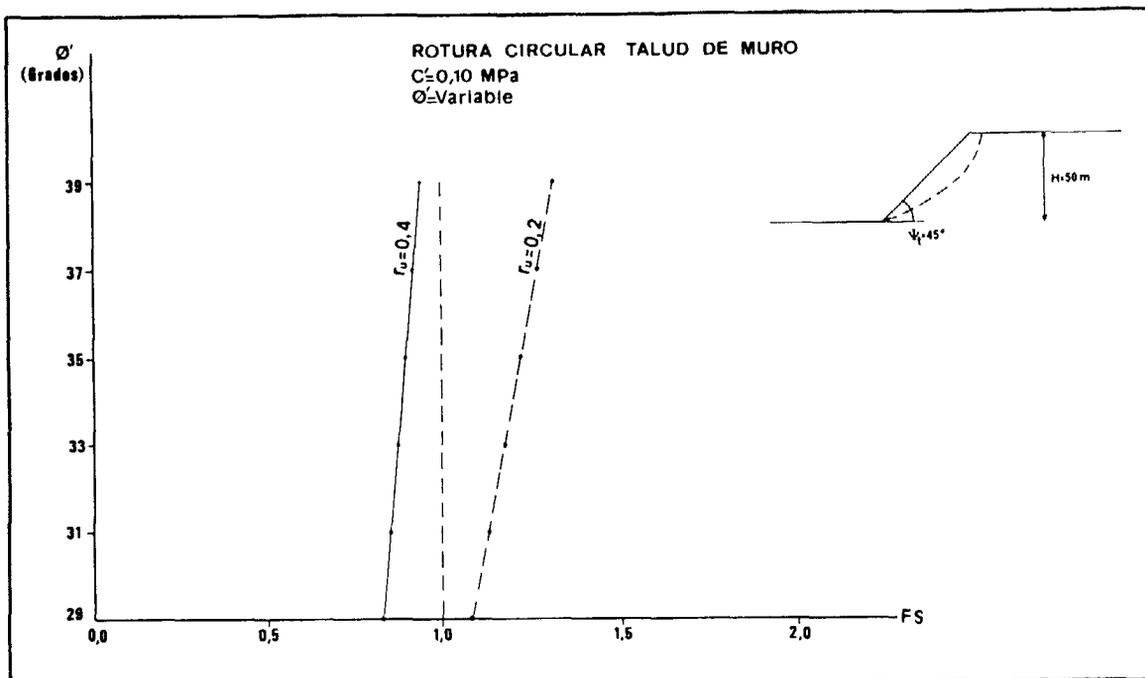


Figura 66. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ' , para C' , constante. Coto Bello.

CUADRO 27. COTO BELLO. SENSIBILIDAD DEL FACTOR DE SEGURIDAD (FS) FRENTE A ϕ' PARA C' CONSTANTE.

C' (MPa)	ϕ' (grados)	r_u	FS
0,10	29	0,2	1,08
"	31	"	1,12
"	33	"	1,17
"	35	"	1,22
"	37	"	1,27
"	39	"	1,31
"	29	0,4	0,83
"	31	"	0,84
"	33	"	0,86
"	35	"	0,90
"	37	"	0,92
"	39	"	0,94



Foto 16. Coto Bello.- Deslizamiento de un talud de muro.

2.5. EXPLOTACION DE HULLA A CIELO ABIERTO «LA MATONA» (E.N. HULLERAS DEL NORTE, S. A.)

La explotación a cielo abierto de hulla «La Matona» está situada en el Carcego de Langreo (Asturias), al SO de Sama de Langreo entre los lugares de Cabofel y el Carbayo (Figura 67).

Los núcleos de población más cercanos son Railes a 1 km y Ciaño a 3 km. El acceso más importante es a través de la carretera comarcal de Oviedo a Riaño C-635 que posibilita el acceso al Lavadero de Modesta y desde aquí se accede a la explotación por la carretera particular propiedad de HUNOSA. Por el Sur la principal vía de comunicación es la carre-

tera provincial de Santo Emiliano a El Cabo.

La zona de explotación no se encuentra a excesiva altura (350-520 m), en las estribaciones de la vertiente Norte de La Cordillera Cantábrica, aunque si bien en las proximidades se superan los 1.000 m, es por tanto una zona montañosa con relieves acusados y pendientes superiores al 20%. Se encuadra esta zona dentro de los límites de la hoja n.º 53 (Mieres) del Mapa Militar de España. Sus coordenadas son 5°27'32" de longitud Oeste y 43°16'40" Latitud Norte.

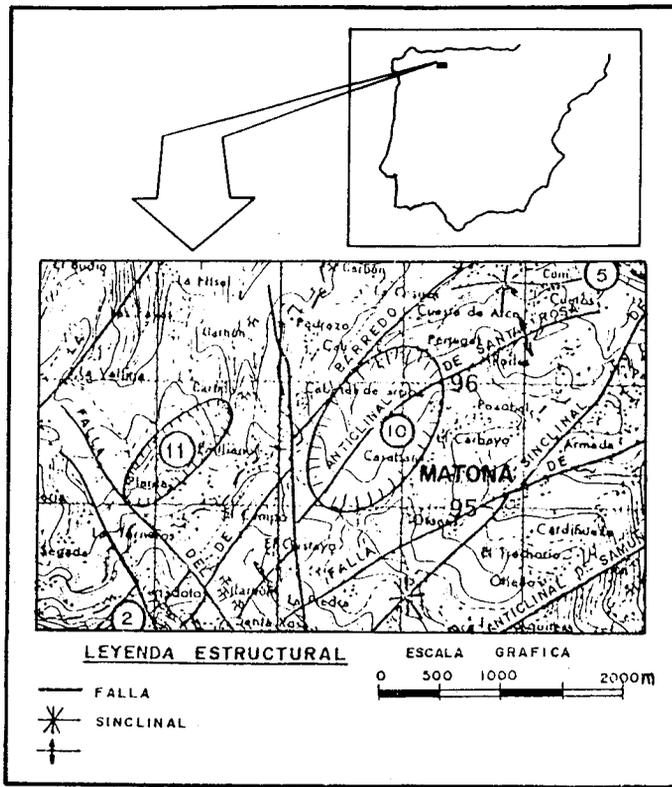


Figura 67. Plano de situación de la explotación a cielo abierto en La Matona. (I.C.C., 1986).

2.5.1. Geología e hidrogeología del yacimiento

En la Matona se explotan alrededor de 12 capas de carbón pertenecientes al paquete Sotón (Figura 68), de unos 420 m de potencia. Estas capas se explotan dentro de las siguientes áreas:

- | | Capas |
|--------|-------------------|
| Area 5 | - Hullera |
| | - Unica |
| | - Ancha |
| | - Aparecida |
| | - Vieja |
| Area 6 | - Carbonero Vieja |
| | - Roque |
| Area 8 | - Cilio |
| | - Tercera |
| | - Segunda |
| | - Nueva |
| | - Primera |

Dentro del paquete Sotón se puede considerar la sucesión de tres tramos continentales y dos marinos, constituyendo éstos últimos más del 50% de los sedimentos (Figura 68).

Litológicamente es muy similar al Paquete María Luisa, con predominio de areniscas que alternan con bancos de pizarra más o menos arenosos, entre los que se intercalan las capas de carbón y carboneros con frecuentes suelos de vegetación a muro, lo que unido a la presencia de alternancias de niveles continentales y marinos de finos espesores en los tramos marinos, nos da una idea acerca del mecanismo sedimentario y de la sucesión de transgresiones y regresiones (Figura 69).

El último tramo continental, de unos 55 m de potencia, es el que ofrece una mayor posibilidad de beneficio a cielo abierto; se explota dentro del Area 5 y además de las capas de este tramo, aparece el «tonstein» Lozanita, que se locali-

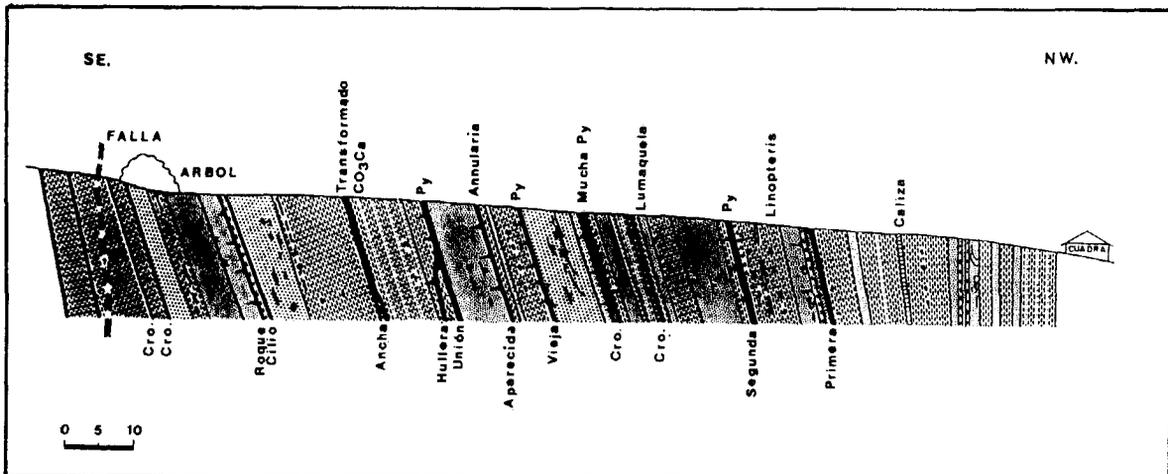


Figura 68. Serie levantada de las capas de la explotación a cielo abierto en La Matona (HUNOSA, 1986).

za a lo largo de toda la cuenca por lo que constituye un nivel guía de gran valor.

El estudio del clima de esta zona se basa en los datos recogidos en la estación próxima (Sama de Langreo) y el Atlas Climático de España, estando influenciado por la poca altitud y la proximidad del mar que hacen relativamente escasos los días de temperatura mínima $\leq 0^{\circ}\text{C}$ (10-20).

Los días de tormenta (20-25), están bastante bien repartidos entre todas las estaciones, pero sin tener gran importancia en el total de las precipitaciones, pues aún en los meses más secos (agosto y septiembre) no llegan a alcanzar la mitad de las precipitaciones correspondientes a estos meses.

Las temperaturas oscilan entre 17 y 20° C en los meses de verano y disminuyen paulatinamente durante los meses de primavera y otoño hasta alcanzar temperaturas relativamente suaves durante el invierno entre 8 y 10° C.

Las precipitaciones sobrepasan los 100 mm la mayoría de los meses salvo en verano que oscilan entre 50 y 70 mm. En cuanto a la evapotranspiración oscila alrededor de 725 mm a anuales dando una ligera época seca en los meses de verano.

2.5.2. Minería. Método de explotación

En la explotación a cielo abierto de hulla «La Matona», el ritmo de explotación viene plefijado por el trabajo que desarrolla un equipo medio a dos turnos, lo que permite una restitución de volúmenes a bajo costo y la posibilidad de disponer de varias bancadas o plataformas de trabajo, con la consiguiente elasticidad de los equipos (HUNOSA, 1985).

Los niveles de producción están reflejados en el Cuadro 25.

Las áreas que se encuentran en explotación son las denominadas Area 5, Area 6 y Area 8 (ver Figura 71).

El método de explotación que se sigue en la mina «La Matona» es un método mixto entre corta y minería de transferencia. La explotación se centra sobre capas del paquete Sotón. Las siete primeras constituyen los Sotones Altos y conforman morfológicamente una corta única, el Area 6, ya que la distancia entre capas es reducida, por lo que es necesario la evacuación íntegra de todos los estériles, excepto en el fondo de la corta, donde el hueco se autorrellena con los estériles de las capas subhorizontales de cota superficial (Foto 17).

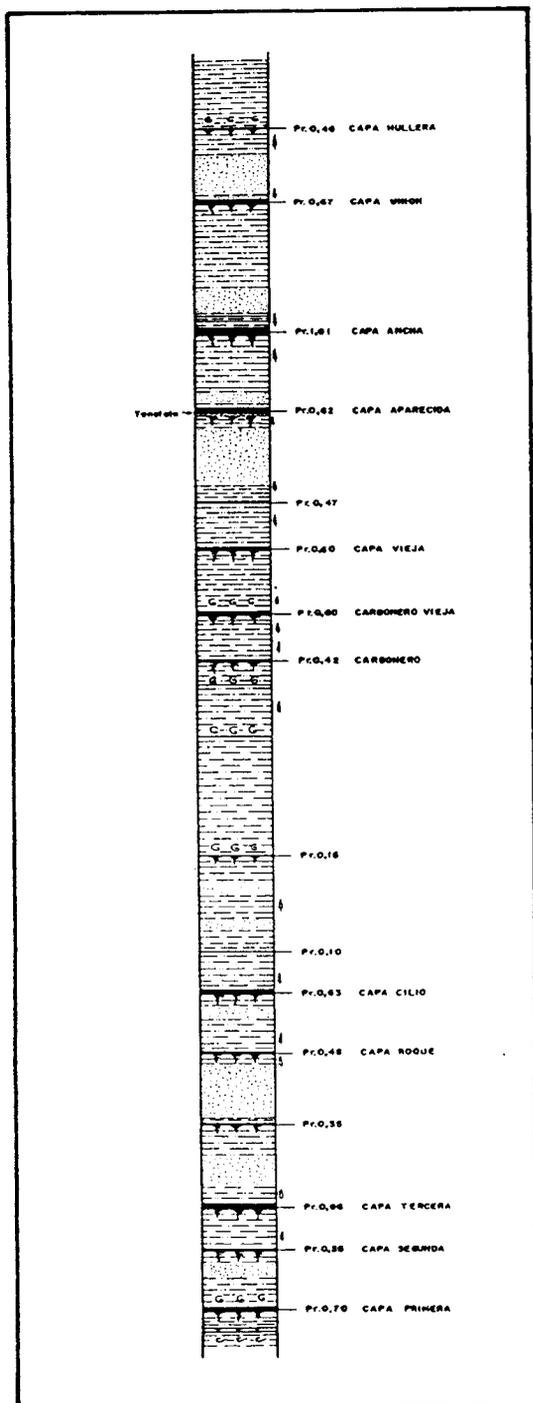


Figura 69. Columna estratigráfica media normal a cielo abierto en La Matona (HUNOSA, 1986).

El paquete de los Sotones Interme-

dios, denominado Area 6, está constituido por dos capas, separadas por un tramo de tierra variable pero de poca potencia, que constituyen una formación de carbón de 1 m a 1,20 m de potencia, con un ratio de 20 t/m^3 , que puede justificar una corta de 35 a 40 m. La distancia en banco de los Sotones Intermedios respecto a la primera capa de los Sotones Altos, siempre es superior a los 50 m, por lo que la explotación de los Sotones Intermedios no puede constituir una sola corta con los Sotones Altos y su explotación debe hacerse independientemente. La explotación de los Sotones Altos se realiza por delante, en el tiempo, de la de los Sotones Intermedios.

El Area 8 está formada por las nueve capas del paquete Sotón Bajo. Su explotación se realiza en dos modalidades: una de ellas, transportando y cargando el estéril y, otra, en la que solo se realiza el ripado. Para efectuar el proceso de ripado es necesaria la existencia previa de huecos capaces de contener el estéril.

El arranque de estériles se realiza con tractores de Caterpillar D10 y D9H, permitiendo el primero de los modelos reducir el porcentaje de voladura a términos entre el 10% y el 15% del total de estériles a mover. El material arrancado por voladura o ripado se apila con tractores y se carga con palas cargadores de ruedas sobre volquetes mineros, que lo transportan hasta los puntos de vertido. La voladura se puede realizar según el esquema que aparece en la Figura 72.

Las rocas a volar son pizarras duras con características litográficas próximas a las areniscas, pero sin alcanzar la dureza ni los ángulos de fricción de estas últimas. Los ángulos de fricción están comprendidos entre 30° y 35° . En la Figura 73 se presenta la densidad de carga en una voladura, en función del ángulo de fricción del material a volar.

La altura de banco ideal, por razones de aptitud de las palas cargadoras, debe estar alrededor de los 10 m (HUNOSA, 1985).

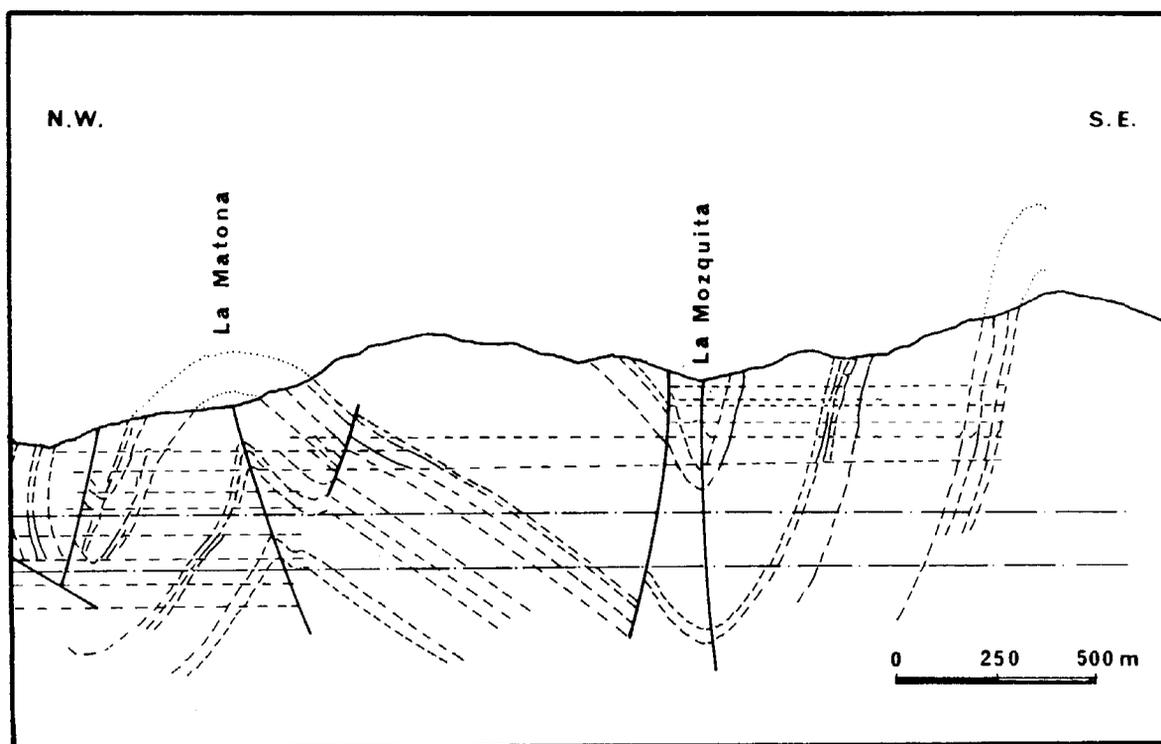


Figura 70. Corte geológico del área de explotación de La Matona (HUNOSA, 1986).

CUADRO 28. NIVELES DE PRODUCCION ACTUALES Y PREVISTOS (HUNOSA, 1985).

	NIVELES DE PRODUCCION						TOTAL		
	AREA 5 y 6			AREA 8			1985	1986	1987
	1985	1986	1987	1985	1986	1987	1985	1986	1987
Prod. anual bruta	18.300	—	—	50.700	69.000	21.000	69.000	69.000	21.000
Prod. anual vendible	17.200	—	—	47.800	65.000	20.000	65.000	65.000	20.000
Mov. anual estéril esponjado	347.000	—	—	1.332.000	1.477.000	1.477.000	1.680.000	1.477.000	1.477.000
Mov. anual estéril esponjado	347.000	—	—	1.332.000	1.477.000	1.680.000	1.477.000	1.477.000	
RATIO	13,55			18,78	15,29	50,24	17,39	15,29	50,24

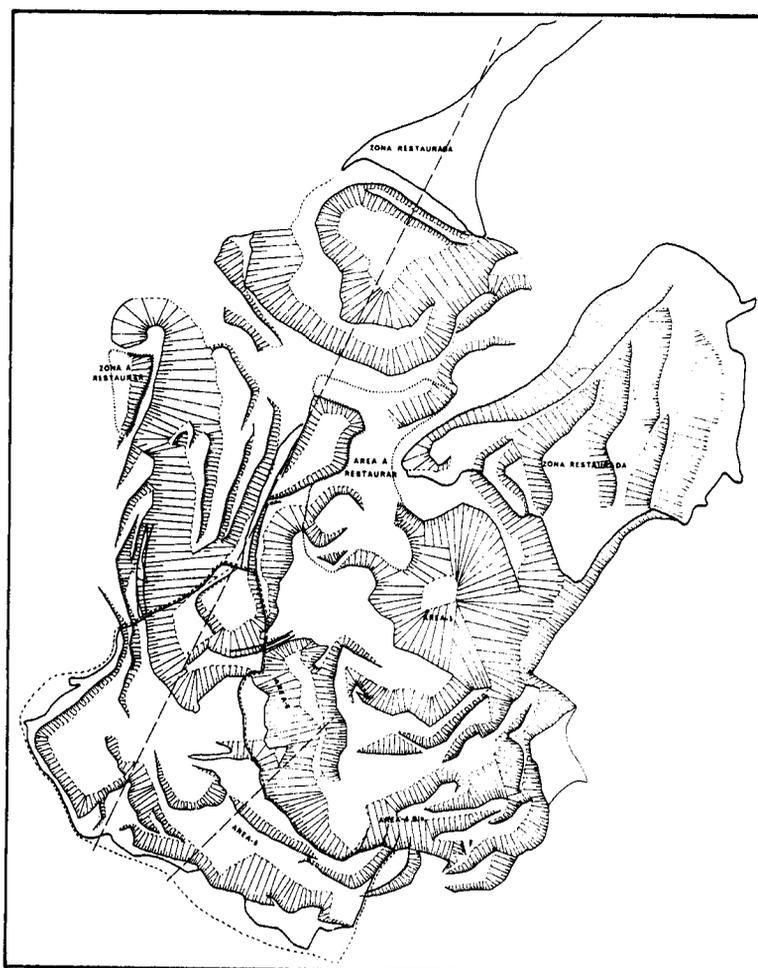


Figura 71. Planta general de la explotación a cielo abierto en La Matona. Situación de las distintas áreas (HUNOSA, 1987).

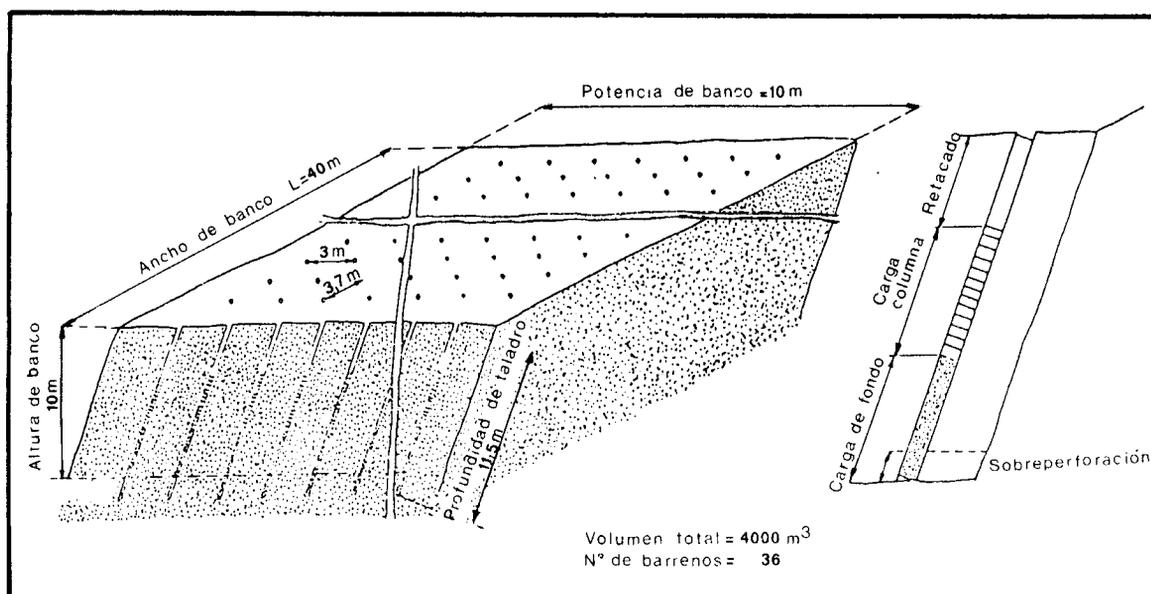


Figura 72. Esquema de voladura (HUNOSA, 1985).



Foto 17. *La Matona.* - Panorámica de la explotación.

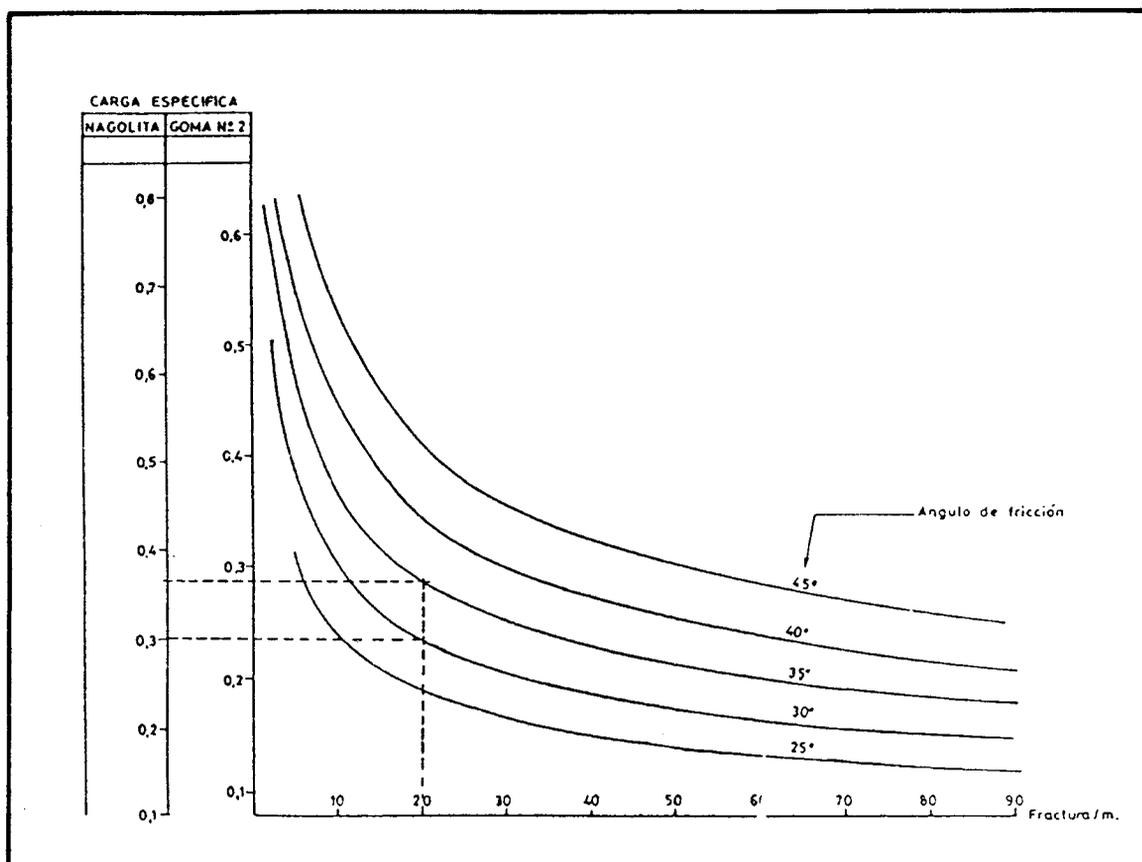


Figura 73. Densidad de carga en función del ángulo de fricción del material a volar (HOEK, E. y BRAY, J. 1977).

2.5.3. Características geotécnicas de las formaciones

En las formaciones donde se encuadra la mina de «La Matona» son predominantes las areniscas con alternancia de pizarras más o menos arenosas donde se intercalan las capas de carbón o carboneros. También se observan suelos de vegetación a muro de las capas, constituidas por pizarras arenosas.

La estructura de la zona es compleja, con frecuentes cambios de orientación de las capas de carbón. Considerando esta circunstancia, así como la topografía del terreno, se ha dividido la zona en varias áreas, de las cuales se va a analizar el área 8, donde se explotan cuatro capas de carbón, en presencia de varias fallas y pliegues (Foto 18).

En el único dominó estructural observado, aparecen tres familias de juntas más la estratificación. Sus orientaciones, dadas por la dirección de buzamiento y buzamiento, son las siguientes:

Estratificación	27/50
Familia J1	325/45
Familia J2	131/53
Familia J3	228/64

Para determinar los ángulos de fricción de la estratificación y juntas, se ha realizado un levantamiento geotécnico con objeto de estimar las propiedades geomecánicas de las discontinuidades. Una vez cuantificados los parámetros, se introducen en la ecuación de Barton (ver Apéndice 2) obteniéndose el ángulo de fricción de pico de cada familia de dis-

continuidades.

La cohesión de las juntas y estratificación se ha determinado mediante ensayos de corte con tensión normal nula, con un resultado de 14 t/m^2 en las areniscas, 6 t/m^2 en las pizarras y cohesión nula en las discontinuidades en carbón.

La resistencia a compresión simple de los labios de las discontinuidades, se ha estimado con el martillo de Schmidt (ver Apéndice 2), con los siguientes resultados:

$$\text{JCS máximo} = 54 \text{ MPa}$$

$$\text{JCS mínimo} = 38,5 \text{ MPa}$$

Para obtener los ángulos de fricción residual, se han realizado ensayos de corte residual en laboratorio, dando como resultado unos ángulos de fricción residual de 25° y 30° en la estratificación en pizarras y areniscas respectivamente. En las tres familias de juntas J1, J2 y J3 los ángulos de fricción residual tienen un valor de unos 25° .

El coeficiente de rugosidad de las juntas se ha valorado con la ayuda de los 10 perfiles de rugosidad (ver Apéndice

2), estimándose unos valores de la rugosidad JRC de 2 a 4 en los planos de estratificación en pizarra y 4 a 6 en arenisca. Las rugosidades de las tres familias de juntas son variables, desde 2-4 para la familia J2 a 6-7 y 6-8 para las familias J3 y J1 respectivamente.

Se ha determinado el peso específico medio de la roca con objeto de calcular la tensión normal efectiva σ'_n que actúa sobre los planos de discontinuidad. Con un peso específico de $2,7 \text{ t/m}^3$ y una altura de recubrimiento máxima en el caso más desfavorable, la tensión normal efectiva es de 2,8 MPa.

Con todos estos datos y la ecuación de Barton, los valores del ángulo de fricción de pico varían de 27° de la estratificación en pizarra a 35° en arenisca, y en las juntas 27° para la J2, 31° de la J3 y 32° de la J1.

El ángulo de fricción de pico en los contactos del carbón con la pizarra y con la arenisca, se ha estimado que es mayor de 14° , aunque no han podido realizarse ensayos.

En el Cuadro 26 se resumen los parámetros de las discontinuidades del dominio estructural analizado.

CUADRO 29. CARACTERISTICAS GEOMECAICAS DE LAS DISCONTINUIDADES (HUNOSA, 1985).

TIPO DE PLANO	ORIENTACION		JCS	JRC	ϕ_r	ϕ_{PICO}
	D. BUZ.	BUZ.				
Estratificación en pizarra	27	50	54 38,5	2-4	25	27
Estratificación en arenisca	27	50	54 38,5	4-6	30	35
Familia J1	325	45	54 38,5	6-8	25	32
Familia J2	131	53	54 38,5	2-4	25	27
Familia J3	228	64	54 38,5	6-7	25	31



Foto 18. *La Matona.* - Panorámica de una de las áreas de explotación.

Las características geomecánicas de las litologías que aparecen en la serie son las siguientes:

Areniscas y areniscas cuarcíticas poco fisuradas y muy compactas de granulometría fina, con restos de materia orgánica y carbón.

Areniscas alteradas y meteorizadas, de granulometría fina a media, con óxidos de hierro y abundante materia orgánica y carbón.

La resistencia a compresión de las areniscas se ha obtenido «in situ» mediante el martillo de Schumidt y el ábaco que en función del número de rebotes del martillo y la densidad de la roca, indica el valor de JCS (ver Apéndice 2). La resistencia a compresión simple de la roca ha resultado ser de 53 MPa.

Mediante la correlación de A. H. Wilson (national Coal Board), entre la resistencia a compresión de una roca en terrenos carboníferos y su módulo de elasticidad, se ha obtenido un módulo de elasticidad para las areniscas de 13.200 MPa.

Las pizarras arenosas compactas (lutitas), en las que se observan óxidos de hierro, y las pizarras arcillosas, tienen una resistencia a compresión simple de 38 MPa y un módulo de elasticidad de 11.200 MPa, según la correlación de Wilson.

2.5.4. *Problemática de estabilidad. Métodos preventivos*

Las roturas que podrían darse con más frecuencia son las de tipo circular (debidas a una falta de competencia del material o a un exceso de meteorización). Aparecen, así mismo, pequeñas caídas, originadas por discontinuidades, que producen bloques y cuñas sobre estratificación y juntas.

Los bloques producidos son de pequeñas dimensiones al no existir juntas

paralelas a la cara de los taludes que sean capaces de producir bloques de grandes dimensiones (Foto 19).

Las cuñas que se forman son también de pequeñas dimensiones. Normalmente, su tamaño oscila alrededor de 1 a 3 m³, siendo infrecuente la formación de cuñas mayores.

Son completamente inexistentes los problemas de flexión y los de vuelco de bloques, al no existir taludes de techo capaces de producir este tipo de rotura. Tampoco aparecen roturas por pandeo de estratos debido a las pequeñas dimensiones de los taludes de muro.

Existen algunas grietas en taludes de techo (Foto 20) que no producen problemas de estabilidad.

Una práctica de interés, de cara a la prevención de la posible caída de los bloques o cuñas de pequeño tamaño mencionados anteriormente, consiste en empujar estos materiales sueltos con un bulldozer, desde la parte superior de los taludes (Foto 21). De esta manera se sana el talud en lo posible y se intenta evitar la caída incontrolada de estos pequeños bloques.

2.5.5. *Diseño de taludes*

El diseño de los taludes está basado en el análisis de estabilidad general del talud de muro de la corta y en el estudio de la estabilidad local en las caras de los bancos.

La rotura global del talud de muro puede producirse por la falta de competencia del material del macizo rocoso, en cuyo caso se desarrollaría una rotura circular, o bien, aún teniendo la roca suficiente competencia, pueden aparecer marcados planos de discontinuidad, que según su disposición estructural pueden originar roturas de tipo poligonal cuando la cohesión y fricción a lo largo de dichos planos es suficientemente baja, comportándose en este caso el macizo rocoso como si no tuviera suficiente competen-

cia, asimilándose el análisis de la rotura a una rotura poligonal o circular.

El análisis de la rotura circular se ha efectuado sobre un perfil tipo del Area 8 (ver Figura). Los cálculos se han realizado con un programa de ordenador denominado GENSAM, utilizado por DAMES & MOORE, que se basa en el método de Spencer, descrito en el Apéndice 1.

En condiciones drenadas, el coeficiente de seguridad resultante ha sido de 1,21, suficiente para afirmar que la estabilidad global del talud de muro va a estar asegurada, ya que el supuesto de condiciones drenadas es perfectamente válido al haberse realizado previamente en la cara de los taludes un conjunto de sondeo de drenaje.

Para el diseño de la pendiente de los taludes de banco se ha seguido el procedimiento de análisis de estabilidad de cuñas propuesto por Klaus John, basado en la proyección estereográfica equiareal.

En el estudio de estabilidad de cuñas se consideran las intersecciones de los

planos de discontinuidad, incluida la estratificación, y la disposición relativa de dichas intersecciones respecto a la cara del talud. Según los casos, podrán desarrollarse las siguientes inestabilidades:

—Deslizamientos planos, en los que el peso de la roca que desliza se descarga solamente sobre un plano. En este caso, la dirección de deslizamiento viene dada por la línea de máxima pendiente del plano involucrado en la rotura plana.

—Deslizamiento en cuña, donde intervienen dos planos de discontinuidad; la dirección de deslizamiento está definida por la dirección de la intersección de los dos planos que forman la cuña.

Según la orientación de la cara de los taludes de banco, de unos 27° de dirección de buzamiento, no se observan planos de junta suficientemente paralelos al del talud, por lo cual no se espera la formación de grandes bloques.

En los deslizamientos en cuña, los valores de las orientaciones de los planos de discontinuidad tomados para los cálculos están resumidos en el Cuadro 27.

Según la orientación de la cara del

CUADRO 30. ANGULO DE FRICCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES.

Discontinuidad	Dirección de buzamiento	Buzamiento	Angulo de fricción
Estratificación	27	50	27-35
Familia J1	325	45	32
Familia J2	131	53	27
Familia J3	228	64	31

talud, cuando la línea de intersección de los dos planos de la cuña tenga un buzamiento hacia el interior del macizo rocoso, no se podrá producir el deslizamiento de la cuña. Este es el caso de las intersecciones J1-J3 y la J2-J3.

Las cuñas formadas por las familias de juntas J1 y J2, aunque podrían deslizar al aflorar la línea de intersección de ambas familias en la cara del talud, dicha intersección sólo tiene una inclinación de 9,6°, según se aprecia en la Figura 74;

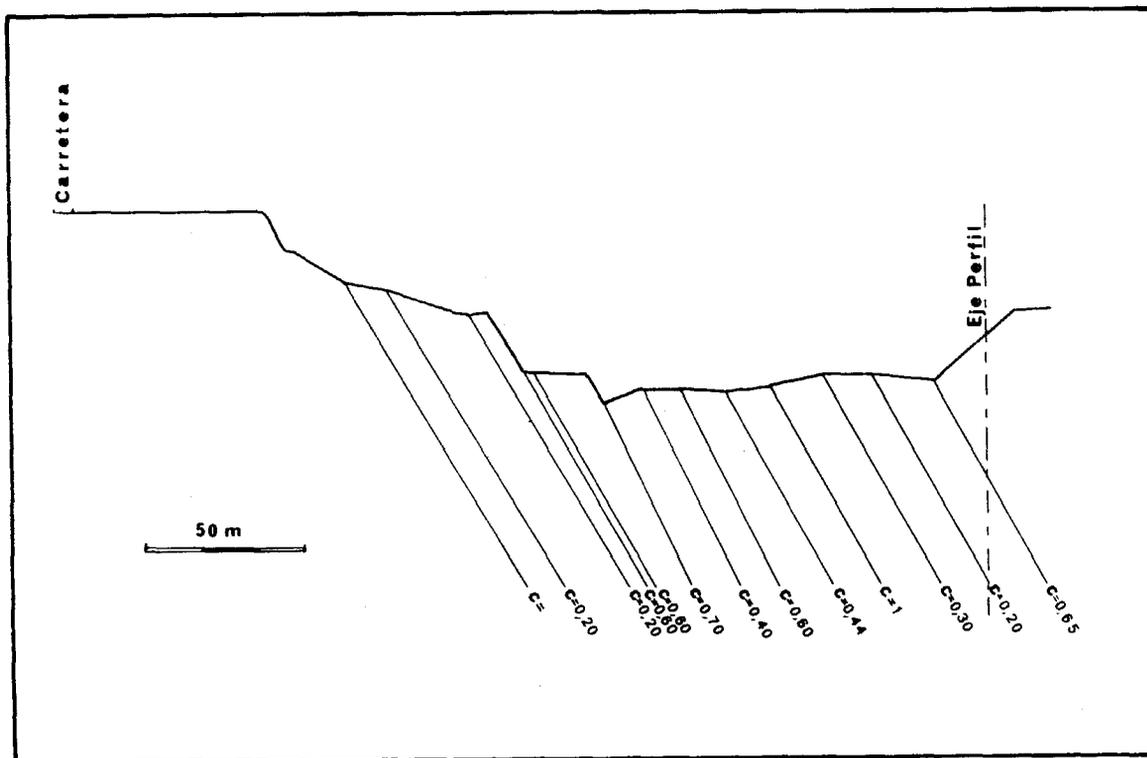


Figura 74. Perfil tipo del área 8 (HUNOSA, 1986).

sin considerar la cohesión de los planos de junta, el ángulo de fricción compuesta resulta ser de $41,5^\circ$ y por consiguiente, el coeficiente de seguridad definido por $\text{tg } 41,5/\text{tg } 8,5$ es igual a 5,9. Por otra parte, dada la escasa continuidad de las juntas, las máximas cuñas que se pueden formar tienen volúmenes de unos 3 m^2 .

El diseño geomecánico de la altura de los bancos se ha basado en la posibilidad de pandeo. Considerando la relación que da la altura máxima permisible para que no se produzca pandeo (ver Apéndice 1), con un coeficiente de seguridad de 2 para la zona que desliza y 5 para la que pandeo, se podrían alcanzar alturas de banco de 55 m; estas alturas son muy superiores a las utilizadas entre bermas por condicionantes operativos.

Los datos utilizados para el análisis de rotura por pandeo han sido los si-

guientes:

Cohesión nula.

Angulo de fricción de 27° .

Peso específico de la roca de $25,5 \text{ kN/m}^3$.

Inclinación del plano del talud 50° .

El espesor del estrato susceptible de experimentar el pandeo se ha considerado igual a 1 m y la longitud de la zona deslizada del estrato sobre la cara del talud, 65 m.

Finalmente, aunque los taludes pudieran tener una altura de 55 m, se adoptarán alturas medias de los taludes de banco de unos 7 m con máximos de 10 m y mínimos de 5 m, ya que con alturas de banco inferiores disminuye considerablemente el rendimiento de las palas cargadoras.

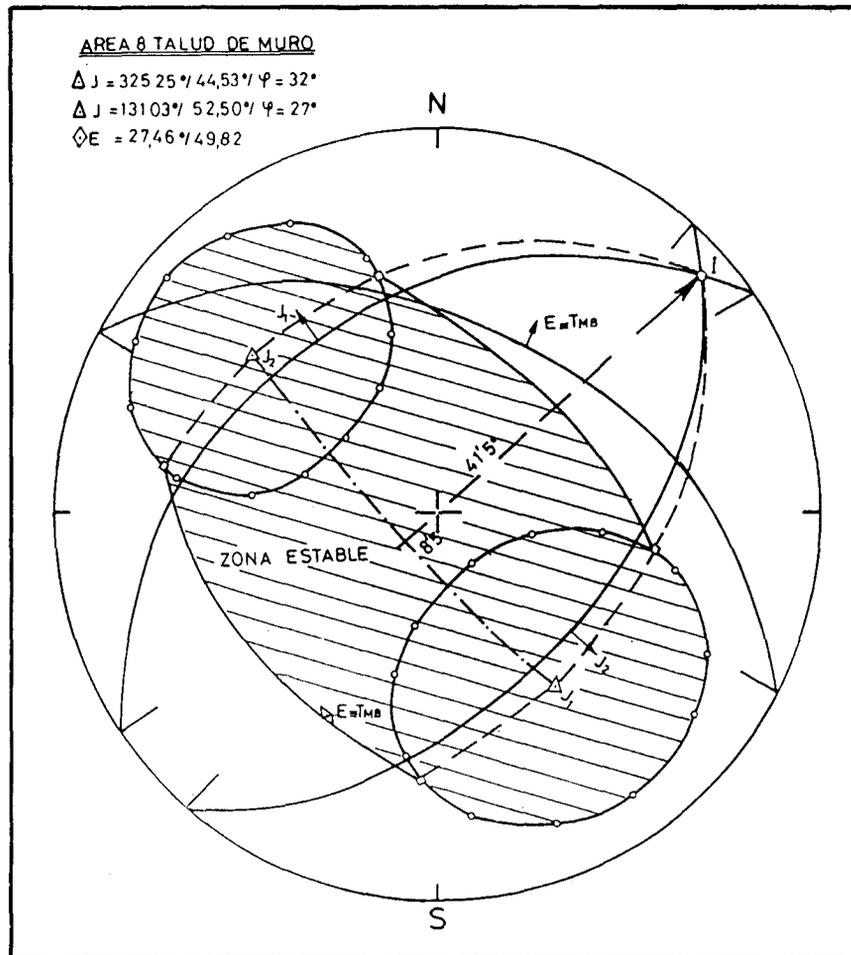


Figura 75. Análisis de estabilidad de cuñas y bloques.

2.5.6. Conclusiones

No parece probable que se planteen problemas de estabilidad de cierta entidad. La estabilidad general de la corta está garantizada siempre que se mantenga una red adecuada de drenaje.

Las únicas inestabilidades que pueden presentarse son debidas a la formación de cuñas, aunque en general no van a plantear problemas, ya que la mayoría de ellas son cinemáticamente estables, o aunque su línea de deslizamiento aflora en la cara de los taludes, el coeficiente de seguridad es muy elevado, dada la poca

pendiente de las líneas de deslizamiento. Por otra parte, las cuñas serán de muy poco volumen, ya que la continuidad de las discontinuidades presentes es bastante baja.

Con orientaciones de los taludes de unos 27° de dirección de buzamiento, que es la más frecuente, no es posible la formación de grandes bloques al no existir planos de junta paralelos a los taludes.

Con las alturas de los bancos utilizadas y el espaciado de la estratificación del macizo rocoso, no se esperan problemas de estabilidad debido a pandeo de estratos.



Foto 19. *La Matona.- Uno de los aspectos del frente actual.*

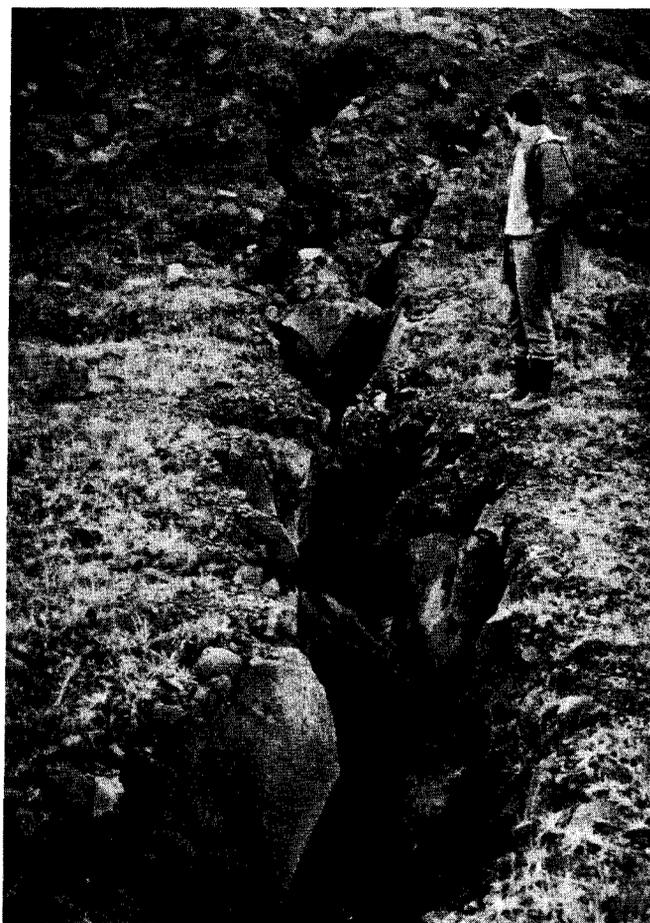


Foto 20. *La Matona.* - Aspecto de una grieta en la cabeza del talud de techo.



Foto 21. *La Matona.- Talud de fondo, apreciándose la estratificación subvertical.*

2.6. REFERENCIAS UTILIZADAS

AYALA CARCEDO, F. J.; ANDREU POSSE, J. et al (1987). Manual de Taludes. Instituto Geológico y Minero de España. Madrid.

BARTON, N. R. (1973). Review of a new shear strength criterium for rock joints. Engin. Geol. Elsevier. Vol. 7.

BARTON, N. R. (1981). Shear strength investigations for surface minning. 3th Int. Conf. Satability in Surface Minning. Vancouver. Canadá.

BARTON, N. R. (1986). Reformation phenomena in jointed rock. Geotechnique 36. N.º 2, pp. 147-167.

BIENIAWSKI, Z. T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. Proc. Simp. of Explor. for Rock Engineering. Johannesburg. Vol. 1.

BIENIAWSKI, Z. T. (1978). Determining rock mass deformability: experience

from case histories. Int Journal of Rock Mechanics. Vol. 15.

BIENIAWSKI, Z. T. (1979). The geomechanics classification in rock engineering applications. 4 th Int. Cong. on Rock Mechanics. Montreux. Vol. 2, pp. 41-48.

BISHOP, A. W. (1971). The influence of progressive failure on the choice of the method of satability analysis. Geotechnique 21. N.º 2, pp. 168-172.

CASTILLO Y SERRANO (1973). Análisis probabilístico de la estabilidad de taludes rocosos. Boletín de Información del Laboratorio del Transporte y Mecánica del Suelo. Nov.-Dic.

CAVERS, D. S. (1981). Simple methods to analyze buckling of rock slopes. Roch Mechanics. Vol. 14, n.º 2.

CELADA, B. y LECHOSA, R. (1985).

- Estabilidad del Talud Norte de la Corta Sabero Ocho. HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A. Informe no publicado.
- CHUGH, A. K. (1986). Variable factor of safety in slope stability analysis. *Geotechnique* 36, n.º 1, pp. 57-64.
- FERRER GIJON, M. (1984). Mecanismos de rotura en taludes mineros y análisis de su estabilidad. Tesina. No publicado.
- GEOCISA (1977). Corta Inesperada. Estudio de estabilidad del talud Norte, S. A. HULLAS DEL COTO CORTES. Informe no publicado.
- GONZALEZ DE VALLEJO, L. (1982). Métodos de investigación para el proyecto de minas de carbón a cielo abierto. Simposio Nacional sobre Obras de Superficie en Mecánica de Rocas. SEMR.
- GONZALEZ DE VALLEJO, L. (1984). Criterios geológicos y geotécnicos para el diseño de cortas a cielo abierto. Aplicación a la minería del carbón.
- GONZALEZ DE VALLEJO, L. y OTERO MAZO, C. S. (1982). Alterabilidad de pizarras y su incidencia geotécnica en explotaciones mineras a cielo abierto. VII Simposio Nacional sobre Obras de Superficie en Mecánica de Rocas. Madrid.
- HOEK, E. y BRAY, J. (1977). *Rock slope engineering*. The Institution of Mining and Metallurgy. Londres.
- HULLERAS DE SABERO Y ANEXAS, S. A. (1985). Plan de Labores para el año 1986. Explotación a cielo abierto. Corta «SABERO OCHO». Informe no publicado.
- HUNOSA (1985). Plan de Explotación. Coto Bello. Informe no publicado.
- HUNOSA (1986). Plan de Explotación. La Matona. Informe no publicado.
- HUNOSA (1987). Plano de situación de corta, escombrera y restauración. La Matona. No publicado.
- I.G.M.E. (1972). Caracterización geomecánica de la Cuenca Hullera Asturiana.
- I.G.M.E. (1980). Recopilación, análisis crítico y simplificación funcional de los métodos empleados en el diseño de excavaciones a cielo abierto.
- I.G.M.E. (1985). Actualización del Inventario de Recursos Nacionales de Carbón. Madrid.
- I.G.M.E. (1985). Panorama Minero. Madrid.
- INTECSA (1979). Estudio geológico de las formaciones superficiales y estabilidad de taludes en la corta de Coto Bello. HUNOSA. Informe no publicado.
- INTECSA (1980). Informe geotécnico y estudio de viabilidad de la escombrera Coto Bello. HUNOSA. Informe no publicado.
- I.S.R.M. (1978). Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests. Suggested Method for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Scie. and Geomech. Abstr.* Vol. 15.
- JOHN, K. W. (1968). Graphical stability analysis of slope in jointed rock. *Proc. ASCE*. Vol. 94, S.M. 2.
- KOVARI, K. Y FRITZ, P. (1977). Cálculo de la estabilidad de taludes rocosos en dos y tres dimensiones Boletín de Información del Laboratorio de Transporte y Mecánica del Suelo. N.º 120, pp. 13-33.
- McMAHON, B. K. (1974). Design of rock slopes against sliding on preexisting fractures. *Proc. III Conf. of ISRM*. Denver. Vol. II B.

MORGENSTEIN, N. R. y PRICE, V. E. (1965). The analysis of the stability of general slip surfaces. *Geotechnique* 15, n.º 1, pp. 79-93.

OTEO MAZO, C. S. y GONZALEZ DE VALLEJO, L. (1982). Diseño de cortas mineras de carbón en condiciones geológicas complejas. VII Simposio Nacional de Obras de Superficie en Mecánica de Rocas. Madrid.

PD-NCB CONSULTANTS LIMITED. (1976). Informe sobre la planificación estratégica de alternativas de explotación de superficie y el diseño del pozo Inesperada. S. A. HULLAS DEL COTO CORTES. Informe no publicado.

RODRIGUEZ PARADINAS et al (1982). Testificación geofísica del carbón. Simposio sobre Prospección del Carbón. Area 3.

SERRA DE RENOBALLES, T. (1985). Rotura por pandeo de estratos de un talud de muro en la explotación de carbón a cielo abierto de «Coto Bello» (Asturias). *Rocas y Minerales*. N.º 164, pp. 28-33.

SPRINGETT, M. (1984). Microcomputers in exploration and minning: design of a microcomputer system. *Engin. Mining Journal*.

TERZAGHI, K. y PECK, R. B. (1967). *Soil mechanics in engineering practice* Wiley and Sons. Nueva York.

THORNE, C. P. (1984). Strength assessment and stability for fissured clays. *Geotechnique* 34.

DE VICENTE CUENCA, S. et al (1985). Guía de programas de ordenador para geotécnica y minería. Instituto Geológico y Minero de España. Madrid.

3. EXPLOTACIONES EN EL SUR DE ESPAÑA

3. EXPLOTACIONES EN EL SUR DE ESPAÑA

3.1. INTRODUCCION

Dentro de este capítulo se incluyen dos explotaciones a cielo abierto situadas en la Cuenca de Puertollano (Ciudad Real) y en la Cuenca del Guadiato (Córdoba). Las minas, corta Emma y corta Cervantes respectivamente, son explotadas por la Empresa Nacional Carbonífera del Sur, S. A.

A pesar de haber incluido a ambas explotaciones en el mismo capítulo, su estructura geológica difiere considerablemente debido a las diferentes historias geológicas que han dado lugar y afectado a las cuencas; sus edades son Estefaniense Superior en el caso de la corta Emma y Westfaliense en el caso de la corta Cervantes.

La estructura compleja que presenta la corta Cervantes frente a la estructura más simple de la corta Emma, permite

considerar la influencia del factor estructural en la estabilidad de sus taludes. Así mismo, la presencia de capas de carbón potentes, subhorizontales y continuas en la explotación de Puertollano frente a las capas inclinadas, con potencia variable y discontinuas de Peñarroya facilita la posibilidad de contrastar también la influencia del método de explotación en el diseño y estabilidad de taludes.

La mina a cielo abierto Emma se encuentra situada al SW de Puertollano (Ciudad Real), ocupando una extensión aproximada de 1,2 km por 0,9 km durante la realización de este estudio. Su localización exacta puede encontrarse en la hoja del Mapa Topográfico Nacional escala 1:50.000 número 810, en las coordenadas referidas al meridiano de Greenwich 4°6' W y 38°40' N.

La corta está situada en el valle del río Ojailen, de unos 4 km de anchura, y que separa dos alineaciones, de pequeños cerros al N y de sierras al S, que lo individualizan.

La zona se encuentra limitada al S por el Valle de Alcudía, con una morfología muy llana, debida a una intensa erosión, hasta adentrarse en Sierra Morena, y al N por la región volcánica de Campos de Calatrava, constituida por extensas llanuras entre cerros redondeados poco elevados.

La explotación Cervantes está situada a unos 6 km al Este de Peñarroya-Pueblonuevo, en la parte occidental de la provincia de Córdoba.

La corta ocupa una extensión rectán-

gular aproximada de 1,3 km por 0,5 km pudiéndose localizar su situación en la hoja del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:50.000 número 879, en las coordenadas referidas al meridiano de Greenwich $5^{\circ}19' W$ y $38^{\circ}19' N$.

La zona se encuentra limitada al N por el Batolito de los Pedroches, que ocupa una extensa franja de dirección NW-SE con morfología suave en sus zonas más erosionadas, y al S por una gran extensión de materiales Precámbricos afectados por manifestaciones plutónicas y volcánicas tanto de carácter ácido como básico.

En la Figura 76 aparece un esquema con la situación de las dos cortas.

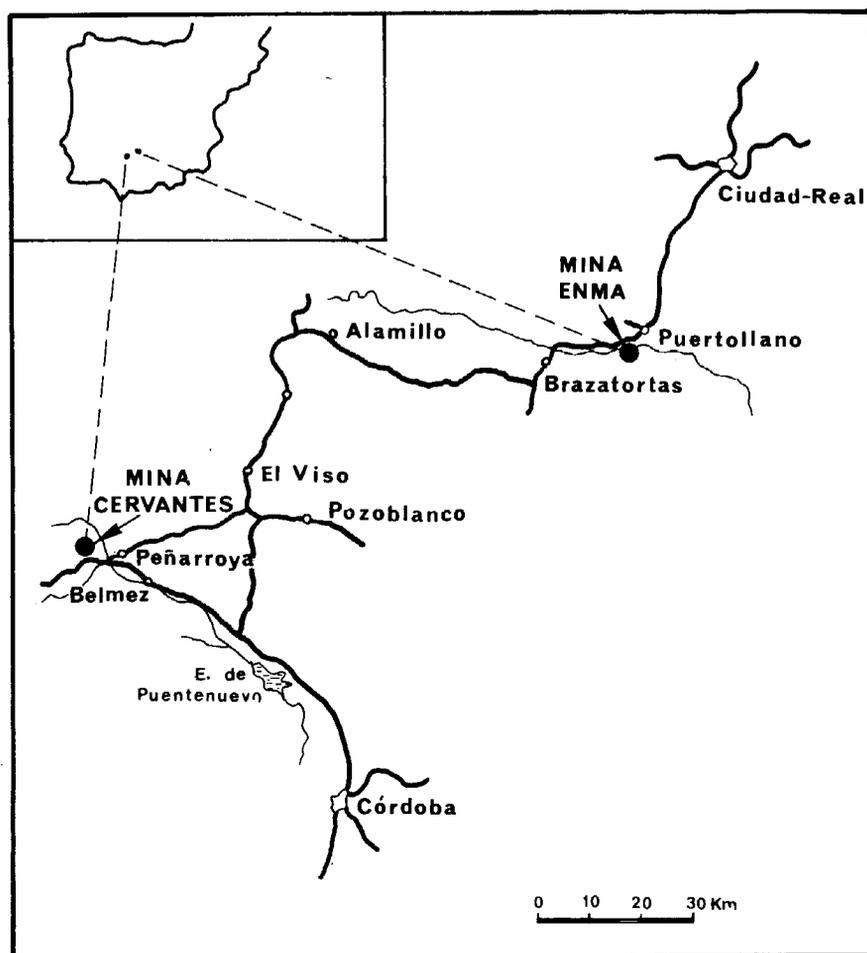


Figura 76. Esquema de situación de las dos cortas de estudio.

3.2. CORTA EMMA (ENCASUR)

3.2.1. *Geología e hidrogeología*

La cuenca carbonífera de Puertollano, situada a unos 240 km al S de Madrid, ocupa una extensión de unos 40 km² en la provincia de Ciudad Real.

En la clasificación efectuada en el Inventario de Recursos Nacionales de Carbón del año 1979 se incluye esta cuenca carbonífera en la zona Sur-occidental Subzona de Puertollano.

La cuenca, situada al Sur de la zona Centro Ibérica del Macizo Hespérico, ocupa un valle alargado de dirección E-W recorrido por el río Ojailén.

La corta Emma se encuentra situada en la parte occidental de la cuenca carbonífera que, recubierta por materiales miocenos, ocupa una franja entre materiales del Paleozoico inferior metamorfizados, que limitan el valle formando ali-

neaciones de pequeños cerros cuarcíticos al N y de sierras de mayor envergadura al S.

La estructura general de la zona viene determinada por las lineaciones que forman los materiales del Paleozoico inferior originadas durante las fases hercínicas y que no afectaron a la sedimentación carbonífera de edad Estefaniense superior, que aparece discordante sobre ellos. La dirección de las grandes estructuras es N 110-120° E, siendo un conjunto de sinclinales y anticlinales paralelos afectados por fracturas transversales y paralelas a las direcciones de plegamiento. Posiblemente fueron estas fracturas las que dieron lugar a la individualización de esta única cuenca carbonífera de la zona, situada en una de las extensas llanuras que

quedan constituidas en las zonas sinclinales. La existencia de un vulcanismo ácido contemporáneo a la sedimentación del Westfaliense dio lugar a la formación de niveles centimétricos a métricos de tobas volcánicas intercaladas entre los materiales carboníferos.

La corta Emma, en el tiempo de realización del trabajo de campo en ella, presentaba forma rectangular con dirección de avance hacia el Este. Sus características geométricas eran:

- Longitud: 1.200 metros.
- Anchura: 900 metros.
- Profundidad: 82 metros.
- Angulo del talud general N: 16°.
- Angulo del talud general S: 15°.
- Altura bancos talud N: Variable (entre 2 y 17 metros).
- Altura bancos talud S: variable (entre 4 y 16 metros).

En cuanto a la tectónica, la Cuenca carbonífera de Puertollano presenta una estructura sinclinal de unos 12 km de largo en dirección E-W y anchura variable, máxima de 4 km.

Dentro de esta estructura, hacia el E, se encuentra un anticlinal con eje también E-W, separando dos anticlinales menores. El eje anticlinal presenta inmersión hacia el W, hasta desaparecer, llegando a ser inexistente en la zona W de la cuenca. En la Figura 77 se presenta un esquema de la cuenca.

Los buzamientos son suaves, siendo algo más pronunciados en los flancos de los dos sinclinales menores. En el llamado sinclinal Norte, los buzamientos son de 5 a 18° en el flanco Sur y de hasta 45° en el Norte, el sinclinal Sur está ligeramente levantado respecto al Norte, y tiene buzamientos similares (45° en el flanco Sur). El flanco Sur tiene dos intrusiones volcánicas a favor de fracturas (fallas de Calatrava y Laredo).

El sinclinal único que constituye la mitad W de la cuenca tiene dimensiones aproximadas de 6 por 1,5 km.

Las fracturas que afectan al yacimiento tienen dirección predominante NNW-SSE pudiendo distinguirse dos tipos: los que afectan únicamente a los bordes del sinclinal (mucho más abundantes en la parte occidental) y las que cruzan la cubeta. Ambas presentan fuertes buzamientos, generalmente hacia el E. Una de las fracturas de este último grupo de dirección N 20 W llamada «falla límite» separa a las dos zonas de la estructura sinclinal general, teniendo la occidental una dirección aproximada N 70° E, siendo E-W la de la oriental.

La disposición de las capas es muy homogénea, estando únicamente distorsionadas junto a las fallas.

La corta Emma se encuentra situada al W del sinclinal, ocupando de borde a borde del sinclinal en la dirección N-S y avanzando hacia el E. En ella se explotan las capas de carbón 2.^a y 3.^a, de las seis que aparecen en el yacimiento, con potencias medias de 2 m y 1,5 m respectivamente.

Los límites N y S de la corta coinciden con los bordes del sinclinal buzando los estratos suavemente hacia el N o S respectivamente (Figura 78).

La corta no presenta ningún rasgo estructural que condicione la inclinación de los taludes, a excepción de la propia disposición de las capas.

Respecto a la estratigrafía, la sucesión carbonífera completa tiene 473 m de espesor (datos de sondeos, según ALVARADO y MENENDEZ 1931). Los ambientes sedimentarios representados en este carbonífero Superior son principalmente lacustres con influencias fluviales, más importantes hacia el techo. Un factor importante en el aporte sedimentario lo constituye la actividad volcánica, de composición riodacítica, que proporciona material tobáceo.

En la Figura 79 está representada la serie completa del Estefaniense B de Puertollano, así como una ampliación de

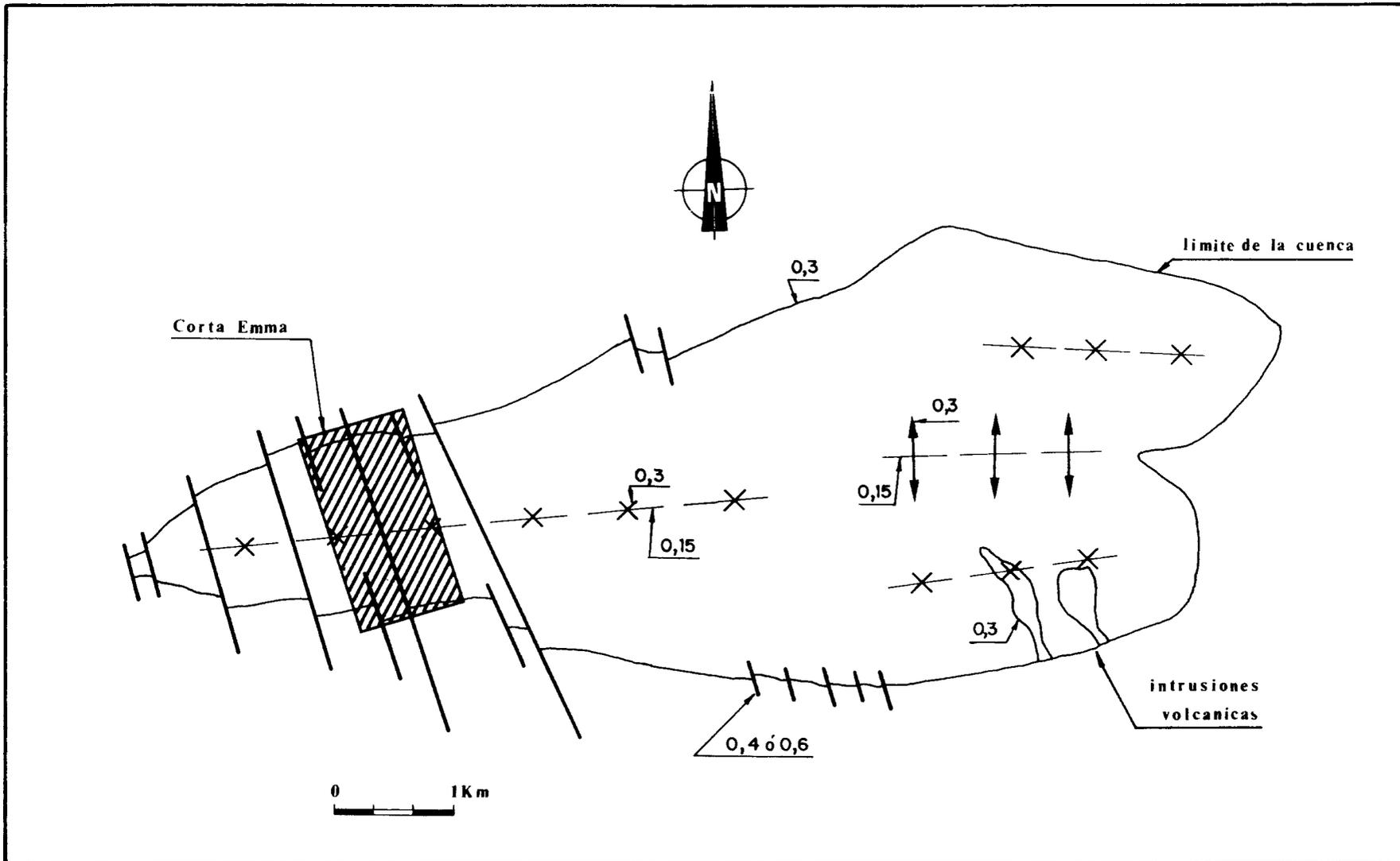


Figura 77. Esquema estructural de la Cuenca Carbonífera de Puertollano.

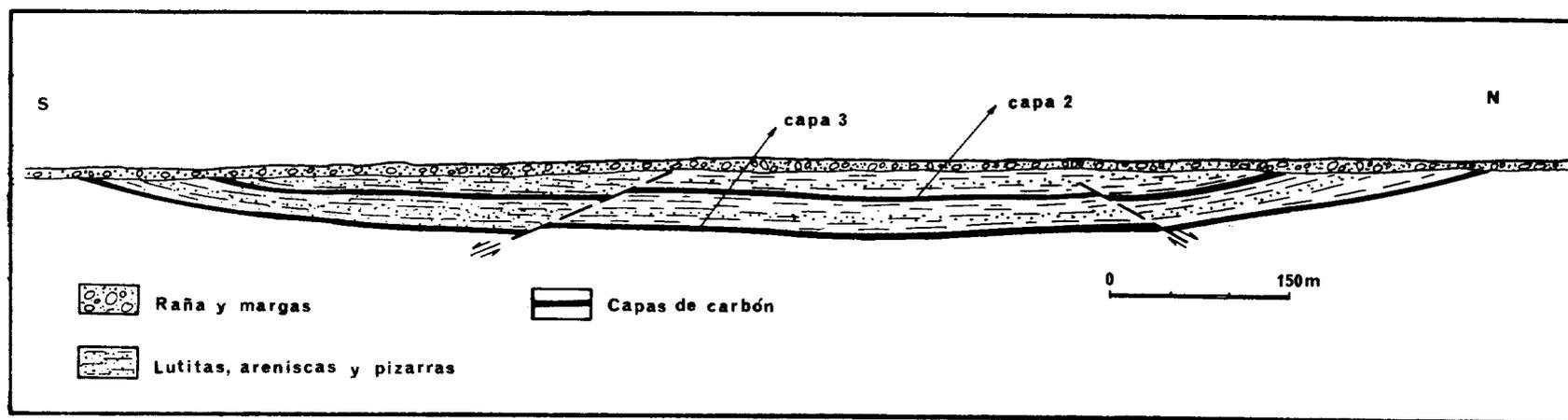


Figura 78. Corte transversal de la estructura de los materiales de la Cuenca de Puertollano en la zona 0.

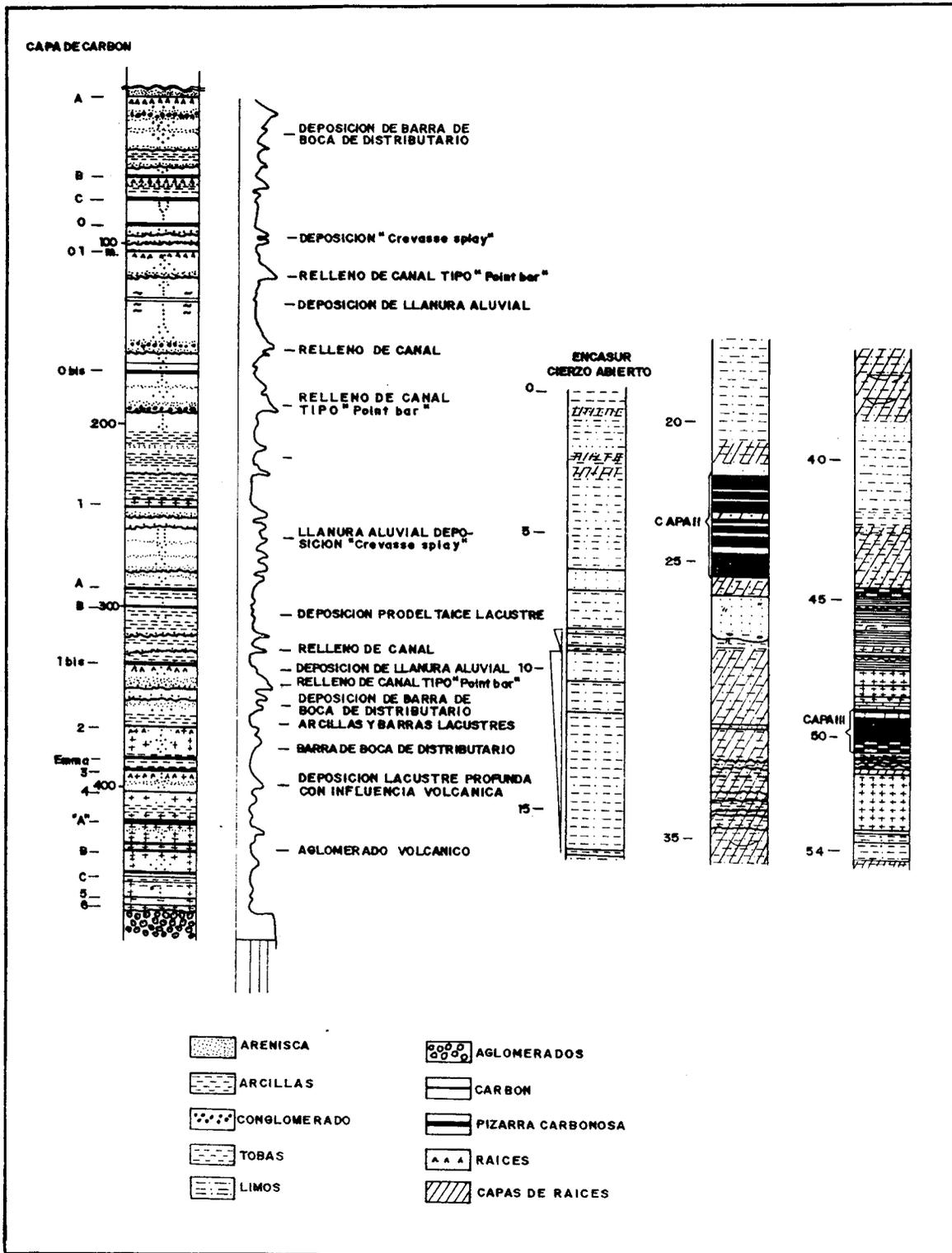


Figura 79. Estratigrafía de Puertollano.

los niveles afectados por los trabajos a cielo abierto en la mina Emma.

La excavación afecta a materiales carboníferos del Estefaniense Superior miocenos y pliocuaternarios que cubren a los anteriores.

El Pliocuaternario está formado por cantos redondeados de cuarcita con matriz arcillosa. Su potencia, en la zona de la corta, es de unos 6 m.

El Mioceno, con una potencia aproximada de 12 m, está compuesto de techo a muro por:

- Margas y calizas margosas fisuradas.
- Calizas margosas diaclasadas con algunos niveles de tobas de origen vulcano-sedimentario.
- Areniscas fisuradas y con planos de estratificación muy netos.

En la sucesión carbonífera completa aparecen seis capas de carbón, estando la primera erosionada excepto en la zona oriental de la cuenca. Los materiales Carboníferos que aparecen en la corta son, de techo a muro (Figura 80):

- Sucesión lutítica, con niveles de areniscas, de unos 30 m de potencia.
 - Capa segunda de carbón, de unos 2 m de potencia, con intercalaciones de lutitas y tobas volcánicas sedimentarias en niveles centimétricos; uno de estos niveles volcánicos constituye un nivel guía en toda la cuenca.
 - Sucesión lutítica con lentejones arenosos que presentan hilillos de carbón y algún nivel de toba volcánica centimétrica. A base de este tramo hay un nivel de pizarra de 1,80 m. La potencia total es de unos 25 metros.
 - Capa tercera de carbón de 1,5 m con un nivel de tobas intercalado hacia el centro de la capa.
- El muro de capa tercera constituye el fondo de la explotación.

En relación a la hidrogeología en el

área ocupada por la explotación Emma, la presencia de agua pudo ser observada por:

- Pequeñas surgencias puntuales en algunos planos de falla que atraviesan la cubeta en dirección NO-SE.
- Surgencias de escaso caudal a techo de capa segunda en la parte más profunda de la explotación de dicha capa.
- Surgencias puntuales en la capa tercera de carbón.

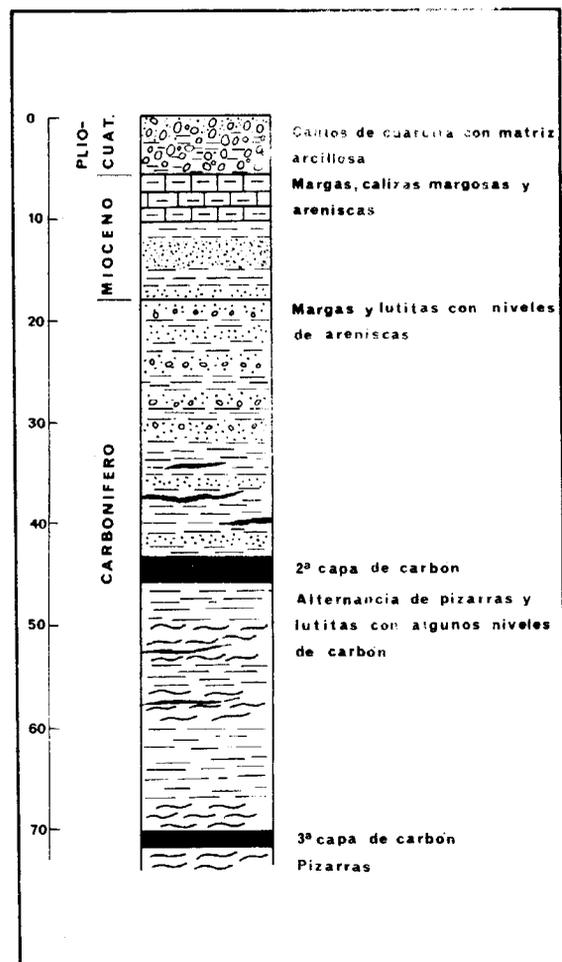


Figura 80. Columna estratigráfica de los materiales que aparecen en la corta San Ricardo.

El río Ojailén, que bordea la explotación por el N y la presencia de minados antiguos importantes en la zona, indican la presencia de agua en la corta.

Los materiales rañoides del cuaternario (con potencia de unos 6 m en la explotación), constituyen un acuífero alimentado por el río y por las precipitaciones de la zona.

Los materiales terciarios almacenan pequeños acuíferos en las capas calcáreas o en zonas fracturadas.

La existencia de varios pozos de riego en la zona, así como de algunos sondeos realizados en el área de la cuenca carbonífera, ponen de manifiesto la existencia de un acuífero en los materiales cuaternarios y en las capas del Mioceno.

Los materiales paleozoicos pueden considerarse impermeables en general. Las capas de carbón parecen actuar, además, como fronteras de infiltración hacia los materiales paleozoicos. No obstante, el agua que penetra a través de discontinuidades queda almacenada en el fondo de la cubeta de materiales carboníferos.

En cuanto a la climatología de la región, se puede definir en base a las siguientes características (ver Figura 81):

- Continentalidad extremada (índice >30).
- Precipitación media anual 400 mm.
- Evapotranspiración potencial 800-850 mm/año.

En función de estos datos, el área de Puertollano se clasifica como semiárida (índice de humedad = 0,5). Los inviernos son fríos y los veranos muy calurosos, los días de helada son frecuentes, llegando a cifras de 60-70 por año. Desde el mes de mayo a octubre existe un importante descenso de precipitaciones (en cinco meses llueve el 15% del total anual) que produce un marcado estiaje.

3.2.2. Método de explotación

La explotación de la corta Emma se

lleva a cabo por el método de transferencia. La corta avanza hacia el E con frente escalonado, y se va rellenando por el W (Figura 82). La excavación va avanzando por medio de bancos descendentes de poca altura (de 5 a 17 metros) y bermas amplias de hasta 30 metros. La altura de los bancos sufre variaciones en el frente de avance en las capas de carbón, con alturas de 2 a 4 metros. Los taludes N y S de la explotación se van formando al ir progresando el frente de avance.

La zona W de vertido se configura en taludes de 10-15 metros de altura, con bermas de unos 25 metros y ángulos de 32°-34°, correspondientes al ángulo de equilibrio natural que adopta el escombro al ser vertido directamente desde camiones.

3.2.3. Caracterización geotécnica de los materiales

Propiedades geomecánicas

Como más adelante se expondrá (apartado 3.2.4) en la corta de Puertollano no se presentan problemas de estabilidad importantes, por lo que no se consideró necesaria la realización de ensayos de laboratorio para la determinación de las propiedades geomecánicas de los materiales. La existencia de abundantes datos procedentes de ensayos realizados para estudios geotécnicos de la zona (CAMPO DE ORELLANA et al, 1983; GONZALEZ DE VALLEJO, et al, 1982) permitió además soslayar la realización de dichos ensayos.

Los valores representativos de las principales propiedades geomecánicas para los materiales arenosos y lutíticos que constituyen la corta se expresan a continuación.

- *Densidad aparente*: el peso específico de las lutitas y areniscas intercaladas es muy similar, variando entre 2,4 y 2,7 t/m³ con valores medios representativos

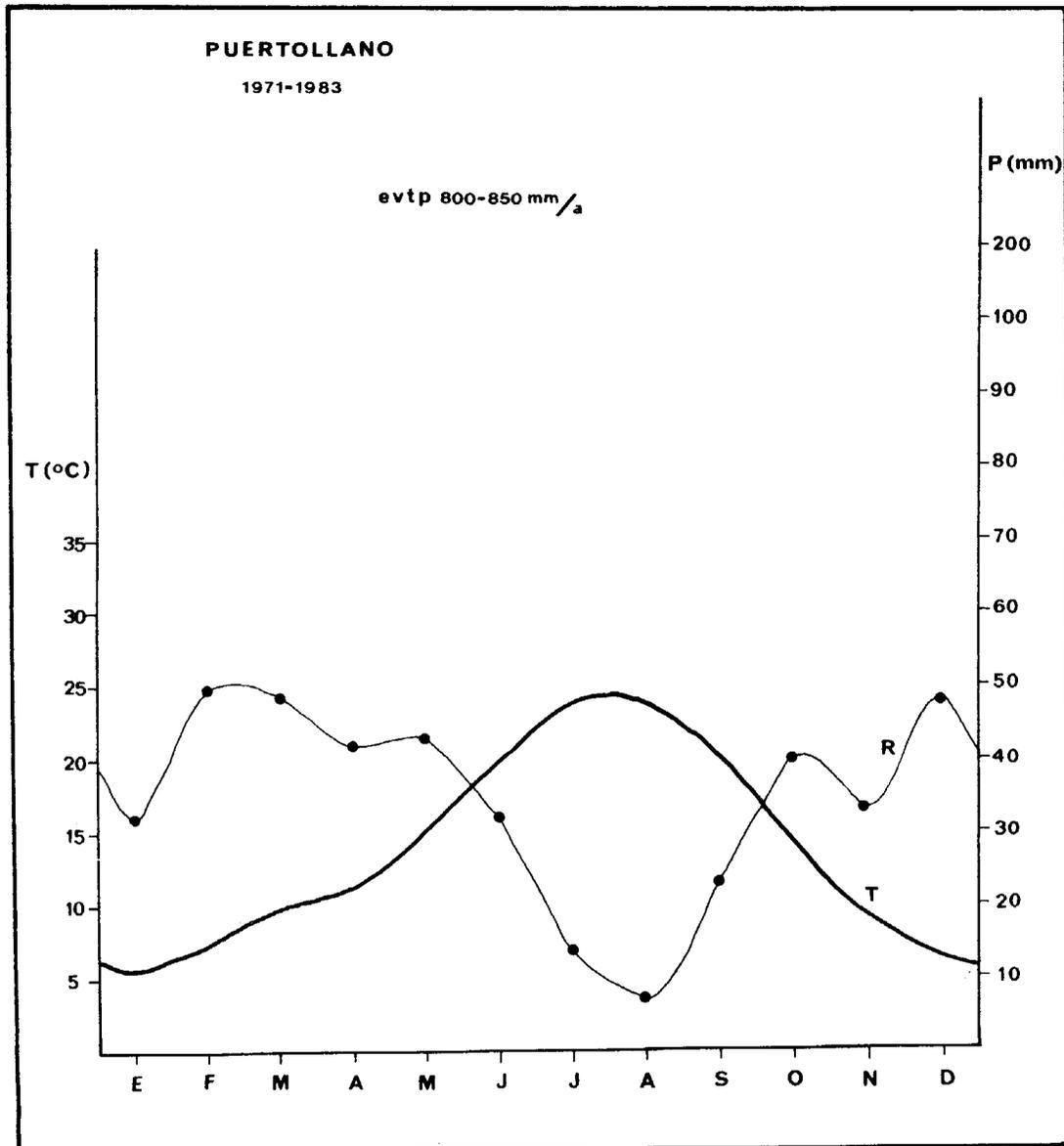


Figura 81. Climograma de Puertollano. Datos tomados en las instalaciones de ENPETROL.

del orden de 2,5 a 2,6 t/m³. En la Figura 83 puede verse como la densidad aumenta ligeramente con la profundidad.

- *Resistencia a compresión simple:* σ_c para las areniscas varía entre 180 kg/cm² (para las fisuradas) y 670 kg/cm² (para las de grano fino), siendo representativo un valor medio de 475 kg/cm². Para las lutitas los valores oscilan entre 150 kg/cm² (para las fisuradas y meteorizadas) y 600 kg/cm² (en las muestras sa-

nas), resultando indicado un valor medio de 450 kg/cm².

Ambos valores medios indican resistencia bajas a medias para los materiales.

- *Resistencia a tracción:* se ha obtenido mediante ensayos brasileños; para el conjunto de materiales aparece el valor medio de 29 kg/cm², indicando una resistencia débil a la tracción. Los valores oscilan entre 20 y 35 kg/cm².

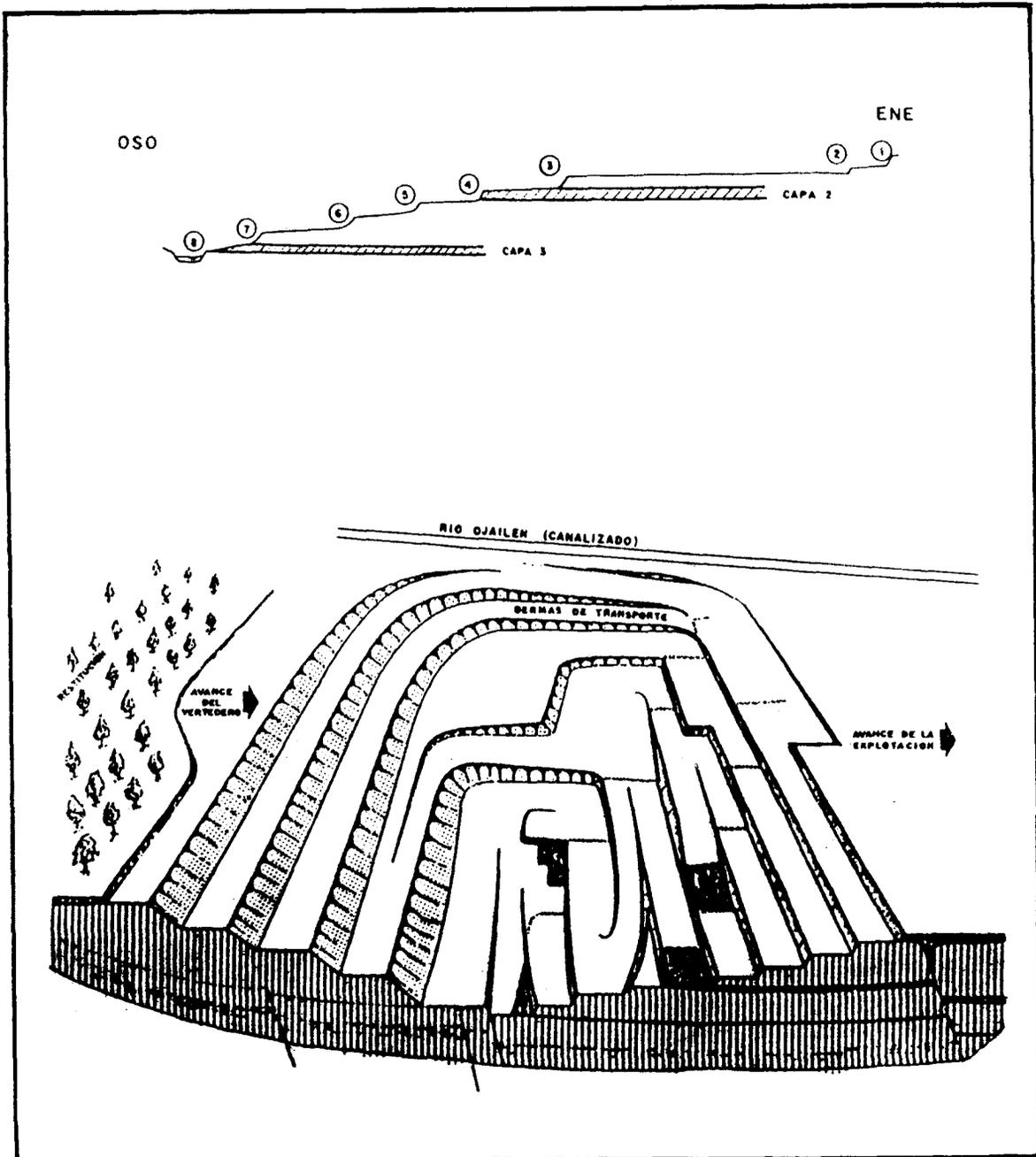


Figura 82. Mina Emma: a) perfil esquemático del frente de explotación; b) esquema del método de explotación.

- *Velocidad sónica*: para el conjunto de areniscas-lutitas son representativos valores que oscilan entre 2.000 y 3.000 m/seg. En la Figura 83 está representada la variación de esta propiedad con la profundidad.

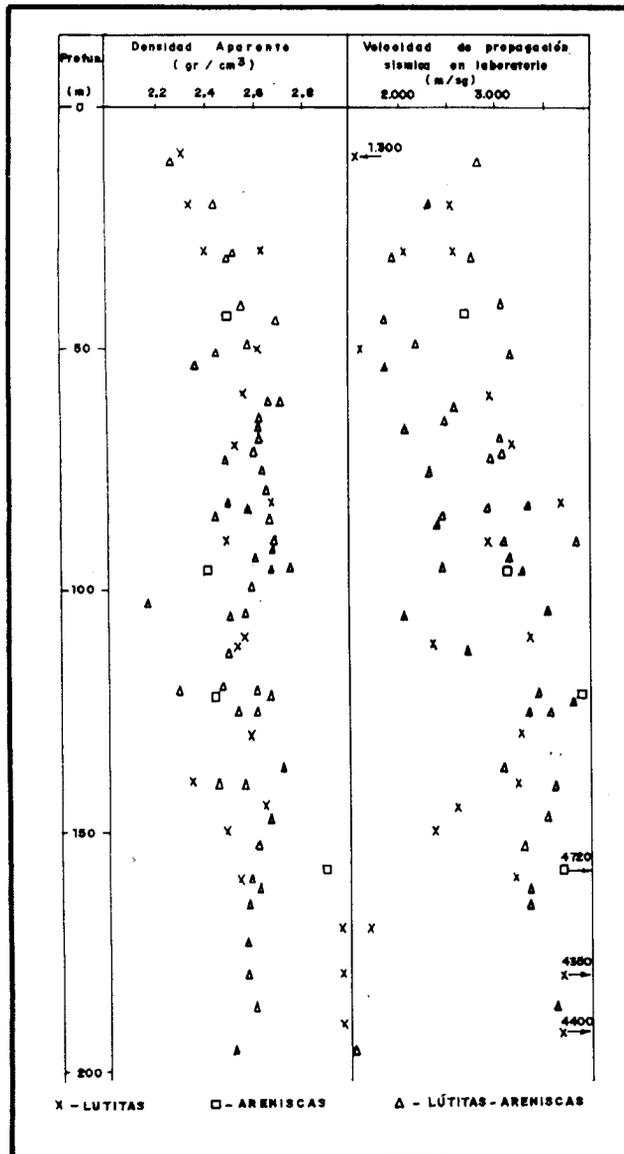


Figura 83. Variación con la profundidad de la densidad aparente y de la velocidad sónica para muestras tomadas en la corta Emma (CAMPOS DE ORELLANA et al., 1983).

- *Resistencia al corte en discontinuidades*: se han realizado ensayos de rozamiento en diaclasas y planos de estratificación. Los resultados obtenidos aparecen en la Figura 84. La cohesión para el conjunto de materiales varía entre 3 y 100 t/m² según el ángulo α que formen el plano de rotura y la estratificación (siendo 3 t/m² para $\alpha = 0^\circ$ y 100 t/m² para $\alpha = 90^\circ$, este último valor obtenido empíricamente). El ángulo de rozamiento interno medido varía entre 30° y 35°, siendo algo mayor para las areniscas que para las lutitas.

Estados tenso-deformacionales

La suave estructura del área en que se sitúa la explotación de Puertollano, no parece indicar la existencia de elevadas tensiones residuales como consecuencia de los esfuerzos tectónicos a que ha sido sometida a lo largo de su historia. Las fracturas que afectan a los materiales de la corta son normales, indicando una fase descompresiva que liberaría parte de los esfuerzos de la compresión.

En los estudios mineros y geotécnicos realizados en la zona (I.G.M.E., 1981; CAMPOS DE ORELLANA et al, 1983), no se cita ningún tipo de problema relacionado con la existencia de tensiones residuales; el examen de los minados antiguos, la configuración de la cubeta carbonífera y la naturaleza de los materiales hacen poco probable la presencia de las mismas en la zona.

No obstante, las rocas están sometidas a unas tensiones residuales que, aunque sean bajas o muy bajas, al ser modificadas por la excavación pueden ocurrir fenómenos de transmisión de fuertes tensiones tangenciales del pie de los taludes o escombreras hacia estratos delgados apoyados sobre capas poco competentes (CAMPOS DE ORELLANA et al, 1983). Este efecto puede agravarse a causa de la existencia de fracturas o cambios de bu-

zamiento locales.

Familias de discontinuidades:

Los materiales que afloran en la corta Emma están afectados por una serie de familias de discontinuidades que condicionan el comportamiento del macizo rocoso.

La medición de estas discontinuidades se ha realizado en dos zonas de la corta: el talud N (donde se han tomado la mayoría de las medidas) y la zona de avance, al E de la excavación. Los valores medios de dirección y buzamiento de cada familia se han obtenido mediante la representación estereográfica.

Talud N

Familias de discontinuidades:

- S_0 : La estratificación tiene dirección entre $60-75^\circ$ E y buzamientos muy homogéneos de 15° a 25° S en los bordes del sinclinal y de $8-10^\circ$ S hacia el centro de la cubeta.
- J_1 : familia de diaclasas frecuente con dirección entre 0° y 15° E con buzamientos entre 80° E y 90° . Son superficies jabonosas sin rugosidad, a veces con una pátina amarillenta y sin relleno. Los labios están separados 1 ó 2 cm, pero seguramente por efecto de las voladuras. Su continuidad según la direc-

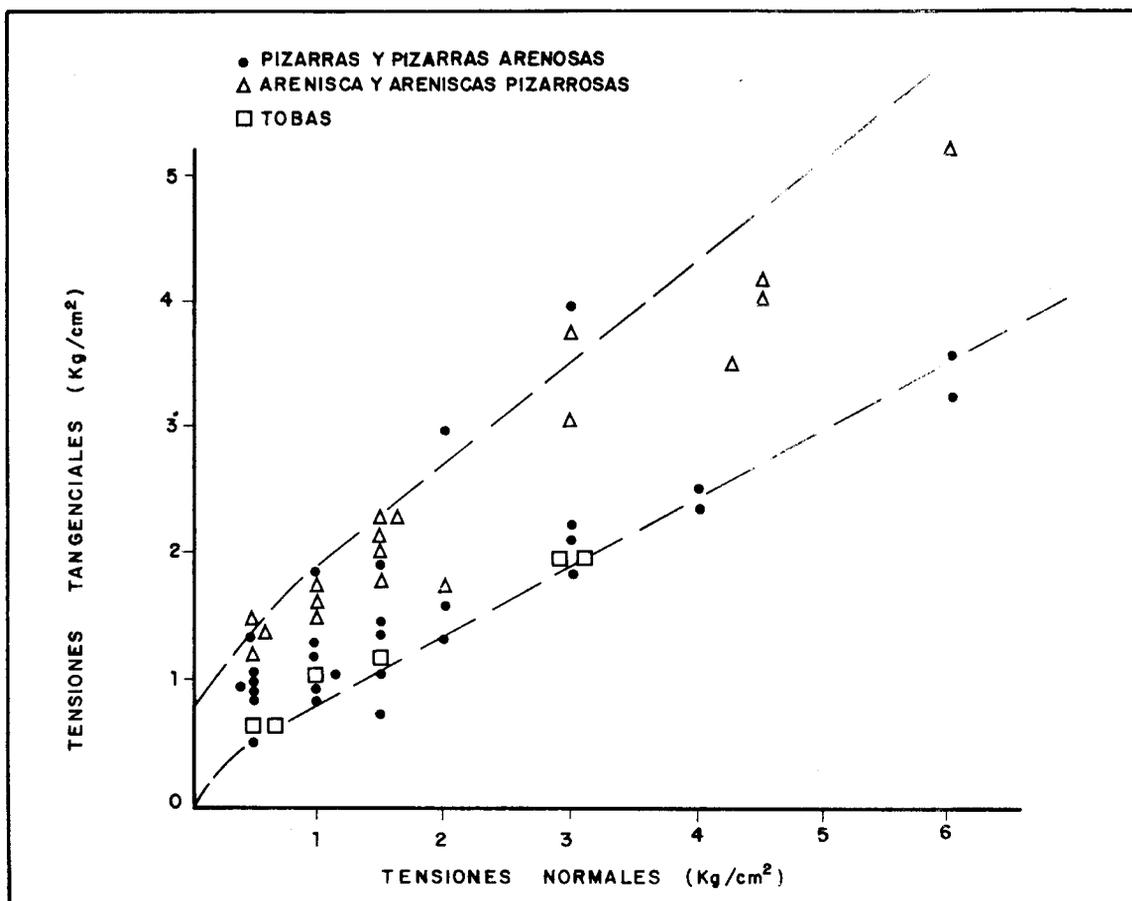


Figura 84. Resistencia al corte en testigos de sondeos realizados en la corta Emma. (CAMPOS DE ORELLANA et al., 1983).

ción es de 2 ó 3 m, y según el buzamiento de 0,5 a 3 m; algunas se continúan a lo largo de varios metros afectando a niveles de diferentes litologías. El espaciado varía entre 0,6 - 2 m.

- J₂: familia poco frecuente con dirección variable entre N 20-30 E y buzamiento de 60-80 hacia el E. Esta familia está poco representada en las estaciones de medida de esta zona. En general presentan iguales características que la familia J₁, pero tienen mayor continuidad.
- J₃: familia de diaclasas, no presente en todos los puntos de medida, de dirección entre 65-100 E y con buzamientos de 75 a 90° S o N, siendo más frecuentes hacia el S. Presentan poca continuidad (menos de 1 m) y un espaciado que varía de 2 a 6 m.
- J₄: familia de diaclasas con direcciones entre 145-165 E y buzamientos entre 80-90° hacia el E o W. Es la familia menos frecuente en el talud N de la corta. Esta familia está poco representada pero tiene mayor continuidad que las anteriores.
- Fallas: han sido medidas dos direcciones preferentes de fallas en el talud N: uno con dirección entre 10-40° E y buzamientos de 65-75° E y otro con dirección entre 140-160° E y buzamientos del orden 60° E, siendo estas últimas menos importantes. Todas las fallas medidas son normales.

Del diagrama de frecuencias se pueden obtener los polos en torno a los cuales se agrupan las diferentes familias de discontinuidades, cuyas direcciones y buzamientos medios son (Figura 85):

S₀: 70° - 15° a 25° S
 J₁: 5° - 85° E
 J₂: 24° - 60° E
 J₃: 70° - 80° S
 J₄: 160° - 86° W
 F: 30° - 70° E
 F: 150° - 70° E

Zona de avance E:

Familias de discontinuidades:

- S₀: la estratificación varía entre 60-75° E con buzamientos del orden de los 12 a 15° hacia el N o S (según el flanco del sinclinal en que nos encontremos).
- J₁: familia de diaclasas, que aparece en todas las estaciones, con dirección entre 0-30° E y buzamientos entre 70 y 80° E. Esta familia es la misma que la J₂ medida en el talud N.
- J₂: familia de diaclasas con dirección entre 74-115° E y con buzamientos de 80 a 90° N; algunas medidas presentan buzamientos al S del mismo orden. Esta familia no ha sido medida en el talud N a causa, seguramente, de su intersección con el talud. Son lisas, sin rugosidad, y con continuidades que varían de 0,5 a 2,5 m.
- Fallas: han sido medidas las mismas direcciones y buzamientos de fallas que en el talud N.

Del diagrama de frecuencias obtenemos los valores medios de la dirección y buzamiento de las familias de discontinuidades (Figura 86):

S: 70° - 10° N o S
 J₁: 18° - 75° E
 J₂: 103° - 80° N o S
 F: 150° - 70° E
 F: 30° - 70° E

3.2.4. Problemática de estabilidad

Tipos de roturas

A la vista de las condiciones generales estructurales de la corta y de la disposición de los taludes con respecto a estas, podrían esperarse las siguientes roturas en los taludes de la explotación:

- *Rotura general del talud*, siendo posible una rotura de tipo plano con grieta de tracción rellena de agua (a causa del

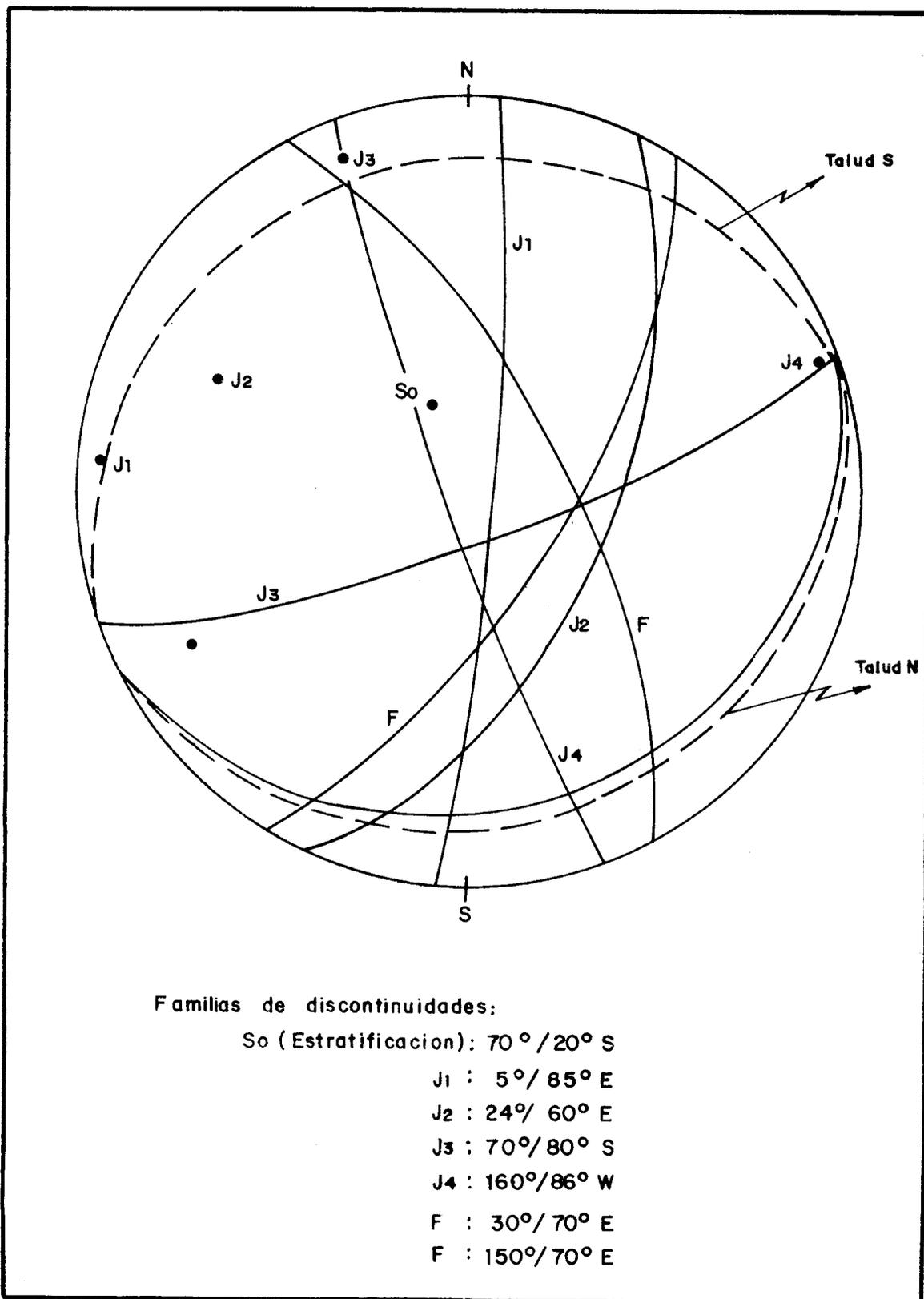


Figura 85. Representación de las discontinuidades medidas en el talud N.

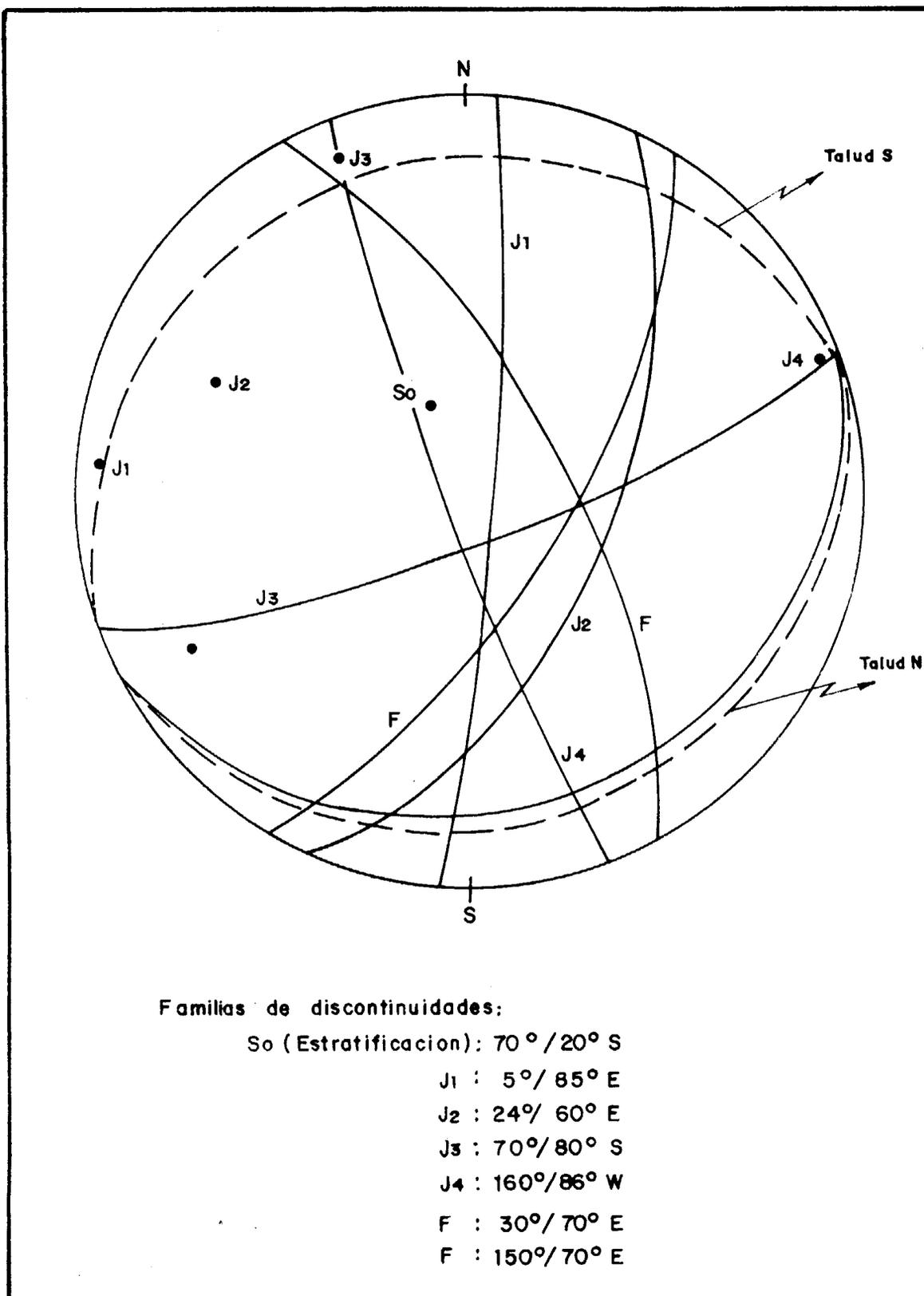


Figura 86. Representación de las discontinuidades medidas en el talud E.

acuífero superficial).

Este tipo de rotura estaría propiciado en el talud norte de la explotación por las discontinuidades con buzamientos al S, y en el talud S por las que lo presentan hacia el norte. No obstante, el elevado buzamiento de las diaclasas no parece propicio para desencadenar este tipo de rotura y, en todo caso, deberían contribuir los propios planos de estratificación dando lugar a un plano de rotura escalonado (Figura 87).

También podrían producirse roturas planas siguiendo una superficie de estratificación y abarcando a todo el talud o a algunos de los bancos superiores (Figura 87), pero debido al bajo buzamiento de la estratificación no es de esperar este tipo de rotura.

En el talud E de avance de la explotación no son de esperar roturas generales debido a la disposición estructural de las capas en este talud, con dirección perpendicular al eje del sinclinal.

- *Roturas locales* en los bancos del talud N y S, causadas por las diferentes familias de discontinuidades, que serían del tipo bloque o cuña. También, teniendo en cuenta las características de los materiales pliocuaternarios (terreno homogéneo, sin discontinuidades y con presencia de agua), cabe esperar roturas circulares en el banco superior de la explotación, excavado en este tipo de material.

En la Figura 88 quedan de manifiesto las familias de discontinuidades que pueden provocar o favorecer la caída de cuñas.

Roturas ocurridas en la explotación

Durante la vida de la explotación, únicamente han tenido lugar pequeñas roturas que han afectado a los bancos o a los materiales rañoides del Pliocuaternario de banco superior, con una altura de unos 8-10 metros. En este último caso, las tipologías corresponden a roturas cir-

culares de pequeñas dimensiones y pequeños deslizamientos tipo cuña causados por la presencia de agua del acuífero superficial (Figura 89).

Durante el trabajo de campo en la corta, en el resto de los bancos de la explotación se observaron roturas tipo cuña de pequeñas dimensiones, especialmente en relación con los afloramientos de los planos de fallas en las caras de los bancos.

En la escombrera inicial de la mina (la explotación se realiza por transferencia) hubo algún deslizamiento debido al empapamiento de los materiales que constituyen el glacis cuaternario de la ladera sobre el que se depositó el escombro.

En otras explotaciones a cielo abierto, de menores dimensiones, situadas en esta misma cuenca, se han observado algunas roturas parciales de banco de tipo plano a favor de superficies de estratificación (Figura 90) y de tipo circular.

Los taludes de la corta Emma no presentan problemas de estabilidad generales; las roturas locales observadas en algunos bancos, a parte de tener poca importancia (aunque las roturas del banco superior pueden tener incidencia en la maquinaria), son inevitables en las explotaciones a cielo abierto.

A esta estabilidad general contribuyen las características estructurales del yacimiento, la presencia de agua sólo superficial, y el correcto diseño de la explotación, así como las propiedades geomecánicas de los materiales que aparecen en la corta.

El bajo buzamiento de las capas y la tectónica simple de la cuenca carbonífera suponen la inexistencia de inestabilidades generales ligadas directamente a la estructura geológica.

Las zonas más problemáticas para la producción de estas pequeñas roturas son las cercanas a los planos de falla, con variaciones de buzamiento y presencia de material milonitizado. No obstante, el

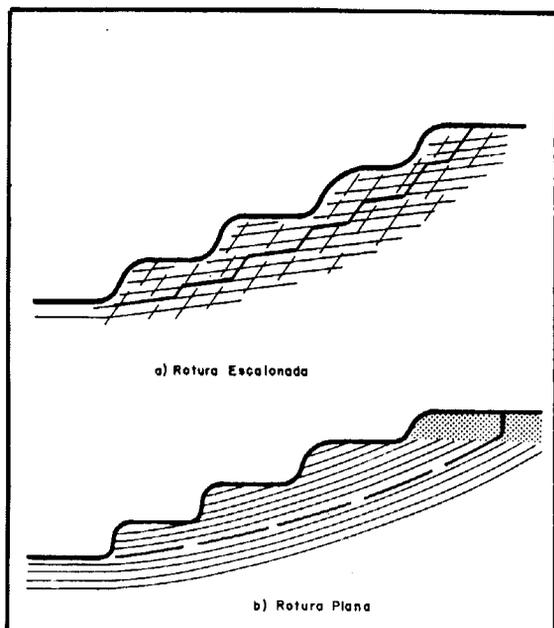


Figura 87. Posibles tipos de rotura en el talud general.

hecho de que estas discontinuidades adopten unas direcciones predominantes perpendiculares al avance de la corta, contribuye a su poca influencia en la inestabilidad de los taludes.

3.2.5. Diseño de taludes

Como ya ha quedado descrito, los taludes, tanto parciales como generales, de la corta Emma no presentan problemas de estabilidad importantes. Su diseño viene condicionado por el buzamiento de las capas productivas en el caso de los taludes generales N y S que, al no tener buzamientos elevados, no dan lugar a la realización de análisis de estabilidad detallados en previsión de posibles roturas.

Los taludes de banco tienen una altura variable entre 5-17 m, por lo que las roturas que se pueden producir en ningún caso serán de grandes dimensiones ni afectarán a parte importante de la corta.

El talud E (de avance de la explotación) no presenta ningún problema por estar en continuo movimiento; los ban-

cos son de unos 8-10 metros de altura y las bermas de 30 metros o más anchura, con ángulos de unos 45°.

En general, la estabilidad de los taludes de la corta es el reflejo de las características estructurales de la zona (tectónica simple, buzamientos bajos y capas de carbón continuas), del adecuado diseño de la explotación, que contribuye a la no aparición de factores que puedan provocar un cambio en las condiciones de equilibrio de la zona, y de las condiciones hidrogeológicas favorables presentes en la cuenca.

3.2.6. Conclusiones

A la vista de los aspectos anteriormente comentados se pueden establecer las siguientes conclusiones generales:

- La corta Emma se encuentra situada en una zona con tectónica simple y bajos buzamientos, explotándose capas continuas y subhorizontales; todo ello contribuye a la inexistencia de fenómenos considerables de inestabilidad en los taludes de la corta.

- Los materiales aflorantes son predominantemente lutíticos, pero la presencia de intercalaciones arenosas y tobáceas aumenta la resistencia del conjunto, contribuyendo así a la estabilidad.

- Los bajos ángulos de los taludes de la explotación (15°-16°) y la presencia de bancos pequeños y bermas amplias, evita las posibles roturas planas a favor de superficies de estratificación que podían tener lugar con taludes generales más elevados y pendientes.

- Las roturas locales más importantes en la corta pueden tener lugar en el banco superior (excavado en materiales detríticos del Pliocuatrnario), con tipología circular y favorecidos por el agua presente en estos materiales.

- La presencia de minados en la cuenca de Puertollano contribuye a mantener la zona drenada, no existiendo presiones

intersticiales importantes en los materiales que forman los taludes.

- En general, el diseño de taludes (y por tanto, su estabilidad) está condicio-

nado por la estructura de la cuenca, que no obliga a taludes con ángulos altos y que da lugar a una disposición favorable de la estratificación.

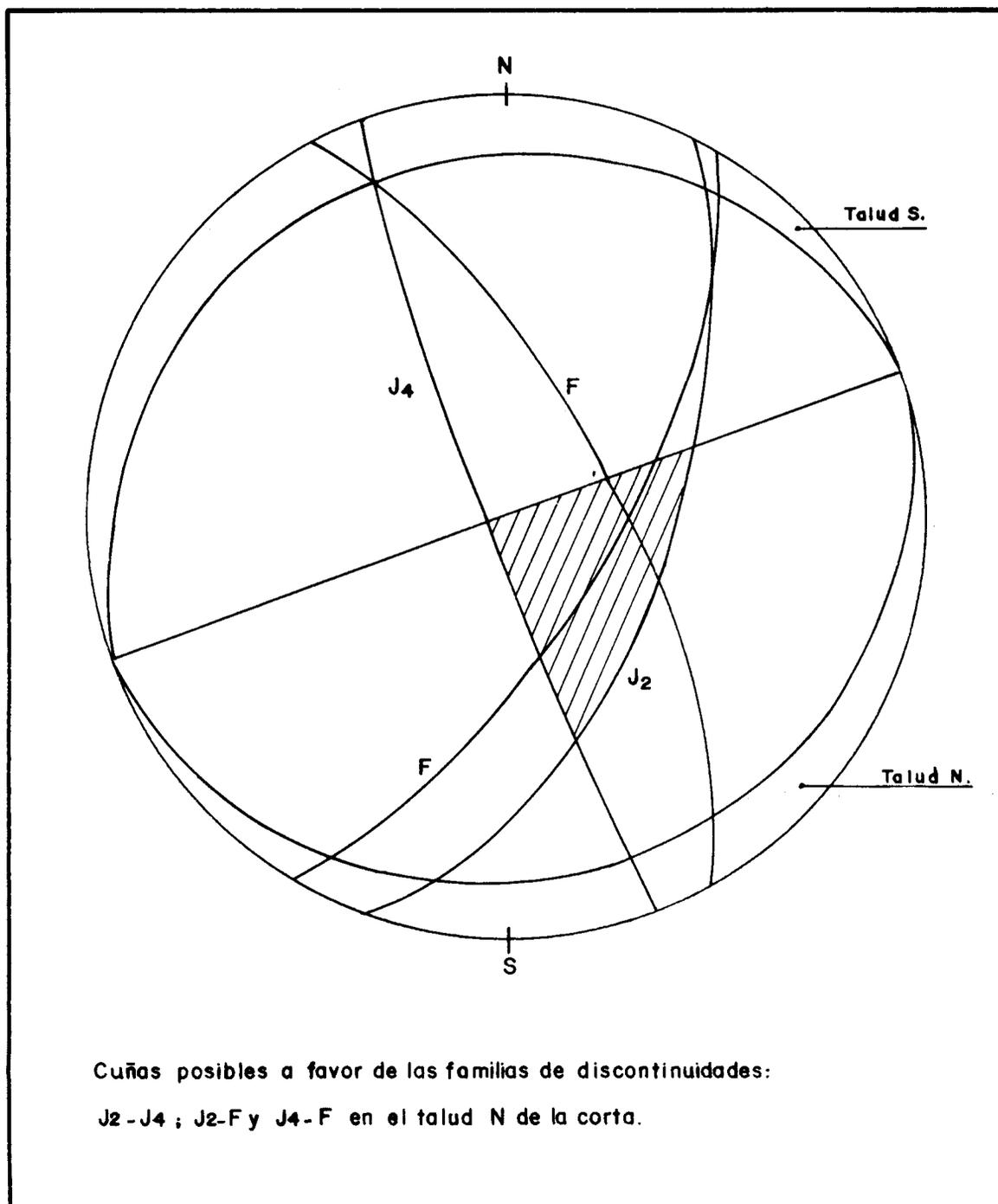


Figura 88. Cuñas posibles a favor de las familias de discontinuidades: $J_2 - J_4$; $J_2 - F$ en el talud N de la corta.

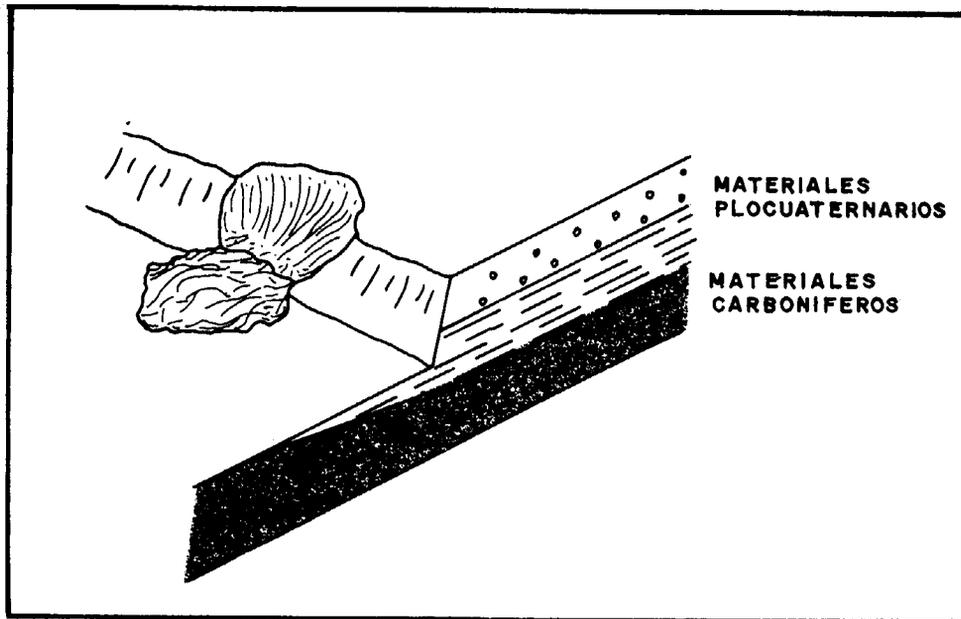


Figura 89. Deslizamiento en el banco superior de la corta de Puertollano (zona de recubrimiento).

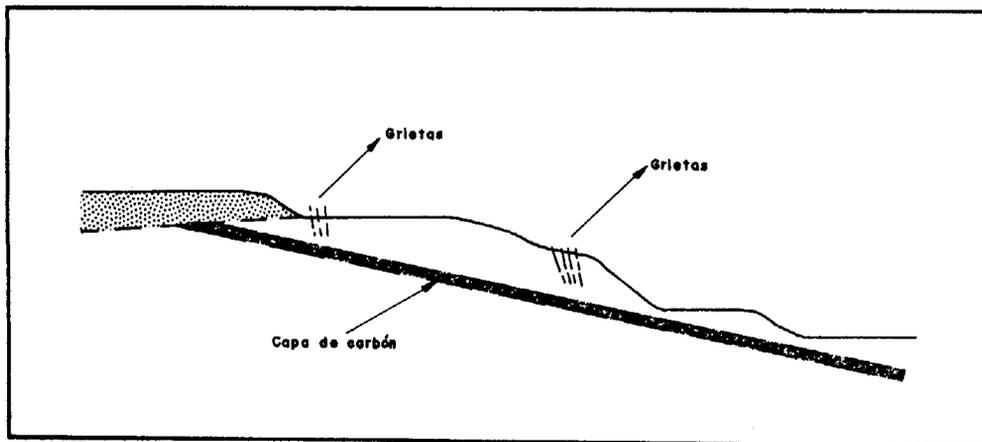


Figura 90. Rotura plana a favor de las superficies de estratificación de los niveles de carbón.

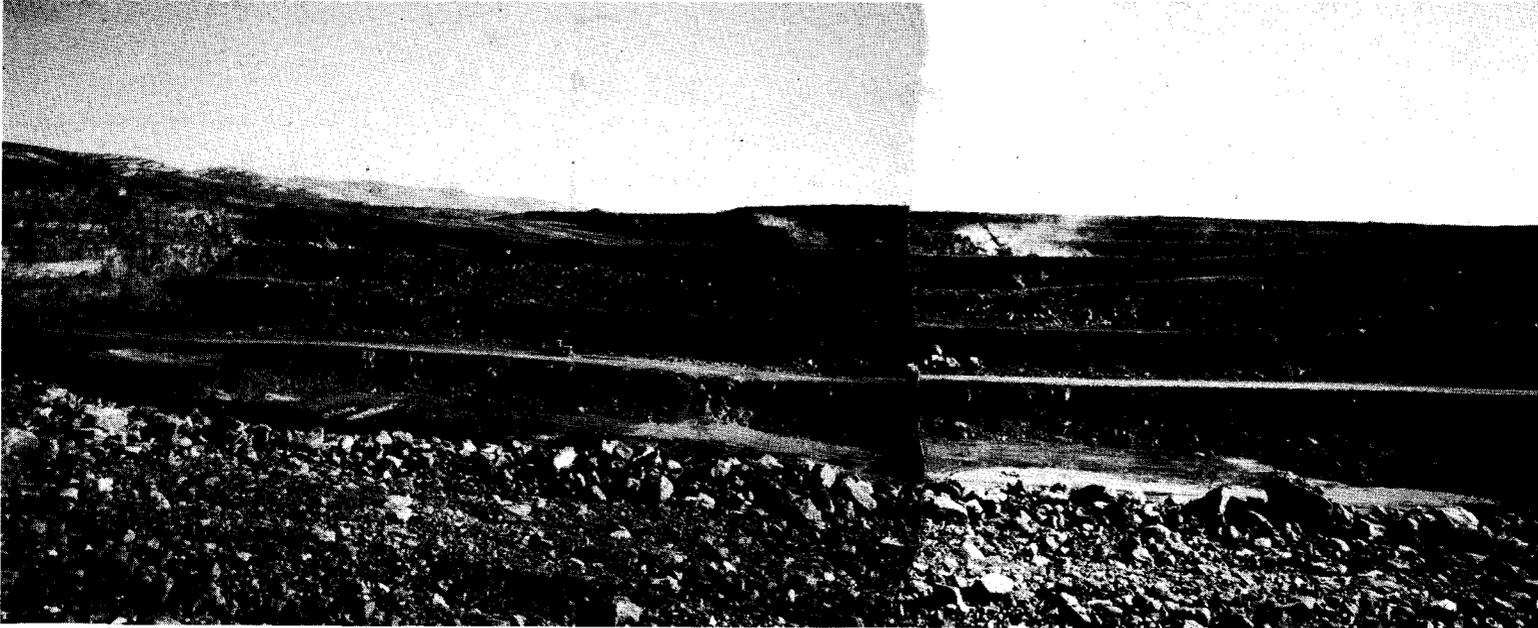


Foto 22. *Corta Emma.- Vista del frente de avance de la explotación (talud E), sector occidental. Se observan los diferentes bancos excavados y la morfología sinclinal de la capa de carbón que se extrae.*



Foto 23. *Corta Emma.- Vista del frente de avance de la explotación (talud E), sector oriental, desde la escombrera del talud O.*



Foto 24. *Corta Emma.- Vista general de la explotación desde el talud S. Se observan los taludes E (de avance), O (conformado por la escombrera) y N, con el banco superior excavado en materiales pliocuaternarios.*

3.3. CORTA CERVANTES (ENCASUR)

3.3.1. *Geología e hidrogeología*

La explotación a cielo abierto de Cervantes se sitúa al N de la zona de Ossa-Morena del Macizo Hespérico, casi en el límite con el Batolito de los Pedroches, que separa a esta de la zona Centroibérica.

La corta se localiza en la parte occidental de la Cuenca Carbonífera del Guadiato, formada por varias cuencas individualizadas con materiales que abarcan edades entre el Viseense Superior y el Estefaniense (Figura 91).

Los límites de la cuenca los constituyen materiales metamorfozados del Devónico inferior al N, formando pequeños cerros de cuarcitas, y del Precámbrico al S, en contacto mecánico con el carboní-

fero en algunos tramos.

La estructura general de la cuenca es un gran sinclinal con dirección hercínica WNW-ESE afectado por una serie de fallas inversas de igual dirección que hacen subir el labio S sobre el labio N; junto a estas fallas principales aparecen otras en gran número paralelas a ellas y de menor importancia. Los materiales interfalla se presentan generalmente plegados en estructuras sinclinales y anticlinales en ocasiones muy comprimidas y con vergencias variables.

El desarrollo de una tectónica post-hercínica habría dado lugar a una serie de fallas transversales a las direcciones predominantes que habrían sido la causa

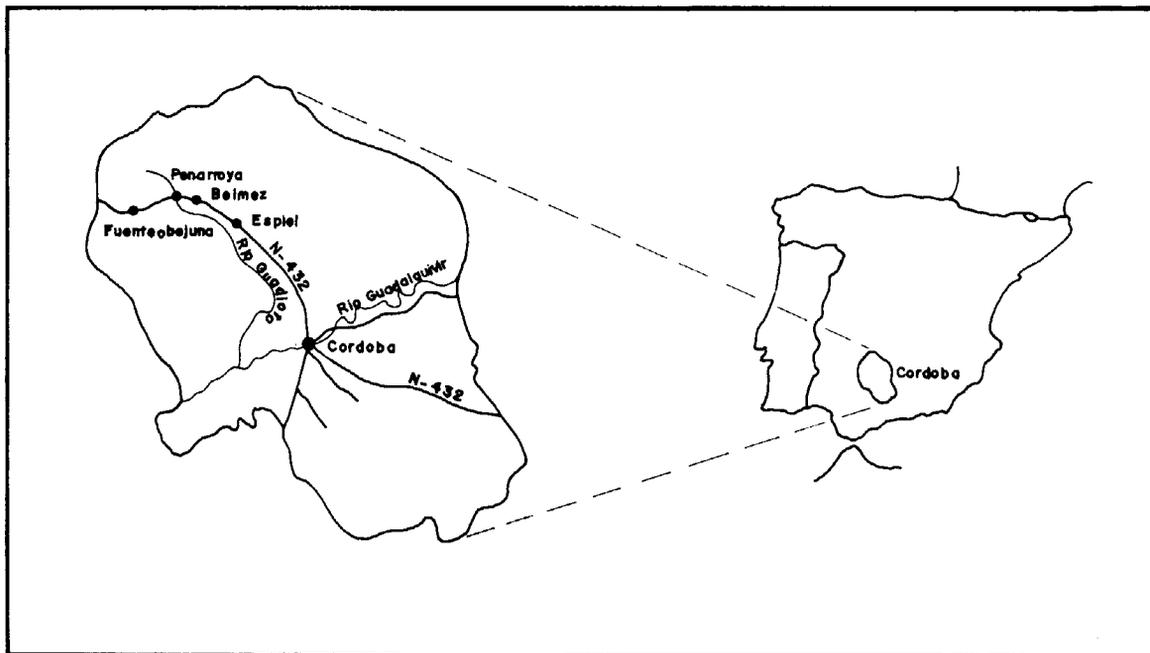


Figura 91. Situación de la Cuenca Carbonífera de Peñarroya-Belmez.

del origen e individualización de las cuencas carboníferas, según JULIVERT et al, 1972.

La corta Cervantes presenta forma rectangular con dirección aproximada E-W; en el tiempo de realización de esta investigación su geometría quedaba definida por:

- Longitud: 1.300 metros.
- Anchura: 540 metros.
- Profundidad máxima: 100 metros.
- Angulo del talud general N: 30°.
- Angulo del talud general S: 50°.
- Anchura bermas talud N: 5 metros.
- Altura bancos talud N: 25 metros.
- Anchura bermas talud S: 20 metros (son utilizadas como pistas).
- Altura bancos talud S: 30 metros.

La corta está enclavada dentro de la estructura general que constituye el sinclinal del Porvenir, de unos 7 km de longitud, con dirección aproximada N 100 E, vergencia N y buzamiento hacia el S.

Esta estructura está localizada entre materiales del Devónico Inferior al N y del Namurienses al S.

Ambos flancos tienen buzamientos al S, el flanco N con valores variables entre 30-50° y el flanco meridional, que se encuentra invertido, con buzamientos superiores. Este último está afectado por una serie de fallas inversas de diferente envergadura que dan lugar a la desaparición de gran parte del flanco S del sinclinal.

La explotación está situada en el flanco N del sinclinal, en materiales de edad Westfaliense B (Figura 92).

Las fallas inversas que aparecen en la zona tienen unas características que conviene mencionar. Son fallas de gran ángulo que no repiten o superponen serie ni materiales de igual edad. Al llegar a superficie adquieren menor buzamiento, llegando a cortar a los planos de estratificación y dando, a veces, lugar a cabalgamientos de pequeña o gran envergadura (como es el caso del cabalgamiento Namuriense). El principal efecto de estas fallas inversas es que llevan consigo una eliminación de parte de las sucesiones a las que afectan. Asociados a este tipo de fallas aparecen pequeños pliegues de arrastre, generalmente en el labio cabal-

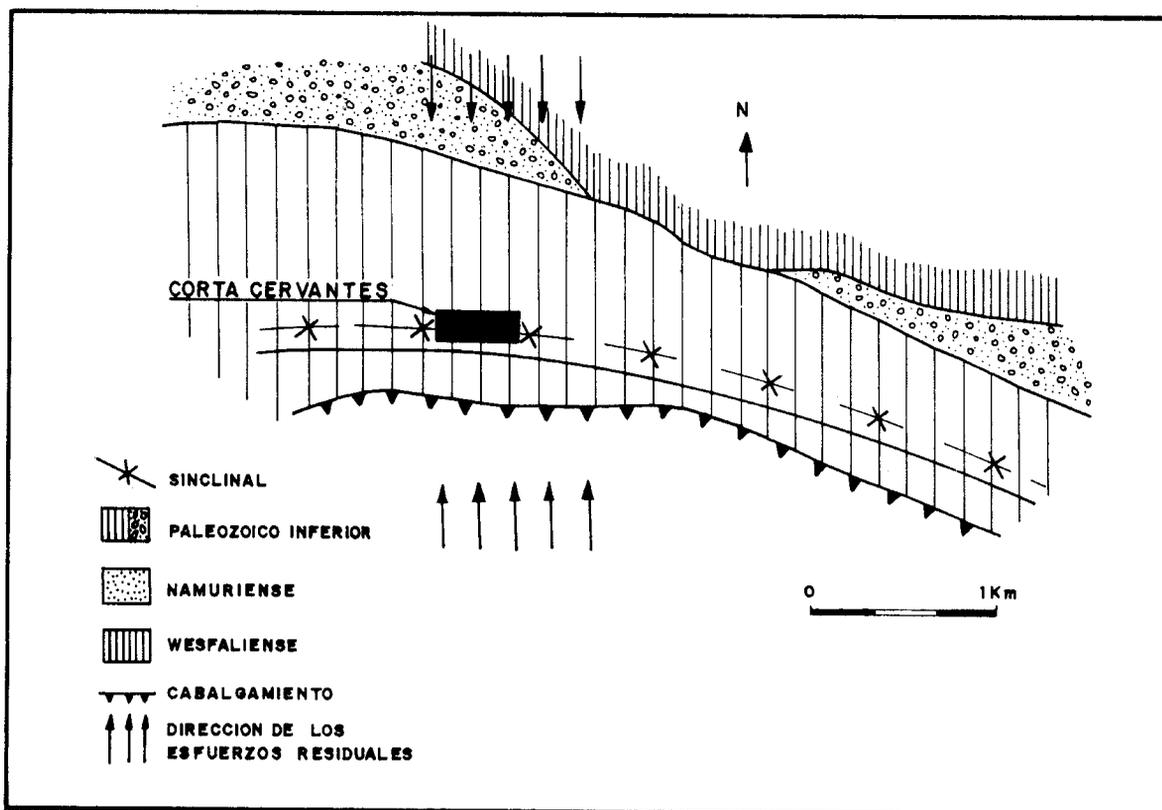


Figura 92. Situación de la explotación Cervantes en relación con la estructura de la zona.

gante.

En los afloramientos se aprecian pliegues menores, de escala métrica o decimétrica, con asimetría acorde a la estructura general, definiendo posición normal de las capas en el flanco N e invertida en el flanco S.

La deformación tuvo lugar en una fase compresiva con formación de pizarrosidad. La datación de esta fase es post-Westfaliense pre-Estefaniense.

En la Figura 93 se puede ver la situación de la corta en relación con la estructura de la zona. El talud N está definido por la estratificación.

La capa Cervantes, situada en el flanco N del sinclinal, y que da nombre a la corta, se encuentra parcialmente invadida por diabasas en la zona de la explotación.

El flanco Sur ha sido en parte eliminado por la falla inversa de San Rafael, situada al S de la explotación, que pone en contacto a materiales de la misma

edad (Figura 93).

En relación a la estratigrafía en la zona de la explotación, el recubrimiento tiene una potencia entre 1 y 3 metros, estando compuesto por material detrítico grueso con matriz arcillosa.

Los materiales carboníferos Westfaliense B que afloran en la corta están formados, de techo a muro, por:

- Recubrimiento plio-cuaternario.
- Tramo lutítico superior, constituido por lutitas con intercalaciones de niveles de areniscas y microconglomerados.
- Capa Cervantes, constituida por lutitas y capas de carbón con intrusiones de diabasas a lo largo de los niveles carbonosos; tiene una potencia media de 10 metros.
- Tramo lutítico inferior, constituido por lutitas con intercalaciones de areniscas y conglomerados y cuyo techo constituye el talud de muro de

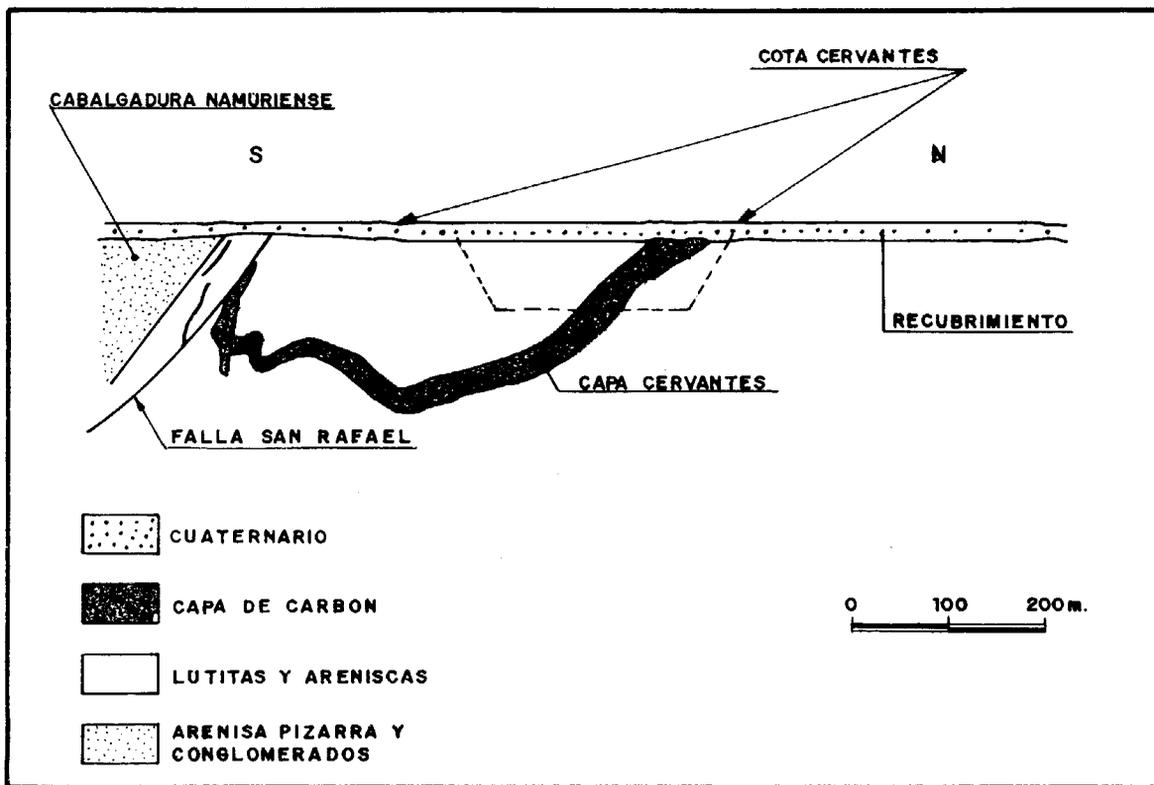


Figura 93. Situación de la corta en relación con la estructura de la zona.

la corta.

En cuanto a la Hidrogeología en la zona de la corta Cervantes se pueden diferenciar dos acuíferos (FERNANDEZ RUBIO y otros, 1984): uno en los materiales del Terciario y Cuaternario que constituyen el recubrimiento y otro en los materiales carboníferos. El primero, alimentado directamente por agua de lluvia, abarca también la franja de alteración de los materiales paleozoicos, presentando características de acuífero regular con bastante permeabilidad. El segundo acuífero, en materiales mayoritariamente impermeables, tiene permeabilidad por fracturación, siendo las capas de carbón con diabasas los niveles más permeables debido a su mayor red de fracturas. Su alimentación es a través de infiltración del acuífero superior (Figura 94).

En los alrededores de la corta Cervantes, existen explotaciones subterrá-

neas, activas y abandonadas, que condicionan el flujo y los niveles piezométricos de la zona, al igual que lo hacen las extracciones de agua que en algunas de estas galerías se llevan a cabo.

En general, el flujo de la zona de la explotación tiene una dirección aproximada N-S.

Respecto a las condiciones climáticas de la zona, las temperaturas medias son elevadas, con media de 28,5° C en los meses de verano. Las precipitaciones anuales medias quedan recogidas en la Figura 95, correspondiendo a las diferentes estaciones del año los porcentajes de 21% en primavera, 7% en verano, 35% en otoño y 37% en invierno (Fernández Rubio y otros, 1984).

3.3.2. Método de explotación

El método de explotación utilizado en la corta Cervantes queda esquemati-

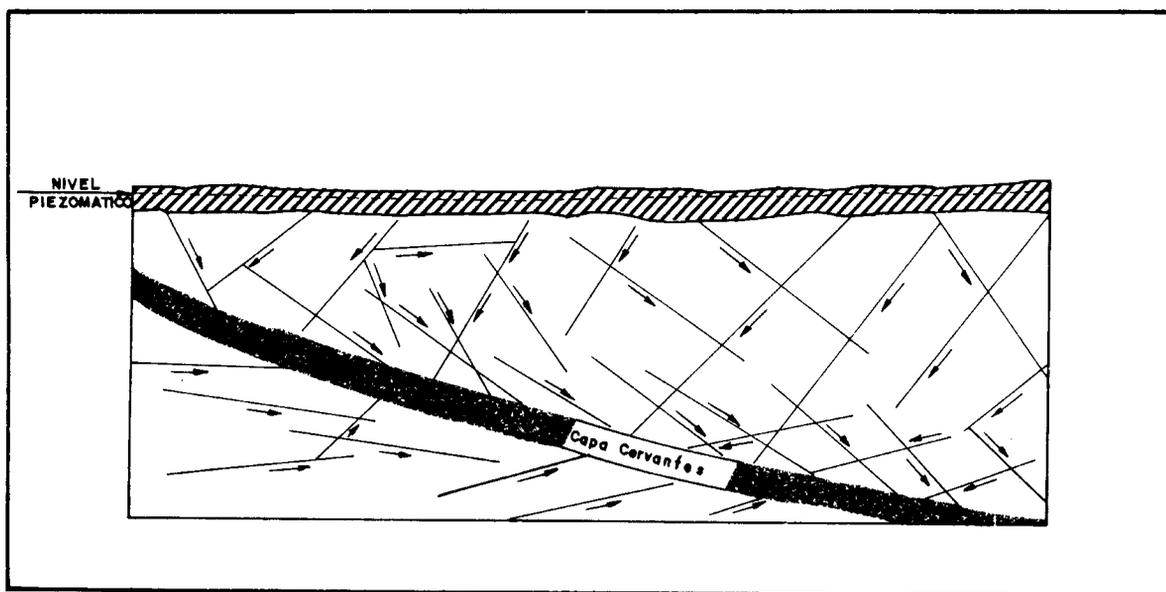


Figura 94. Esquema hidrogeológico de la zona de la corta; a) sistema Terciario-Cuaternario; b) sistema Paleozoico (FERNANDEZ RUBIO y OTROS, 1984).

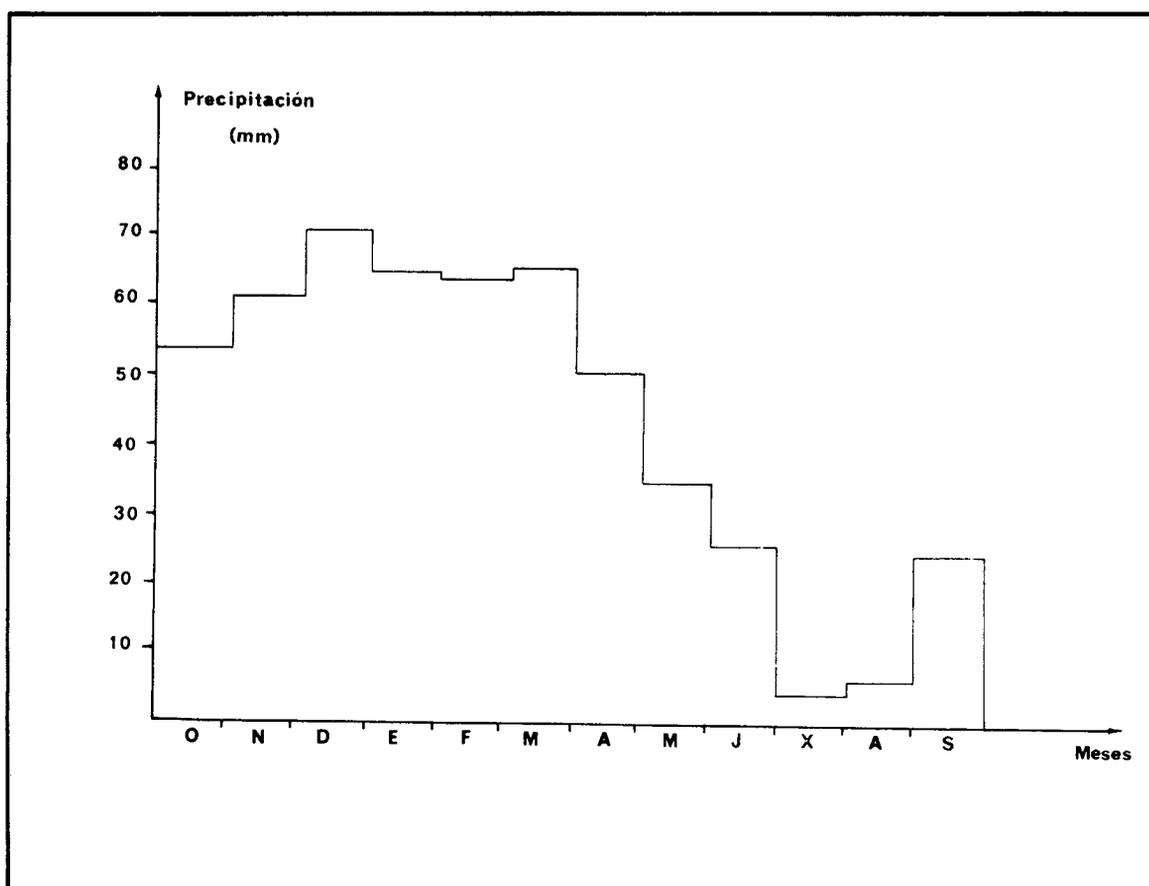


Figura 95. Precipitaciones mensuales medias. Peñarroya. Pueblonuevo. (FERNANDEZ RUBIO y OTROS, 1984).

zado en la Figura 96. La continuidad y disposición de la capa productiva hace que la explotación se lleve a cabo con un único hueco rectangular que avanza en la misma dirección que la capa. La dirección y buzamiento del carbón define el talud N de la mina, con una gran berma intermedia en su zona W para acomodar la explotación al repliegue que en este área hace la capa productiva. La explotación se lleva a cabo mediante la profundización por sucesivos bancos a partir de una apertura inicial de anchura igual a la definitiva de la corta.

El esteril se arranca mediante voladura, limpiándose la capa de carbón con retroscavadora para conseguir la mayor calidad posible.

3.3.3. Caracterización geotécnica de los materiales

Propiedades geomecánicas

La disponibilidad de bibliografía con los resultados de ensayos de laboratorio realizados en los materiales de la corta Cervantes (GONZALEZ DE VALLEJO y otros, 1982; FERRER, 1986) ha permitido la caracterización geomecánica de los mismos.

- *Densidad aparente*: los valores para las lutitas y areniscas son, respectivamente, $2,5 \text{ t/m}^3$ y $2,45 \text{ t/m}^3$, con un ligero aumento de estos valores con la profundidad (Figura 97). Las diabasas presentan una densidad de $2,55 \text{ t/m}^3$.
- *Resistencia a la compresión simple*: obtenida a partir de ensayos de carga puntual alcanza unos valores desde muy bajos hasta unos 300 kg/cm^2 para una rotura perpendicular a la estratificación (GONZALEZ DE VALLEJO y otros, 1982); en los ensayos llevados a cabo en los laborios de la E.T.S.I.M. de Madrid en el año 1987, se obtuvieron valores medios de 250 kg/cm^2 para las lutitas. Los ensayos de compresión simple arrojan valores más bajos para la resistencia, obteniéndose medias del orden de 200 kg/cm^2 (ENCASUR, 1987) y del orden de 100 kg/cm^2 (FERRER, 1986). Los valores, en general, oscilan de medios a bajos.

Para el carbón, los ensayos realizados aportan datos medios de 220 kg/cm^2 para roca sana y 110 kg/cm^2 para roca meteorizada (ENCASUR, 1987).

En las areniscas, los valores medios son de $250\text{-}300 \text{ kg/cm}^2$, y las diabasas presentan resistencias medias de 200 kg/cm^2 .

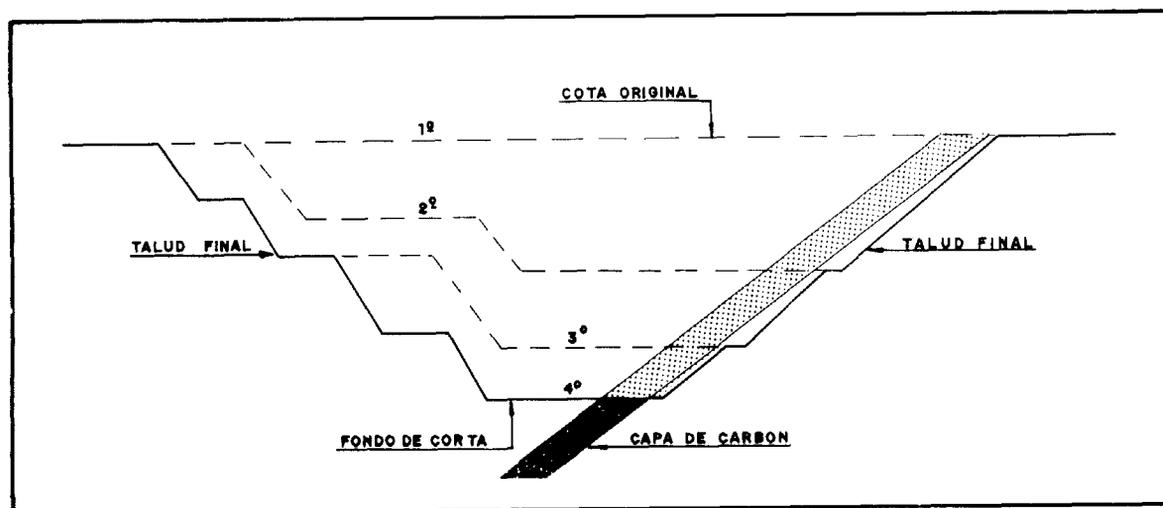


Figura 96. Esquema ilustrativo del método de explotación de la corta Cervantes.

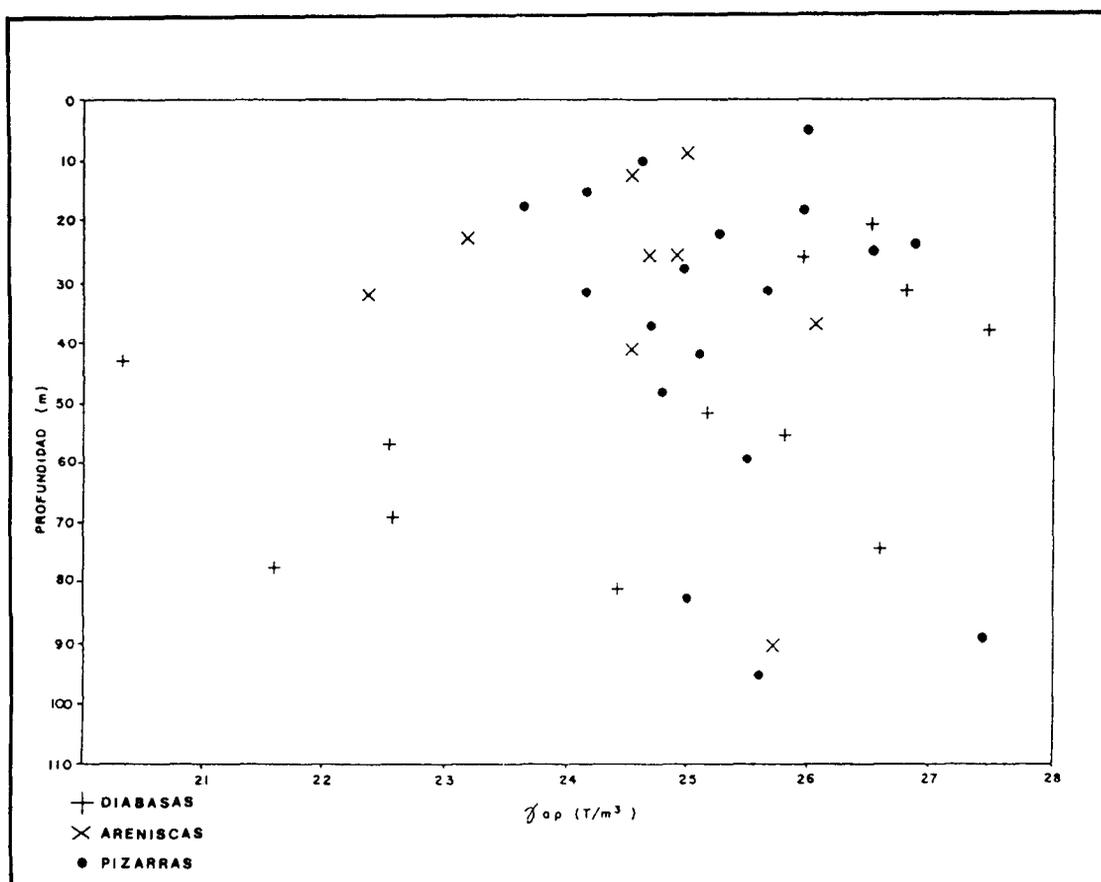


Figura 97. Variaciones de la densidad aparente con la profundidad. (GONZALEZ DE VALLEJO y OTROS, 1982).

- *Velocidad sónica*: para las lutitas varía entre 2.000-3.000 m/sg, mientras que para las areniscas se obtuvieron valores entre 1.500 y 3.900 m/sg y para las diabasas estas son de 1.200 a 5.000 m/sg. (Figura 98).
- *Resistencia al corte*: los ensayos realizados en discontinuidades de areniscas y lutitas dan valores muy variados. En las lutitas (GONZALEZ DE VALLEJO y otros, 1982) se diferencian dos grupos (Figura 99): uno que presenta valores para el coeficiente de rozamiento interno de 25° a 29° y cohesiones de 3 a 8 t/cm² (correspondientes a estratificaciones naturales en muestras próximas a la capa de carbón); y otro grupo con valores más altos, fricción de 30° a 35° y cohesiones de 10 a 17 t/cm² (correspondientes a discontinuidades artificiales y

en materiales alejados de las zonas carbonosas).

Estados tenso-deformacionales

La zona en que se sitúa la corta, flanco normal de un sinclinal invertido y fallado, está fuertemente tectonizada, presentando gran número de estructuras compresivas que indican una dirección de los esfuerzos aproximada N-S.

El estado tensional residual viene determinado por la relación entre las tensiones horizontales y verticales. Ya comentada la existencia de estructuras compresivas se puede suponer la presencia de tensiones horizontales en la zona; la práctica inexistencia en el área de fallas normales importantes, indica la

posibilidad de que estos esfuerzos compresivos no hayan sido totalmente liberados.

Las medidas de tensiones verticales in situ realizadas en galerías mineras en la misma zona de la corta y cercanas a ella (CAMPOS DE ORELLANA et al., 1983) presentan, para el 75% de los resultados, valores iguales a los teóricos ($\pm 5\%$), siendo el restante 25% un 20% superiores al peso de la columna teórica.

Las tensiones horizontales presentan valores el 75% de las veces igual al 70-80% de la tensión vertical, y en el restante 25% esta tensión es un 30% superior a la tensión vertical.

En base a las medidas obtenidas se puede concluir que en la zona existe un estado tensional atípico, con fuertes tensiones horizontales de dirección aproximada N-S, íntimamente ligado a la geo-

metría del sinclinal y afectado localmente por la presencia de fallas importantes.

En la Figura 100 aparece un esquema de las trayectorias de esfuerzos horizontales y su variación a causa de la excavación; en nuestro caso, el estado de esfuerzos inducidos es más complejo debido a la posición inclinada de la estratificación y a la presencia de importantes fallas, que hacen que las discontinuidades estratigráficas y de otro tipo se abran por efecto de la descompresión, tanto a pequeña como a gran escala.

Familias de discontinuidades

Las medidas de discontinuidades se han llevado a cabo en los taludes de techo y muro de la explotación. El talud de muro coincide con la estratificación, mientras que en el talud de techo la

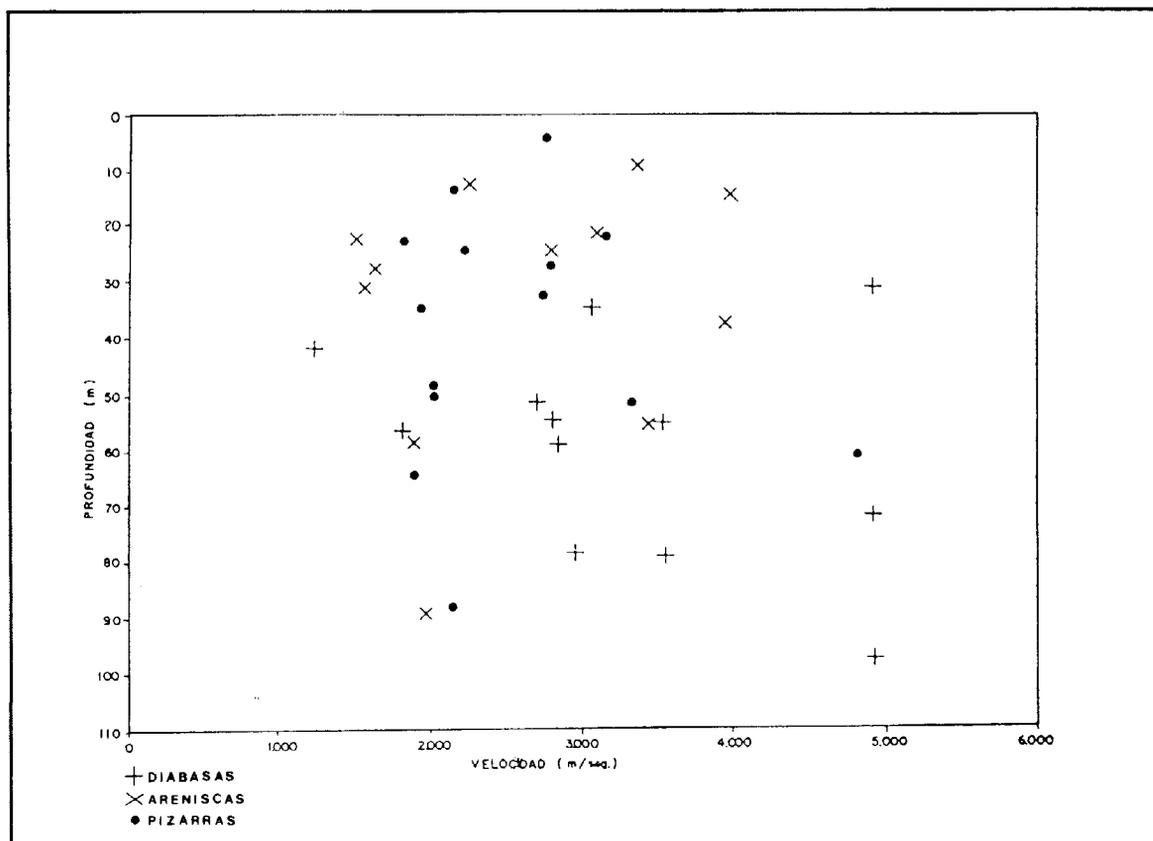


Figura 98. Variación de la velocidad de ondas longitudinales con la profundidad. (GONZALEZ DE VALLEJO y OTROS, 1982).

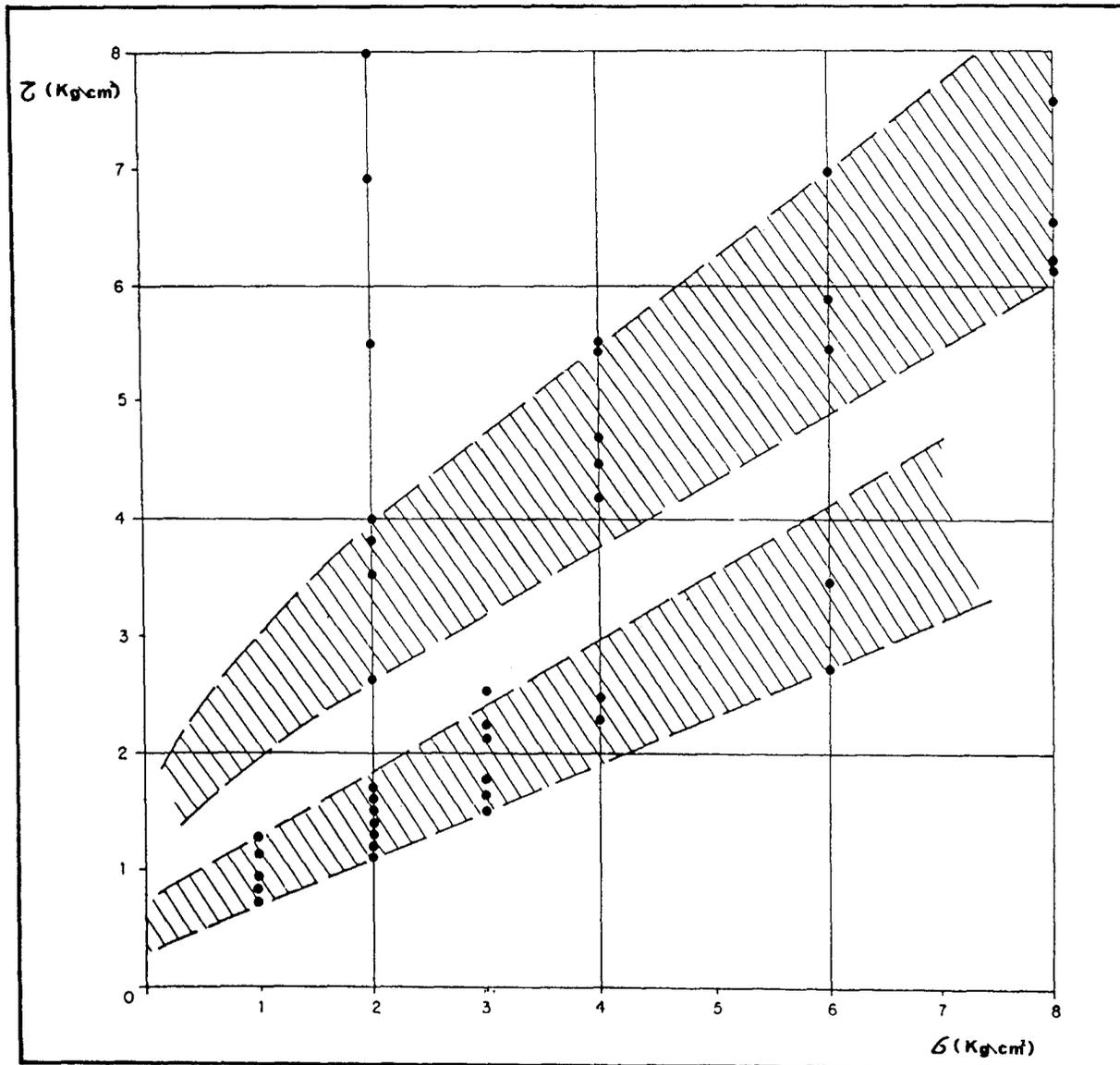


Figura 99. Ensayos de rozamiento en lutitas. Corta Cervantes. (GONZALEZ DE VALLEJO y OTROS, 1982).

inclinación es contraria a la estratificación.

- Talud N (de muro)

S_0 : estratificación. Dirección media de 110° E con buzamientos de 35° - 40° S como media, aunque presenta valores que, según las zonas, pueden variar en 30° y 60° . El repliegue que hacen las capas en la zona más superficial da lugar también a variaciones locales en el buza-

miento de la estratificación.

De las diferentes estaciones de toma de medidas en el talud N se han obtenido las siguientes familias de diaclasas, según orden de frecuencia (los valores de dirección y buzamiento son los valores medios obtenidos en su representación estereográfica, Figura 101):

J_1 : 15° E con buzamiento 65° E

J_2 : 165° E con buzamiento 66° E

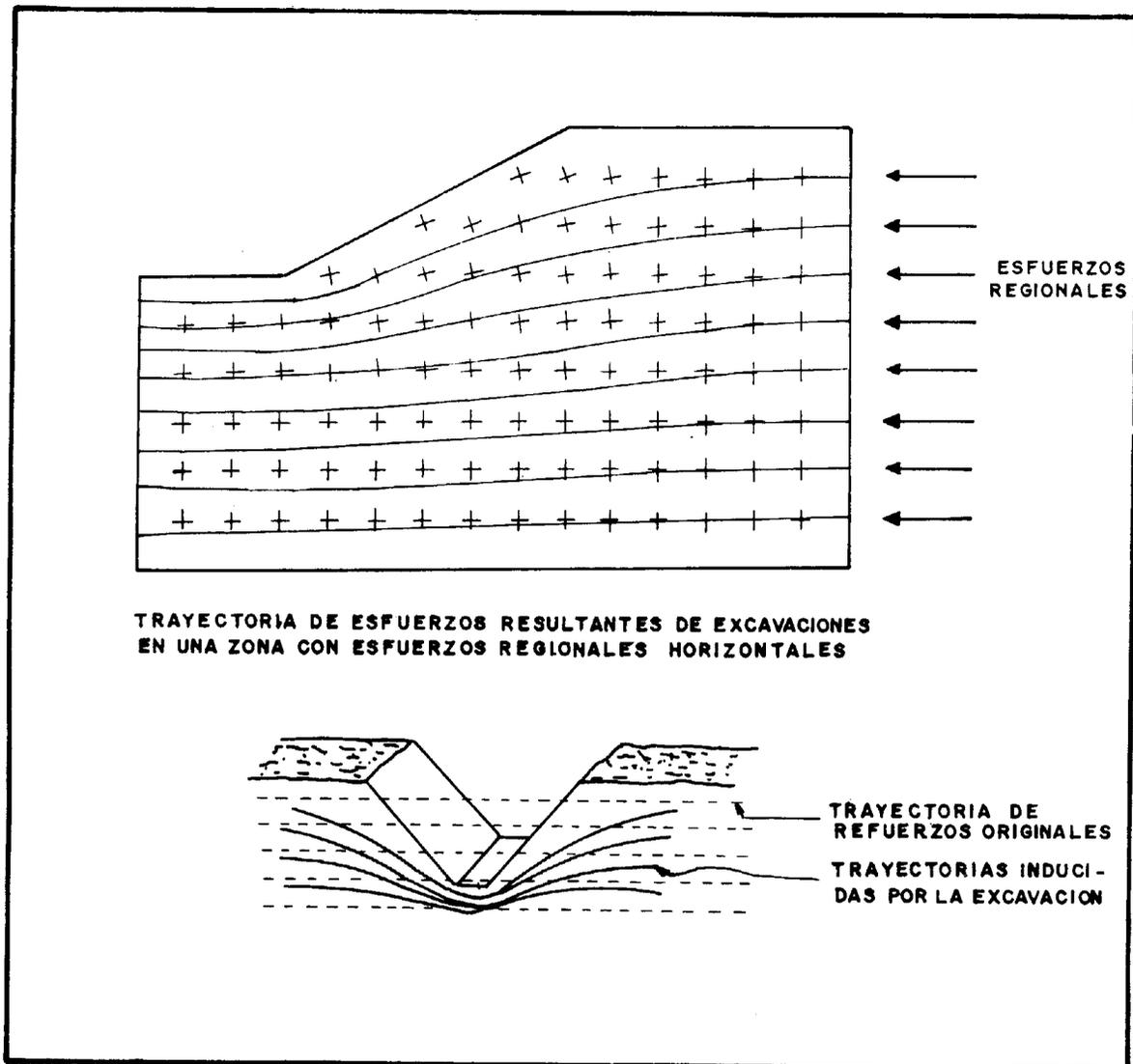


Figura 100. Sección de una corta trapezoidal en material elástico-homogéneo sin planos de estratificación. Según BLACK (1964), en PITEAU (1970).

J₃: 37° E con buzamiento 86° NW
 J₄: 110° E con buzamiento 85° S
 J₅: 104° E con buzamiento 32° N

Se han medido también una serie de fallas pertenecientes a una misma familia con dirección aproximada de unos 140° E y buzamiento de 90°. Son fracturas con una continuidad lateral considerable en relación a las dimensiones del talud.

Las familias de discontinuidades constituyen sistemas perpendicular y paralelo, en general, al eje del sinclinal y a

la máxima dirección de esfuerzos (perpendicular al eje del sinclinal), y sistemas conjugados oblicuos al eje del sinclinal.

- Talud S (de techo)

S₀: estratificación. Dirección media de 112° E con buzamiento entre 35°-40° S, aunque los valores del buzamiento varían según las zonas entre 30°-60° S.

Las diferentes medidas de diaclasas se agrupan en las familias siguientes (los datos corresponden a los valores medios

gráfica, Figura 102):

- J₁: 22° E con buzamiento 75° NW
- J₂: 108° E con buzamiento 76° N
- J₃: 160° E con buzamiento 78° E
- J₄: 68° E con buzamiento 70° N

Las dos primeras familias, las más representativas, se corresponden con familias medidas en el talud N. Todas las familias aparecen rellenas de óxido o de calcita, siendo en general superficies pulidas y algo onduladas. Sus espaciados va-

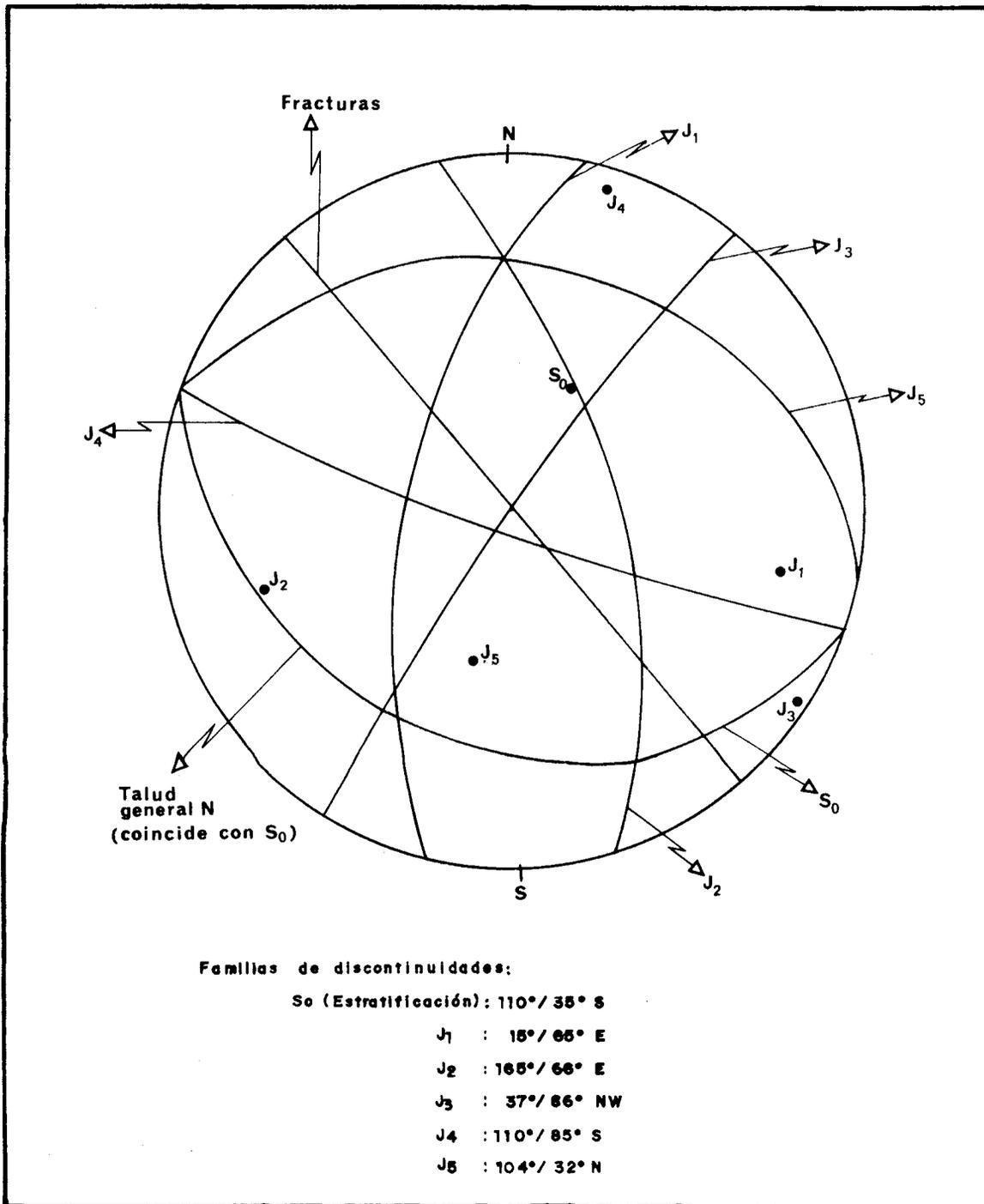


Figura 101. Representación de las discontinuidades en el talud N.

rían desde 1 m aproximadamente para J_1 hasta 10 metros para J_2 y J_5 , siendo unos 6 metros para J_3 .

3.3.4. Problemática de estabilidad

Tipos de roturas

A la vista de las medidas de discontinuidades, disposición y ángulos de los taludes de la corta y de las observaciones

realizadas en la explotación (pequeñas roturas y existencia de grietas de tracción y de zonas con el material roto y deformado en el talud N), las siguientes tipologías de rotura podían producirse en los taludes de la corta Cervantes:

a) Talud N (de muro)

- Rotura general del talud, siendo posible una rotura tipo planar, curva o mix-

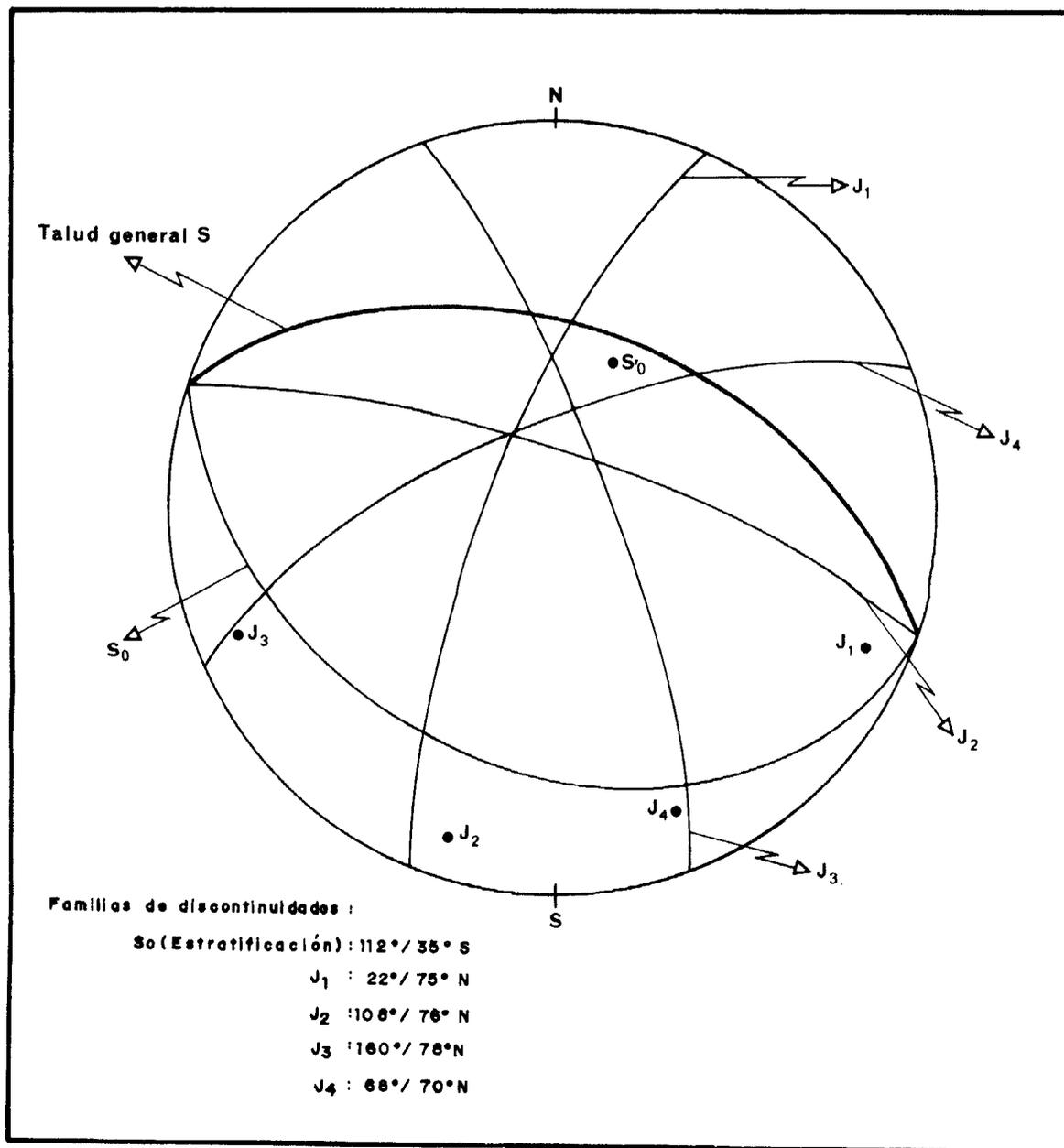


Figura 102. Representación de las discontinuidades en el talud S.

ta (Figura 103). El primer caso se daría a favor de la estratificación por fallo en el pie del talud, pudiendo estar favorecida por la presencia de pequeños niveles carbonosos (con posible plastificación y rotura progresiva del material por sus características geotécnicas); no existe una familia de discontinuidades propensa a producir la rotura del pie del talud (con dirección más o menos paralela al talud y bajo buzamiento hacia el S).

La rotura mixta, combinando superficies de rotura curva y plana (esta últimas propiciadas por la existencia de discontinuidades estructurales importantes, como fallas que afectasen a gran parte del talud), podría ocurrir por la pérdida de resistencia a pie del talud y por las características especiales y baja resistencia del material; las características geotécnicas, resultantes de la litología, estructura, estado tensodeformacional, meteorización,

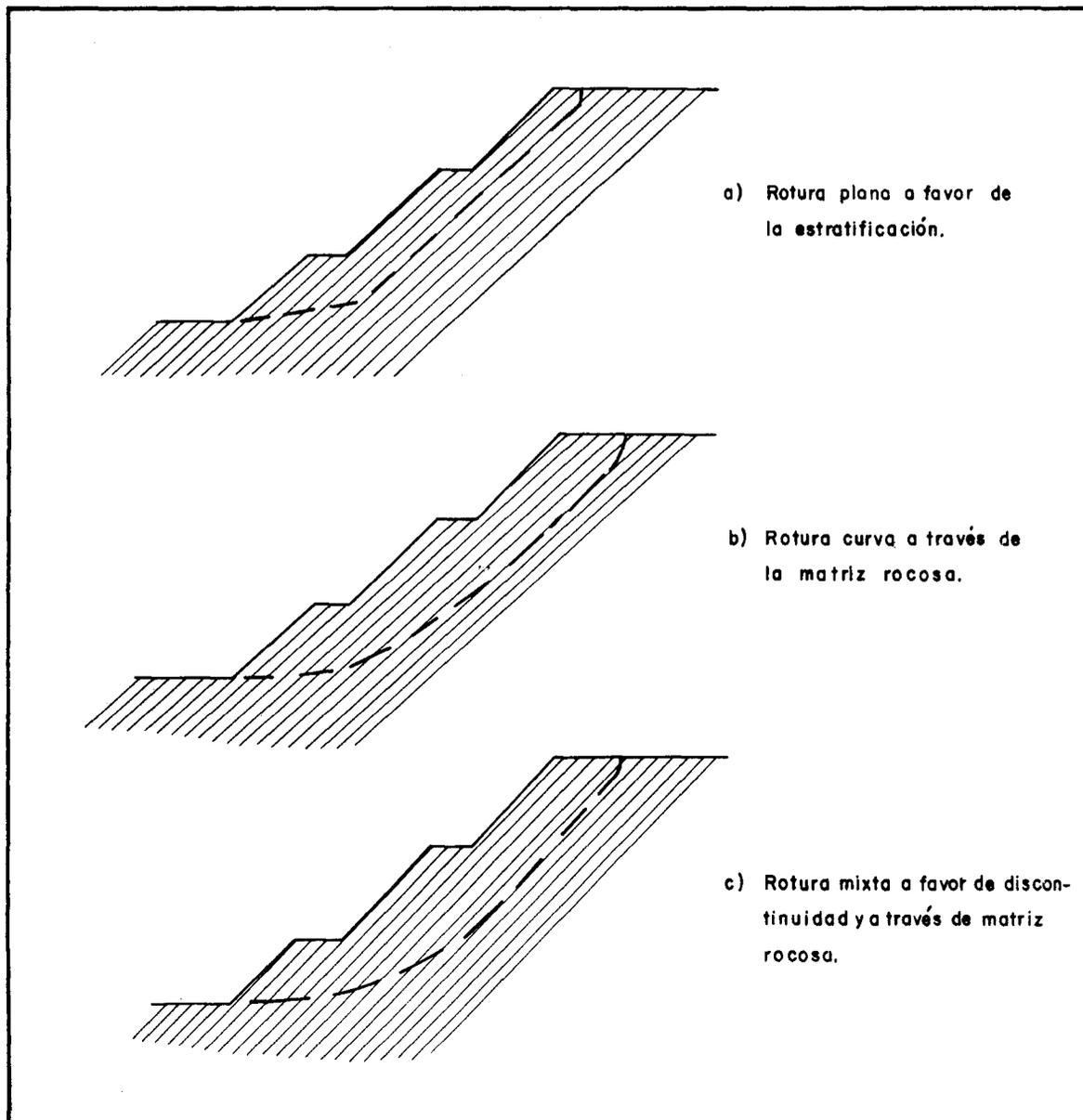


Figura 103. Tipos de roturas posibles en el talud general N de la corta Cervantes.

Una rotura de este tipo, mixta, tuvo lugar en la corta San Ricardo, excavada en el mismo tipo de materiales y en una zona muy cercana a la mina Cervantes. El talud N de la explotación, con características semejantes en general, sufrió una rotura propiciada por la existencia de una falla que cruzaba el talud, orientado E-W y Buzando al S (Figura 104).

- *Roturas locales* en los bancos del talud, causadas por las diferentes familias de discontinuidades y que podrían ser de tipo plano, cuña y pando (Figura

105). La rotura plana sería a favor de superficies de estratificación paralelas al talud de banco; el material deslizado sería de poco espesor, placas de algunos centímetros o decímetros de potencia. La rotura tipo cuña estaría definida por las familias de discontinuidades J_1 y J_3 o por la familia J_2 y las fracturas medidas en la corta (Figura 106) para un talud de banco de 36° - 37° . El pando de estratos podría ocurrir en los estratos superficiales de los taludes de bancos, estando favorecido por presiones de agua, geometría desfa-

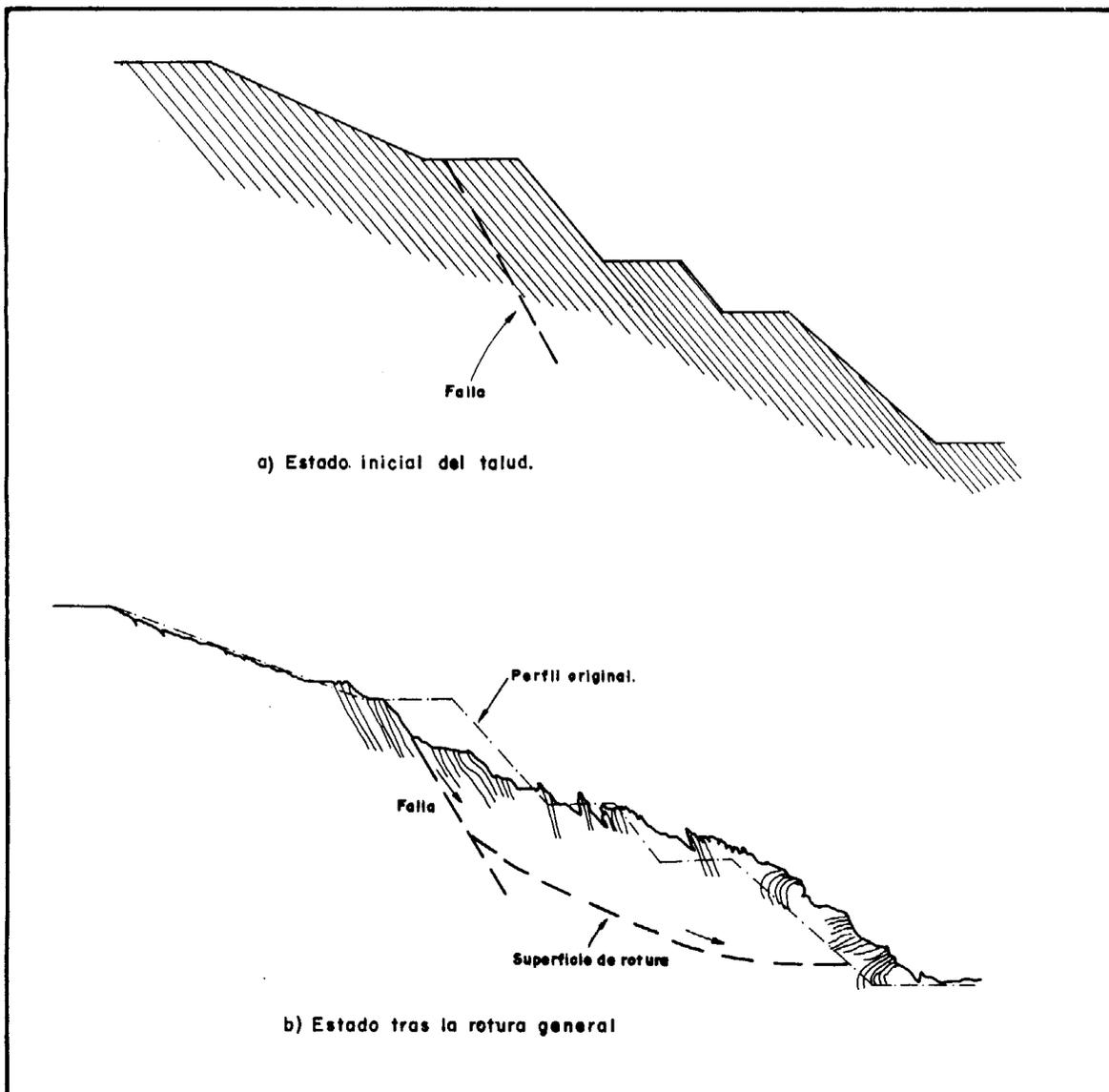


Figura 104. Rotura ocurrida en el talud N de la corta San Ricardo (FERRER, 1984).

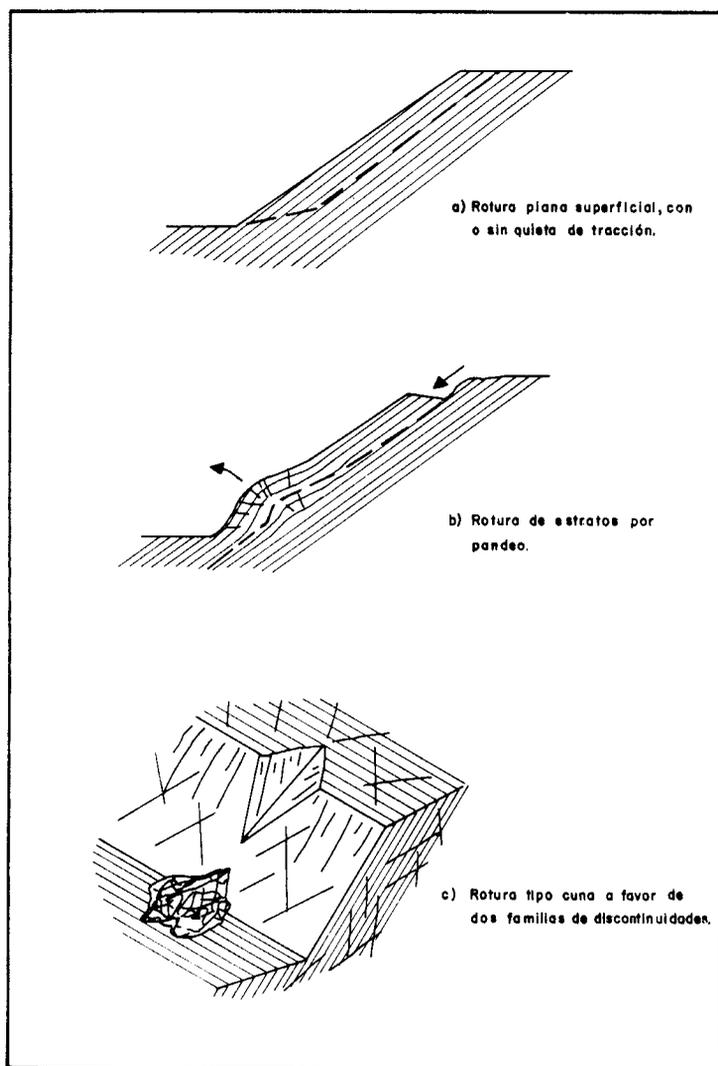


Figura 105. Tipos de roturas posibles en los bancos del talud N de la corta Cervantes.

vorable (relación espesor del estrato-longitud) o cargas externas aplicadas al talud.

b) Talud S (de techo)

- *Rotura general.* Una rotura que afectase a todo el talud S no parece posible dada la disposición favorable de la estratificación y la inexistencia de discontinuidades con buzamiento bajo hacia la cara del talud.

- *Roturas locales* en los bancos podrían ocurrir del tipo cuña y vuelco de estratos. En la Figura 107 aparecen las posibles familias de juntas que pueden dar lugar a la caída de cuñas: J_1 y J_3 o J_3 y J_4 para ángulos de banco de 60° .

El vuelco estaría favorecido por la disposición de la estratificación, pudiendo producirse en la cabecera de los taludes (Figura 108), no obstante, debido al bajo buzamiento de los estratos (alrededor de 35°) no es muy factible este tipo de rotura.

Roturas ocurridas en la explotación

Talud N (de muro)

En el talud N de la corta Cervantes actúan una serie de factores que han causado algunas instabilidades locales a lo largo de la vida del talud.

La presencia de elevadas tensiones

residuales horizontales, con una dirección aproximadamente perpendicular a la del talud, el buzamiento de la estratificación a favor del talud y las propias características geotécnicas del material presente contribuyen a crear estas zonas inestables que se manifiestan en diferentes tipos de roturas.

Tras siete meses de aireación del talud, hacia principios del año 1987, co-

menzaron a aparecer en la cara de este algunas grietas de tracción y deslizamientos planos a favor de superficies de estratificación lisas y rugosas. En este momento, la zona donde ocurrieron estos fenómenos presentaba una profundidad de unos 50 metros; las grietas de tracción son a favor de la familia de discontinuidades J_4 , con dirección paralela al talud y buzamientos muy elevados. La zona de

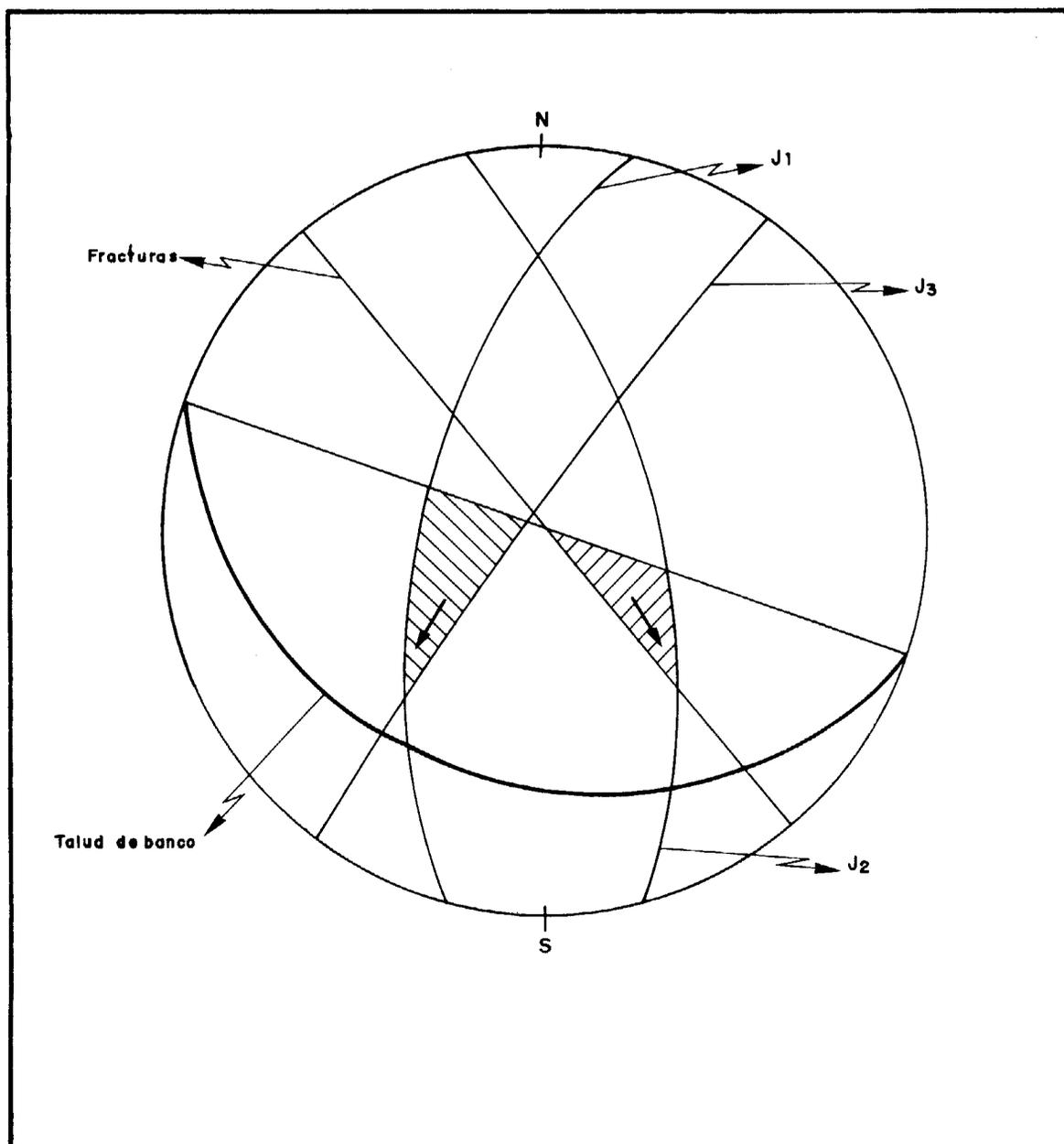


Figura 106. Cuñas posibles a favor de las familias: $J_1 - J_3$ y J_2 - fracturas en los bancos del talud N.

pie de la rotura comienza a plastificarse dando lugar al deterioro total del material y a la aparentemente rotuna progresiva y evolución hacia el interior del talud; todo este fenómeno apareció en la mitad inferior del talud N

En el resto del talud, son frecuentes los deslizamientos planos en las caras de los bancos, por fractura y plastificación del pie, las caídas de cuñas y los pequeños deslizamientos de material totalmente fracturado a causa de la meteorización (sobre todo a favor de algunos entrantes excavados en el talud para la realización de drenajes horizontales, Figura 109).

En general, el aspecto del talud N, sobre todo en determinados puntos, manifiesta la presencia de inestabilidades locales.

Al comenzar las labores de profundización, algunos meses después, en la zona de la corta donde se observó la rotura inicial, esta se reactivó apareciendo nuevas grietas de tracción de longitud considerable y sus correspondientes roturas y abombamientos al pie.

Las medidas de resistencia realizadas en el talud (con esclerómetro de Schmidt) indican una disminución de la resistencia a la compresión simple de unos 200 kg/cm^2 en un tiempo de 4 meses

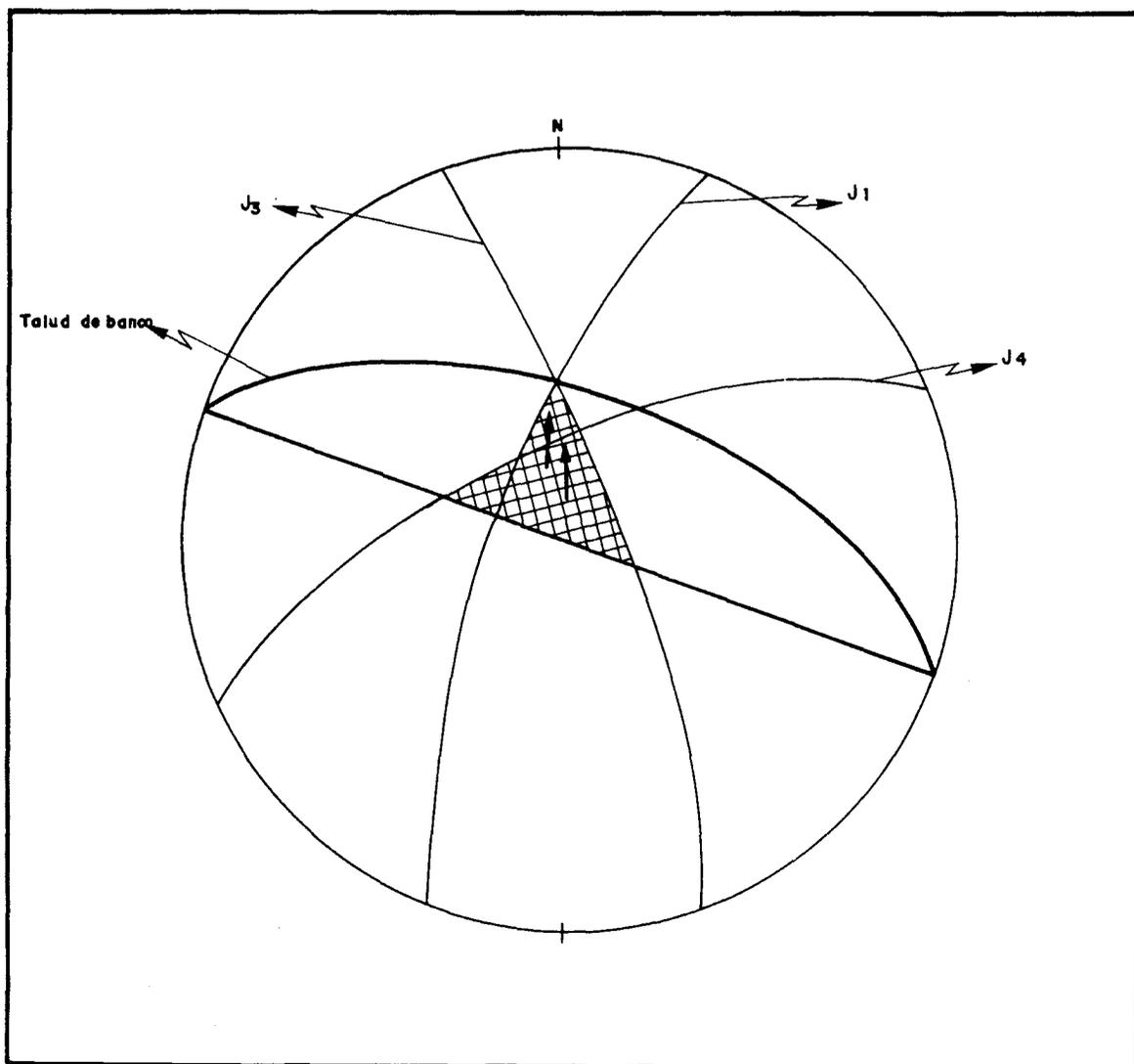


Figura 107. Cuñas posibles a favor de las familias: $J_1 - J_3$ y $J_3 - J_4$ en los bancos del talud S.

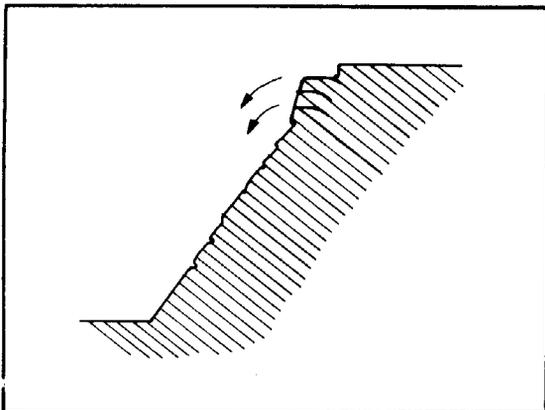


Figura 108. Rotura por vuelco de estratos.

para la zona meteorizada (comparadas con medidas anteriormente tomadas por el mismo procedimiento) (DAZA, 1987).

Actualmente, la zona esta sometida a vigilancia y control, continuando el movimiento y la aparición de nuevas grietas de tracción. El desplazamiento de las grietas de tracción, del que se están tomando medidas, es de unos pocos centímetros, o incluso milímetros, a la semana. Las medidas definen un deslizamiento hacia el S con una importante componente de movimiento hacia el W. El des-

plazamiento entre los labios de las grietas aumenta considerablemente en períodos lluviosos.

La rotura, no obstante, aparece muy localizada en una zona del talud de unos 80-90 metros de anchura y unos 100 metros de longitud; el resto únicamente presenta las pequeñas instabilidades ya comentadas, los efectos de la meteorización (fracturación del material) y acanaladuras hechas por el agua de escorrentía.

Conviene tener en cuenta que, por las características geotécnicas de estos materiales lutíticos, es factible la ocurrencia de roturas progresivas y de fenómenos tipo creep (deformaciones irreversibles en función del tiempo), que pueden dar lugar, con el paso del tiempo, a instabilidades profundas de grandes dimensiones si la vida del talud es larga. Una rotura local del tipo de la que está teniendo lugar en el talud de la corta Cervantes (Figuras 110 y 111), posiblemente regirá su evolución que dará lugar al deslizamiento del material y rotura progresiva hasta alcanzar el equilibrio. Al no ser grandes las proporciones de la inestabilidad, y si no aparecen nuevos signos de roturas en otras zonas o esta rotura no se

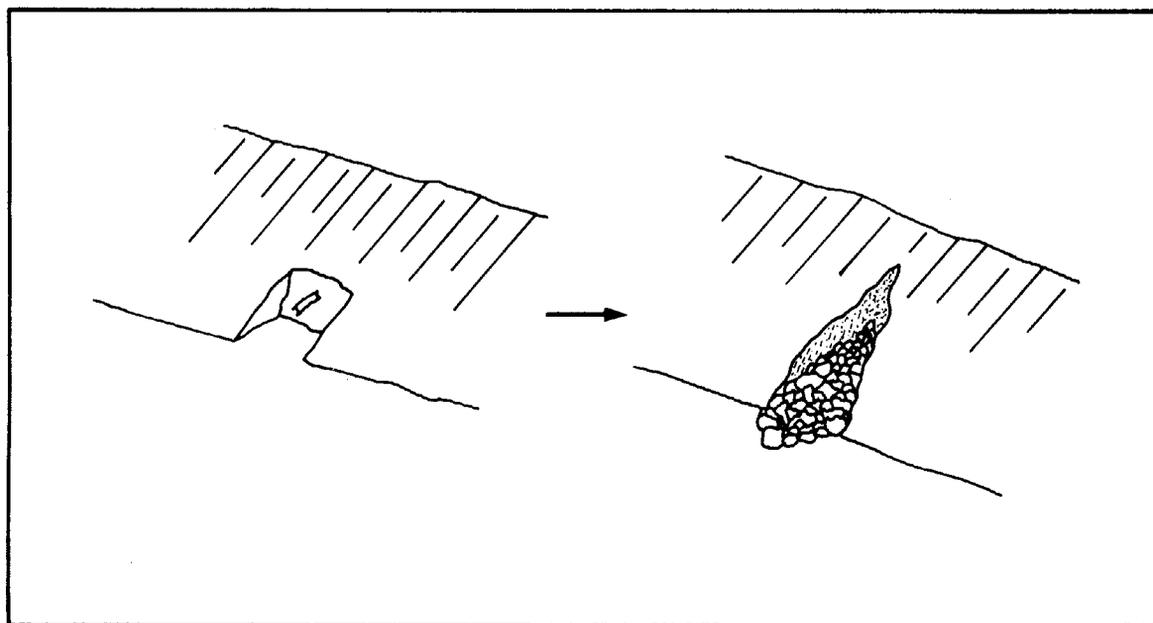


Figura 109. Pequeño deslizamiento ocurrido en el talud N a favor de una excavación hecha para drenaje.

extiende, el talud general N mantendría su configuración con los parámetros geométricos actuales.

No obstante, y en base a la rotura observada en la corta San Ricardo, esta inestabilidad podría ser el reflejo de una rotura más profunda que podría estar teniendo lugar en la corta aunque, como ya se ha comentado, abarca solo parte del talud.

Talud S (de techo)

En el talud S de la explotación, con una profundidad máxima de 100 metros en la zona W, no han tenido lugar roturas generales. Su ángulo en esta zona es de 52° , estando estructurado en 4 bancos de unos 25 m de altura y unos 70° de inclinación, con bermas de 20 m de anchura.

En la zona más oriental de la corta, el talud de techo tiene una inclinación de 50° , con ángulos de bancos de unos 60° e igual anchura de bermas y número de bancos. En esta zona el fondo de corta se encuentra a los 80-85 metros de profundidad.

Las únicas roturas observadas han sido caídas de pequeñas cuñas en taludes de banco con inclinación de 60° ó 70° y alturas de 25-30 metros, y a favor de la familia de juntas J_3 (con dirección perpendicular a la estratificación y buzamientos muy elevados) en su intersección con otras familias de discontinuidades.

Estas caídas en ningún caso han dado lugar a dificultades en la explotación o en la circulación de la maquinaria, presentando el talud S un aspecto saneado. La no presencia de agua en la corta, excepto algunas zonas de humedades, contribuye en gran medida a la estabilidad de este talud.

3.3.5. *Diseño de taludes*

Como se ha descrito en el capítulo anterior, los taludes de la corta presentan

algunas inestabilidades, principalmente el talud de muro de la excavación.

El diseño de los taludes actuales ha tenido en cuenta algunos tipos de posibles roturas, pero otros (como algunos tipos de roturas del talud de muro) bien no han sido considerados o bien su prevención no era factible por los costos derivados de reducción del ángulo del talud.

Para la construcción del talud de muro, se han realizado análisis de posibles roturas locales en los bancos tipo cuña, deslizamiento plano y pandeo (DAZA, 1986). Las primeras resultan prácticamente inevitables, y en sí no suponen mayores inconvenientes en la explotación. Los deslizamientos planos en los bancos son difíciles de evitar, ya que las superficies de estratificación son planas, lisas y pulidas con cohesión prácticamente nula. La familia de discontinuidades con dirección paralela al talud y buzamiento casi verticales provoca las grietas de tracción que individualizan a las masas deslizantes. La única forma de prevenir este tipo de roturas de bancos sería el rebaje del ángulo del talud, de tal forma que este no fuese paralelo a la estratificación, y aun así, a causa de la intensa deformación y plastificación que es capaz de sufrir el material lutítico, podrían producirse este tipo de roturas.

Las roturas por pandeo se evitan al proyectar bancos con altura inferior a la necesaria para este tipo de rotura. Los cálculos según la fórmula de CAVERS (1981) para valores:

densidad: $2,6 \text{ t/m}^3$
 inclinación del estrato: 40°
 altura del banco: 30 m.
 ángulo de fricción: 27°
 espesor posible que pandea: 0,5 m.
 módulo de Young: 200.000 t/m^2

indican que no es posible el pandeo con estos parámetros, aun siendo la cohesión 0 t/m^2 .

No obstante, una deformación asimilable al pandeo en estratos se produce, en la corta, como consecuencia del inicio de la rotura plana (Figuras 110 y 111), estando favorecido por la presencia de la citada familia de discontinuidades paralela a la dirección del talud.

En previsión de roturas generales del talud N, este ha sido diseñado en bancos de unos 25 m de altura y bermas de unos 5 m de ancho. Se evita así el pandeo de

estratos y la rotura plana general de estratos superficiales, que tendrían lugar en la corta para un talud sin escalonar.

La presencia de bajas presiones hidrostáticas sobre la cara de los taludes contribuye a limitar la aparición de roturas más generales; y la inexistencia de grandes discontinuidades estructurales (fallas que atravesaran el talud longitudinalmente) evita que las roturas puedan estar controladas estructuralmente a

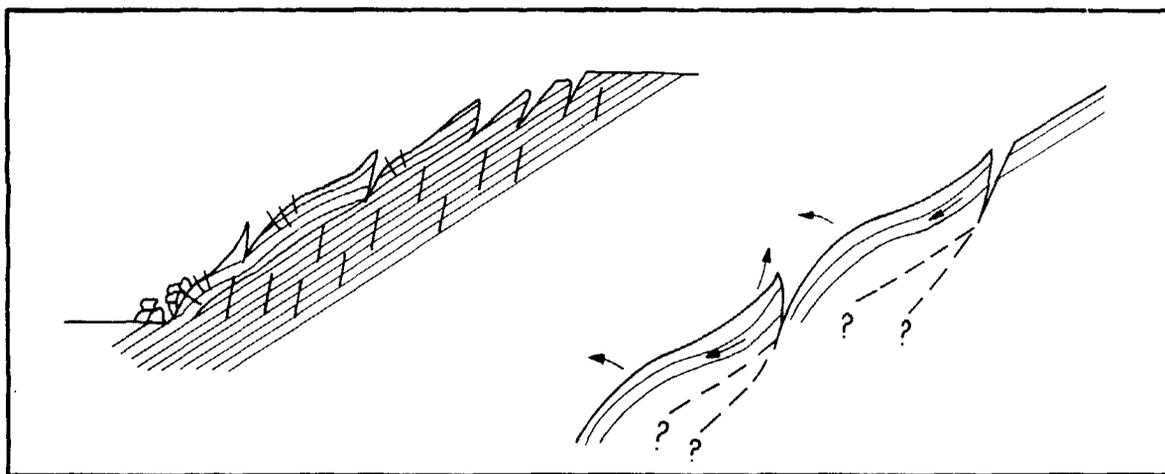


Figura 110. Esquema del tipo de inestabilidad observado en el talud N de la corta, condicionado por la presencia de discontinuidades verticales.

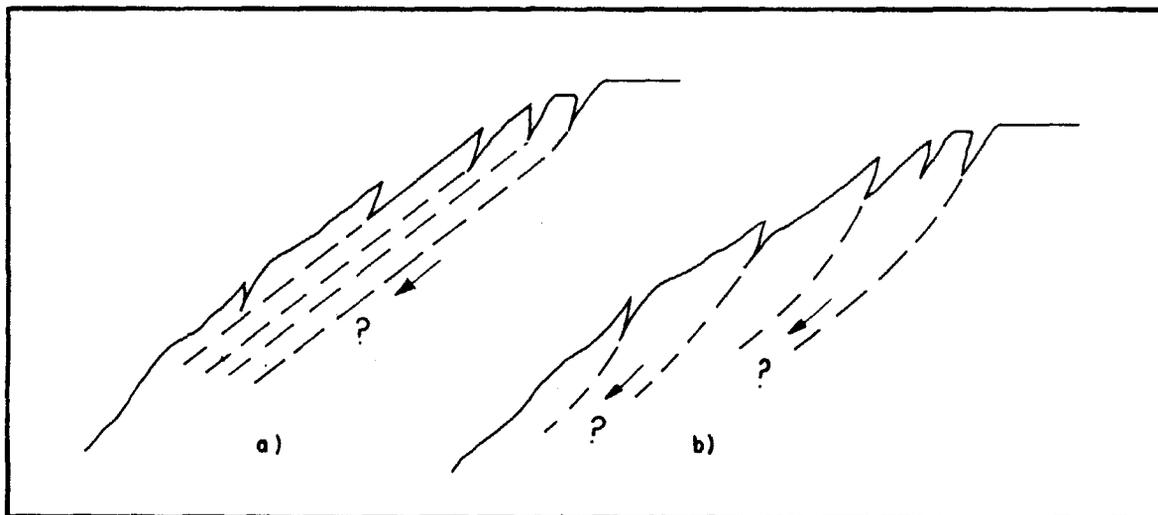


Figura 111. Posibles planos de rotura: a) superficies planas a favor de la estratificación; b) superficies curvas a través de la matriz rocosa.

gran escala.

Los métodos de análisis convencionales, cálculos por equilibrio límite, no aportan suficiente fiabilidad para el diseño de los taludes en previsión de roturas generales.

El comportamiento elasto-plástico de las lutitas no puede ser considerado con estos métodos, y es precisamente esta característica del material la que condiciona el tipo y evolución de la rotura. Un análisis detallado de la estabilidad considerando los procesos de deformación, podría aportar más datos para la adopción de criterios a tener en cuenta en el diseño de taludes o para abordar las labores de seguimiento y saneamiento de taludes.

No obstante, se han llevado a cabo una serie de análisis de estabilidad con métodos de equilibrio límite, mediante el programa de ordenador STABL, para obtener unas pautas generales sobre el comportamiento de los taludes de muro ante posibles roturas profundas curvas y mixtas.

Se han analizado los dos modelos de roturas citados (Figuras 112 y 113) para diferentes posiciones del nivel freático en la talud.

Se han considerado como parámetros del análisis:

densidad: 2,6 t/m²

ángulo general del talud: 31°

altura del talud: 100 m

como parámetros resistentes para los planos de estratificación y para la matriz rocosa respectivamente:

$C = 5 \text{ t/m}^2$

$\phi = 15^\circ$

$C = 15 \text{ t/m}^2$

$\phi = 35^\circ$

Los resultados obtenidos para el Factor de Seguridad quedan recogidos en el siguiente cuadro:

r_u	FACTOR DE SEGURIDAD	
	ROTURA MIXTA	ROTURA CIRCULAR
0,0	1.377	1.481
0,1	1.276	1.309
0,2	1.176	1.158

En las figuras 112, 114 y 115 se presentan los modelos de rotura analizados y los factores de seguridad mínimos obtenidos en cada caso.

Para la rotura mixta se obtiene un valor de F mínimo de 1.176 para $r_u = 0,2$ (es decir, con posiciones del nivel freático casi a media altura de talud), y para una posible rotura circular en las mismas condiciones de nivel freático (inexistentes en la corta por la posición real del nivel freático), $F = 1.158$.

Como conclusión general del análisis de estabilidad, resulta la no probabilidad de ocurrencia de roturas mixtas o circulares profundas, en el talud N de la Corta Cervantes, para las condiciones hidrogeológicas presentes en la mina y considerando los parámetros resistentes del material descritos anteriormente. Si se considera la inexistencia de agua en el talud, los factores de seguridad ante una rotura profunda están en torno a 1.4.

No obstante, cabe señalar que de las 10 superficies más inestables (de las 40 analizadas en total para cada valor de r_u) representadas en las figuras 114 y 115, las más inestables corresponden a las más profundas, con salida a pie del talud, aumentando el factor de seguridad para la más superficiales.

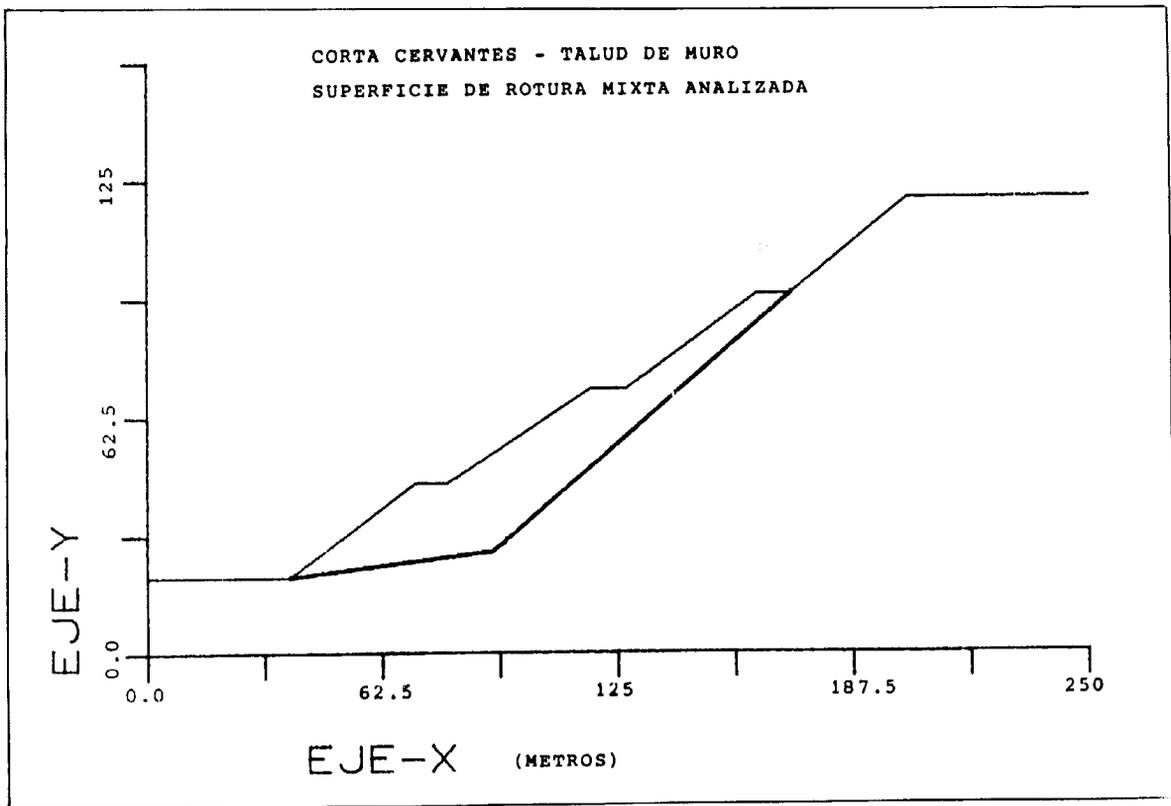


Figura 112. Corta Cervantes. Talud muro. Superficie de rotura mixta analizada.

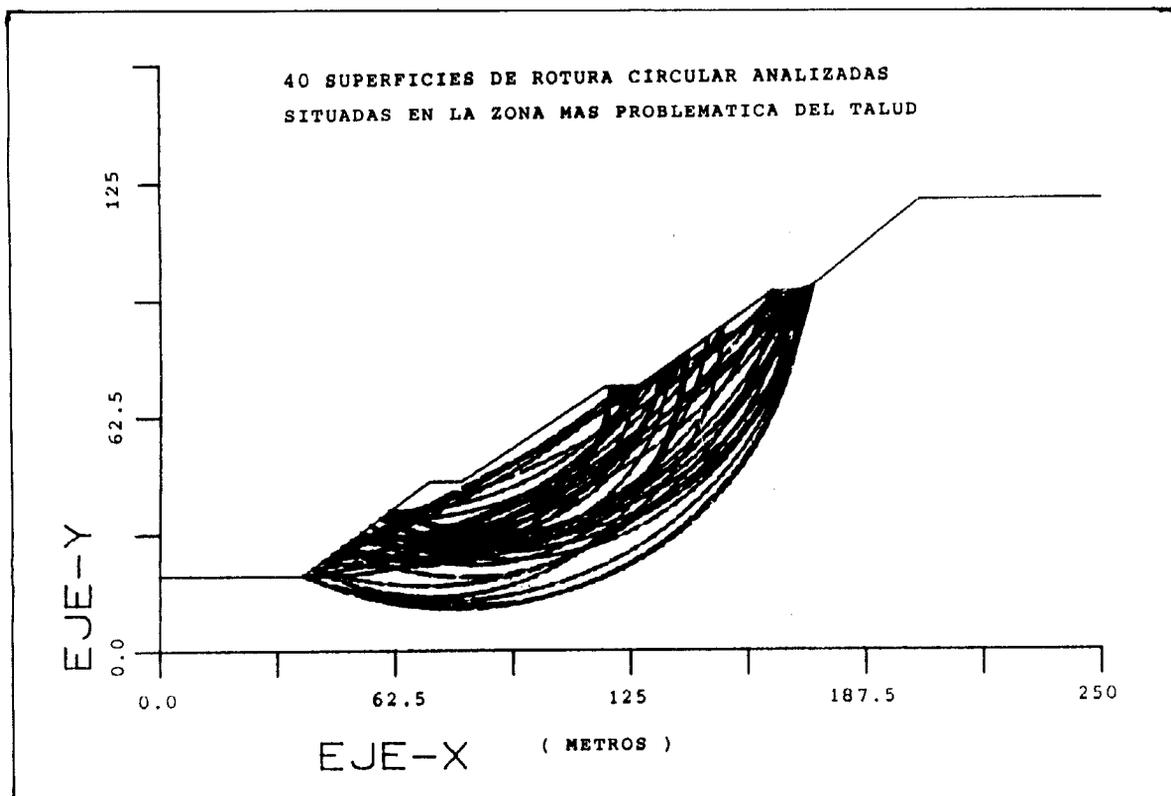


Figura 113. Superficies de rotura circular analizadas situadas en la zona más problemática del talud.

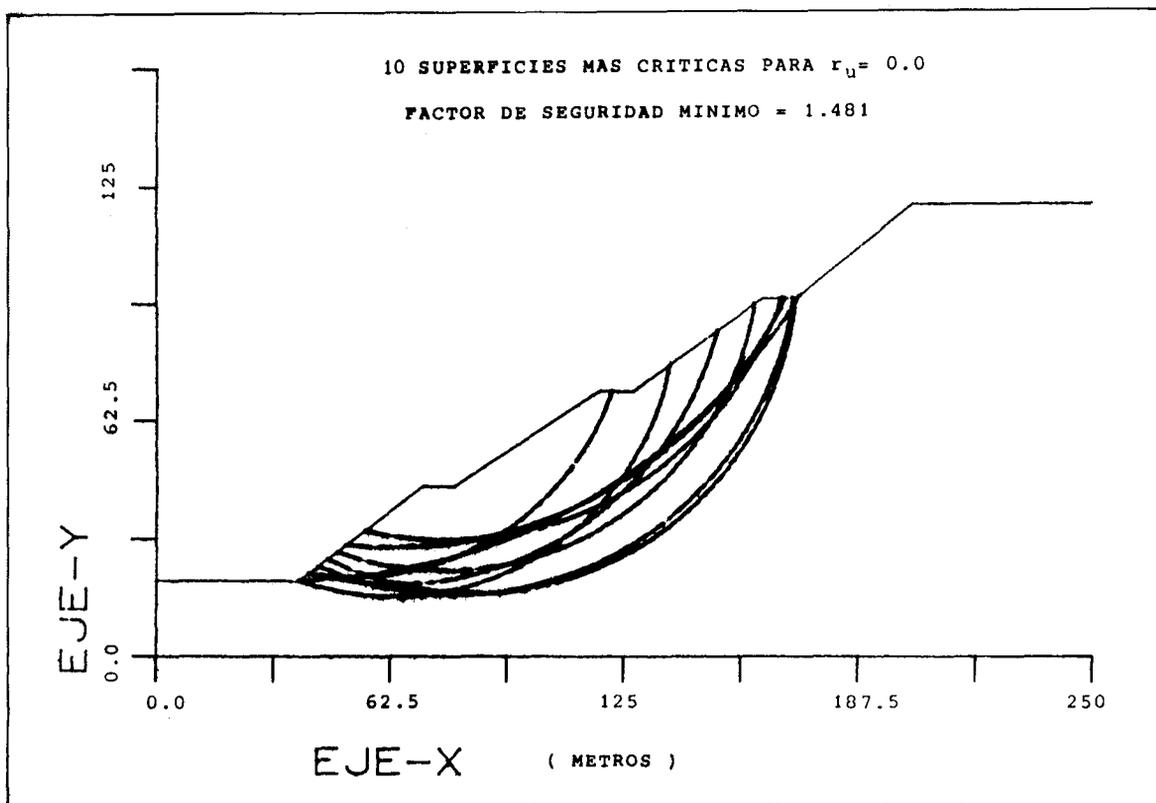


Figura 114. Superficies más críticas para $r_u = 0,0$; factor de seguridad mínimo = 1.481.

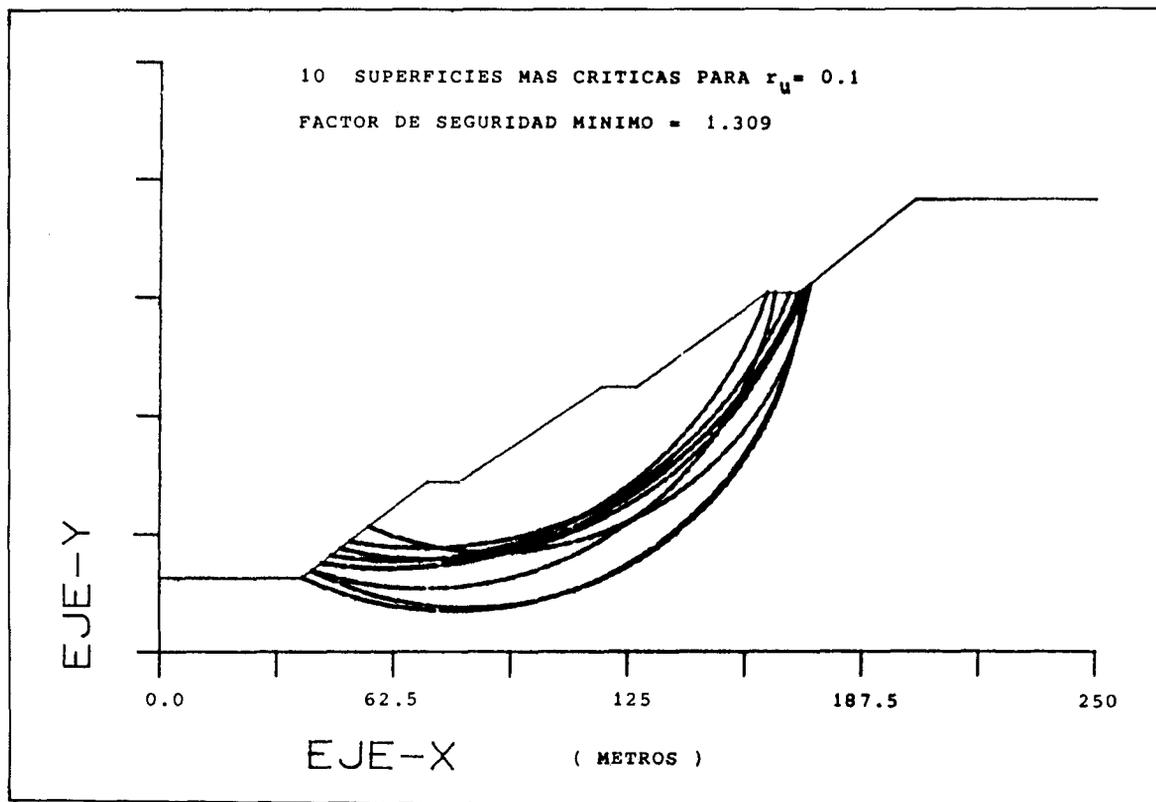


Figura 115. Superficies más críticas para $r_u = 0,1$; factor de seguridad mínimo = 1.309.

3.3.6. Conclusiones

Como conclusiones generales de los aspectos anteriormente tratados, se pueden establecer los siguientes puntos:

- La corta Cervantes se sitúa en una zona estructuralmente compleja y tectonizada, con capas inclinadas unos 35° y elevadas tensiones residuales, que da lugar a la presencia de inestabilidades locales en los taludes de la explotación.

- Los materiales aflorantes en la explotación, predominantemente lutíticos, presentan características resistentes de bajas a medias, lo que unido a su comportamiento elasto-plástico y a la rápida meteorización y descompresión que sufren al airearse, contribuyen también a la inestabilidad de los taludes.

- El talud de muro, a favor de la estratificación, es el más problemático por la baja resistencia de los planos de estratificación y la presencia de discontinuidades que dan lugar a grietas de tracción profundas.

- La pérdida de resistencia y plastificación del pie de los bancos del talud de muro es el desencadenante de las roturas más importantes observadas en la corta.

- Las condiciones hidrogeológicas en general son favorables a la estabilidad; la presencia de minados antiguos en la zona

mantiene drenada el área de la corta.

- El diseño de taludes está condicionado por la estructura de la cuenca y el buzamiento de las capas, y ha sido realizado teniendo en cuenta posibles inestabilidades generales tipo planar (rotura plana, rotura poligonal); no obstante (como se ha observado en cortas con características similares), las características anteriormente comentadas favorecen una rotura curva profunda a través de la matriz rocosa, sin estar condicionada por discontinuidades (excepto en el caso de macrodiscontinuidades como fallas importantes). No obstante, los análisis generales de estabilidad realizados para el talud de muro frente a roturas profundas no dan factores de seguridad por debajo de la unidad.

- El carácter progresivo, con deformaciones tipo creep, de las roturas en este material hace imprescindible el análisis de estabilidad, considerando estos fenómenos y los modelos de rotura a que pueden dar lugar, para el diseño de los taludes.

- Las roturas observadas en la corta Cervantes corresponden a roturas locales tipo plano y cuña en los bancos del talud N y rotura mixta o curva en el talud N, que abarca una zona importante pero localizada dentro del mismo; en el talud S únicamente se han observado desprendimientos locales de cuñas y bloques.

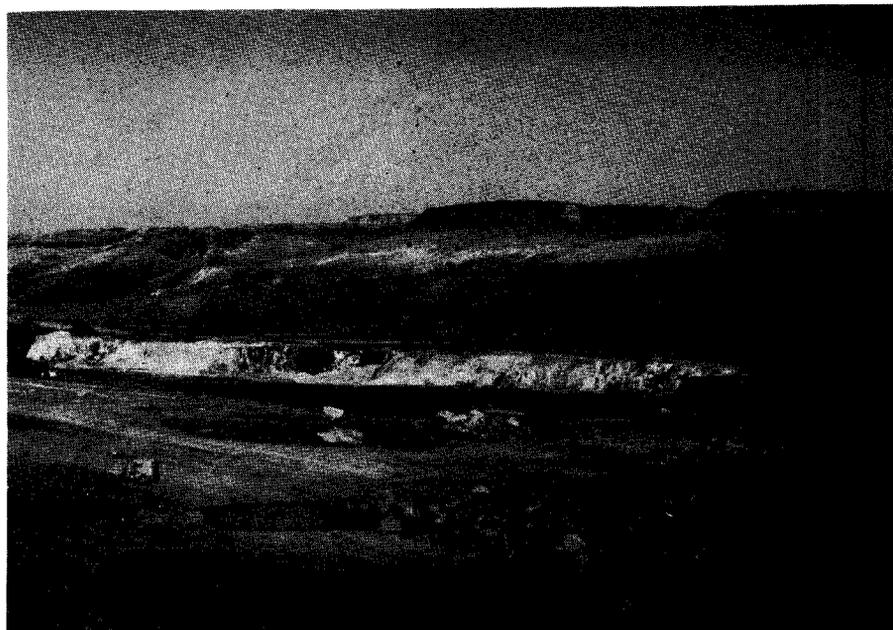


Foto 25. *Corta Cervantes.- Vista general del talud N.*



Foto 26. *Corta Cervantes.- Vista de la zona superior del talud N.*



Foto 27. *Corta Cervantes.- Pequeño deslizamiento a favor de una excavación hecha para un sondeo de drenaje, en el talud N.*



Foto 28. *Corta Cervantes.- Grietas producidas en el talud N de la corta a favor de discontinuidades con dirección paralela al talud y buzamientos subverticales.*

3.4. REFERENCIAS UTILIZADAS

CAMPOS DE ORELLANA, A. y otros (1983). «Estudio geomecánico de las pizarras bituminosas de Puertollano». IGME. Tomo I y Tomo II.

CAMPOS DE ORELLANA, A. y otros (1983). «Estudio básico preliminar para la determinación de la influencia de las características geomecánicas de los hastiales en los tipos de explotación de carbón». IGME. Tomo I.

CAVERS, D. S. (1981). «Simple methods to analyze buckling of rock slopes». *Rock Mechanics*, vol. 14, n.º 2. Mechanics.

DAZA, A. (1986). «Cálculo del talud N o de muro de la corta Cervantes». ENCASUR. Inédito.

DAZA, A. (1987). «Informe geotécnico de la actual inestabilidad en el talud de

muro. Zona oeste. Corta Cervantes». ENCASUR. Inédito.

ENCASUR (1987). Ensayos de laboratorio de muestras de la corta Cervantes realizados en la E.T.S.I.M. de Madrid. Informe inédito.

FERNANDEZ RUBIO, R. y otros (1984). «Estudio hidrogeológico de la corta Cervantes (Peñarroya), 1.ª Fase». ENCASUR.

FERRER, M. (1984). «Mecanismos de rotura en taludes mineros y análisis de su estabilidad». Tesis de Licenciatura. Universidad Complutense de Madrid.

FERRER, M. (1986). «Report of an investigation of rock strength and failure using servo-controlled testing equipment and specimens from Peñarroya». Inédito.

GONZALEZ DE VALLEJO y otros (1982). «Estudio geotécnico de las áreas de San Ricardo y Cervantes (Peñarroya)». IGME.

IGME (1981). «Informe sobre el proyecto de pizarras bituminosas de Puertollano».

JULIVERT, M. y otros (1974). «Mapa tectónico de la Península Ibérica y Baleares, escala 1:1.000.000».

PITEAU, D. R. (1970). «Geological factors significant to the stability of slopes cut in rock». Planning open pit mines. Open pit mining Symposium, Johannesburg. Session 3.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Las minas de hulla y antracita españolas, se sitúan en formaciones geológicas del *Período Carbonífero*. En el caso de las minas estudiadas, que son las principales del país, las formaciones, constituidas principalmente por pizarras y lutitas dominantes, salvo el caso de La Matona, se hallan *tectonizadas*, a excepción del caso de la cuenca de Puertollano en Ciudad Real. La tectonización, ha producido plegamientos, fallas y juntas, que introducen múltiples discontinuidades en los macizos rocosos.

Las explotaciones españolas, son aún *relativamente superficiales*, ya que prácticamente ninguna de las importantes supera los 100 m de profundidad. Los proyectos, implican sin embargo, profun-

didades hasta de 300 m.

Los *ángulos de talud* de muro, oscilan para las explotaciones estudiadas entre 30° y 45°, y las de techo entre 40° y 55°, a excepción de la cuenca de Puertollano, con taludes coincidentes de 16°. El mayor ángulo de los taludes de techo, es plenamente coherente con el buzamiento contra talud de la estratificación, favorable a la estabilidad.

Junto a los factores geológicos, los *factores climáticos* son los que controlan la estabilidad de estos taludes. La diferencia se establece entre las cuencas con clima atlántico, con mayor pluviometría y corto período seco (Asturias y León, ésta última provincia en la zona de la Cordillera Cantábrica), y las cuencas con

clima mediterráneo (Puertollano y Peñarroya). La influencia del factor climático, se expresa en los niveles freáticos, más superficiales en el Norte del país.

De siete cortas consideradas (se incluye la San Ricardo, en Peñarroya), cinco han presentado o presentan problemas de estabilidad general en algún talud, generalmente el de muro. Dada la profundidad de las minas, más bien pequeña, ello obliga a constatar la *existencia de una problemática de estabilidad significativa*, que indudablemente irá creciendo a medida que las minas se profundicen, con la consiguiente repercusión en los costes por tonelada de carbón y la disminución de las reservas mineras explotables a cielo abierto. En este sentido, cabe concluir que la investigación de los problemas geotécnicos en esta Minería, es fundamental para el normal desarrollo de las operaciones.

Los problemas que aparecen a grandes profundidades son mucho más complejos que los presentes en taludes de excavaciones tradicionales:

- Mayor incidencia de las condiciones estructurales.
- Fenómenos de fluencia y rotura progresiva.
- Mayor influencia de factores hidrogeológicos.
- Mayor susceptibilidad frente a fenómenos dinámicos.
- Aparición de problemas de inestabilidad asociados a elevados estados tensionales.

Los factores fundamentales que *favorecen la estabilidad*, son la ausencia de tectonización y la presencia de areniscas abundantes, como indican respectivamente los casos de la corta Emma (Puertollano) y La Matona (Asturias).

El tipo de *rotura* que más problemas está causando, es la rotura curva por materiales intensamente fracturados, y las roturas mixtas falla curva, condicionadas en parte estas últimas por la presencia de grandes discontinuidades y

creándose la superficie curva de rotura a través de la matriz rocosa. Estas roturas, suelen darse en los taludes de muro, en formaciones fundamentalmente lutíticas, a menudo con carboneros. Las roturas planas a favor de la estratificación con rotura por el pie, son también comunes en los taludes de muro. Tienen mucha menos importancia desde un punto de vista minero, aunque crean problemas, los deslizamientos de cuñas (que a menudo sólo afectan a un banco), y los vuelcos por flexión de estratos en los taludes de techo. Así mismo, los pandeos de estratos al muro, son comparativamente menos importantes.

En líneas generales, las campañas de investigación geotécnica importantes sólo se han llevado a cabo (con criterios correctivos) como respuesta a problemas de inestabilidad surgidos).

Las *características geomecánicas* de la roca sana son las siguientes. El peso específico unitario natural, oscila entre 2,5 y 2,7 t/m³. La resistencia a compresión simple, tanto para las lutitas y pizarras como para las areniscas, oscila entre 100 y 600 kg/cm², con valores medios en torno a los 350 kg/cm². Las resistencias a tracción, entre el 5% y el 10% de los valores anteriores. El Módulo de elasticidad, E, entre 80.000 y 110.000 kg/cm² para las lutitas y pizarras y entre 100.000 y 130.000 kg/cm² para las areniscas. La velocidad sónica en laboratorio, oscila entre 1.500 y 3.000 m/s para pizarras y lutitas, y entre 2.000 y 4.000 m/s para las areniscas.

En cuanto a las resistencias al corte de las discontinuidades, cabe decir lo siguiente. La estratificación, presenta los valores siguientes:

- a) Pizarras y lutitas:
 - $C' = 0-15 \text{ t/m}^2$
 - $\phi' = 25^\circ-35^\circ$

En general los valores altos se obtienen en las formaciones alejadas de capas de carbón.

- b) Areniscas:
 - $C' = 5-25 \text{ t/m}^2$
 - $\phi' = 30^\circ-40^\circ$.
- c) Arcillas ligadas a capas de carbón:
 - $C' = 0$
 - $\phi' = 10^\circ-20^\circ$

Las resistencias al corte de las juntas, son muy similares, pero sin componente cohesiva. El comportamiento resistente es aproximadamente drenado, dada la apertura de los sistemas de juntas y la propia decompresión de la roca que se produce al abrir el talud. En minas con materiales muy fracturados o con probables tensiones residuales (como por ejemplo en Peñarroya), es probable que tengan lugar procesos de rotura progresiva, que aproximen el estado resistente del macizo a condiciones residuales. Se ha apreciado en general una escasa investigación de las características resistentes de discontinuidades y macizos, especialmente de ensayos de campo, análisis retrospectivos e instrumentación.

Los *antiguos minados* que frecuentemente subyacen a las cortas, han actuado de forma contradictoria. Por un lado debilitando el talud, por otro favoreciendo el drenaje. Se tienen noticias, en un caso aquí no estudiado, el de la Corta de HULLERA VASCO-LEONESA, S. A., de inducción de deslizamientos en la corta por la explotación subterránea de

una potente capa de carbón.

Las *medidas tomadas* para corregir las inestabilidades, en general con resultados favorables, han sido de dos tipos: drenaje con sondeos verticales u horizontales, y rebajamiento del talud general.

Ante la *problemática* existente, tal y como se ha comentado más arriba, cabe suponer un *aumento de la misma con la profundidad*, que sólo podrá contrarrestarse parcialmente con una investigación geotécnica más rigurosa, metódica y profunda, y más previsoramente correctiva. En este sentido, algunas de las *líneas a seguir*, son las siguientes:

- a) Investigación sobre los macizos con utilización de presiómetros, medida de tensiones residuales e instrumentación.
- b) Utilización de modelos de elementos finitos.
- c) Sincronización de campañas de investigación mineras y geotécnicas.
- d) Análisis retrospectivos sistemáticos de roturas.
- e) Investigación de los criterios de rotura adecuados para los comportamientos observados en los macizos rocosos, preferentemente en la línea de desarrollar sistemas simples, tipo clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos.

5.- CONCLUSIONS AND SUGGESTIONS

Hard coal mines of Spain are placed in Carboniferous geological formations. The ones studied in this book, in most of cases in Spain, affect shale and slate formations (except in Matona mine) with high level of tectonization *in all cases but* in Puertollano (Ciudad Real). Tectonization has produced folding, faulting and jointing, which introduce many discontinuities in rock masses.

Spanish exploitations are still, not very deep; no one is over *100 m* deep. However, there are some with depths over 300 m.

Footwall slope angles in the studied pits range between 30° and 45° and hangingwalls range between 40° and 55° , except in Puertollano Mine, with slopes of 20° . Highest hangigwall slope angle is

coherent with stratification dip to the rock mass favourable to stability.

In addition to geological factors, *climatic factors* also influence the slope stability. It is necessary to difference the atlantic-climate basin with higher rainfall and shorter dry period (Asturias and León, this one in Cantabrian Mountains zone), and Mediterranean basins (Puertollano y Peñarroya). The influence of the climatic factor can be detected freatic levels, more superficial in northern zones.

Seven open pits have been considered (included San Ricardo, in Peñarroya) Five of them have shown or at present show problems of stability in the general slope, usually in the footwalls. Due to the little depth, this problems, not very

important at present, will be very significant with higher depths, and consequently a repercussions on coal price per ton and decreasing of open pit exploitable reserves of coal will take place. In this way, investigation of geotechnical problems in this kind of mining is fundamental in order to normal development of the operation.

Stability favourable factors are the absence of tectonization and the abundance of sandstones, for example, in Emma (Puertollano) and La Matona (Asturias) respectively.

Circular failure through very jointed rock materials and faulted-circular are the most frequent types of failure in foot-wall slopes, in lutitic formations, often with «carboneros». Failures along stratification with foot-breaking are also frequent in footwall slopes. They have less significance from minning point of view, although problems related with wedges sliding and toppling are present in hanging walls. Buckling in hanging wall layers are comparatively less important.

In general, geotechnical investigations are only carried out (with corrective criteria) in order to solve unstability problems.

Geomechanical properties of the rocks are as follows:

- Natural specific weight 2,5 – 2,7 t/m³.
- Compressive streught (for sholes, slates and ssudstones) 100 – 600 kg/cm² (mean = 350 kg/cm²).
- Tensile streught: 5 or 10% of the formen values.
- E (modulus of elastiaty)
 - 80.000 – 110.000 kg/cm² for shale and slate.
 - 100.000 – 130.000 kg/cm² for sandstone.
- Sonic speed in laboratory.
 - 1.500 – 3.000 m/s shale and slate.
 - 2.000 - 4.000 m/s sandstone.

The parameters which define the shear strength of the stratification have

the values listed below:

a) Shale and slate

$$C' = 0 - 15 \text{ t/m}^2$$

$$\varnothing' = 25^\circ - 35^\circ$$

Usually high values are in coal-seam formations far enough.

b) Sandstones

$$C' = 5 - 25 \text{ t/m}^2$$

$$\varnothing' = 30^\circ - 40^\circ$$

c) Shales close to coal seams

$$C' = 0$$

$$\varnothing' = 10^\circ - 20^\circ$$

Shear strength of joint sets are similar, but without cohesive component. Resistant behaviour is almost drained, due to the joint opening and compression stress release of the rock as the slope deeps. In mines with very faulted materials or with residual stress problems (for example Peñarroya), progresive faulting is probable to take place; in this case the rock mass resistant state approaches to residual conditions.

In general, it has been observed a scarce investigation about the resistant properties of joints and rock-masses, specially in field testing, bac analysis and instrumentation.

The effects of ancient undermined areas, often under open pits, have been developed in two oposite ways. Firts, weaken the slope; on the other hand, improving the drainage. It is known a case (a pit of HULLERA VASCO LEONESA, S. A.) of sliding induction by underground exploitation of a thick coal seam.

Two kinds of works have been carried out in unstability correction, generally with success: drainage with vertical wells and dressing the general slope.

As mentioned avobe, the problems will be more complicated when increasing depth of the oppenings, and it only will be possible to counteract with a more rigorous, methodical and deep geotechnical investigation more preentive than

corrective. In this way, some actions are recommended:

- a) Rock mass investigation, by means of pressometers, residual stress measurement and instrumentation.
- b) The use of finite element methods.
- c) Mining and geotechnical investigation coordination.
- d) Systematic back-analysis of failures.

SIMBOLOS UTILIZADOS

LATINOS

- q_u : Resistencia a compresión simple.
- C_u : Cohesión no drenada, a corto plazo.
- C' : Cohesión drenada, efectiva.
- K_o : Coeficiente de empuje en reposo, natural ($=\sigma_h / \sigma_v$).
- FS: Factor de Seguridad del talud.
- r_u : Coeficiente de presión intersticial ($=A_s / 2A_t$ A_s : Area sumergida del talud en sección; A_t = Area total del talud en sección).
- LL: Límite líquido.
- LP: Límite Plástico.
- IP: Índice Plástico.
- A: Actividad de una arcilla ($=IP / \% < 2\mu$).
- u: Presión Intersticial.
- W: Humedad natural.

GRIEGOS

- ϕ_b : Angulo de fricción básico.
- ϕ' : Angulo de fricción drenado, efectivo.
- ϕ'_r : Angulo de fricción residual.
- ψ_t : Angulo de talud.
- σ_v : Presión vertical.
- σ_H : Presión horizontal.
- σ_c : Resistencia a compresión simple.
- γ : Peso específico unitario natural.
- γ' : Peso específico unitario sumergido ($=\gamma - 1$).

LISTA DE CUADROS

- Cuadro 1. *Producción de hullas y antracitas en España 1985.*
- Cuadro 2. *Taludes generales y profundidad en las minas españolas de hulla y antracita.*
- Cuadro 3. *Coto Cortés. Capas explotadas (GEOCISA, 1971).*
- Cuadro 4. *Reservas de carbón por Corta y Capa. Relación de desmonte de 14 m³/t (GEOCISA, 1977).*
- Cuadro 5. *Resumen de las características de la formación.*
- Cuadro 6. *Factores de minoración de Deere del módulo de elasticidad.*
- Cuadro 7. *Alturas máximas de los taludes (GEOCISA).*
- Cuadro 8. *Rotura por círculo de pie. Relación entre el factor de seguridad (FS), frente al ratio de presión intersticial r_u . Coto Cortés.*
- Cuadro 9. *Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' para ϕ' constante. Coto Cortés.*
- Cuadro 10. *Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ' para c' constante. Coto Cortés.*
- Cuadro 11. *Características geomecánicas de los materiales. Sabero Ocho.*
- Cuadro 12. *Parámetros de diseño del talud general (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).*
- Cuadro 13. *Rotura por círculo de pie. Relación entre el factor de seguridad (FS), frente al ratio de presión intersticial r_u . Sabero Ocho.*
- Cuadro 14. *Sensibilidad del factor de seguridad (FS), frente a C' para ϕ' constante. Sabero Ocho.*
- Cuadro 15. *Sensibilidad del factor de seguridad (FS), frente a C' para ϕ' constante. Sabero Ocho.*
- Cuadro 16. *Producción de carbón y movimiento de Esteril (HUNOSA, 1985).*
- Cuadro 17. *Características geomecánicas del sustrato.*
- Cuadro 18. *Características geomecánicas de los materiales superficiales.*
- Cuadro 19. *Características de las discontinuidades.*
- Cuadro 20. *Valores estimados para los parámetros de la ecuación de Barton.*
- Cuadro 21. *Angulo de taludes y coeficiente de seguridad.*
- Cuadro 22. *Coefficientes de seguridad en el quinto dominio estructural.*
- Cuadro 23. *Taludes de muro en la capa María (HUNOSA, 1985).*
- Cuadro 24. *Taludes de muro en las capas Matona, Prevenida, Vicente, Carbonero Fuente, Fuente, Turca y Turquina.*
- Cuadro 25. *Coto Bello. Rotura por círculo de pie. Relación entre el factor de seguridad (FS), frente al ratio de presión intersticial.*
- Cuadro 26. *Coto Bello. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' para ϕ' constante.*
- Cuadro 27. *Coto Bello. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ' para C' constante.*
- Cuadro 28. *Niveles de producción actuales y previstos (HUNOSA, 1985).*
- Cuadro 29. *Características geomecánicas de las discontinuidades (HUNOSA, 1985).*
- Cuadro 30. *Angulo de fricción de las discontinuidades.*

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1. *Mapa de España con las principales Cuencas Carboníferas.*
- Figura 2. *Estabilidad general vs. profundidad y ángulo general de talud de muro en las principales minas de hulla y antracita a cielo abierto españolas.*
- Figura 3. *Columna estratigráfica de la Cuenca Central (GARCIA LOYGORRI, 1970).*
- Figura 4. *Plano de situación de Coto Cortés.*
- Figura 5. *Esquema geológico regional.*
- Figura 6. *Corte geológico de la región de Coto Cortés.*
- Figura 7. *Climograma del área de Villablino.*
- Figura 8. *División en Subzonas de la zona minera de Villablino.*
- Figura 9. *Columna litológica (GEOTECNIA Y CIMENTOS, S. A.).*
- Figura 10. *Sección transversal del Sinclinal de la Cuenca de Villablino (S. A. HULLAS DE COTO CORTES).*
- Figura 11. *Modelo de Flujo a lo largo de niveles de permeabilidad elevada.*
- Figura 12. *Sección transversal esquemática de la explotación.*
- Figura 13. *Esquema del método de explotación (PD-NCB CONSULTANTS LIMITED, 1970).*
- Figura 14. *Movimientos gravitacionales en taludes naturales A. Cabeceos; B. Pandeos (GEOCISA, 1977).*
- Figura 15. *Perfil E-12 (GEOCISA, 1977).*
- Figura 16. *Tipos de rotura en taludes de muro (PD-NCB CONSULTANTS LIMITED, 1976).*
- Figura 17. *Representación en proyección estereográfica de los planos de juntas y estratificación.*
- Figura 18. *Esquema de rotura por el pie.*
- Figura 19. *Modelo de pandeo.*
- Figura 20. *Perfil de la corta (E-14) (Pizarras muro partida 6 m de potencia horizontal).*
- Figura 21. *Perfil final de la corta (E-14) (Pizarras muro partida 24 m de potencia horizontal).*
- Figura 22. *Modelo de deslizamiento de placas según los planos de estratificación o discontinuidades con rotura de cuña de pie (GEOCISA).*
- Figura 23. *Rotura por círculo de pie. Talud de muro. Relación entre el factor de seguridad (FS) y el ratio de presión intersticial (r_w). Coto Cortés.*
- Figura 24. *Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' , para ϕ' constante. Coto Cortés.*
- Figura 25. *Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ , para C' constante. Coto Cortés.*
- Figura 26. *Plano de situación y encuadre geológico. Corta Sabero Ocho.*
- Figura 27. *División por zonas de la Cuenca de Sabero.*
- Figura 28. *Columna tipo de la formación única.*
- Figura 29. *Climograma de dos estaciones próximas a Sabero.*
- Figura 30. *Columna estratigráfica de la Cuenca de Sabero.*

- Figura 31. Corte transversal de la explotación.
- Figura 32. Planta geológica de la explotación.
- Figura 33. Corte litológico transversal de la Cuenca de Sabero.
- Figura 34. Situación del nivel freático pésimo en el perfil P-S Talud Norte (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 35. Planta Geotécnica de la zona de la Corta Sabero Ocho (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 36. Perfil Geotécnico P-5 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 37. Perfil Geotécnico P-15 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 38. Vuelco de estratos por empuje de masa deslizada en el perfil P-25 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 39. Esquema en planta de las inestabilidades del talud Norte.
- Figura 40. Esquema en planta de las principales zonas de inestabilidades superficiales del talud Norte (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 41. Perfil geotécnico P-30 (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 42. Caída de bloques de tamaño métrico debido a los pliegues de los planos de estratificación (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 43. Perfiles P-5a y P-5b. Análisis cinemático (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 44. Perfil P-15 (tramos lutíticos). Análisis cinemáticos (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 45. Perfil P-15 (tramo de areniscas). Análisis cinemático (CELADA, B. y LECHOSA, R., 1985).
- Figura 46. Rotura por círculo de pie. Talud Norte (muro). Relación entre el factor de seguridad (FS) y el ratio de presión intersticial (r_w). Sabero Ocho.
- Figura 47. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' , para ϕ constante. Sabero Ocho.
- Figura 48. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ' , para C' constante. Sabero Ocho.
- Figura 49. Esquema genera del talud de muro en Sabero Ocho.
- Figura 50. Plano de situación de Coto Bello.
- Figura 51. Columna estratigráfica del paquete María Luisa.
- Figura 52. Situación de sondeos sísmicos de refracción realizados en mayo de 1978, por encargo de S. A. KYNOS INTERNATIONAL (HUNOSA, 1985).
- Figura 53. Climograma de la zona de Coto Bello.
- Figura 54. Esquema de funcionamiento del sistema acuífero multicapa en el Westfaliense (HUNOSA, 1985).
- Figura 55. Tipos usuales de rotura en taludes de muro (HUNOSA, 1985).
- Figura 56. Círculos máximos de las discontinuidades (SERRA DE RENOBABLES, T., 1985).
- Figura 57. Probabilidad de caída de cuñas en taludes de techo para $J_2 - J_3$.
- Figura 58. Probabilidad de caída de cuñas en talud de techo para $J_2 - J_3$. Flanco oriental zona Norte.
- Figura 59. Probabilidad de caída de bloques en taludes de techo para las juntas. Flanco oriental zona Norte.
- Figura 60. Probabilidad de caída de bloques en taludes de techo para las juntas.
- Figura 61. Flanco oriental. Zona Sur. Taludes laterales Sur (HUNOSA, 1985).
- Figura 62. Flanco oriental. Zona Sur. Talud de techo (HUNOSA, 1985).
- Figura 63. Esquema general del talud de muro. Coto Bello.
- Figura 64. Rotura por círculo de pie. Talud de muro. Relación entre el factor de seguridad (FS) y el ratio de presión intersticial (r_w). Coto Bello.
- Figura 65. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a C' , para ϕ' constante. Coto Bello.
- Figura 66. Sensibilidad del factor de seguridad (FS) frente a ϕ' , para C' , constante. Coto Bello.
- Figura 67. Plano de situación de la explotación a cielo abierto en La Matona. (I.C.C., 1986).
- Figura 68. Serie levantada de las capas de la explotación a cielo abierto en La Matona (HUNOSA, 1986).
- Figura 69. Columna estratigráfica media normal a cielo abierto en La Matona (HUNOSA, 1986).
- Figura 70. Corte geológico del área de explotación de La Matona (HUNOSA, 1986).
- Figura 71. Planta general de la explotación a cielo abierto en La Matona. Situación de las distintas áreas (HUNOSA, 1987).
- Figura 72. Esquema de voladura (HUNOSA, 1985).
- Figura 73. Densidad de carga en función del ángulo de fricción del material a volar (HOEK, E. y BRAY, J. 1977).

- Figura 74. *Perfil tipo del área 8 (HUNOSA, 1986).*
- Figura 75. *Análisis de estabilidad de cuñas y bloques.*
- Figura 76. *Esquema de situación de las dos cortas de estudio.*
- Figura 77. *Esquema estructural de la Cuenca Carbonífera de Puertollano.*
- Figura 78. *Corte transversal de la estructura de los materiales de la Cuenca de Puertollano en la zona 0.*
- Figura 79. *Estratigrafía de Puertollano.*
- Figura 80. *Columna estratigráfica de los materiales que aparecen en la corta San Ricardo.*
- Figura 81. *Climograma de Puertollano. Datos tomados en las instalaciones de ENPETROL.*
- Figura 82. *Mina Emma: a) perfil esquemático del frente de explotación; b) esquema del método de explotación.*
- Figura 83. *Variación con la profundidad de la densidad aparente y de la velocidad sónica para nuestras tomas en la corta Emma (CAMPOS DE ORELLANA et al., 1983).*
- Figura 84. *Resistencia al corte en testigos de sondeos realizados en la corta Emma. (CAMPOS DE ORELLANA et al., 1983).*
- Figura 85. *Representación de las discontinuidades medidas en el talud N.*
- Figura 86. *Representación de las discontinuidades medidas en el talud E.*
- Figura 87. *Posibles tipos de rotura en el talud general.*
- Figura 88. *Cuñas posibles a favor de las familias de discontinuidades: $J_2 - J_4$; $J_2 - F$ en el talud N de la corta.*
- Figura 89. *Deslizamiento en el banco superior de la corta de Puertollano (zona de recubrimiento).*
- Figura 90. *Rotura plana a favor de las superficies de estratificación de los niveles de carbón.*
- Figura 91. *Situación de la Cuenca Carbonífera de Peñarroya-Belmez.*
- Figura 92. *Situación de la explotación Cervantes en relación con la estructura de la zona.*
- Figura 93. *Situación de la corta en relación con la estructura de la zona.*
- Figura 94. *Esquema hidrogeológico de la zona de la corta; a) sistema Terciario-Cuaternario; b) sistema Paleozoico (FERNANDEZ RUBIO y OTROS, 1984).*
- Figura 95. *Precipitaciones mensuales medias. Peñarroya. Pueblonuevo. (FERNANDEZ RUBIO y OTROS, 1984).*
- Figura 96. *Esquema ilustrativo del método de explotación de la corta Cervantes.*
- Figura 97. *Variaciones de la densidad aparente con la profundidad. (GONZALEZ DE VALLEJO y OTROS, 1982).*
- Figura 98. *Variación de la velocidad de ondas longitudinales con la profundidad. (GONZALEZ DE VALLEJO y OTROS, 1982).*
- Figura 99. *Ensayos de rozamiento en lutitas. Corta Cervantes. (GONZALEZ DE VALLEJO y OTROS, 1982).*
- Figura 100. *Sección de una corta trapezoidal en material elástico-homogeneo sin planos de estratificación. Según BLACK (1964), en PITEAU (1970).*
- Figura 101. *Representación de las discontinuidades en el talud N.*
- Figura 102. *Representación de las discontinuidades en el talud S.*
- Figura 103. *Tipos de roturas posibles en el talud general N de la corta Cervantes.*
- Figura 104. *Rotura ocurrida en el talud N de la corta San Ricardo (FERRER, 1984).*
- Figura 105. *Tipos de roturas posibles en los bancos del talud N de la corta Cervantes.*
- Figura 106. *Cuñas posibles a favor de las familias: $J_1 - J_3$ y $J_2 -$ fracturas en los bancos del talud N.*
- Figura 107. *Cuñas posibles a favor de las familias: $J_1 - J_3$ y $J_3 - J_4$ en los bancos del talud S.*
- Figura 108. *Rotura por vuelco de estratos.*
- Figura 109. *Pequeño deslizamiento ocurrido en el talud N a favor de una excavación hecha para drenaje.*
- Figura 110. *Esquema del tipo de inestabilidad observado en el talud N de la corta, condicionado por la presencia de discontinuidades verticales.*
- Figura 111. *Posibles planos de rotura: a) superficies planas a favor de la estratificación; b) superficies curvas a través de la matriz rocosa.*
- Figura 112. *Corta Cervantes. Talud muro. Superficie de rotura mixta analizada.*
- Figura 113. *Superficies de rotura circular anodizadas situadas en la zona más problemática del talud.*
- Figura 114. *Superficies más críticas para $r_u = 0,0$; factor de seguridad mínimo = 1.481.*
- Figura 115. *Superficies más críticas para $r_u = 0,1$; factor de seguridad mínimo = 1.309.*

APENDICES

APENDICE 1
TIPOLOGIAS DE ROTURA DE TALUDES
Y ANALISIS DE ESTABILIDAD

1.- ROTURA PLANA

La rotura plana de taludes se produce sobre todo en macizos rocosos formados por rocas de dureza media o alta y atravesadas por fallas o diaclasas. En rocas blandas es menos frecuente. En la rotura plana, todo el peso de la masa deslizante gravita sobre el plano de rotura.

En la Figura 1, se muestra esquemáticamente este tipo de deslizamiento. En dicha figura se puede observar que para que tenga lugar una rotura plana, deben existir zonas de debilidad en partes laterales del talud; además el rumbo del plano del talud debe ser sensiblemente paralelo al del plano de discontinuidad a través del cual desliza la masa de roca. Por otra parte, la inclinación del plano del talud debe ser mayor que la del plano de discontinuidad, para que éste aflore en la cara del talud.

En estas condiciones, el deslizamiento tiene lugar cuando el ángulo de fricción en el plano de rotura es menor que la inclinación de dicho plano (Figura 2).

A continuación se va a plantear el estudio de la estabilidad de un talud con posibilidad de sufrir una rotura plana, en el caso general de que exista una grieta de tracción detrás de la coronación del talud, llena de agua hasta una altura h_w . Según se indica en la Figura 3, la grieta

de tracción está intersectada por un plano de discontinuidad que aflora en la cara del talud. La altura del talud es H , y su inclinación es α . La longitud de la grieta de tracción es h_t hasta su intersección con el plano de discontinuidad cuya inclinación es β . El ángulo de fricción es ϕ . El plano de discontinuidad es \emptyset .

El problema se tratará como un caso de equilibrio límite, definiéndose el coeficiente de seguridad mediante la relación entre las fuerzas que se oponen al deslizamiento y las fuerzas que inducen a que se produzca.

En la Figura 4 se puede observar la forma de los empujes de agua en el caso de que el plano de discontinuidad esté totalmente lleno de agua y ésta fluya libremente por el afloramiento en la cara del talud (caso a) o bien exista un tapón que impida dicho flujo (caso b).

El empuje de agua V tiene el siguiente valor:

$$V = 1/2 h_w^2 \gamma_w \text{ en kN}$$

En los casos a y b respectivamente, el empuje de agua U toma el siguiente valor:

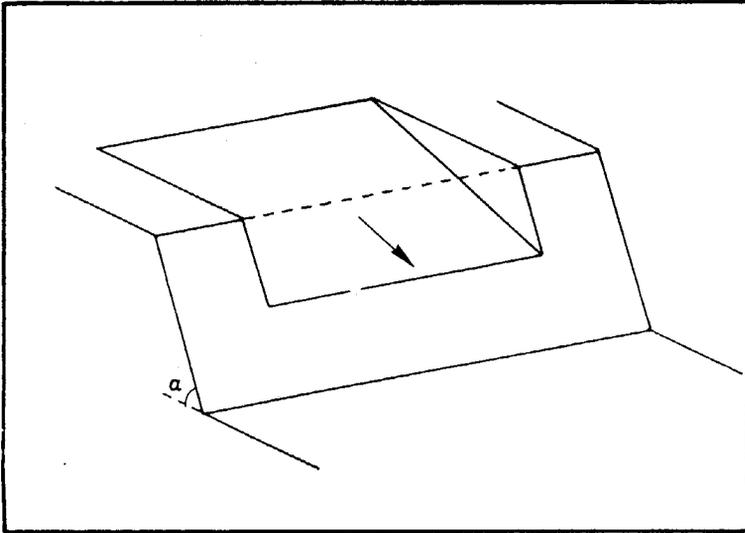


Figura A1. Rotura plana de un talud.

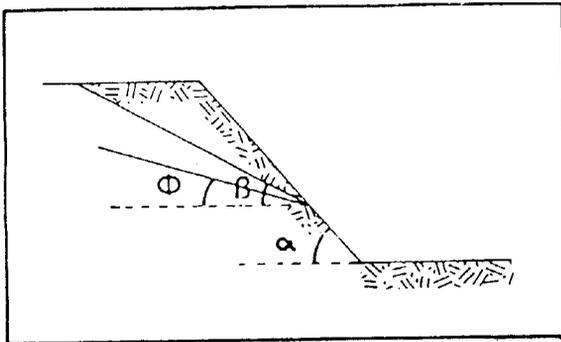


Figura A2. Condiciones necesarias en una rotura plana.

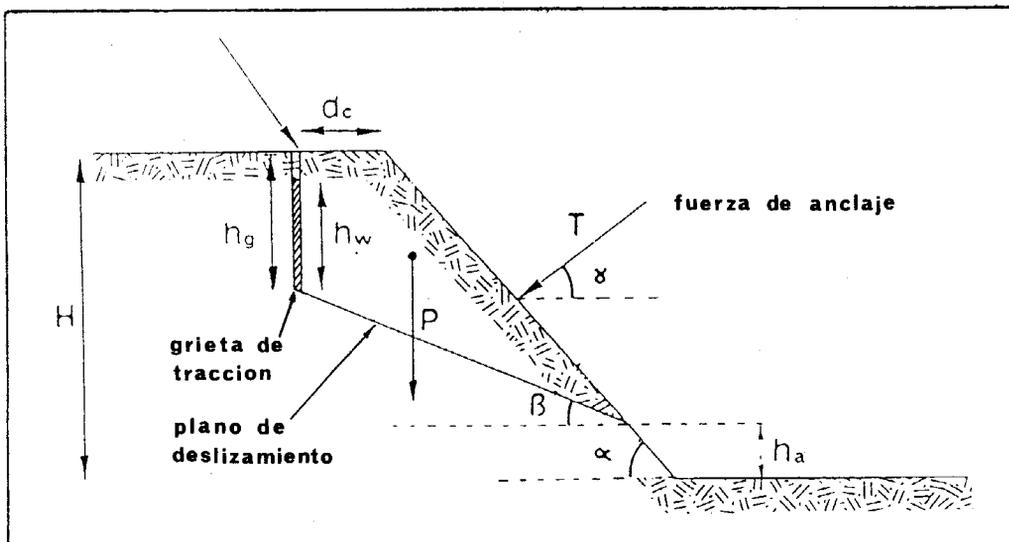


Figura A3. Geometría y esquema de fuerzas de rotura plana de un talud con grieta de tracción.

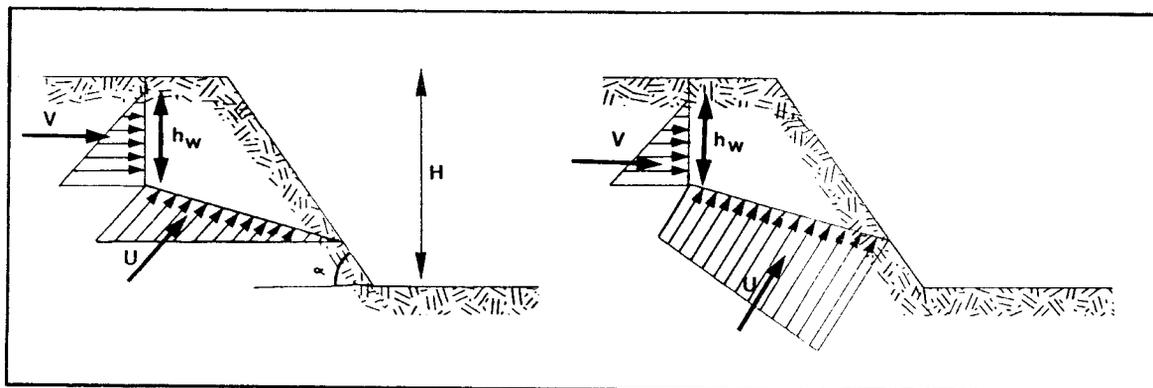


Figura A4. Empujes de agua en una rotura plana con grietas de tracción, en dos hipótesis de carga.

$$U = 1/2 h_w l 9,8 \text{ en kN}$$

$$U = (h_w + 1/2 l \text{ sen } \beta) l 9,8 \text{ en kN}$$

donde:

$$l = (H - h_t - h_a) / \text{sen } \beta$$

Las fuerzas favorables al deslizamiento son las siguientes:

$$F_d = V \cos \beta + P \text{ sen } \beta$$

Las fuerzas resistentes son la de cohesión y la de fricción, dada esta última como producto de la reacción normal sobre la masa de roca deslizante por el coeficiente de fricción $\text{tg } \varnothing$.

$$F_r = S l + (P \cos \beta - V \text{ sen } \beta) \text{ tg } \varnothing$$

donde S , es la cohesión de la roca

$$FS = F_r / F_d$$

Cuando se coloca algún elemento de retención del talud, como por ejemplo un anclaje T , éste por una parte aumenta la relación normal al plano de deslizamiento, lo cual aumenta la fuerza de fricción, y demás, se introduce una componente de fuerza según el plano de deslizamiento y que se opone al mismo. En la relación del coeficiente de seguridad, esta fuerza se puede considerar como

aumento de las fuerzas resistentes o como disminución de las fuerzas que tienden a producir el deslizamiento, ésta última consideración suele ser más válida cuando se utilizan anclajes, activos, es decir, tensados en el momento de su colocación.

El coeficiente de seguridad en el caso de utilizar anclajes activos toma el siguiente valor:

$$FS = \frac{s l + (P \cos \beta - V \text{ sen } \beta - U + T \text{ sen } (\alpha + \gamma)) \text{ tg } \varnothing}{V \cos \beta + P \text{ sen } \beta - T \cos (\alpha + \gamma)}$$

La dirección óptima de anclaje en la que FS es máximo se obtiene de la relación anterior y resulta igual a:

$$\gamma = \varnothing - \beta$$

Para tener en cuenta en el coeficiente de seguridad la influencia de las vibraciones, generadas normalmente por voladuras, se suma un ángulo k al ángulo β que forma la componente del peso normal al plano de caída con la vertical; esto supone un aumento de la componente del peso que favorece la caída y una disminución de la reacción normal al plano de deslizamiento.

En muchas ocasiones, la grieta de tracción no se hace visible debido a múltiples factores, como por ejemplo, la existencia de una escombrera en la zona

donde aflora la grieta de tracción. En estos casos, el problema se resuelve obteniendo la profundidad crítica de la grieta de tracción h_c , que es la que hace que el coeficiente de seguridad sea mínimo, y se obtiene derivando respecto a h_t/H la relación

$$FS = \frac{s l}{P \operatorname{sen} \beta} + \cotg \beta \operatorname{tg} \varnothing$$

que da el coeficiente de seguridad cuando el drenaje del talud es perfecto.

La profundidad crítica toma el siguiente valor:

$$\frac{h_c}{H} = 1 - \sqrt{\cotg \alpha \operatorname{tg} \beta}$$

en este caso, la distancia de la grieta de tracción a la coronación del talud viene

dada por:

$$d_c = (H - h_c) \cotg \beta - H \cotg \alpha$$

En unas condiciones determinadas en las que se conocen la altura del talud, la pendiente del plano del talud y del plano de deslizamiento, la cohesión y el ángulo de fricción del plano de deslizamiento, se pueden obtener unos ábacos que relacionan el coeficiente de seguridad con la profundidad de la grieta de tracción, en función de la altura del agua en la grieta de tracción. A partir de éstos ábacos, como el que se muestra en la Figura 5, se puede determinar su posición más probable, resolviéndose a continuación el problema como se indicó anteriormente cuando se conocía la geometría de la grieta de tracción y plano de deslizamiento.

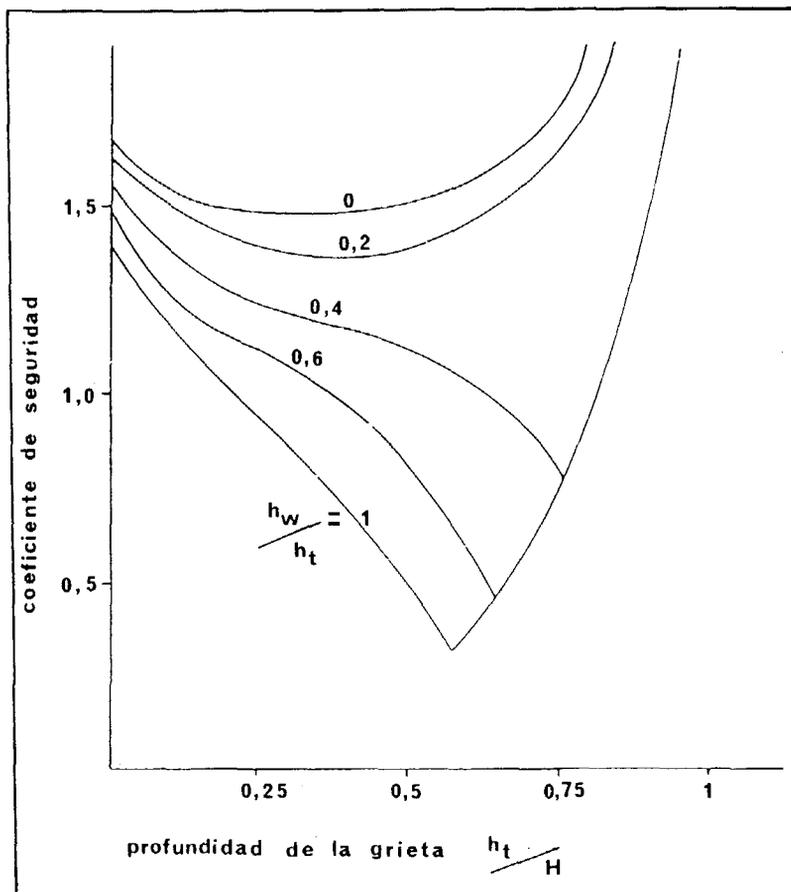


Figura A5. Relación entre el coeficiente de seguridad y la profundidad de la grieta de tracción para distintos niveles de agua en la misma.

2.- DESLIZAMIENTO PLANO A TRAVES DE LA ESTRATIFICACION, CON ROTURA POR EL PIE DEL TALUD

Este caso se observa con cierta frecuencia cuando se excava un talud paralelo a la estratificación y existe un plano de discontinuidad que aunque no aflora en la cara del talud pasa relativamente cerca del pie del mismo (Figura 6).

El procedimiento de cálculo consiste en dividir la masa que desliza en dos bloques ficticios y estudiar el equilibrio de cada uno de ellos por separado.

Al aislar el primer bloque, las fuerzas que intervienen son las siguientes:

Peso del bloque 1	P_1
Empuje de agua	U_1
Reacción normal	N_1
Reacción del bloque 2 sobre el 1	E_{12}

Sobre el bloque 2 actúan las siguientes fuerzas:

Peso del bloque 2	P_2
Reacción normal	N_2
Fuerza de fricción	R_2
Reacción del bloque 1 sobre el 2	E_{21}
Fuerza de anclaje	T_1

Al ser ficticia la división en dos bloques de la masa que desliza, las fuerzas E_{12} y E_{21} son de igual magnitud y dirección, con sentidos contrarios. Se puede suponer que el ángulo que forman estas fuerzas con la horizontal se aproxima al ángulo de fricción del macizo rocoso, \varnothing .

Sin embargo, es más conveniente programar el problema y resolver el coeficiente de seguridad mediante un ordenador. En este caso, dicho ángulo, \varnothing_1 se considera variable, así como el ángulo de rotura por el pie del talud. De esta forma se analizan diversas hipótesis de rotura, seleccionándose a la vista de los resultados la más adecuada en cada caso.

Las ecuaciones de equilibrio que se plantean son las siguientes:

Bloque 1 (Figura 7-a)

$$U_1 + N_1 = P_1 \cos \gamma + E_{12} \sin (\gamma - \varnothing_1)$$

$$R_1 = N_1 \operatorname{tg} \varnothing = P_1 \sin \gamma - E_{12} \cos (\gamma - \varnothing_1)$$

Las incógnitas son N_1 y E_{12}

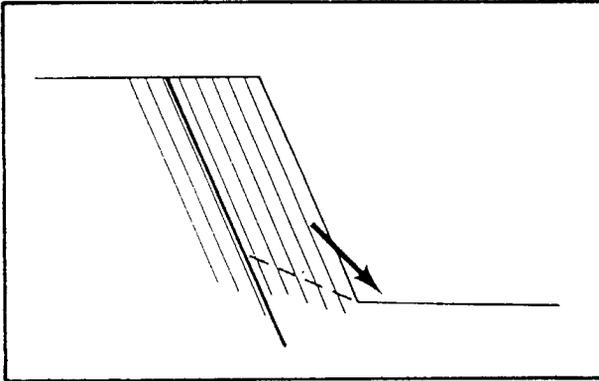


Figura A6. Rotura por estratificación paralela al plano del talud.

Bloque 2 (Figura 7-b)

$$R_2 = P_2 \operatorname{sen} \alpha + E_{21} \cos (\varnothing_1 - \alpha) + T_1 \cos (\alpha + \delta)$$

$$N_2 = P_2 \cos \alpha + E_{21} \operatorname{sen} (\varnothing_1 - \alpha) + T_1 \operatorname{sen} (\alpha + \delta)$$

Al ser $E_{21} = E_{12}$, las incógnitas son R_2 y N_2 , ya que la fuerza de anclaje se supone conocida.

La fuerza de fricción que se desarrolla en el plano de rotura por el pie del talud es la siguiente:

$$R_1 = N_2 \operatorname{tg} \varnothing + S$$

El coeficiente de seguridad del bloque 2 es igual a:

$$FS = R_f / R_2$$

Al analizar el equilibrio del bloque 1 se ha considerado un coeficiente de seguridad igual a la unidad; aunque no es rigurosamente exacto, se puede tomar el coeficiente de seguridad de toda la masa que desliza igual al del bloque 2.

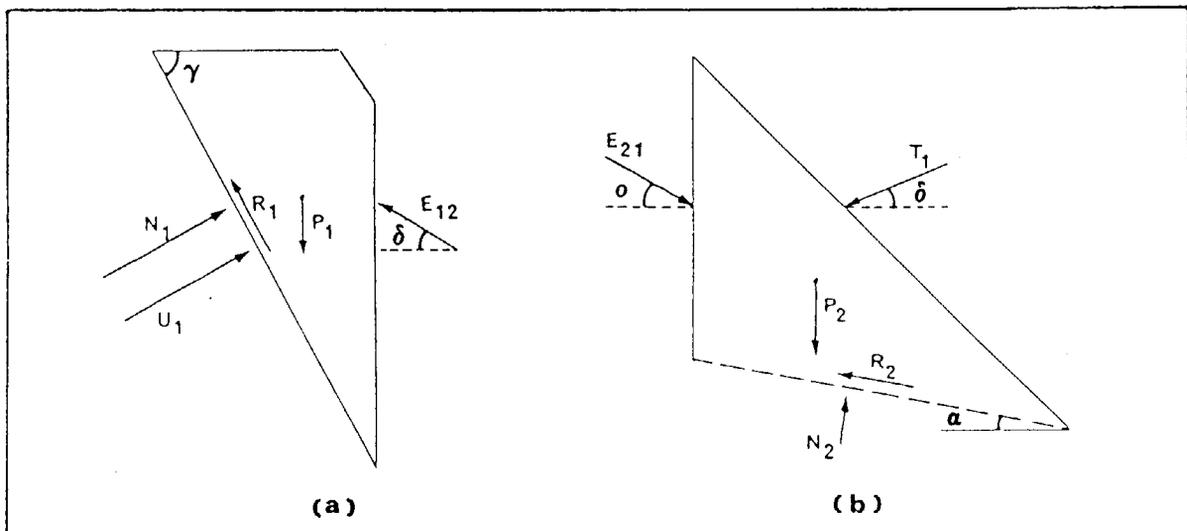


Figura A7. Equilibrio en dos bloques. Rotura por estratificación (a) y a través de la roca (b).

3.- ROTURA EN CUÑA

La rotura en cuña de taludes suele ocurrir en macizos rocosos diaclasados; su característica principal es que la masa que desliza lo hace a través de dos planos siguiendo la dirección de su línea de intersección.

En la Figura 8 se muestra esquemáticamente este tipo de rotura. Las condiciones para que se produzca un deslizamiento tipo cuña son las siguientes:

- 1.- La línea de intersección de los dos planos que forman la cuña, debe aflorar en el plano superior que forma la coronación del talud. Si no se cumple esta condición, debe existir un plano en la parte posterior de la cuña que alcance en profundidad a la línea de intersección.
- 2.- La inclinación del plano del talud debe ser mayor que la de la línea de intersección de las dos discontinuidades en la dirección de dicha línea.

Para estudiar la estabilidad de las cuñas de roca en taludes, se utiliza la proyección estereográfica equiareal, que es una herramienta que simplifica mucho los cálculos, ya que éstos se complican considerablemente al utilizar otros procedimientos cuando aumenta el número de planos de discontinuidades.

Al analizar la estabilidad de un bloque formado por dos discontinuidades más el plano del talud y el plano superior de cierre, en primer lugar hay que determinar si la caída que se puede producir es de tipo cuña. Para ello, una vez dibujados en proyección estereográfica los planos de discontinuidad y el plano del talud se comprueba que entre la dirección de buzamiento del plano del talud (1) y la línea de intersección de los dos planos de discontinuidad (2) no se encuentra ninguna de las dos direcciones de buzamientos de éstos (Figura 9). A continuación hay que determinar si la cuña es directa o

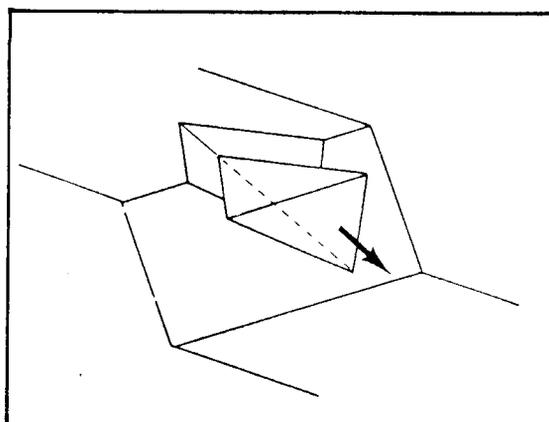


Figura A8. Esquema de una cuña de roca en la cara de un talud.

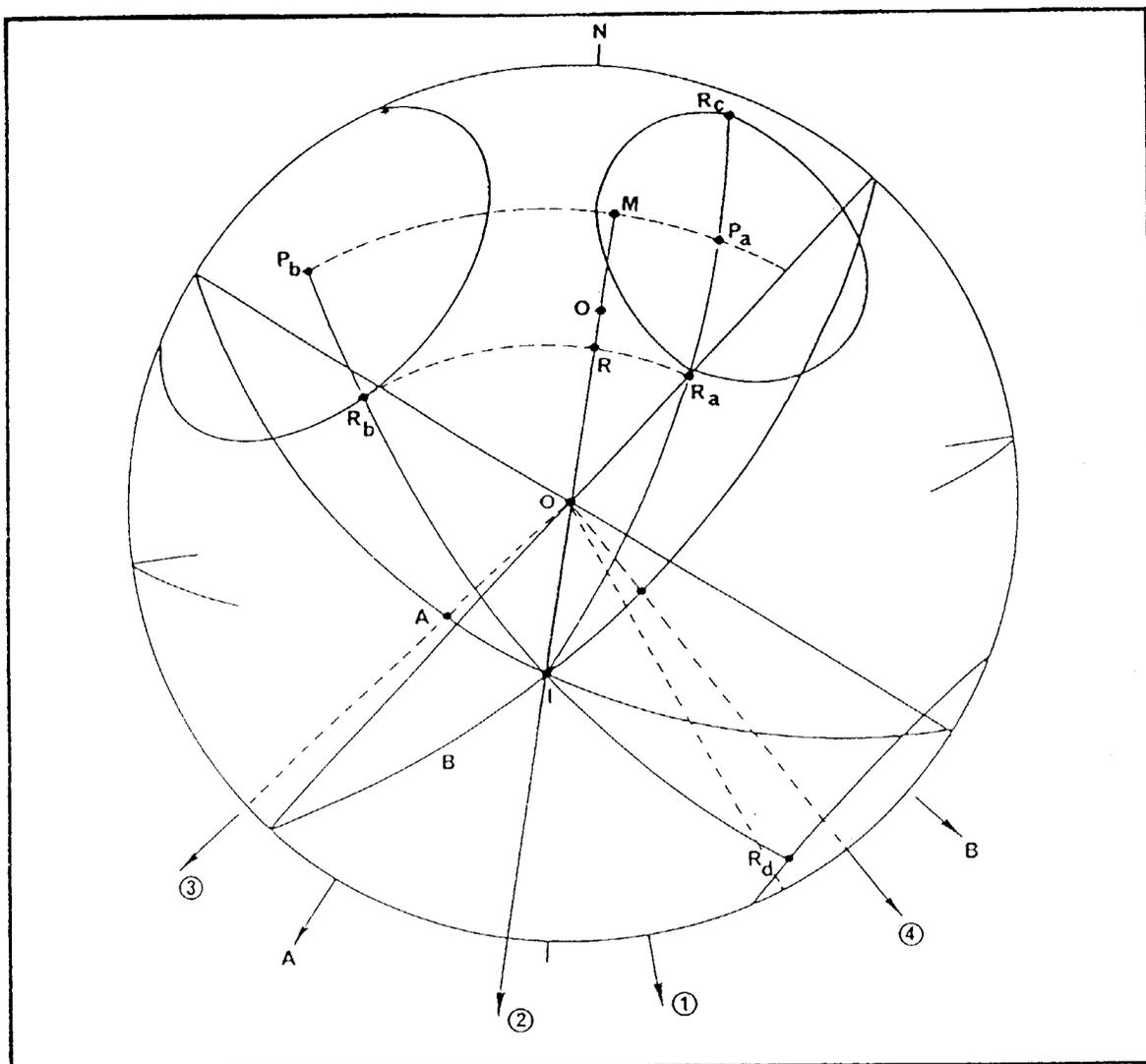


Figura A9. Cálculo de una cuña en proyección estereográfica.

inversa, observando si la dirección de la línea de caída está dentro o fuera, respectivamente, del haz (3) - (4) definido por la dirección de las intersecciones del plano del talud con los dos planos de discontinuidad. En el ejemplo de la Figura 9 se puede constatar que la cuña formada por los planos A y B y el del talud es directa.

El coeficiente de seguridad de la cuña se define como cociente entre la fuerza de fricción a lo largo de la línea de caída, F_r , y la componente del peso en la dirección de la línea de caída, P_c .

En la Figura 10, en una sección a lo largo de la línea de caída, se observa que se verifica la siguiente relación:

$$FS = F_r/P_c = N \operatorname{tg} \varnothing / N \operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} \varnothing / \operatorname{tg} \alpha$$

donde:

\varnothing es el ángulo de fricción a lo largo de la línea de caída

α es el ángulo que forma el peso con la normal a la línea de caída

N es la reacción a la línea de caída, que coincide con la componente

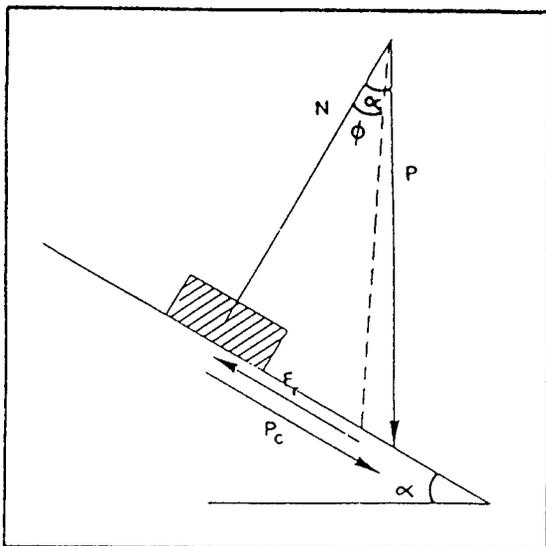


Figura A10. Cono de fricción en sección según la línea de caída.

del peso en dicha dirección cuando no se considera la fuerza de cohesión ni se ha colocado ningún anclaje.

Por consiguiente, en proyección estereográfica hay que determinar el ángulo ϕ según la dirección de la línea de caída y el ángulo α .

Para hallar el ángulo α se traza el plano perpendicular a la línea de caída, es decir, el plano que pasa por los polos de las discontinuidades *A* y *B*. La intersección de este plano con la dirección de la línea de caída determina el punto *M*, que es el pie de la normal a la línea de caída. El ángulo α queda definido por el segmento *OM*.

El ángulo ϕ es el de fricción en la línea de caída, que queda determinado por el segmento *RM*. El punto *R* se ha obtenido trazando un círculo máximo que pasa por los puntos *Ra* y *Rb* que en el espacio son las rectas de intersección de los conos de fricción de los planos *A* y *B* con dos planos paralelos a la línea de caída y perpendiculares respectivamente a los planos *A* y *B*. Cuando la cuña es inversa, deben unirse los puntos *Ra* con *Rd* y *Rb* con *Re*.

El coeficiente de seguridad de la cuña es el siguiente:

$$FS = \text{tg } RM / \text{tg } OM$$

Si se desea aumentar el coeficiente de seguridad anclando la cuña, se puede determinar el valor de la fuerza de anclaje para un valor dado del coeficiente de seguridad.

En primer lugar se elige la dirección de anclaje en el plano horizontal, por ejemplo, según la línea de caída. A continuación hay que determinar el punto O' , que en el espacio es la dirección que debe alcanzar la resultante del peso de la cuña más el anclaje, para alcanzar el coeficiente de seguridad deseado, FS_1 .

Por consiguiente:

$$FS_1 = \text{tg } RM / \text{tg } O'M$$

De esta relación se calcula el valor de $O'M$ y por consiguiente, de OO'

Si el anclaje se coloca horizontal, el valor del mismo viene dado por:

$$T_1 = P \text{ tg } OO'$$

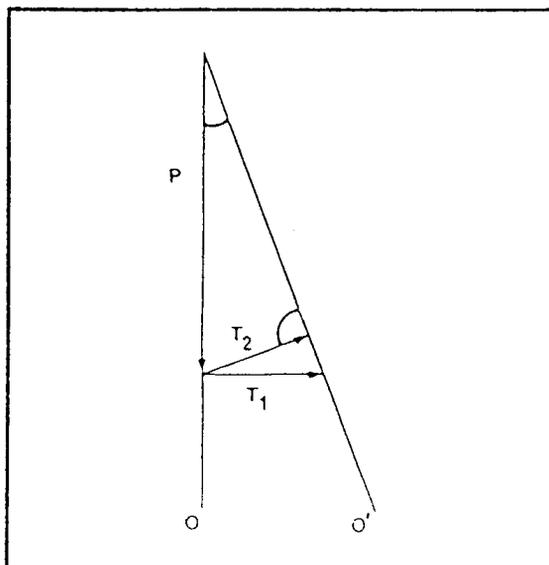


Figura A11. Cálculo gráfico de la fuerza de anclaje de una cuña.

Si se desea averiguar el valor del anclaje mínimo, es decir, el perpendicular a la dirección $0'$, resulta:

$$T_2 = P \text{ sen } 00'$$

El anclaje se puede colocar en otra dirección cualquiera del plano horizontal; el cálculo será análogo, debiendo

determinarse la fricción según dicha dirección.

Los empujes de agua en los dos planos de discontinuidad se introducen en el cálculo de manera análoga a la fuerza de anclaje, debiendo componerse en el espacio junto con el peso de la cuña y la fuerza de anclaje para obtener la resultante de las fuerzas que actúan sobre la cuña.

4.- ROTURA EN CUÑA TRIEDRICA

Las cuñas triédricas aparecen principalmente en rocas blandas, en las que se movilizan tres planos, que normalmente corresponden a un plano de falla, un plano lateral de rotura a través del terreno y otro plano casi horizontal de rotura a través del terreno, que forma un triedro con los dos anteriores; el bloque que desliza queda delimitado por este triedro, el plano del talud y el plano de coronación (ver Figura 12).

Para analizar el deslizamiento del bloque que se acaba de definir, se considerarán las siguientes simplificaciones:

- El bloque es indeformable.
- Se asimila el bloque a un tronco de pirámide cuyas caras serían el plano de la falla, los dos de rotura a través del macizo, el plano del talud y el de coronación.
- Las fuerzas desestabilizadoras actúan sobre los tres planos que definen el triedro, es decir, existe una componente del peso del bloque sobre cada uno de estos tres planos.
- El tronco de pirámide del bloque elemental (ver Figura 12) se divide en tres sub-bloques definidos respectivamente por el plano que contiene la arista de intersección del

plano de falla y el de rotura lateral y los planos verticales que pasan por las aristas de intersección del plano de falla y el de rotura lateral con el plano de la base.

- El equilibrio de fuerzas se determinan mediante proyecciones sobre la dirección de la arista de intersección del plano de falla y el de rotura en los sub-bloques laterales y por la proyección sobre la base inferior en el sub-bloque definido sobre la misma.
- El método es de los denominados simplificados, ya que no cumple todas las condiciones de equilibrio.

El coeficiente de seguridad del bloque triédrico se define como el cociente entre la resultante de las fuerzas resistentes y la de las fuerzas desestabilizadoras.

Para determinar los esfuerzos que actúan sobre los sub-bloques, en primer lugar se calculan sus volúmenes y los correspondientes pesos; los de los bloques laterales se proyectan sobre una paralela a su intersección y sobre la normal a ella en un plano vertical. El peso del sub-bloque inferior se proyecta sobre el plano de base.

Una vez determinados los esfuerzos

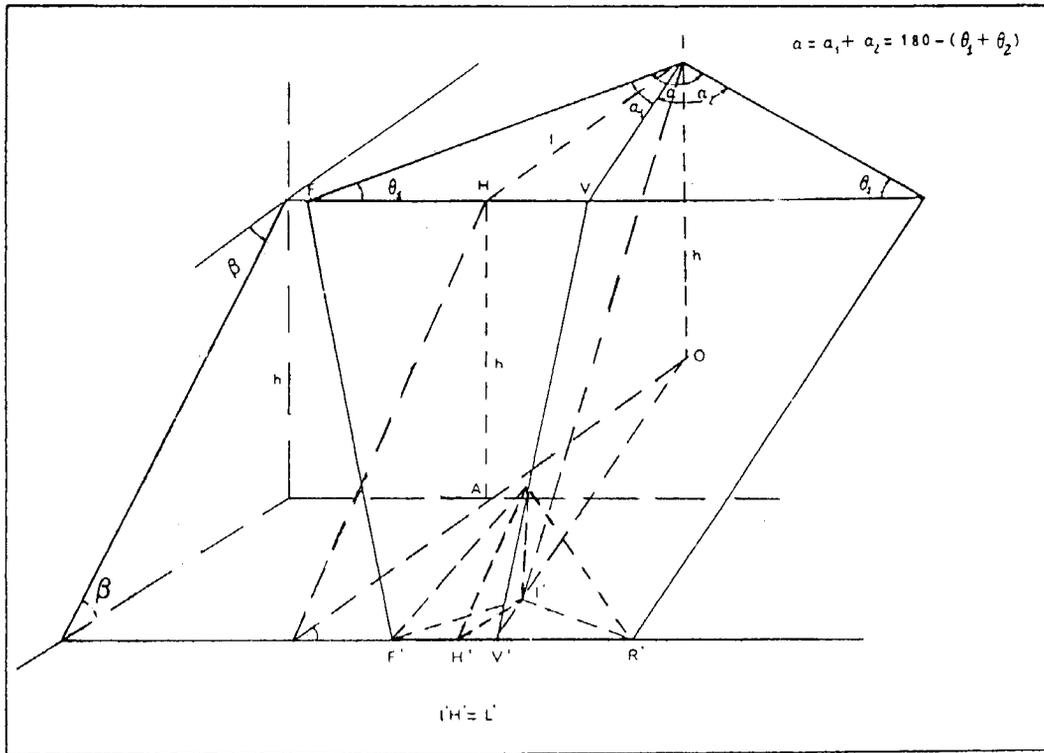


Figura A12. Esquema de una cuña triédrica.

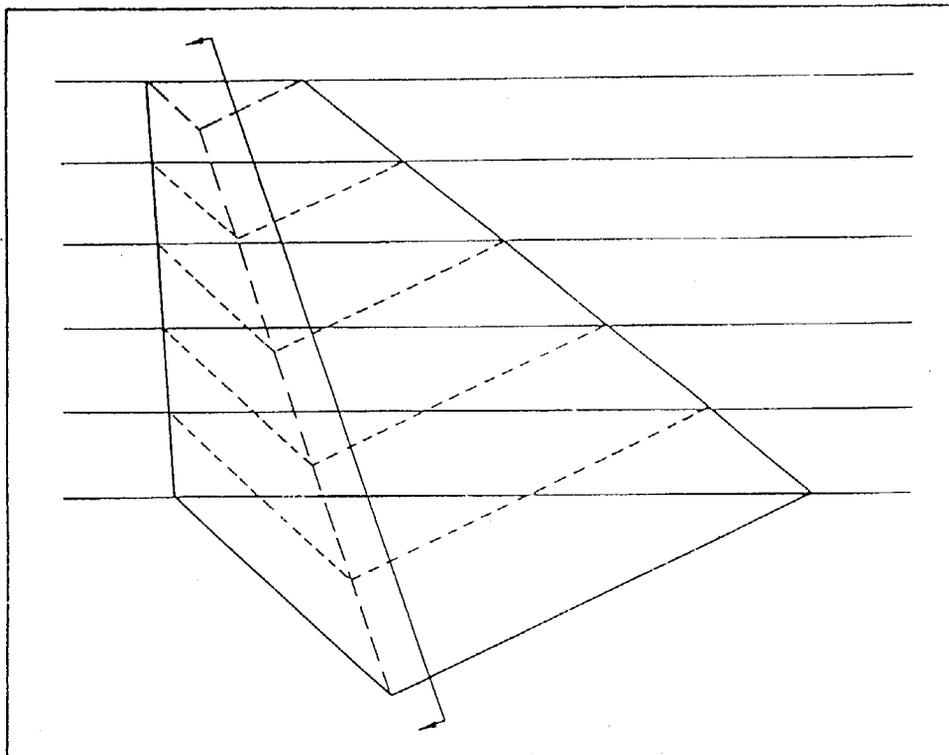


Figura A12a. Esquema de una cuña triédrica.

tangenciales y normales en cada sub-bloque, queda definida la fuerza desestabilizadora total como la suma de los esfuerzos tangenciales de cada sub-bloque. Las fuerzas resistentes totales se obtienen como la suma de las fuerzas debidas a la cohesión y las de fricción en cada sub-bloque. Las primeras se determinan multiplicando el área de cada plano por la cohesión estimada; las fuerzas resistentes debidas a la fricción se obtienen mediante el producto de las fuerzas normales de cada sub-bloque por la tangente del ángulo de fricción del material, para los planos laterales, o para el plano de falla, de su ángulo de fricción

Después de haber descrito la forma de obtener el coeficiente de seguridad de la cuña triédrica para definir el coeficiente de seguridad del talud se realizan varios tanteos hasta obtener un coeficiente de seguridad mínimo, que es el adoptado como coeficiente de seguridad del talud.

Para determinar el mínimo, se fijan los valores de θ_2 y B_r correspondiente al rumbo y buzamiento del plano lateral de rotura (Figura 12a) y se calcula el mínimo para valores crecientes de la longitud d , que es la distancia, sobre la traza de la

falla con el plano superior, entre el talud y el plano lateral de rotura. A continuación, se dan valores crecientes a B_r hasta alcanzar el valor de 90° , determinándose el mínimo del coeficiente de seguridad con la variación de θ_2 se define como el mínimo absoluto, que es el coeficiente de seguridad del talud.

Cuando el terreno tiene una estructura definida, la rotura lateral de la cuña triédrica se producirá con toda probabilidad por un plano paralelo a los planos de junta, quedando perfectamente definidos los ángulos θ_2 y B_r , por lo que sólo será necesario variar el valor de la longitud para obtener el coeficiente de seguridad mínimo.

Si el talud tiene varias bermas, hay que tener en cuenta el ancho de las bermas de los taludes, obteniendo el volumen total como suma de un conjunto de volúmenes elementales, con las debidas precauciones, ya que por ejemplo, según el tamaño del triángulo de la base de la cuña triédrica, el sub-bloque de base puede ser una pirámide, un tronco de pirámide o un tronco de pirámide más una pirámide.

5.- ROTURA CIRCULAR DE TALUDES

La rotura circular de taludes tiene lugar en suelos, rocas blandas o, en general, cuando el macizo rocoso está muy alterado o meteorizado.

Para analizar la estabilidad de un talud susceptible de sufrir una rotura circular, es necesario estimar la posición del centro y radio del círculo a lo largo del cual se puede producir el deslizamiento; este círculo, de radio r , queda definido por la línea en la cual la relación entre la resistencia al corte de la roca y los esfuerzos tangenciales que tienden a romper a cortante la roca, es mínima.

Las fuerzas que actúan sobre la masa de terreno inestable son las siguientes (Figura 13):

- Peso, P .
- Resultante de las fuerzas exteriores, R .
- Resultante de las fuerzas tangenciales a lo largo de la línea de rotura, T .
- Resultante de las fuerzas efectivas normales a la línea de rotura, N .
- Resultante de las presiones de agua en la línea de rotura, U .

La posición del círculo de rotura más

probable, se puede determinar mediante iteraciones, ya que por métodos analíticos, el problema no suele tener solución.

Cuando la geometría de la rotura no es circular, la línea de rotura es muy irregular, por lo cual, para el análisis de estabilidad es necesario dividir la masa susceptible de deslizamiento en un conjunto de rebanadas y estudiar el equilibrio de cada una de ellas aisladamente, teniendo en cuenta la influencia de todas las demás. El problema presenta más incógnitas que ecuaciones; esto obliga a realizar unos supuestos, que son los que caracterizan y diferencian unos métodos de otros. En la Figura 14, se presenta esquemáticamente una rebanada intermedia de una masa de roca en la que puede tener lugar una rotura circular. Al aislar la faja de anchura Δx_i , hay que considerar las fuerzas que ejercen las rebanadas superiores e inferiores a la considerada, junto con los empujes de agua. Estas fuerzas son F_T y F_N , tangencial y normal a cada cara de la rebanada; en la misma dirección que F_N actúa el empuje de agua U_L . A lo largo de la línea de rotura se ejercen unas fuerzas T_R y N_R , junto con el empuje de agua

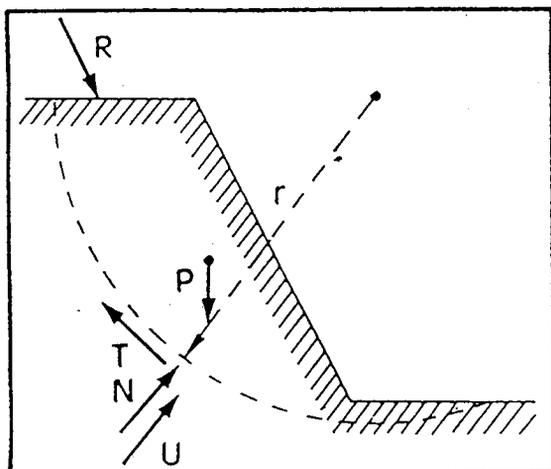


Figura A13. Esquema de rotura circular con las fuerzas que actúan.

U_R , originado por las presiones intersticiales, como los anteriores empujes de agua considerados.

Para resolver un problema con n rebanadas, se dispone de $3n$ ecuaciones: para cada rebanada, equilibrio de fuerzas horizontales, equilibrio de fuerzas verticales y de momentos. Sin embargo, las incógnitas a resolver son $4n-2$.

- n Valores de N_{Ri}
- $n-1$ Valores de F_{Ni}
- $n-1$ Valores de F_{Ti}
- 1 Valor del coeficiente de seguridad requerido, FS

Para que el problema tenga solución, hay que estimar $4n - 2 - 3n = n - 2$ parámetros.

El coeficiente de seguridad FS está definido por el cociente entre el momento de las fuerzas resistentes al deslizamiento a lo largo de la línea de rotura y el momento de las fuerzas que tienden a mover la masa deslizante.

El momento de las fuerzas resistentes en la rebanada i , se determina tomando momentos respecto del centro del círculo de rotura, de radio r . Según la nomenclatura de la Figura 14 resulta:

$$M_R = r \sum_{i=1}^{i=n} (S + \sigma'_i \operatorname{tg} \varnothing) \Delta l_i =$$

$$= r \left(S L + \operatorname{tg} \varnothing \sum_{i=1}^{i=n} N_{Ri} \right)$$

donde:

- S es la cohesión de la roca
- i es la tensión efectiva
- \varnothing es el ángulo de rozamiento interno de la roca
- L es la longitud del círculo de rotura.

El momento de las fuerzas que tienden a originar el deslizamiento es el siguiente:

$$M_D = r \sum_{i=1}^{i=n} P_i \operatorname{sen} \theta_i$$

y el coeficiente de seguridad resulta:

$$F.S. = \frac{S L + \operatorname{tg} \varnothing \sum_{i=1}^{i=n} N_{Ri}}{\sum_{i=1}^{i=n} P_i \operatorname{sen} \theta_i}$$

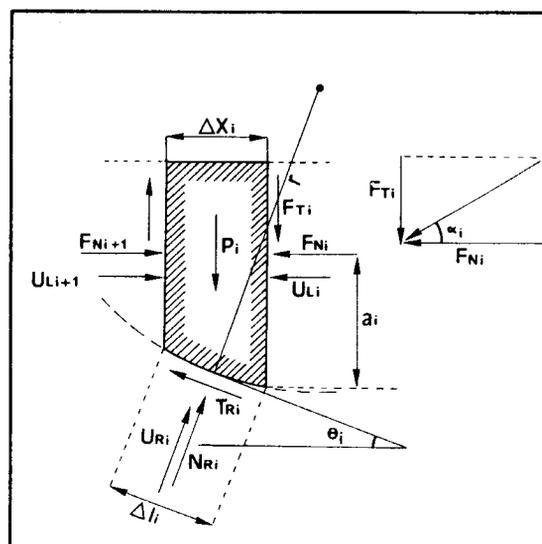


Figura A14. Método de las fajas en rotura circular. Equilibrio sobre una faja.

5.1.- METODO DE BISHOP

La simplificación que se hace en este procedimiento de cálculo consiste en suponer que las fuerzas que las demás fajas

ejercen sobre los laterales de la rebanada considerada, tienen nula la componente vertical de la resultante. A partir de la ecuación general del coeficiente de seguridad, se llega a la siguiente expresión:

$$FS = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} \left[S \Delta x_i + (P_i U_i \Delta x_i) \operatorname{tg} \varnothing \right] \left[\cos \theta_i \left(1 + \frac{\operatorname{tg} \theta_i \operatorname{tg} \varnothing}{FS} \right) \right]}{\sum_{i=1}^{i=n} P_i \operatorname{sen} \theta_i}$$

Como el coeficiente de seguridad aparece en los dos miembros de la ecuación, para obtener el valor de FS hay que realizar un procedimiento iterativo fácilmente programable con un ordenador personal.

Al determinar el valor de FS se introduce un error, ya que se dispone de más ecuaciones que incógnitas después de haber realizado la simplificación inicial.

5.2.- METODO DE FELLENIUS

Aquí la simplificación consiste en suponer nula la componente de la resultante de las fuerzas que actúan sobre los laterales de cada faja según la dirección normal al círculo de deslizamiento de la misma.

En este caso, el coeficiente de seguridad se expresa mediante la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{SL + \operatorname{tg} \varnothing \sum_{i=1}^{i=n} (P_i \cos \theta_i + U_{Ri} \Delta l_i)}{\sum_{i=1}^{i=n} P_i \operatorname{sen} \theta_i}$$

Con este procedimiento, al igual que en el de Bishop, el coeficiente de seguridad queda sobredeterminado, al disponerse de más ecuaciones que de incógni-

tas; por este motivo se pierde precisión en la obtención del valor del coeficiente de seguridad, alcanzándose valores de dicho coeficiente hasta 1,5 veces mayores que el real.

5.3.- METODO DE JAMBU

En el método de Jambu se adopta la hipótesis de fijar la altura del punto de aplicación de la reacción normal de una rebanada sobre la siguiente. Con esta simplificación se introducen $n - 1$ hipótesis y por consiguiente no se cumplen todas las condiciones de equilibrio.

Con el método de Jambu se pueden analizar superficies de forma cualquiera.

5.4.- METODO DE SPENCER

Este método, a diferencia de los anteriores, es exacto, ya que tiene el mismo número de ecuaciones que de incógnitas, al haber introducido una nueva incógnita, α . La hipótesis de este método consiste en suponer que la fuerza lateral sobre cada rebanada, forma un ángulo constante con la horizontal:

$$\frac{F_{Ti}}{F_{Ni}} = \operatorname{tg} \alpha$$

5.5.- METODO DE MORGENSTERN

Análogamente al método de Spencer, el de Morgenstern es un método exacto, que introduce una incógnita, el parámetro k , según la siguiente relación:

$$\frac{F_{Ti}}{F_{Ni}} = k f(x)$$

donde:

$f(x)$ es una función que se elige arbitrariamente, siendo necesario un ordenador para realizar los tanteos precisos para que la función $f(x)$ sea la más idónea.

6.- ROTURA DE LOS TALUDES DE MURO

6.1.- ROTURA POR EL PIE DEL TALUD

Para que se produzca este tipo de rotura cuyo esquema se presenta en la Figura 15, se requiere mucha altura de talud y poco espesor entre el talud y el primer plano de la estratificación. En estas condiciones, se llegan a producir fuertes concentraciones de tensión en el pie del talud, un descenso del paquete formado por la cara del talud y la estratificación.

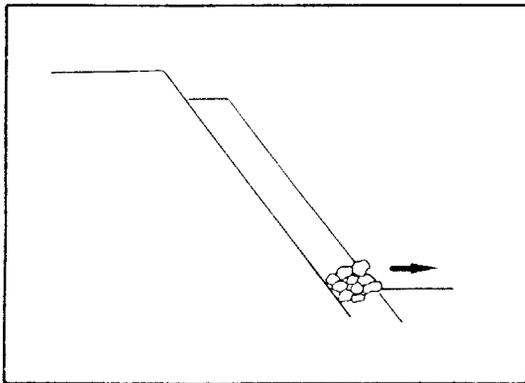


Figura A15. Rotura por el pie.

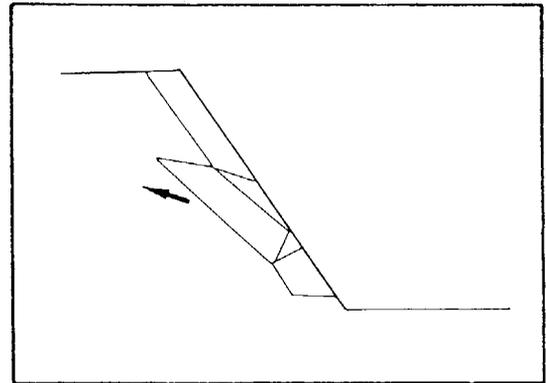


Figura A16. Rotura por una junta transversal.

6.2.- ROTURA SEGUN DISCONTINUIDADES TRANSVERSALES

En la Figura 16, se presenta un esquema de rotura de un talud cuando aparece una discontinuidad con rumbo subparalelo al del talud y con menor pendiente que éste. El volumen de roca del deslizamiento frecuentemente es mucho más importante que en el caso de rotura por el pie del talud.

6.3.- ROTURA POR ESTRUSION DE BLOQUES

Las roturas por estrusión de bloques tienen lugar cuando aparecen unas discontinuidades menores conjugadas con la estratificación (Figura 17-a), o bien cuando existe un cambio de pendiente del talud y de la estratificación (Figura 17-b), observándose una convexidad en la cara del talud, lo cual puede favorecer la estrusión de los bloques formados por la estratificación, cara del talud y juntas transversales.

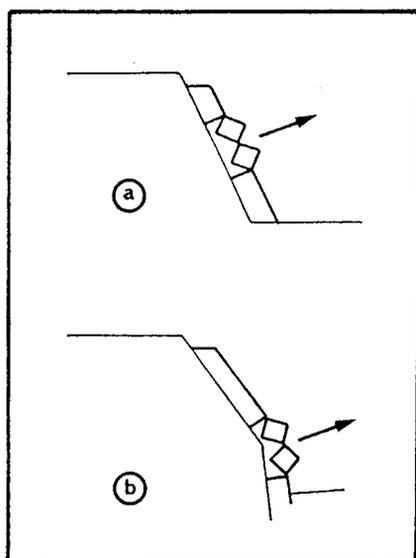


Figura A17. Rotura por extrusión de bloques.

6.4.- ROTURA POR PANDEO

En la Figura 18, se muestra un esquema de la rotura por padeo. Las condiciones que deben cumplirse para que se desarrolle el padeo, son las siguientes:

- 1.- Pequeño espesor entre el talud y el primer banco de la estratificación.
- 2.- Mucha altura de banco.
- 3.- Cambios de buzamiento de la estratificación.

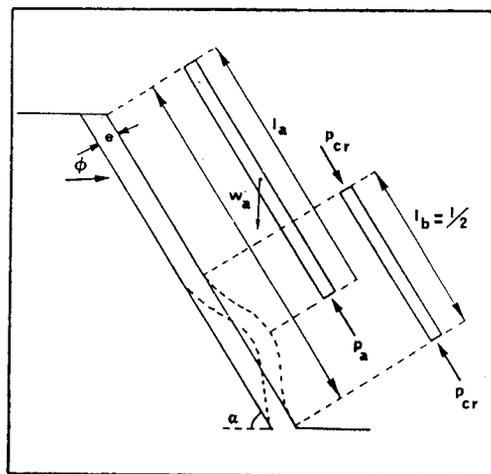


Figura A18. Esquema para el cálculo de una rotura por padeo.

La rotura por padeo se resuelve mediante la teoría de Euler.

$$\frac{P_{CR}}{b} = \frac{k \pi^2 E M}{b l_b^2}$$

siendo:

- P_{CR} = presión crítica
 b = anchura del banco
 k = 1
 M = momento de inercia
 E = módulo de elasticidad de Young
 l_b = longitud pandeada del estrato

$$M = \frac{bc^3}{12}$$

$$P_a = W_a \operatorname{sen} \alpha - W_a \cos \alpha \operatorname{tg} \phi - l_a bc$$

Siendo C la cohesión de la estratificación.

Además, se supone que el padeo se producirá a lo largo de la mitad inferior del estrato, considerándose que la parte superior al punto medio de la zona pandeada está ejerciendo el empuje que origina el padeo.

$$l_a = 3/4 l$$

El pandeo se producirá cuando la presión P_a , alcance el valor de la presión crítica, dada por la teoría de Euler. El coeficiente de seguridad viene dado por:

$$CS = \frac{P_{CR}}{P_a}$$

6.4.- ROTURA EN DOS BLOQUES

En ciertos casos en los que aparecen una discontinuidad buzando hacia el interior del macizo rocoso y una discontinuidad conjugada a la estratificación, puede desencadenarse la rotura en dos bloques del talud, bien por expulsión del bloque inferior (Figura 19-a), o por vuelco de dicho bloque (Figura 19-b).

Las condiciones que deben observarse en estas roturas son las siguientes:

- 1.- Existencia de planos de estratificación de muy baja resistencia al corte, paralelos a la cara del talud.
- 2.- Existencia de discontinuidades subverticales y subparalelas a las capas, que separan físicamente los dos bloques, en que se rompe el talud.
- 3.- Existencia de empujes de agua sobre los dos bloques.
- 4.- Existencia de discontinuidades normales a la estratificación y de rumbo

subparalelo a la misma. Estas discontinuidades pueden provocar la rotura del talud al ser descalzadas cuando va profundizando la mina.

Tanto en la rotura por expulsión como por vuelco del bloque inferior, el empuje del bloque superior sobre el inferior se calcula de la misma forma en ambos casos. Las ecuaciones de equilibrio que se plantean son las siguientes (Figura 20):

$$P_1 \cos \theta - N - U + E \sin(\theta - \varnothing + 90 - \alpha) = 0$$

$$\tau - P_1 \sin \theta + E \cos(\theta - \varnothing + 90 - \alpha) = 0$$

$$\tau = N \operatorname{tg} \varnothing_1$$

$$E = \frac{P_1 (\sin \theta - \cos \theta \operatorname{tg} \varnothing_1) + U \operatorname{tg} \varnothing_1}{\sin(\theta - \varnothing + 90 - \alpha) \operatorname{tg} \varnothing_1 + \cos(\theta - \varnothing + 90 - \alpha)}$$

En la rotura por expulsión del bloque inferior las ecuaciones de equilibrio que se plantean son las siguientes (Figura 21):

$$N + V - P_2 \sin \theta - E \cos(\theta - \varnothing + 90 - \alpha) = 0$$

$$\tau - U + W \cos \theta - E \sin(\theta - \varnothing + 90 - \alpha) = 0$$

$$\tau_e = N \operatorname{tg} \varnothing_2$$

El coeficiente de seguridad de esta rotura viene dado por:

$$CS = \frac{\tau_e}{\tau}$$

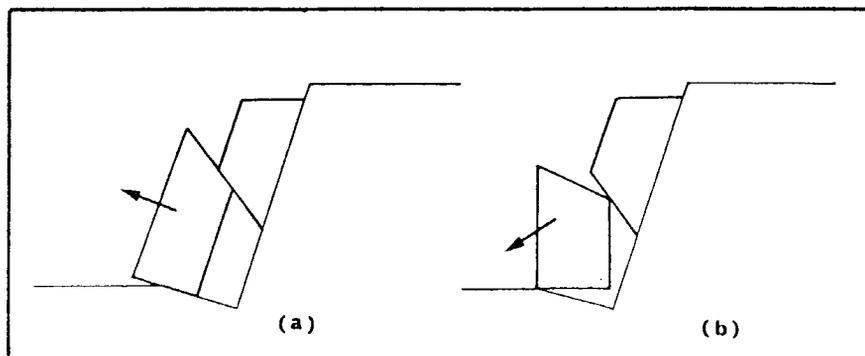


Figura A19. Rotura en dos bloques.

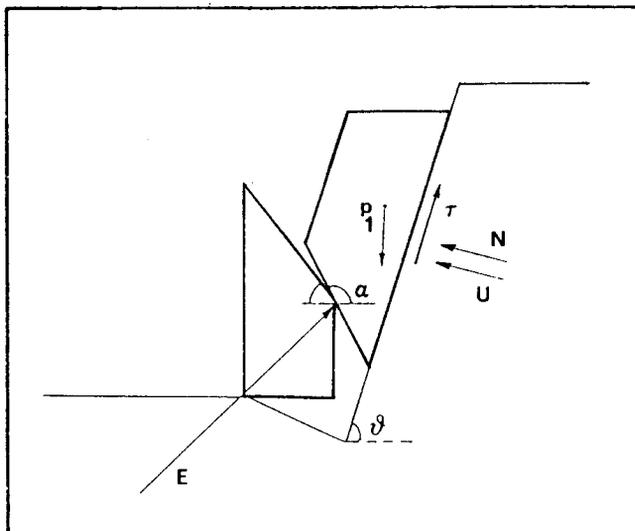
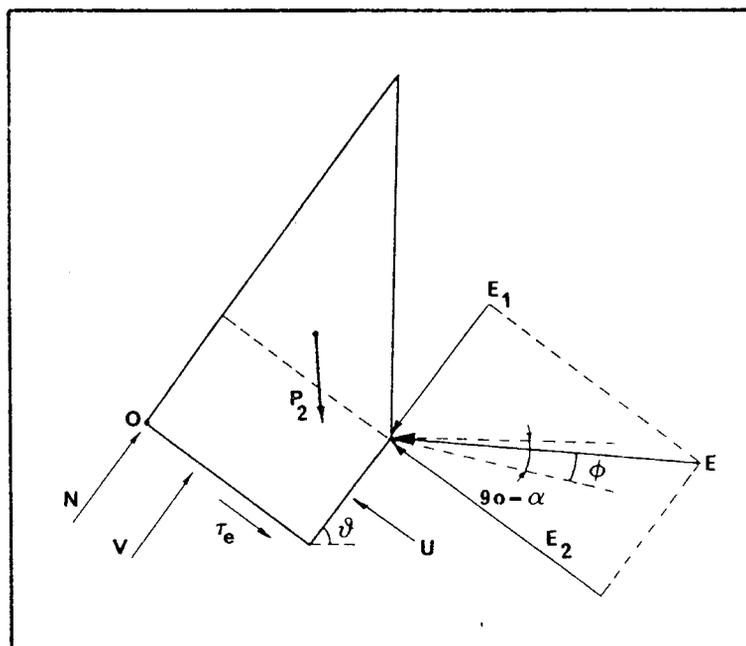


Figura A20. Esquema de fuerzas en el bloque superior en el método de los dos bloques.

Para calcular el coeficiente de seguridad del bloque inferior en caso de que este vuelque, con el esquema de fuerzas de la Figura 21, se define el coeficiente de seguridad como el cociente del mo-

mento de las fuerzas que evitan el vuelco del bloque inferior alrededor del punto O y el momento de las fuerzas que favorecen el vuelco.

Figura A21. Esquema de fuerzas en el bloque inferior en el método de los dos bloques.



7.- ROTURA POR VUELCO DE TALUDES

Las roturas por vuelco de taludes, aparecen principalmente cuando el rumbo del plano de discontinuidad (falla, estratificación, etc.) coinciden aproximadamente con el del plano del talud y además tiene un buzamiento muy fuerte hacia el interior del macizo rocoso.

Cuando el macizo rocoso presenta un conjunto de paquetes que quedan en voladizo, se produce el vuelco por flexión (Figura 22-a); además, puede aparecer una familia de discontinuidades conjugada con la principal, produciéndose en

este caso un vuelco de bloques (Figura 22-b) o un vuelco de bloques por flexión (Figura 22-c).

De los métodos analíticos para resolver los problemas de vuelco de taludes, uno de los más difundidos es el propuesto por Goodman, que se adapta sobre todo a taludes que presentan roturas con base escalonada ascendente de forma regular.

En la Figura 23, se muestra la geometría del modelo, del que surgen las siguientes relaciones:

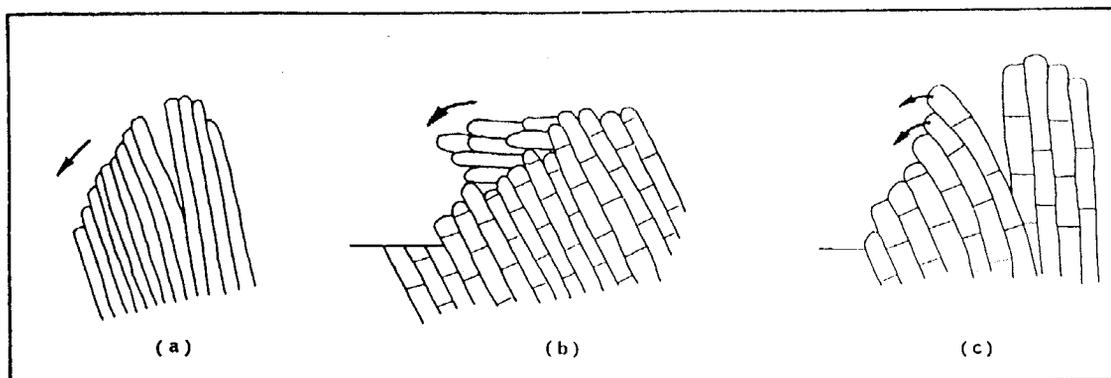


Figura A22. Tipología de rotura por vuelco.

$$\begin{aligned} a_1 &= \Delta x \operatorname{tg}(\theta - \alpha) \\ a_2 &= \Delta x \operatorname{tg} \alpha \\ b &= \Delta x \operatorname{tg}(\beta - \alpha) \end{aligned}$$

Para los cálculos, la numeración de los bloques se realiza comenzando por el bloque inferior del desmonte. La altura de un bloque por debajo de la coronación es la siguiente:

$$Y_n = n(a_1 - b)$$

y por encima de la coronación:

$$Y_n = Y_{n-1} - a_2 - b$$

Considerando un bloque aislado situado en un plano inclinado, según se observa en la Figura 23, dicho bloque volcará cuando $Y_n/\Delta x > \operatorname{ctg} \alpha$; deslizará en el caso de que $\operatorname{ctg} \alpha < \operatorname{ctg} \varnothing$ y experimentará un vuelco con deslizamiento cuando tengan lugar las dos condiciones anteriores simultáneamente, siendo \varnothing el ángulo de fricción en el plano del escarpe.

En estas condiciones, en la parte alta del desmonte se producirá un deslizamiento siempre que $\alpha > \varnothing$, ya que los bloques no tienen esbeltez suficiente para volcar. Los bloques intermedios ya pueden volcar por su esbeltez y los bloques inferiores, aunque no tienen esbeltez suficiente para volcar, pueden hacerlo, o bien, deslizar debido al empuje producido por los bloques intermedios al volcar.

A partir de las Figuras 23 y 24, se pueden establecer las relaciones para obtener las alturas respecto a la base de los bloques de los puntos considerados para la transmisión de esferas de unos bloques a otros.

Por debajo de la coronación:

$$\begin{aligned} M_n &= Y_n \\ L_n &= Y_n - a_1 \end{aligned}$$

En coronación:

$$\begin{aligned} M_n &= Y_n - a_2 \\ L_n &= Y_n - a_1 \end{aligned}$$

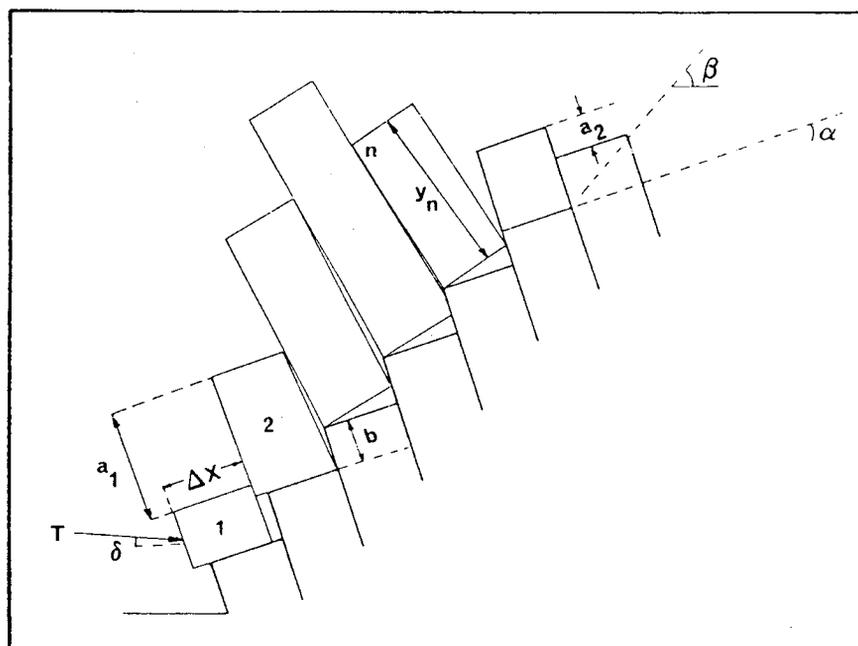


Figura A23. Modelo de Goodman.

Sobre la coronación:

$$M_n = Y_n - a_2$$

$$L_n = Y_n$$

Para evitar que un bloque deslice, la fuerza $P_{n-1,s}$ requerida suponiendo que el coeficiente de fricción μ es igual entre bloques y en la base de los mismos, se obtiene a partir de la relación:

$$S_n = \mu R_n$$

donde, según la Figura 24:

$$R_n = W_n \cos \alpha - \mu(P_{n-1,s} - P_n)$$

$$S_n = W_n \sin \alpha - (P_{n-1,s} - P_n)$$

resultando el siguiente valor:

$$P_{n-1,s} = P_n - \frac{W_n(\mu \cos \alpha - \sin \alpha)}{1 - \mu^2}$$

Para obtener la fuerza $P_{n-1,t}$ necesaria para evitar el vuelco, tomando momentos respecto al punto 0 en la Figura 24 resulta:

$$P_{n-1,t} = \frac{P_n(M_n + \mu \Delta x) + W_n/2(Y_n \sin \alpha - \Delta x \cos \alpha)}{L_n}$$

En el bloque inferior del desmonte, si se supone aplicada una fuerza, procedente de un anclaje, muro de contención, etc., se puede calcular dicha fuerza a partir de las relaciones de $P_{n-1,s}$ y $P_{n-1,t}$, para que el talud esté en equilibrio.

El coeficiente de seguridad queda definido por el siguiente valor:

$$FS = \frac{\mu \text{ real}}{\mu \text{ requerido}}$$

donde:

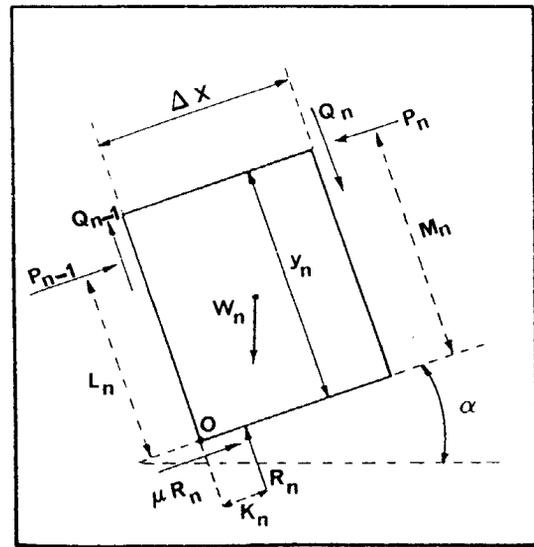


Figura A24. Relación de fuerzas sobre un bloque del talud.

μ real es el coeficiente de fricción que existe realmente entre estratos y en la base de los bloques.

μ requerido es el coeficiente de fricción utilizado en las relaciones $P_{n-1,t}$ y $P_{n-1,s}$ para los cálculos de transmisión de esfuerzos.

La forma de operar es la siguiente:

Tomando como dato de partida la μ real, se utiliza una μ de cálculo, obteniéndose los valores de $P_{n-1,t}$ y $P_{n-1,s}$ para cada bloque, tomándose el mayor valor de los dos como fuerza transmitida al bloque inferior. Procediendo de este modo desde el último bloque hasta el primer bloque del desmonte, se obtiene el valor de la fuerza de anclaje para que el talud esté en equilibrio. De esta manera se puede determinar la fuerza de anclaje necesaria para estabilizar el desmonte con el coeficiente de seguridad deseado.

APENDICE 2
CARACTERISTICAS GEOMECANICAS
DE LAS FORMACIONES CARBONIFERAS

1.- ECUACION DE BARTON

Los ángulos de fricción se estiman mediante la ecuación de Barton, cuya expresión es la siguiente:

$$\tau = \sigma_n \operatorname{tg} \left[JRC \log_{10} \frac{JCS}{\sigma_s} + \phi_r \right]$$

donde:

- τ = resistencia de pico al corte
- σ_n = *tensión efectiva normal*
- JRC = coeficiente de rugosidad de la discontinuidad
- JCS = resistencia a compresión simple de los labios de la discontinuidad
- ϕ_r = ángulo residual de fricción.

El término entre corchetes de la ecuación es el ángulo de fricción de pico, ϕ_p .

Por otra parte, es importante indicar que los parámetros JCS y JRC están influenciadas por la escala del ensayo, alcanzándose una resistencia al corte de pico «in situ» de hasta el 40% de la obtenida en ensayos de laboratorio.

El coeficiente de rugosidad de las juntas, JRC , se determina por comparación con 10 perfiles sobre una escala de 10 cm (ver Figura A2-1).

La resistencia a compresión simple de la discontinuidad se estima mediante el martillo de Schmidt, que registra el rebote de un cilindro metálico que, impulsado por un muelle, choca contra la roca.

En la Figura A2-2 se presenta un ábaco que permite obtener el valor del JCS a partir del número de rebotes del martillo de Schmidt (eje de abscisas) y de la línea de densidad de la roca.

El ángulo residual de fricción se determina mediante ensayos de corte residual, o bien a partir del ángulo básico de fricción, que depende exclusivamente del tipo de roca. La relación entre el ángulo básico de fricción y el residual de fricción es la siguiente:

$$\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 (r/R)$$

donde:

- R es el rebote del martillo de Schmidt en superficies secas sin meteorizar
- r es el rebote del martillo de Schmidt en la superficie real de la junta, húmeda y meteorizada

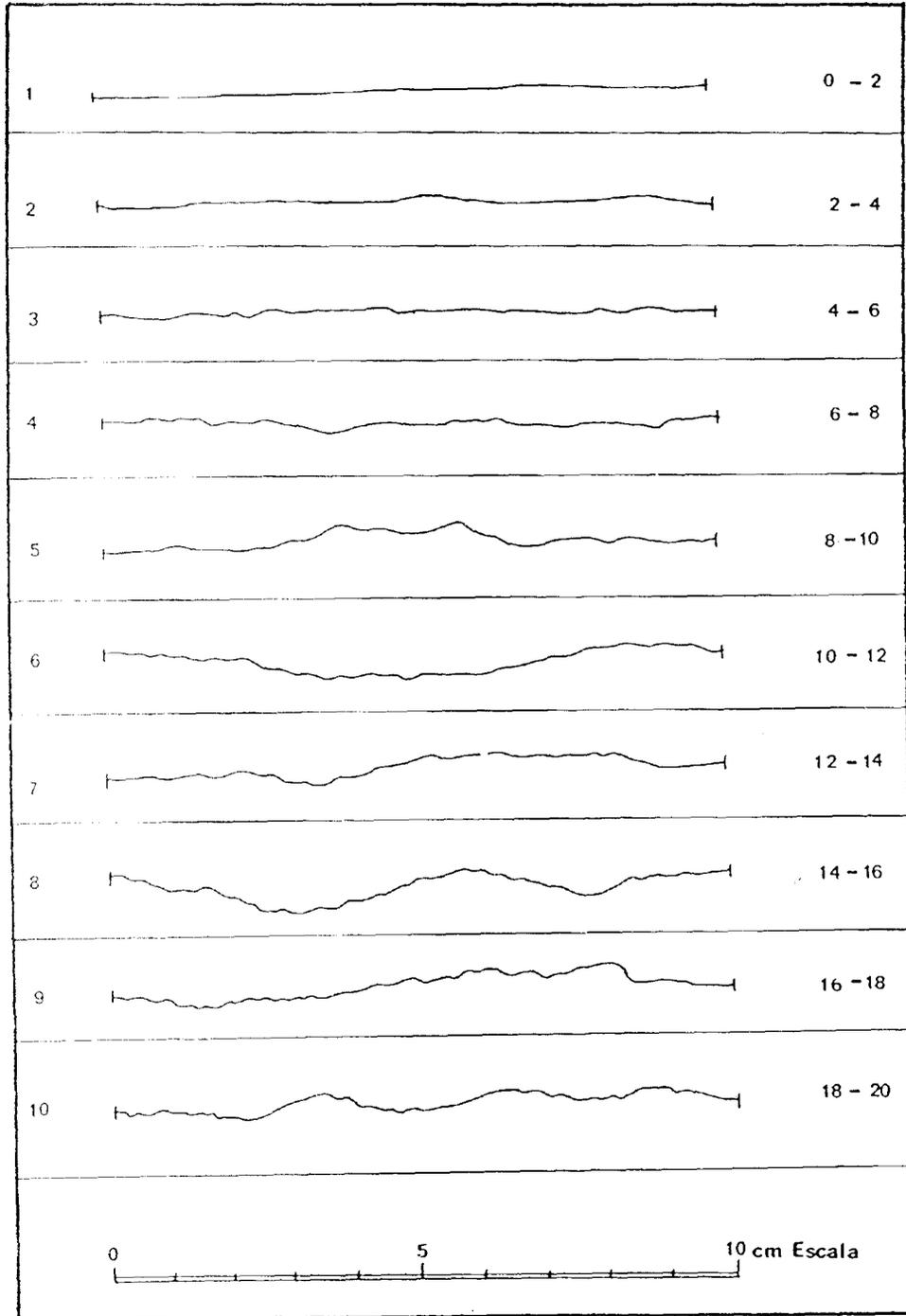


Figura A2-1. Perfiles de rugosidad (I.S.R.M., 1978).

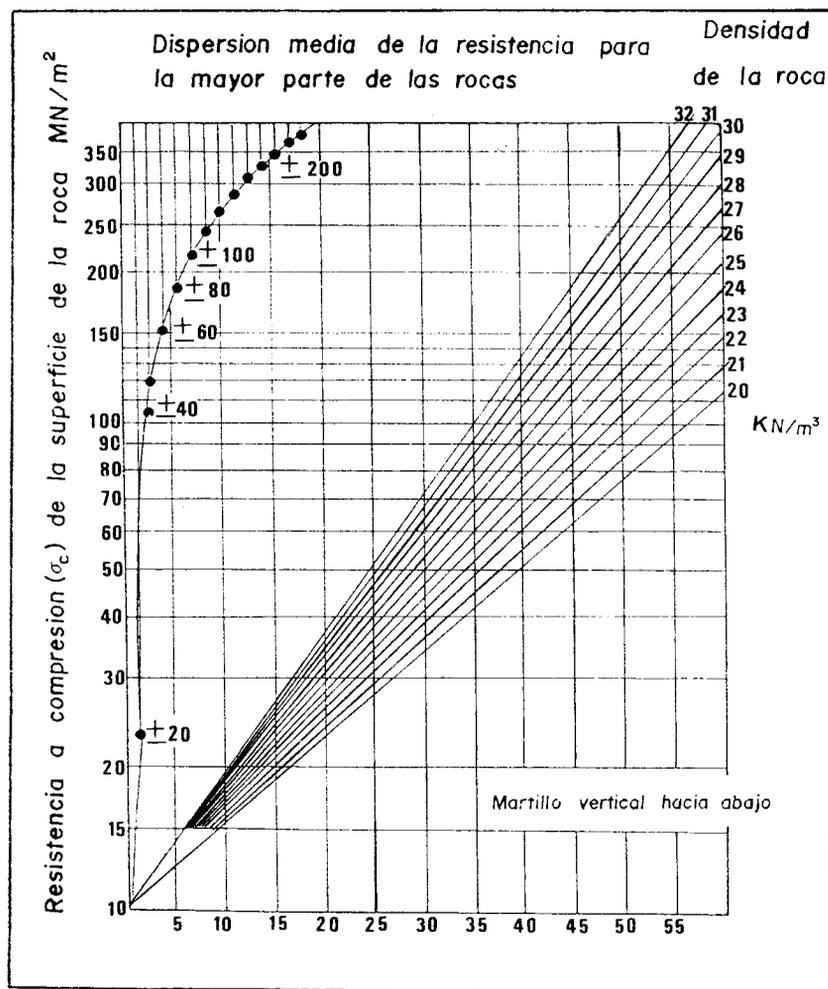


Figura A2-2. Gráfico de correlación para el martillo de Schmidt.
Relación entre la densidad de la roca, la resistencia a
compresión y el número de rebote (I.S.R.M., 1978).

2.- RESISTENCIA AL CORTE: ANGULOS DE FRICCIÓN Y COHESION

En este apartado se presentan un conjunto de gráficas y datos procedentes de los ensayos realizados sobre las distintas litologías que aparecen en las series de los terrenos carboníferos en los que se encuadran las minas estudiadas.

En la Figura A2-3 se presenta la relación entre las tensiones tangenciales y las tensiones normales en ensayos de resistencia al corte de discontinuidades en pizarras de las cuencas de Puertollano y Guadiato (González Vallejo, 1982). En esta figura, se puede observar que la cohesión, que corresponde a los ensayos de corte con tensión normal nula, varía entre 0,25 y 0,55 kg/cm², y los ángulos de fricción tienen valores del orden de 32°.

En la Figura A2-4 (González de Vallejo, 1982), se puede observar el campo

de variación de la cohesión en función del ángulo de fricción de discontinuidades en pizarras.

De ensayos de corte realizados en diaclasas o planos de estratificación (Campos de Orellana, A., 1983), se han obtenido ángulos de fricción comprendidos entre 30° y 35°, siendo estas algo mayores para las areniscas que para las lutitas. El resultado de estos ensayos se presenta en la Figura A2-5.

La Figura A2-6 recoge los resultados de un conjunto de ensayos de corte realizando por Control de Hormigones, S. A. sobre probetas con discontinuidades previamente existentes y abiertas o bien, aserradas de muestras de la ruina La Matona (HUNOSA).

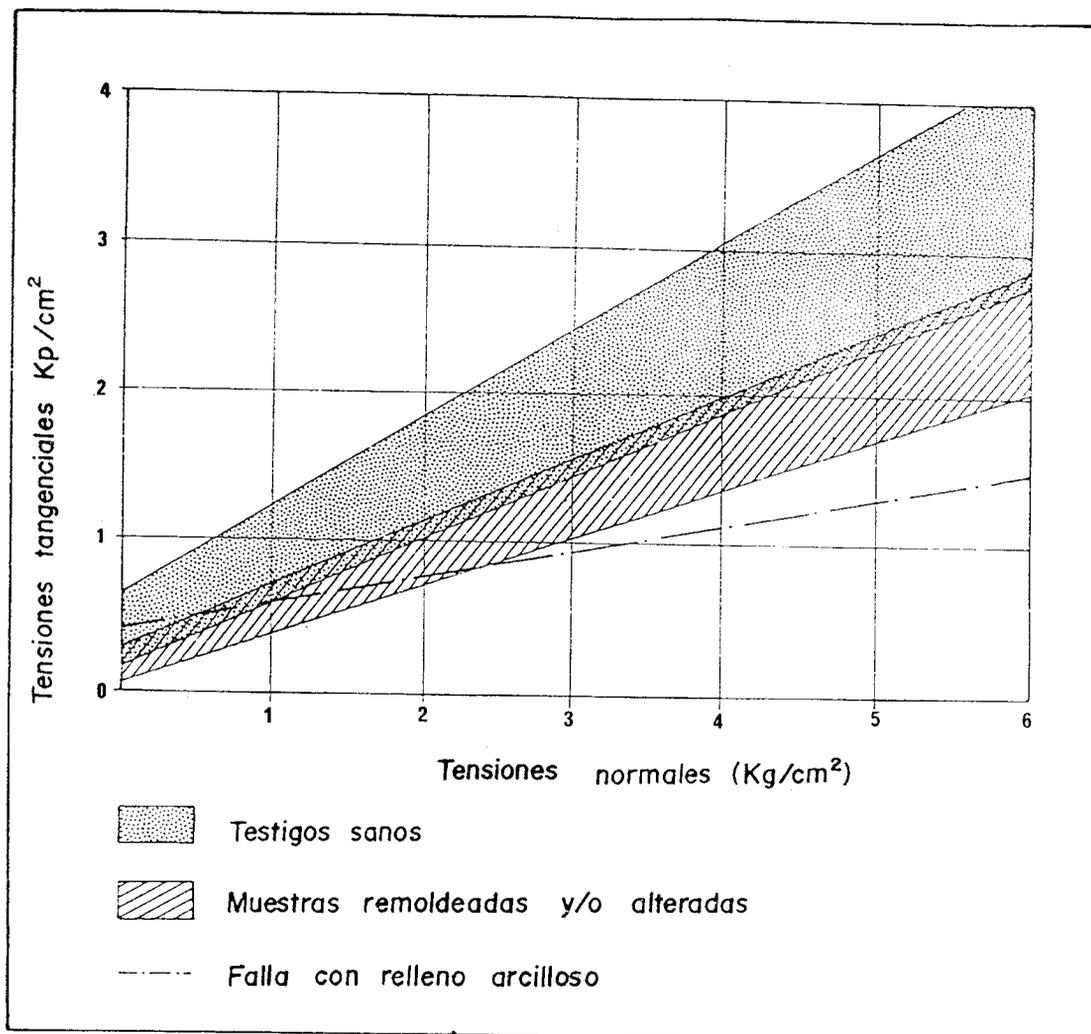


Figura A2-3. Resistencia al corte de discontinuidades en pizarras, de las cuencas de Puertollano y Guadiato (BONZALEZ DE VALLEJO, L., 1982).

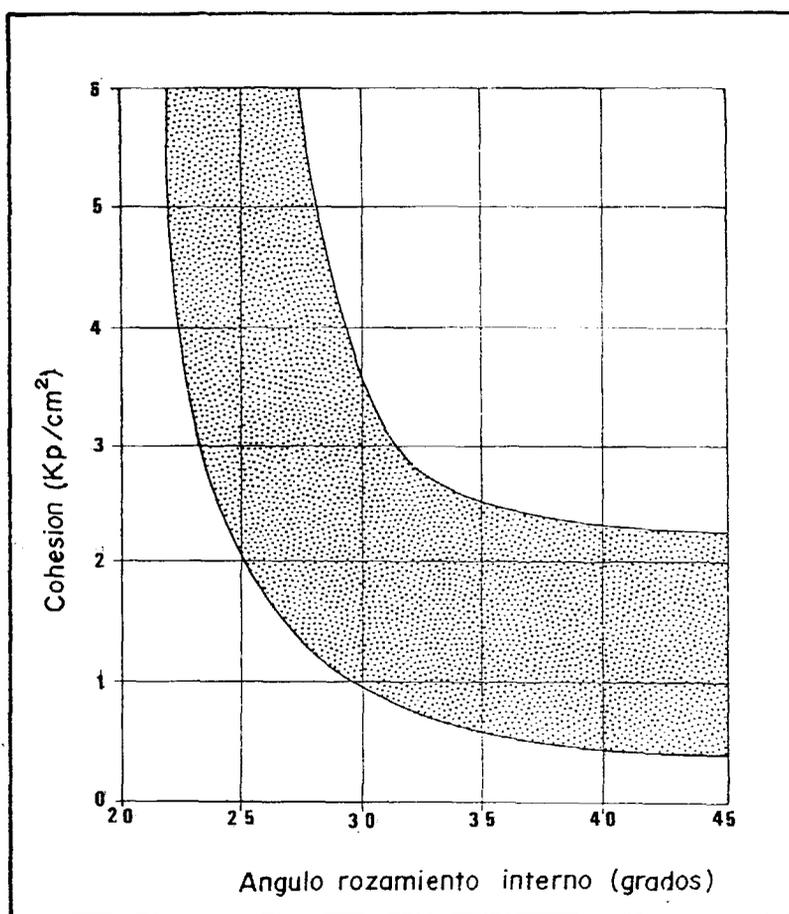


Figura A2-4. Variación del ángulo de rozamiento interno con la cohesión, en pizarras de Puertollano y Guadiato (GONZALEZ DE VALLEJO, L., 1982).

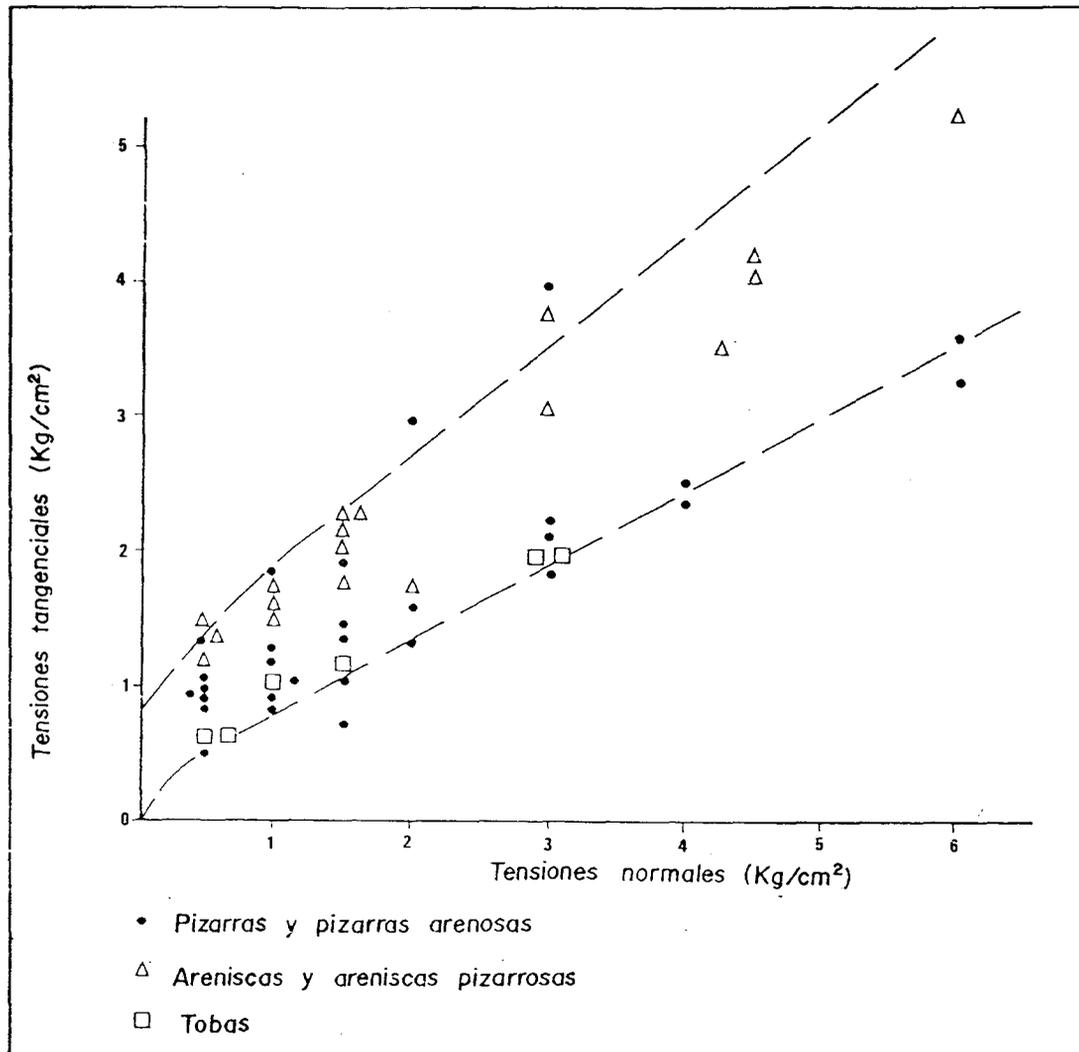


Figura A2-5. Resistencia al corte en testigos de sondeos realizados en la corta Emma de Puertollano, Ciudad Real (CAMPOS DE ORELLANA, A., 1983).

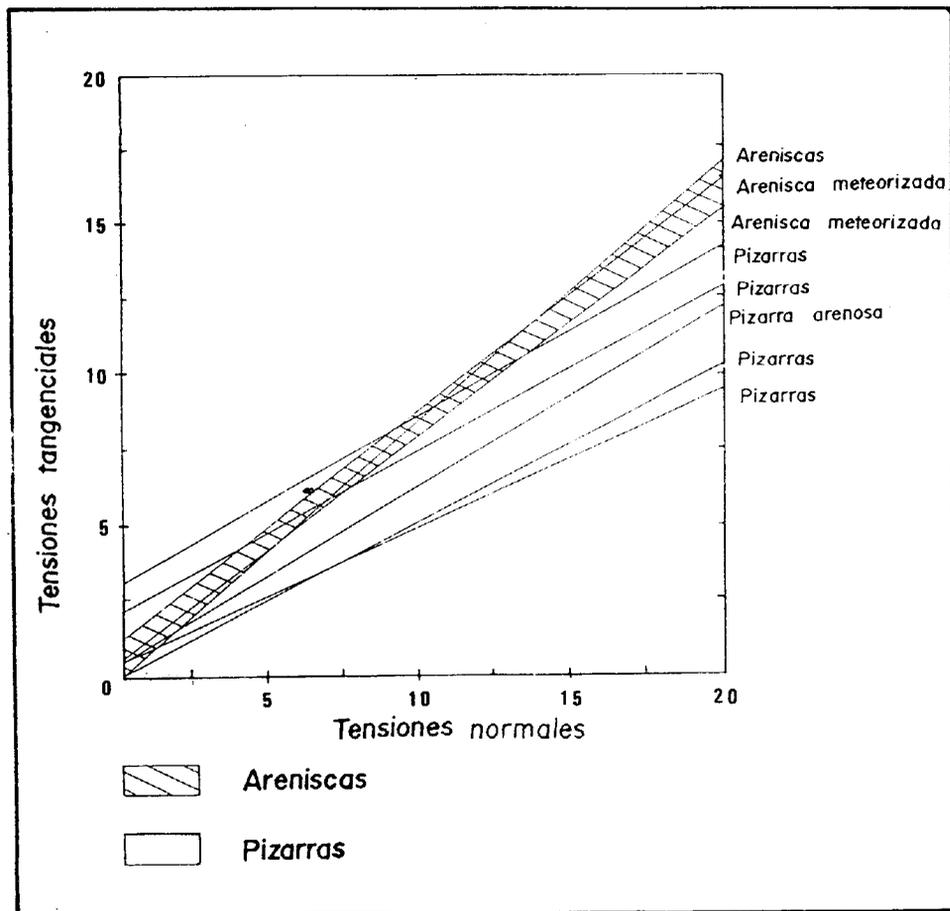


Figura A2-6. *Ángulos de fricción en pizarras y areniscas de muestras tomadas de la mina «La Matona» de HUNOSA.*

3.- MODULOS DE ELASTICIDAD Y RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE

La importancia del módulo de elasticidad de las distintas litologías de las formaciones carboníferas es fundamental en el diseño de los taludes, ya que la carga admisible de pandeo es directamente proporcional al módulo de elasticidad. Por otra parte, la resistencia a compresión simple de la roca guarda cierta relación con el ángulo de fricción de los planos de junta a través del valor del *JCS* y además es un parámetro de

diseño de los taludes que rompen por el pie debido a la excesiva concentración de tensiones en capas muy largas y delgadas.

En la Figura A2-7 se ha representado los valores medios de la resistencia a compresión simple de las pizarras y areniscas de las formaciones carboníferas de Coto Bello, La Matona y Sabero-8, y los valores de los módulos de elasticidad reducidas a macizo rocoso.

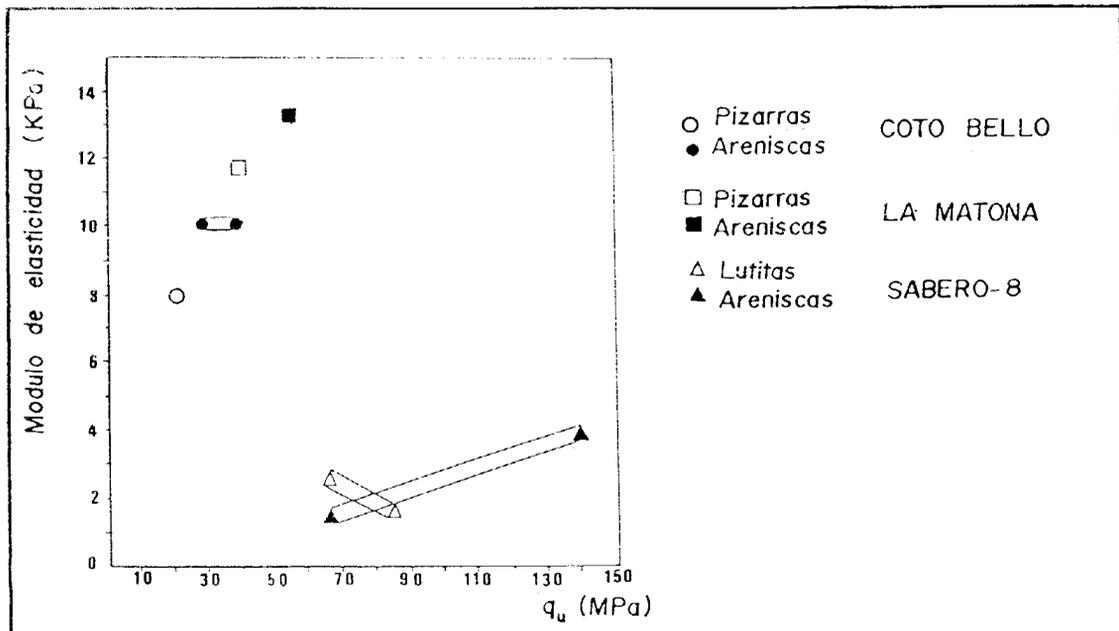


Figura A2-7. Valores medios de la resistencia a compresión simple de pizarras y areniscas en minas de hulla a cielo abierto del Norte de España.

4.- CARACTERISTICAS GENERALES DE LAS CUENCAS

A continuación, en la Tabla A1 se resumen las características estructurales de algunas cuencas carboníferas españolas explotadas a cielo abierto.

Para los yacimientos de edad carbonífera, las capas suelen presentarse muy inclinadas, originándose roturas del macizo rocoso controladas por la estructura, debido también a los planos de debilidad con restos de carbón y materia orgánica que acompañan a estas formaciones y al estado de fracturación que presentan.

Las litologías que aparecen están condicionadas por los ambientes sedimentarios que permiten la deposición del car-

bón. La estructura es muy variable en las distintas cuencas, se observan fuertes plegamientos y grandes fracturas y cabalgamientos, como en Peñarroya en Córdoba y en la Cuenca Central Asturiana.

La anisotropía de los macizos rocosos donde se localizan las costas, cuyo origen está en las propias condiciones de sedimentación y tensiones tectónicas sufridas, condiciona la estabilidad de los taludes de las cortas.

En la Tabla A2 se puede ver una columna litológica típica de las formaciones carboníferas, con los parámetros geomecánicos más influyentes en la resistencia.

TABLA A1
PRINCIPALES CARACTERÍSTICAS DE LAS CUENCAS CARBONIFERAS ESPAÑOLAS
CON EXPLOTACIONES A CIELO ABIERTO (FERRER GIJON, M., 1984)

CUENCA	ESTRUCTURA	LITOLOGIAS ACOMPANANTES	BUZA- MIENTO	POTENCIA CARBON	TIPO DE EXPLOTACION	PROFUNDIDAD
CUENCA CENTRAL ASTURIANA	-plegada y fallada -capas subverticales	-pizarras -areniscas -calizas	altos 70-80°	variable	corta	70-80 m
VILLABLINO	-plegada y fallada -capas inclinadas	-pizarras -areniscas -conglomerados	bajos- medios- 10-45°	hasta 1 m	corta	60 m
EL BIERZO	-plegada y fallada -capas inclinadas	-pizarras -areniscas	bajos- medios- 10-45°	hasta 0,6 m	corta	60 m
SABERO	-plegada y muy tectonizada	-areniscas -lutitas	medios- altos- 40-70°	hasta 2 m	corta	90 m
CIÑERA- MATALIANA	-plegada y muy tectonizada	-lutitas -areniscas -calizas	medios- altos- 50-70°	variable hasta 20 m	corta	90 m
GUARDO- BARRUELO	-plegada y muy	-pizarras -lutitas -areniscas	hasta 60-70°	variable	corta	40 m
PUERTO LIAÑO	-suavemente plegada y fallada	-pizarras -lutitas -areniscas -tobas volc. -calizas	bajos (hasta 15°)	hasta 4 m	corta	80-90 m 300 m (proy.)
GUADIATO	-plegada, fallada y con cabalga- mientos	-lutitas -areniscas -conglomerados	hasta 30°	muy variable, hasta 10 m	corta	70-80 m 250 m (proy.)
VILLANUEVA DEL RIO Y MINAS	-plegada	-pizarras -areniscas -conglomerados	bajos	variable	corta	—
MEIRAMA PTES. GARCIA RODRIGUEZ	-suave capas sub- horizontales	-lutinas -arenas	bajos hasta 15°	variable hasta 15 m	descubierta	30-40 m 200 m (proy.)
BERGA CALAF	-suavemente plegadas	-margas -arenas -calizas	hasta 70° hasta 15°	hasta 0,5 m	descubierta	—
MEQUINENZA	-suave -pequeñas fallas	-margas -arenas -calizas	bajos 2°	variable hasta 0,7 m	descubierta	—
TERUEL	-plegada y con cabalga- mientos	-margas -limos -arenas	12-30°	de 5 a 20 m	descubierta	100-120 m
MALLORCA	-plegada y fallada	-margas -calizas	muy variable	hasta 3 m	descubierta	100 m 250 m (proy.)
ARENAS DEL REY	-suavemente plegada	-arenas -margas -calizas	bajos	hasta 1 m	—	en proyecto

TABLA A2.

COLUMNA REPRESENTATIVA DE LAS LITOLOGIAS QUE APARECEN NORMALMENTE EN LAS SUCESIONES QUE CONTIENEN CAPAS DE CARBON, Y ALGUNOS DE SUS PARAMETROS GEOMECAICOS MEDIOS OBTENIDOS DE LA BIBLIOGRAFIA.

	DENSIDAD t/m ³	RESISTENCIA A COMPRESION PLE Kg/cm ²	RESISTENCIA A SIM COHESION t/m/m ²	ANGULO FRICCION (Grados)
	2,6	400 - 800	10 - 20	30
	2,6	250 - 500	10 - 20	20
	2,5	500 - 1000	10 - 25	25 - 35
	2,7	1000 - 1500	10 - 30	35
	1,6	250 - 400	2 - 10	15 - 25

REFERENCIAS UTILIZADAS

CAMPOS DE ORELLANA, A. (1983). «Estudio geomecánico de las pizarras bituminosas de Puertollano». IGME.

CAVERS, D. S. (1981). «Simple methods to analyze buckling of rock slopes». *Rock Mechanics*. Vol. 14, n.º 2.

CELADA, B. y LECHOSA, R. (1985). «Estabilidad del Talud Norte de la Corta Sabero Ocho». Hulleras de Sabero y Anexas, S. A. Informe no publicado.

FERRER GIJON, M. (1984). «Mecanismos de rotura en taludes mineros y análisis de su estabilidad.» Tesina. No publicado.

GONZALEZ VALLEJO, L. (1982). «Métodos de investigación para el proyecto de minas de carbón a cielo abierto». Simposio Nacional sobre obras de Superficie en Mecánica de Rocas. SEMR.

ISRM (1978). «Commission on Standardization of Laboratory and Field Test. Suggested Method for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masse.» *Int. J. Rock Mech. Min. Scie. & Geomech. Abstr.* Vol. 15.

APENDICE 3
PROGRAMAS DE ORDENADOR UTILIZABLES EN LA
MINERIA DE HULLA Y ANTRACITA A CIELO ABIERTO

Referencia:

DE VICENTE CUENCA, S.; GAVATE CORVINOS, L. y AYALA CARCEDO, F. J. Guía de Programas de Ordenador para Geotecnia y Minería. IGME. MADRID. Diciembre 1985.

BISMOD**OBJETO:**

Cálculo de los coeficientes de seguridad utilizando los métodos de las fajas o rebanadas, suponiendo rotura circular.

Se supone la hipótesis del método de Bishop modificado.

LENGUAJE:

Está en lenguaje Fortran IV.

PROCEDENCIA:

Depósito IGME, aportado por GEOPRIN, S. A.

DATOS DE ENTRADA:

- Número de segmentos que definen el talud.
- Coordenadas (X, Y) de los centros de los círculos.

- Incremento de (X, Y) que se dan a los centros de los círculos.
- Radios de los círculos.
- Coordenadas de los puntos iniciales y finales de los segmentos.
- Angulos de rozamiento interno.
- Cohesiones.
- Pesos específicos.

RESULTADOS:

Coefficientes de seguridad para todos los círculos ensayados, así como el coeficiente de seguridad mínimo y círculos en el que éste se produce.

CAMPO DE APLICACION:

Para análisis de taludes no homogéneos, con superficie de deslizamiento circular.

Tiene un mal comportamiento para círculos profundos y proximidad al pie del talud.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Es conveniente el chequeo previo con algún ejemplo.

ADINA / ADINA-IN / ADINA-PLOT
/ ADINAT

PROCEDENCIA:

Prof. K. J. Bathe, Department of Mechanical Engineering, Massachusetts Institute of Technology, Cambridge, MA 02139, USA; ADINA Engineering, ic., 71 Elton Avenue, Watertown, MA 02172, USA.

PROGRAMAS DE PRE Y POSTPROCESO:

El único programa incluido en el sistema ADINA es el programa de dibujo ADINA-PLOT. El procesador interactivo ADINA-IN está en desarrollo. Algunas instituciones han desarrollado otro pre y postprocesadores para su uso con ADINA. ADINA-PLOT está escrito en un lenguaje de comandos en formato libre donde los parámetros pueden ser definidos mediante palabras clave. Puede ser utilizado de forma interactiva o en «batch».

GENERACION Y PRESENTACION DE DATOS DE ENTRADA:

No existen programas especiales de generación de datos en el sistema ADINA. Sin embargo, ADINA-plot puede emplearse para visualizar los datos de entrada. Permite la visualización de líneas ocultas.

POSTPROCESO:

Los resultados pueden presentarse de las formas siguientes:

- Malla original/deformada.
- Formas modales con o sin configuración de referencia.
- Vectores de tensiones principales.
- Listado de valores nodales y de los valores en cada elemento.
- Cálculo y dibujo de variable definidos por el usuario tales como aceleraciones totales, tensiones de Von-Mises, etc.
- Listado y dibujo de los resultados a lo largo de líneas previamente definidas por el usuario.
- Listado y dibujo de los resultados dinámicos en los nodos o en los elementos.

OTRAS CARACTERISTICAS:

Los datos pueden almacenarse en una base de datos especial para facilitar una recuperación efectiva.

HARDWARE:

CDC, IBM, Univac. Puede implementarse también sobre VAX, Prime, Burroughs, Cray y Cyber.

ESTADO ACTUAL:

En proceso de implementación sobre VAX 11/730.

(Programa de uso restringido por contrato.)

OBSERVACIONES:

Posibilidad de tratamiento de una gran variedad de problemas geotécnicos, con material no lineal en dos o tres dimensiones. Especialmente preparado para el tratamiento de problemas geotécnicos complejos. Fiabilidad muy alta.

BISPROB**OBJETO:**

Cálculo de los coeficientes de seguridad de un talud de cualquier tipo suponiendo rotura por rebanadas, según la hipótesis de Bishop.

LENGUAJE:

El programa está en lenguaje Fortran IV.

PROCEDENCIA:

Depósito IGM: WORK ENGINEERING MANUAL-EM 1110-2-1902 Del cuerpo de Ingenieros Civiles USA, aportado por GEOPRIN, S. A.

DATOS DE ENTRADA:

Los datos se introducen por medio de un fichero de entrada y son los siguientes:

- Segmentos que definen el talud, incluyendo las líneas de separación de capas y las líneas de filtración.
- Coordenadas (X, Y) de los centros de los círculos.
- Incremento de X e Y que se dan a los centros de los círculos siguientes.
- Radios de los círculos.
- Coordenadas de los puntos iniciales y finales de los segmentos.
- Angulos de rozamiento interno.
- Cohesiones.
- Pesos específicos.

RESULTADOS:

Coefficiente de seguridad mínimo de los círculos ensayados y círculos en el que éste se produce.

CAMPO DE APLICACION:

Para análisis de taludes no homogéneos, con rotura circular (suelos). Se

aplica en presas de gravedad, con o sin filtración de agua, escombreras, con o sin agua embalsada.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Es conveniente el chequeo previo con algún ejemplo.

BLOQUE**OBJETO:**

Calcular el coeficiente de seguridad F, mediante el método de rotura por bloques. El método determina la fuerza que debe ejercer un anclaje situado en el bloque núm. 1 para mantener estable el talud.

LENGUAJE:

Está en lenguaje BASIC.

PROCEDENCIA:

Depósito IGME, aportado por GEOPRIN, S. A.

DATOS DE ENTRADA:

- Densidad de la roca.
- Angulo del talud con la horizontal.
- Anchura de bloques.
- Angulo de la recta base de bloques.
- Anchura del primer bloque.
- Altura aproximada.
- Anclaje: distancia y ángulo con la horizontal.
- Angulos de rozamiento.

RESULTADOS:

Se obtienen: coeficientes de seguridad y criterios de estabilidad (E, estable;

V, vuelco; D, deslizamiento).

CAMPO DE APLICACION:

En la hipótesis de rotura de taludes en bloques en los casos:

- a) Taludes que presentan DIACLASAS.
- b) Taludes con GRIETAS DE TRACCION.
- c) Taludes con discontinuidades con presencia de agua en ellas, que dan lugar a desprendimientos, tanto LOCALES como de grandes MASAS.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Es conveniente el chequeo previo con algún ejemplo.

CULMAN

OBJETO:

Cálculo del coeficiente de seguridad F, mediante el método de Culman en la hipótesis de rotura con deslizamiento PLANO, con el plano de rotura pasando por el pie del talud.

LENGUAJE:

Está en lenguaje BASIC.

PROCEDENCIA:

Depósito IGME, aportado por GEOPRIN, S. A.

DATOS DE ENTRADA:

- Cohesión.
- Angulo de rozamiento.

- Angulo del talud.
- Distancia de la grieta de tracción.
- Angulo del plano de deslizamiento.
- Densidad.

RESULTADOS:

N: Diferentes alturas de agua. PSI: Angulos del plano de deslizamiento F: Coeficientes de seguridad.

CAMPO DE APLICACION:

Se aplica considerando la hipótesis de deslizamiento plano, con el plano de rotura pasando por el pie del talud.

Además podemos considerar la existencia de una grieta de tracción, con los siguientes casos:

- a) Grieta con el talud.
- b) Grieta sobre la superficie del talud.

Igualmente podemos considerar dos casos desde el punto de vista del AGUA:

- 1) Talud seco.
- 2) Talud con agua en la grieta de tracción y plano de deslizamiento, incluyendo los casos posibles comprendidos entre 1) y 2).

En cuanto a su aplicación, no se utiliza mucho debido a que:

En deslizamiento plano o caso ideal se supone: talud homogéneo, agua estática.

En el caso real, en la práctica, el talud está constituido por una serie de estratos de potencia variable, con orientación y buzamiento cualquiera, y sometido a régimen de filtraciones.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Es conveniente el chequeo previo con algún ejemplo.

CUÑA**SUMARIO:****OBJETO:**

Calcular los factores de seguridad de una cuña rocosa, problema muy usual en minería.

LENGUAJE:

Está en Fortran IV.

PROCEDENCIA:

Previamente en un fichero de entrada son:

- Densidades de roca y agua.
- Cohesiones.
- Angulos de fricción.
- Buzamientos de caras, de plano superior de la cuña, del plano de rotura.
- Alturas de las caras del talud.
- Orientaciones de las rectas de intersección de los cinco planos entre sí.
- Buzamientos de las rectas.
- Angulos interiores de las caras triangulares de la cuña.
- Areas laterales de la cuña.
- Volumen y peso.
- Presiones.
- Fuerzas debidas al agua que se introduce por el plano de rotura y arista de deslizamiento.

RESULTADOS:

Coefficientes de seguridad, según las diferentes hipótesis

CAMPO DE APLICACION:

Canteras y cortas.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Es conveniente el chequeo previo con algún ejemplo.

EST-1**OBJETO:**

Análisis de estabilidad de taludes mediante la red de Schmidt y la teoría del equilibrio límite, para deslizamientos planares y cuñas.

LENGUAJE:

Basic.

PROCEDENCIA:

Rolando Jorquera, Alonso. Geólogo.

DATOS DE ENTRADA:

- Características geométricas.
- Características físicas de los materiales.

CAMPO DE APLICACION:**Salidas gráficas:**

Representación gráfica de las discontinuidades y de los taludes estudiados, en una red de Schmidt.

Salidas numéricas:

Cálculo de todas las cuñas posibles.
Cuñas efectivas (test de Markland).
Deslizamientos de cuñas.
Deslizamientos planares.
Factor de seguridad.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre ordenadores personales IBM y compatibles.

OBSERVACIONES:

Este programa permite realizar la modelización espacial de los taludes y de las discontinuidades presentes en un macizo rocoso. Buena fiabilidad.

GENSAM

OBJETO:

Cálculo bidimensional de estabilidad de taludes por el método de Spencer-Wright para cualquier forma de la superficie potencial de deslizamiento.

LENGUAJE:

Está en Fortran V.

PROCEDENCIA:

Texas University.

DATOS DE ENTRADA:

- Datos de la línea de perfil.
- Datos del perfil de materiales.
- Datos de presiones intersticiales.
- Datos de la geometría del talud.
- Ensayo de la superficie de corte o búsqueda de datos.

RESULTADOS:

Cuando ha finalizado una búsqueda automática el programa proporciona las coordenadas del centro y el radio del círculo crítico, así como los correspondientes valores del factor de seguridad y de la fuerza lateral. A partir de ese momento, el programa toma los datos del círculo crítico y los comprueba como si se tratase de un círculo individual y, acabado el último análisis, el programa vuelve a escribir los datos de la solución final.

Una vez se ha calculado el factor de seguridad para una superficie de corte individual o para un círculo crítico localizado en la búsqueda automática, el pro-

grama imprime una tabla con los esfuerzos normales y de corte en la base de cada franja y la magnitud y posición de la componente normal de la fuerza lateral en cada franja.

CAMPO DE APLICACION

El programa puede utilizarse para el análisis de superficies deslizantes circulares o no circulares con diferentes opciones para el manejo de presiones de agua, presiones en la superficie y diferentes combinaciones de parámetros de resistencia en estratos individuales y a lo largo de la superficie potencial de deslizamiento.

El programa puede usarse, asimismo para analizar problemas de capacidad de carga, teniendo una opción para la búsqueda de la superficie circular crítica de deslizamiento asociada con el factor de seguridad mínimo.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730, utilizando plotter Tektronix 4663.

OBSERVACIONES:

Fiabilidad muy alta. Es un buen programa de uso comercial.

MINIMEF

OBJETO:

Aplicación del método de los elementos finitos a problemas estáticos o dinámicos en una o dos dimensiones, obteniendo curvas de isovalores (tensiones, desplazamientos) y diagramas de tensiones principales.

Puede trabajar con materiales lineales y no lineales (criterio de von Mises).

LENGUAJE:

Fortran.

PROCEDENCIA;

Departamento de Cálculo Numérico e Informática de la E.T.S.I. de Minas de Madrid. Desarrollado a partir del libro de Zienkiewicz *El Método de los Elementos Finitos*.

DATOS DE ENTRADA:

- Características geométricas.
- Características físicas de los materiales.
- Control de las diversas opciones de cálculo y salidas gráficas.
- Condiciones de frontera.

CAMPO DE APLICACION:

- Problemas estáticos y dinámicos.
- Problemas lineales y no lineales.
- Diversas posibilidades de mallado.
- Posibilidad de mallado automático.

Elementos disponibles:

- Para elasticidad lineal.
- Para transmisión de calor en dos dimensiones.
- Para transmisión de calor en una dimensión.
- De convección en el contorno.
- De contorno cerodimensional.
- De torsión elastoplástica.
- De elastoplástica.
- De elastoplasticidad (2-d).
- De conducción de calor no lineal (2-d).
- Barra de radiación en la frontera (2-d).

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730 utilizando plotter Tektronix 4663 y pantalla gráfica 4105.

OBSERVACIONES:

En proceso de adaptación otros tipos de no linealidad de interés para resolver problemas geotécnicos, en particular, pa-

ra problemas viscoplásticos en dimensión dos.

Muy alta fiabilidad.

SAP-IV

OBJETO:

Análisis estático o dinámico lineal de las transformaciones sufridas por un sólido formado por uno o varios materiales diferentes, mediante la aplicación del método de los elementos finitos, con elementos de una, dos o tres dimensiones.

LENGUAJE:

Fortran.

PROCEDENCIA;

K. J. Bathe, E. L. Wilson, F. E. Peterson. University of California, Berkeley.

Adaptación a IBM por la University of Southern California.

Adaptado y modificado por el Departamento de Cálculo Numérico e Informática de la E.T.S.I. de Minas de Madrid.

DATOS DE ENTRADA:

- Tipo de análisis.
- Datos geométricos.
- Datos estructurales.

CAMPO DE APLICACION:

Análisis estático o dinámico, lineal disponiendo de los siguientes elementos:

- Barra (Unidimensional).
- Elementos planos:
 - Cuadrilátero de 4 nodos.
 - Triángulo de 3 nodos.
- Cáscaras y elementos de contorno.
- Elementos tridimensionales de 8,20 ó 21 nodos.
- Elementos de tubería:

- Codo.
- Tangente.
- Viga tridimensional.

La salida de resultados numéricos, en el caso estático, y para elementos planos o tridimensionales, informa sobre los desplazamientos, las tensiones, así como sobre características del sistema de ecuaciones resultantes y el tiempo de resolución.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Programa de ámbito general y que pueden resultar muy útil en geotecnia (Análisis lineal).

Va unido al procesador gráfico PSAP.

Muy, alta fiabilidad.

SLOPE II

OBJETO:

Cálculo de estabilidad de taludes por los siguientes métodos: Fellenius o método ordinario, simplificado de Bishop, Spencer, Cuerpo de Ingenieros, Janbu simplificado, Janbu riguroso, Morgenstern-Price.

PROCEDENCIA:

Geo Slope Programming Ltd.
Control Data Cybernet.

RESULTADOS:

Coefficientes de seguridad. Coeficiente de seguridad mínimo. Salidas gráficas con la superficie crítica de deslizamiento.

CAMPO DE APLICACION:

Taludes de suelos, presiones en poros. Puede manejar hasta 15 estratos diferentes.

ESTADO ACTUAL:

No está prevista su implementación, por no ser posible conseguir el programa fuente. Se puede alquilar a CDC.

OBSERVACIONES:

Programa de uso comercial.

SPENCER

OBJETO:

Calcular el coeficiente de seguridad F, mediante el método de Spencer suponiendo en el talud superficie de deslizamiento cilíndrico, de sección circular.

LENGUAJE:

El programa está en lenguaje Fortran IV y consta del programa propiamente dicho y una serie de subrutinas.

PROCEDENCIA:

Depósito IGME: Universidad de Berkeley, aportado por GEOPRIN, S. A.

DATOS DE ENTRADA:

Hay que definir la geometría del talud, la sección a ensayar y la superficie de deslizamiento.

Hay que dar el número de rebanadas.

Para cada uno de estos puntos, los datos a suministrar serán:

- Coordenadas X e Y del punto de superficie de deslizamiento.
- Presión intersticial de la rebanada anterior.
- Cohesión en la rebanada anterior.

- Angulo de rozamiento interno.
- Densidad del estrato superior.
- Altura del estrato superior en el plano vertical que pasa por el punto en cuestión.
- Densidad del estrato superior.

Se definen en orden decreciente de X.

RESULTADOS:

Coefficientes de seguridad.

CAMPO DE APLICACION:

Se puede aplicar para superficies de deslizamiento cilíndricas, deseción circular, aunque también se puede generalizar para ROTURA NO CIRCULAR.

ESTADO ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730.

OBSERVACIONES:

Buena fiabilidad.

STABL

OBJETO:

Solución general de problemas de estabilidad de taludes en dos dimensiones por el método del equilibrio límite. El cálculo del factor de inestabilidad del talud se realiza por el método de rebanadas. Es una adaptación del método de Bishop modificado. Tiene salidas gráficas para chequeo de los datos de entrada y permite una evaluación rápida de los resultados.

FASE ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730 utilizando plotter Tektronix 463 y pantalla gráfica Tektronix 4105.

OBSERVACIONES:

Programa de elementos finitos especialmente preparado para analizar la estabilidad de taludes (Análisis lineal). Buena fiabilidad.

TALUDEF

OBJETO:

Estudio por elementos finitos de la estabilidad de un talud, en el análisis de las tensiones y el cálculo del coeficiente de seguridad para una superficie de deslizamiento, ya sea poligonal o circular, así como la localización de la superficie circular crítica.

LENGUAJE:

Fortran.

PROCEDENCIA:

Centro de Investigación de Denver (Colorado) para el B.M. de Estados Unidos.

Autores: F.D. Wang, M.C. Sun y D.M. Ropchan.

Modificado por el Departamento de Cálculo Numérico e Informática de la E.T.S.I. de Minas de Madrid.

DATOS DE ENTRADA:

- Características geométricas.
- Características físicas de los materiales.
- Control de las diversas opciones de cálculo y salidas gráficas que se desean.
- Condiciones de frontera.

CAMPO DE APLICACION:

Salidas gráficas:

Modelo de esfuerzos horizontales, es-

fuerzas tangenciales, esfuerzos de cizalladura, esfuerzos principales máximos y mínimos, de cizalladura máximos, direcciones principales de esfuerzo máximo.

Desplazamientos horizontales y verticales, valores de las distintas tensiones.

Resultados proporcionados por la aplicación del círculo crítico.

El análisis de tensiones se realiza romando en cuenta las propiedades elásticas de la roca, la anisotropía de los materiales y la presencia de agua aplicando el criterio de Coulomb para la línea de fractura elegida.

FASE ACTUAL:

Operativo sobre VAX 11/730 utilizando plotter Tektronix 4663 y pantalla gráfica Tektronix 4105.

OBSERVACIONES:

Programa de elementos finitos especialmente preparado para analizar la estabilidad de taludes (Análisis lineal). Buena fiabilidad.

APENDICE 4
TABLAS

TABLA I

GRADO DE METEORIZACION	DENOMINACION	CRITERIOS DE RECONOCIMIENTO
I	Sana	Roca no meteorizada. Las micas y los feldspatos están lustrosos.
II	Sana con juntas teñidas de óxido.	Las caras de las juntas están manchadas o cubiertas con hematites y limonita, pero el bloque de roca entre juntas no está meteorizado.
III	Moderadamente meteorizada	Claramente meteorizada a través de la petrofábrica que se observa por manchas de óxidos de hierro y ligera descomposición de los feldspatos, pero la resistencia es muy similar a la roca sana.
IV	Muy meteorizada	Meteorización acusada de conjunto, pero con resistencia tal, que piezas aproximadamente de 25 cm ² de sección transversal no pueden romperse a mano.
V	Completamente meteorizada	Roca intensamente meteorizada con aspecto de suelo que puede romperse y desmenuzarse a mano, pero se puede reconocer todavía la fábrica original.

ESCALA DE METEORIZACION DEL GRANITO
(Según D.G. Moye)

TABLA II

GRADO DE METEORIZACION	DENOMINACION	CRITERIOS DE RECONOCIMIENTO
I	Sana	Roca no meteorizada. Conserva el color y el lustre en toda la masa.
II	Sana con juntas teñidas de óxido	Las caras de las juntas están manchadas de óxidos pero el bloque unitario entre juntas mantiene el color y el lustre de la roca sana.
III	Moderadamente meteorizada	Claramente meteorizada a través de la petrofábrica, reconociéndose el cambio de color respecto de la roca sana. El cambio de color puede ser desde simples manchas a variación de color en toda la masa, generalmente a colores típicos de óxidos de hierro. La resistencia de la roca puede variar desde muy análoga a la roca grado II a bastante mas baja, pero tal que trozos de 25 cm ² de sección no pueden romperse a mano.
IV	Muy meteorizada	Roca intensamente meteorizada, que puede desmenuzarse a mano y romperse, aunque sus elementos son perfectamente reconocibles.
V	Completamente meteorizada	Material con aspecto de suelo, completamente descompuesto por meteorización "in situ", pero en el cual se puede reconocer la estructura de la roca original. Los elementos constitutivos de la roca se encuentran diferenciados, aunque totalmente transformados.

ESCALA DE METEORIZACION DE LAS ROCAS SEDIMENTARIAS DETRITICAS
(Basada en la de D.G. Moye)

TABLA III

GRADO	DESCRIPCION	IDENTIFICACION DE CAMPO	TENSION DE COMPRESION SIMPLE EN MPa
S 1	Arcilla muy blanda	El puño de la mano penetra fácilmente varios centímetros.	< 0,025
S 2	Arcilla blanda	El dedo pulgar penetra fácilmente varios centímetros.	0,025 0,05
S 3	Arcilla firme	El dedo pulgar puede penetrar varios centímetros pero con esfuerzo moderado	0,05 0,10
S 4	Arcilla rígida	El dedo pulgar puede penetrar pero con mucho esfuerzo.	0,10 0,25
S 5	Arcilla muy rígida	Se puede clavar una chincheta.	0,25 0,50
S 6	Arcilla dura	Se puede clavar una chincheta pero con dificultad.	> 0,50

IDENTIFICACION DE LOS SUELOS COHESIVOS

TABLA IV

GRADO	DESCRIPCION	IDENTIFICACION DE CAMPO	VALOR APROXIMADO DE LA RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE MPa
R 1	Roca muy débil	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico; puede desconcharse con una navaja.	1,0 — 5,0
R 2	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja; se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	5,0 — 25
R 3	Roca media	No se puede rayar o desconchar con una navaja las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	25 — 50
R 4	Roca dura	Se necesita más de un golpe con el martillo geológico para romper la muestra.	50 — 100
R 5	Roca muy dura	Se necesitan muchos golpes con el martillo geológico para romper la muestra.	100 — 250
R 6	Roca extremadamente dura	Sólo se pueden romper esquirlas de la muestra con el martillo geológico.	> 250

DUREZA DE LAS ROCAS FRENTE AL MARTILLO DE GEOLOGO

TABLA V

Continuidad muy pequeña.....	<1 m
Continuidad pequeña.....	1 - 3 m
Continuidad media.....	3 - 10 m
Continuidad alta.....	10 - 20 m
Continuidad muy alta.....	>20 m

TAMAÑO DE LAS DISCONTINUIDADES

TABLA VI

DESCRIPCION	ESPACIADO
Espaciado extremadamente cerrado	<20 mm
Espaciado muy cerrado.....	20 -60 mm
Espaciado cerrado.....	60 -200 mm
Espaciado moderado.....	200 -600 mm
Espaciado abierto.....	600 -2000 mm
Espaciado muy abierto.....	2000-6000 mm
Espaciado extremadamente abierto	>6000 mm

ESPACIADO

TABLA VII

DISCONTINUIDADES SIN RELLENO	
Grado de filtración	DESCRIPCION
I	La discontinuidad está muy cerrada y seca. El flujo de agua a través de la misma no parece posible.
II	La discontinuidad está seca, sin evidencia de flujo de agua
III	La discontinuidad está seca, pero muestra evidencia de flujo de agua, por ejemplo, moho descolorido, etc.
IV	La discontinuidad está húmeda, pero no se observa circulación de agua.
V	La discontinuidad muestra filtraciones de agua, gotas de agua ocasionales, pero no flujo continuo.
VI	La discontinuidad muestra un flujo continuo de agua. (Hay que estimar el caudal en litros/minuto y describir la presión, por ejemplo: baja, media o alta)
DISCONTINUIDADES CON RELLENO	
Grado de filtración	DESCRIPCION
I	Los materiales de relleno están fuertemente consolidados y secos, parece muy improbable la aparición de un flujo debido a la permeabilidad muy baja.
II	Los materiales de relleno están húmedos, pero no hay agua en circulación.
III	Los materiales de relleno están húmedos, con gotas ocasionales de agua.
IV	Los materiales de relleno muestran signos de lavado, con flujo de agua continuo. (Se estima el caudal en litros/minuto).
V	Los materiales de relleno están lavados localmente, con un considerable flujo de agua a lo largo de los canales de erosión. (Estimación del caudal litros/minuto y de la presión, baja, media o alta).
VI	Los materiales de relleno están completamente erosionados por el agua: se experimentan presiones de agua muy elevadas, especialmente sobre el primer afloramiento. (Estimación del caudal en litros/minuto y descripción de la presión).

GRADO DE FILTRACION DE UNA DISCONTINUIDAD

TABLA VIII

Cómputo volumétrico de juntas (J_v)

Se define como la suma del número de juntas por metro para cada familia de juntas presente. También se pueden incluir las discontinuidades que están al azar, pero generalmente influirán poco en los resultados.

El número de juntas de cada familia se cuenta a lo largo de la familia pertinente perpendicular a la primera. Se sugiere un muestreo de 5 o 10 m. Después se presentan los resultados en juntas/metro.

DESCRIPCION	J_v (Juntas/m ³)
Bloques muy grandes.....	<1,0
Bloques grandes.....	1 - 3
Bloques medios.....	3 - 10
Bloques pequeños.....	10 - 30
Bloques muy pequeños.....	>30

Los valores de $J_v >60$ representan la roca triturada, típica de una zona triturada libre de arcilla.

Macizos rocosos

Los macizos rocosos se describen según la siguiente terminología, para dar una impresión del tamaño de los bloques.

I	Masivo	Pocas juntas o espaciado muy amplio.
II	En bloques	Aproximadamente equidimensional.
III	Tabular	Una dimensión considerablemente más pequeña que las otras dos.
IV	Columnar	Una dimensión considerablemente más grande que la otra dos.
V	Irregular	Grandes variaciones del tamaño y forma de los bloques.
VI	Triturado	Muy análogo al <i>cubo de azúcar</i> .

En la Figura se pueden apreciar cuatro esquemas de configuración: en bloques (a), irregular (b), tabular (c) y columnar (d).

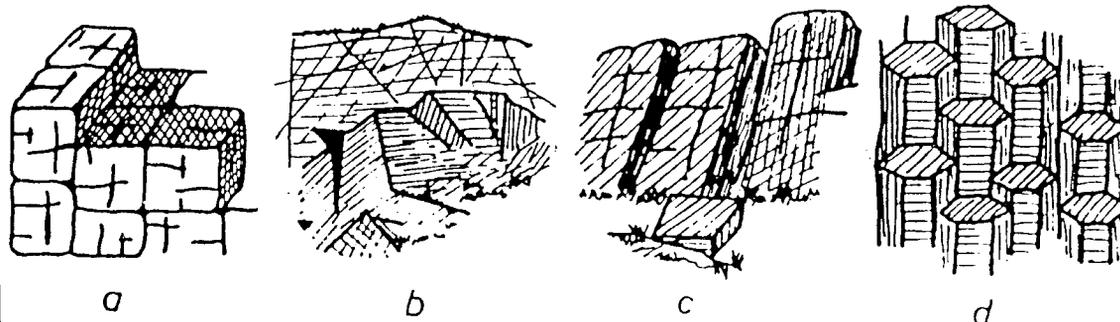


TABLA IX

I	Macizo con juntas ocasionales al azar
II	Una familia de juntas
III	Una familia de juntas y otras juntas al azar
IV	Dos familias de juntas
V	Dos familias de juntas y otra al azar
VI	Tres familias de juntas
VII	Tres familias de juntas y otras al azar
VIII	Cuatro o más familias de juntas
IX	Roca triturada, análoga a un suelo

También se toma nota de la mayores discontinuidades individuales.

NUMERO DE FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES

TABLA X

259

CLASIFICACION GEOMECANICA DE LOS MACIZOS ROCOSOS DIACLASADOS (BIENIAWSKI 1979)

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORES

PARAMETRO		ESCALAS DE VALORES							
1	RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	Bajo carga puntual	$> 80 \text{ kg/cm}^2$	$40-80 \text{ kg/cm}^2$	$20-40 \text{ kg/cm}^2$	$10-20 \text{ kg/cm}^2$	$< 10 \text{ kg/cm}^2$		
		A compresión simple	$> 2.000 \text{ kg/cm}^2$	$1.000-2.000 \text{ kg/cm}^2$	$500-1.000 \text{ kg/cm}^2$	$250-500 \text{ kg/cm}^2$	$100-250 \text{ kg/cm}^2$	$30-100 \text{ kg/cm}^2$	$10-30 \text{ kg/cm}^2$
	VALOR	15	12	7	4	2	1	0	
2	R. Q. D.	$90-100\%$	$75-90\%$	$50-75\%$	$25-50\%$	$< 25\%$			
	VALOR	20	17	13	8	3			
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS	$> 3 \text{ m}$	$1-3 \text{ m}$	$0,3-1 \text{ m}$	$50-300 \text{ mm}$	$< 50 \text{ mm}$			
	VALOR	30	25	20	10	5			
4	CONDICION DE LAS JUNTAS	Muy rugosa sin continuidad. Cerradas, rocas labios dura	Ligeramente rugosa separación $< 1 \text{ mm}$ Rocas labios dura	Ligeramente rugosa separación $< 1 \text{ mm}$ Roca labios blanda	Espejo de falla o relleno de espesor $< 5 \text{ mm}$ o abiertas $1-5 \text{ mm}$ continuas	Relleno blando de espesor $> 5 \text{ mm}$ ó abiertas $> 5 \text{ mm}$ continuas			
	VALOR	25	20	12	6	0			
5	AGUA	FLUJO EN CADA 10 m DE TUNEL	ó NINGUNO		ó $< 25 \text{ l/min.}$	ó $25-125 \text{ l/min.}$	ó $> 125 \text{ l/min.}$		
		PRESION DEL AGUA MAYOR TENSION PRAL.	ó 0		ó $0-0,2$	ó $0,2-0,5$	ó $0,5$		
	CONDICIONES GENERALES	Completamente seco		Húmedo agua intersticial	Agua a presión moderada	Agua a presión fuerte			
VALOR		10		7	4	0			

B. AJUSTE DE VALORES POR LAS ORIENTACIONES DE LAS JUNTAS

ORIENTACIONES DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS JUNTAS	Muy desfavorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
VALORES	0	- 2	- 5	- 10	- 12

C. DETERMINACION DE LA CLASE DE MACIZO ROCOSO

VALOR TOTAL R.M.R.	81-100	61-80	41-60	21-40	< 20
CLASE DE NUMERO	I	II	III	IV	V
DESCRIPCION	Muy bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy malo

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZOS ROCOSOS

CLASE NUMERO	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1,5 m	10 minutos para 0,5 m
COHESION	$> 0,3 \text{ MPa}$	$0,02-0,3 \text{ MPa}$	$0,15-0,20 \text{ MPa}$	$0,10-0,15 \text{ MPa}$	$< 0,10 \text{ MPa}$
ANGULO DE FRICCION	$> 45^\circ$	$40^\circ-45^\circ$	$35-40^\circ$	$30-35^\circ$	$< 30^\circ$