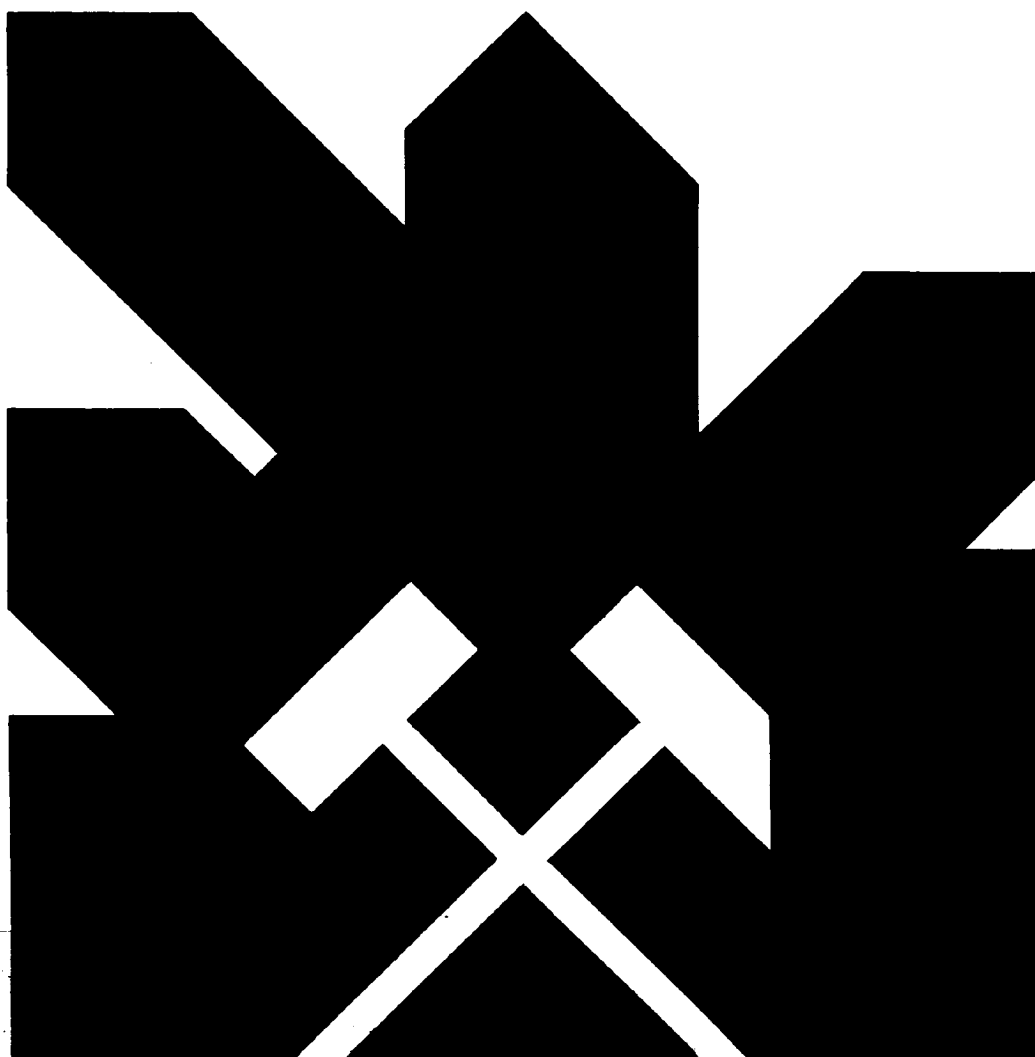


MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA
COMISARIA DE LA ENERGIA Y RECURSOS MINERALES

PROPIEDADES DE LAS ROCAS DEL CARBONIFERO
ASTURIANO - LEONES EN RELACION CON EL
ARRANQUE MEDIANTE PICAS



INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

00716

PROPIEDADES DE LAS ROCAS DEL
CARBONIFERO ASTURIANO LEONES
EN RELACION CON EL ARRANQUE
MEDIANTE PICAS.

Este trabajo de investigación ha sido realizado por AITEMIN, para el Instituto Geológico y Minero de España, de acuerdo con el contrato nº - - 20.38.623, firmado el 27 de Julio de 1.982.

INDICE DE LA MEMORIA

	<u>Página</u>
PROLOGO.....	1
ESTUDIO DEL CORTE DE LA ROCA MEDIANTE PICAS.....	4
1.1.- MECANISMOS DE PENETRACION DE LAS CUÑAS.....	4
1.1.1.- Interacción roca-cuña en régimen frágil.....	4
1.1.2.- Interacción roca-cuña en régimen dúctil.....	9
1.1.2.1.- Modelo de Cheatham y Pariseau-Fairhurst.....	9
1.2.- CORTE DE LA ROCA POR IMPACTO.....	13
1.2.1.- Teoría de Evans.....	13
1.2.2.- Teoría de Whittaker y Szwilski (1973).....	14
1.3.- TEORIA DE MERCHANT SOBRE CORTE DE METALES.....	16
1.4.- TEORIA DE EVANS SOBRE CORTE DE ROCAS.....	19
1.4.1.- Corte con una cuña simétrica en materiales frágiles.....	19
1.4.1.1.- Primer desarrollo de la teoría.....	19
1.4.1.2.- Segundo desarrollo de la teoría.....	23
1.4.2.- Corte con cuña asimétrica en materiales frágiles.	25
1.4.3.- Corte con cuña despuntada en materiales frágiles.	27
1.4.3.1.- Hipótesis de Dalziel y Davies (1964).....	27
1.4.3.2.- Aplicación de la teoría al estudio del corte -- con cuña plana.....	29
1.4.4.- Aplicación de la teoría de Evans al corte de ro-- cas según ROXBOROUGH (1973).....	32
1.4.4.1.- Cálculo de la energía específica.....	34
1.5.- ESTUDIO DEL CORTE DE LA ROCA BASADO EN EL CRITERIO DE ROTURA DE MOHR-COULOMB.....	37
1.5.1.- Proceso del corte de la roca.....	37
1.5.2.- Hipótesis.....	39
1.5.3.- Suposición del estado de tensiones.....	39
1.5.4.- Criterio de rotura.....	41
1.5.5.- Fórmula de la fuerza de corte.....	42
1.5.6.- Cálculo del ángulo de fricción cuña-roca.....	43
1.5.7.- Cálculo del factor de distribución de tensiones..	45
1.6.- ESTUDIO TEORICO Y EXPERIMENTAL DEL CORTE MECANICO - DE ROCAS MEDIANTE PICAS SEGUN LEBRUN (1978).....	47
1.6.1.- Aproximación tridimensional del ataque de la pica	48

1.6.1.1.- Cálculo de la fuerza resultante F.....	50
1.6.2.- Extensión del modelo al estudio de la profundización de un surco.....	51
1.6.3.- Extensión del modelo al cálculo de interacción entre surcos.....	53
1.6.4.- Comparación del modelo teórico con la realidad.....	56
1.6.4.1.- Profundización de un surco por una pica....	56
1.6.4.1.1.- Resultados experimentales.....	56
1.6.4.1.2.- Comparación entre dos surcos vecinos....	62
2.- ARRANQUE DE ROCAS MEDIANTE PICAS.....	69
2.1.- FACTORES QUE INTERVIENEN EN EL ARRANQUE.....	69
2.2.- EFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y ESPACIADO DE PICAS EN MATERIALES FRAGILES.....	69
2.2.1.- Efecto de la profundidad de corte.....	70
2.2.2.- Espaciado de picas en materiales frágiles....	70
2.3.- EFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y ESPACIADO DE PICAS EN UNA ARENISCA DEL BUNTER.....	79
2.3.1.- Efecto de la profundidad de corte.....	79
2.3.2.- Efecto del espaciado de picas.....	81
2.4.- EFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y ESPACIADO DE PICAS EN TRES TIPOS DE ROCAS.....	84
2.4.1.- Efecto de la profundidad de corte.....	84
2.4.2.- Efecto del espaciado de picas.....	87
2.5.- INFLUENCIA DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE EN UN MINERAL DE HIERRO DE SERROUVILLE.....	89
2.6.- VELOCIDAD DE CORTE DE LAS PICAS.....	94
2.6.1.- Independencia de los esfuerzos y de la velocidad de corte.....	94
2.6.2.- Influencia de la velocidad de corte en el desgaste del útil.....	95
2.6.3.- Evolución de los esfuerzos en función del desgaste de la pica.....	97
2.6.4.- Relación entre la fuerza normal de la pica y el semiplano de desgaste de la pica.....	99

2.6.5.- Medida de la temperatura.....	101
2.6.6.- Efecto de la velocidad de corte sobre otros parámetros.....	102
2.7.- GEOMETRIA DE LA PICA; ANGULOS, ANCHURA DE LA PICA Y TIPOS DE PICAS.....	102
2.7.1.- Definición de los parámetros geométricos de la pica.....	102
2.7.2.- Efecto del perfil de la pica sobre los resultados del corte en materiales frágiles.....	103
2.7.3.- Efectos de las formas de las caras de corte e incidencia en el arranque.....	107
2.7.4.- Efectos de los ángulos de la cuña en los resultados del corte en carbón.....	109
2.7.5.- Variación de la fuerza de corte con el ángulo de corte en la rotura de una roca.....	114
2.7.6.- Efecto del ángulo de corte sobre diversos parámetros de corte.....	117
2.7.7.- Efecto de la anchura de la pica sobre diversos parámetros.....	122
2.7.8.- Conclusiones generales.....	125
2.7.9.- Tipos de picas y materiales de que están compuestas.....	128
3.- PARAMETROS DE LA ROCA QUE INTERVIENEN EN EL ARRANQUE	134
3.1.- INTRODUCCION GENERAL.....	134
3.2.- DEFINICION DE LOS PARAMETROS DEL MATERIAL ROCOSO..	135
3.2.1.- Resistencia de la roca.....	135
3.2.1.1.- Resistencia a compresión simple.....	135
3.2.1.2.- Resistencia a la tracción.....	135
3.2.2.- Dureza.....	136
3.2.2.1.- Martillo Schmidt.....	136
3.2.2.2.- Escleroscopio Shore.....	138
3.2.2.3.- Cono N.C.B.....	139
3.2.2.4.- Ensayo Cerchar.....	141
3.2.3.- Abrasividad.....	141
3.2.3.1.- Abrasividad por el tanto por ciento de granos de cuarzo, tamaños de los granos y cementación.....	142
3.2.3.2.- Abrasividad según el coeficiente de SCHIMAZEK.	143
3.2.3.3.- Abrasividad N.C.B.....	145

3.2.3.4.- Abrasividad Cerchar.....	146
3.3.- TECNICAS UTILIZADAS ACTUALMENTE PARA CUANTIFI-- CAR LAS PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO Y SU ESTRUCTURA	148
3.3.1.- Sistemas de clasificación del macizo rocoso..	148
3.3.1.1.- Introducción.....	148
3.3.1.2.- Clasificación de Terzaghi.....	149
3.3.1.3.- Clasificación de Protodyakonov (1962).....	150
3.3.1.4.- Clasificación de Lauffer.....	151
3.3.1.5.- Clasificación de Deere a partir del R.Q.D. (1968).....	152
3.3.1.6.- Clasificación de Louis (1974).....	157
3.3.1.7.- Clasificación a partir del R.S.R. (1972) -- (Rock Structure Rating).....	158
3.3.1.8.- Clasificación de Barton (1974).....	161
3.3.1.9.- Clasificación de Bieniawski (1973) (R.M.R.)	162
3.3.1.10.- Comentarios sobre los sistemas de clasifi- cación.....	162
3.3.2.- Análisis de testigos de sondeos.....	166
3.3.2.1.- Introducción.....	166
3.3.2.2.- Espaciado de las discontinuidades.....	167
3.3.2.3.- Medida del espaciado de las discontinuida-- des.....	168
3.3.2.4.- Método de descripción del testigo por tin-- tes penetrantes.....	169
3.3.2.5.- Medida de fracturas cerradas.....	171
3.3.2.6.- Descripción del testigo basada en el valor "A".....	174
3.3.2.7.- Relaciones entre microfracturas y propieda- des de la roca.....	175
3.3.3.- Métodos geofísicos.....	176
3.3.3.1.- Métodos sísmicos.....	176
3.3.3.1.1.- Velocidades sísmicas.....	176
3.3.3.1.2.- Técnicas de reflexión de vibraciones con- troladas.....	181
3.3.3.2.- Métodos microsísmicos.....	185
3.3.3.3.- Vibraciones de aire-roca producidas por en- sayos de impacto.....	186
3.3.3.4.- Conclusiones sobre los métodos geofísicos..	188
3.3.3.5.- Resumen general.....	189

3.4.- METODOS ANTIGUOS PARA PREDECIR EL RENDIMIENTO DE ARRANQUE DE LAS MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.....	191
3.4.1.- Conclusiones.....	203
3.5.- CORRELACIONES ESTABLECIDAS EN LA PRACTICA ENTRE LAS PROPIEDADES DE LAS ROCAS Y MACIZOS ROCOSOS Y EL RENDIMIENTO DE ARRANQUE DE LAS MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.....	205
3.5.1.- Lugares de los ensayos.....	206
3.5.2.- Resultados.....	207
3.5.3.- Análisis de los resultados.....	208
3.5.3.1.- Relación entre el rendimiento de corte de una máquina y las propiedades de las rocas.....	208
3.5.3.2.- Análisis estadístico.....	219
3.5.3.2.1.- Predicción basada en la resistencia a compresión simple.....	220
3.5.3.2.2.- Predicción basada en las propiedades de la roca medidas en el laboratorio.....	221
3.5.3.2.3.- Predicción basada en la resistencia de capas in-situ.....	223
3.5.3.2.4.- Predicción basada en las propiedades estructurales del testigo.....	223
3.5.3.2.5.- Predicción basada en la estructura del testigo y las propiedades determinadas en el laboratorio.....	224
3.5.4.- Comentarios.....	226
3.5.5.- Cálculo de los avances de corte mediante la ecuación de predicción.....	227
3.5.6.- Conclusiones.....	230
4.- PROPIEDADES MECANICAS, RELACIONADAS CON EL ARRANQUE MEDIANTE MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL, DE LAS ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LOS FRENTE DE LAS GALERIAS EN CARBON.....	232
4.1.- DESCRIPCION Y CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS DE LAS ROCAS.....	232
4.1.1.- Descripción de las rocas, incluido el carbón, que se encuentran normalmente en las galerías en capa.....	232

	<u>Página</u>
4.1.1.1.- Cuenca del Nalón.....	233
4.1.1.2.- Cuenca del Turón.....	243
4.1.1.3.- Cuenca Hullera de Villablino.....	246
4.1.1.4.- Cuenca minera de la Camocha.....	255
4.1.2.- Características geomecánicas de las rocas y macizos rocosos.....	258
4.2.- PROPIEDADES MECANICAS DE LAS ROCAS DE TECHO Y MURO DE LAS CAPAS JACOBA Y TURCA QUE INFLUYEN EN SU ARRANQUE MEDIANTE MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.....	271
4.2.1.- Introducción.....	271
4.2.2.- Propiedades de las pizarras de muro de la Capa Jacoba, Paquete Generalas, Pozo San Antonio.....	273
4.2.3.- Propiedades de las areniscas de muro de la Capa Jacoba, Paquete Generalas, Pozo San Antonio....	274
4.2.4.- Propiedades de las pizarras de techo de la Capa Jacoba, Paquete Generalas, Pozo San Antonio....	275
4.2.5.- Propiedades de las areniscas de techo de la Capa Jacoba, Paquete Generalas, Pozo San Antonio....	276
4.2.6.- Propiedades de las pizarras de muro de la Capa Turca, Paquete Ma Luisa, Pozo San Antonio.....	278
4.2.7.- Propiedades de las areniscas de muro de la Capa Turca, Paquete Ma Luisa, Pozo San Antonio.....	279
4.2.8.- Propiedades de las pizarras de techo de la Capa Turca, Paquete Ma Luisa, Pozo San Antonio.....	281
4.2.9.- Propiedades de las areniscas de techo de la Capa Turca, Paquete Ma Luisa, Pozo San Antonio.....	282
4.2.10.- Relaciones establecidas entre propiedades de rocas.....	283
BIBLIOGRAFIA.....	285

INDICE DEL ANEXO 1

	<u>Página</u>
ANEXO 1.....	1-1
NORMAS PARA LOS ENSAYOS DE LABORATORIO.....	1-2
NORMAS DEL ENSAYO DE RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE	1-2
Campo de aplicación.....	1-2
Aparatos.....	1-2
Procedimiento.....	1-3
Cálculos.....	1-4
Informe de los resultados.....	1-5
MEDIDA INDIRECTA DE LA RESISTENCIA A TRACCION POR EL ENSAYO BRASILEÑO.....	1-6
Aparatos.....	1-6
Procedimientos.....	1-7
Cálculos.....	1-8
Información de los resultados.....	1-9
NORMAS PARA EL ENSAYO DEL MARTILLO SCHMIDT.....	1-9
Aparato.....	1-9
Procedimiento.....	1-10
Cálculos.....	1-11
Información de los resultados.....	1-12

INDICE DEL ANEXO 2

	<u>Página</u>
ANEXO 2.....	2-0
RESULTADOS DE LOS ENSAYOS.....	2-1
Resultados de los ensayos de dureza (Martillo Schmidt) de la zona del Turón, Pozo Sta. Bárbara, Guía 24 E 6a P, (HUNOSA).....	2-3
Ensayos de compresión simple.....	2-6
Ensayos de tracción (Brasileño).....	2-20
Ensayos de densidad.....	2-34
Ensayos de dureza (Martillo Schmidt).....	2-48
Ensayos de dureza por perforación (Tipo Cerchar).....	2-60
Determinación del coeficiente de abrasividad de Schi- mazel y el coeficiente de cementación.....	2-64
Ensayos de microfracturación.....	2-87
Gráficos de correlación.....	2-89
Ensayo de Microfracturación.....	2-91
Situación, esquemas y registros de los sondeos.....	2-94

PROLOGO

Este trabajo consiste en estudiar las propiedades de las rocas del Carbonífero asturiano-leonés en relación con su arranque mediante picas. Las rocas que, juntamente con el carbón, se encuentran casi exclusivamente en las galerías de las minas de hulla y antracita de dicha zona, son pizarras y areniscas; por lo que a ellas se refiere principalmente este estudio.

Las picas son instrumentos de corte que se utilizan sobre todo en dos tipos de equipos mineros : las máquinas de ataque puntual y las rozadoras. Estas últimas, destinadas a arrancar carbón, suelen presentar pocos problemas de corte, por lo que era natural que este estudio estuviera dirigido preferentemente a las máquina de ataque puntual.

El informe comienza con la exposición de las teorías de corte de rocas mediante picas. Después de esta introducción se pasa a estudiar la influencia en el arranque de factores como :

Profundidad de corte y espaciado de las picas.
Velocidad de corte
Desgaste de la pica
Geometría de la pica

En el tercer capítulo se expone la influencia que ejercen las propiedades mecánicas de las rocas y de los macizos rocosos sobre su arranque mecánico.

En nuestra opinión, este es el campo de estudio más importante para la aplicación de las máquinas de ataque puntual al avance de galerías en las minas de carbón de las provincias de León y Oviedo. Ello es debido a que las areniscas -

del Carbonífero, que se encuentran con alguna frecuencia en dichas minas, se hallan en el límite de la capacidad de arranque de estas máquinas.

Se tratan, en primer lugar, en este capítulo las propiedades de las rocas que se estima pueden influir en el arranque. A continuación se presentan varias formas de caracterizar los macizos rocosos con el mismo fin; destaca, a este respecto, el concepto de microfracturación, introducido por V.P. ALEMAN (1982).

Estas consideraciones dan pie para exponer las primeras teorías sobre la influencia de las propiedades de rocas y macizos rocosos en el rendimiento de arranque de las máquinas de ataque puntual, y presentar, finalmente, la teoría más completa y reciente (V.P. Aleman, 1982) sobre este importante asunto.

Expuestas las bases teóricas, se pasa, en el último capítulo, a exponer las propiedades mecánicas de rocas y macizos rocosos en las minas de carbón de la zona objeto del estudio. En primer lugar se describen las rocas que se encuentran normalmente en las galerías en capa de las principales minas, indicando el porcentaje de cada tipo. A continuación se presentan todos los datos que se han podido recoger sobre las propiedades mecánicas de dichas rocas, consultando la bibliografía disponible y visitando algunas de las minas; excepcionalmente se han hecho "in situ" ensayos de dureza mediante martillo de Schmidt en una de las minas.

Finalmente se han realizado cuatro sondeos con recuperación de testigo en el Pozo S. Antonio de HUNOSA. Dos de ellos atraviesan la capa Jacoba y otros dos la Turca. Mediante estos sondeos se han extraído probetas de las pizarras y areniscas de techo y de muro de dichas capas.

Estas probetas se han ensayado en el laboratorio con objeto de valorar las propiedades de las rocas que, por los estudios expuestos en los capítulos precedentes, se sabe que influyen en su arranque mediante picas. Estas propiedades son las siguientes :

Resistencia a compresión simple
Resistencia a tracción
Densidad
Dureza por rebote (martillo de Schmidt)
Dureza por perforación (tipo Cerchar)
Abrasividad según Schimazek
Microfracturación

En los testigos de los sondeos se ha medido el RQD de los macizos rocosos.

Los resultados obtenidos del estudio presentan gran interés, no sólo por su valor como índices de la excavabilidad mecánica de las rocas del Carbonífero asturiano-leonés, sino -- también por ser el primer paso de una investigación que se presenta con un interesante futuro.

1.- ESTUDIO DEL CORTE DE LA ROCA MEDIANTE PICAS

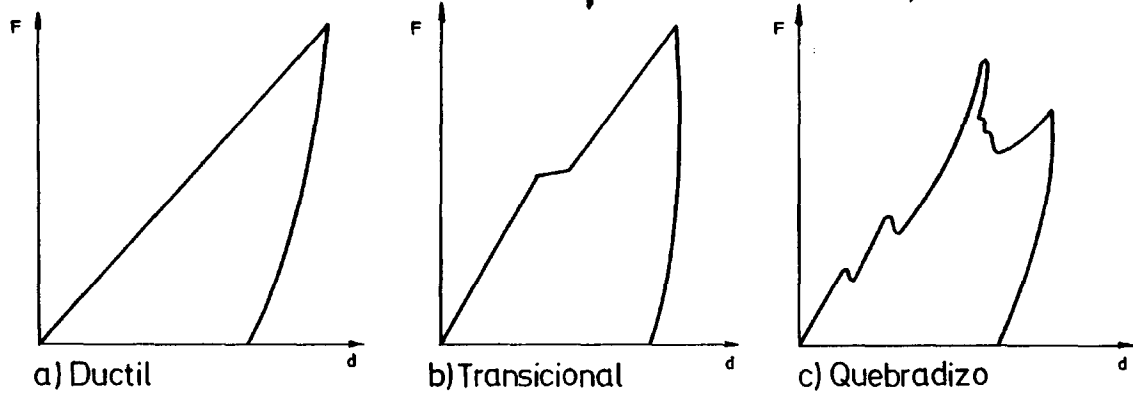
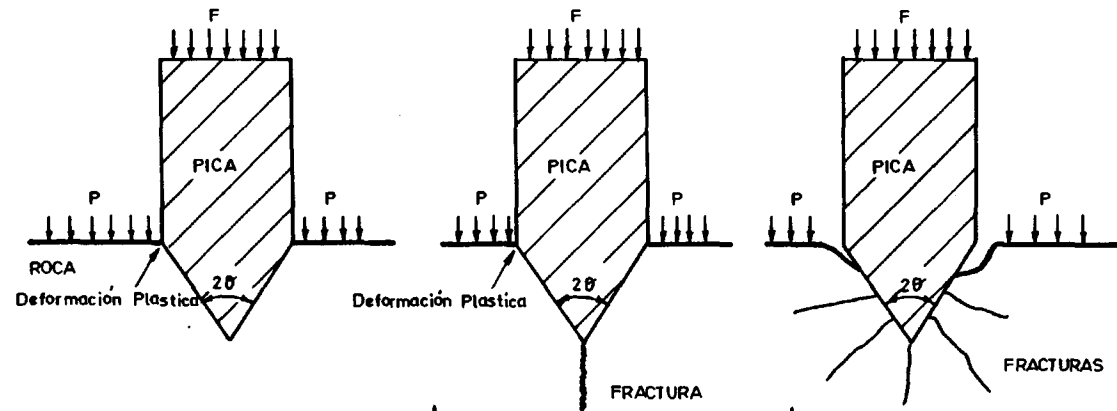
1.1.- MECANISMOS DE PENETRACION DE LAS CUÑAS.

GNIRK y CHEATMAN (1965), cuando investigaron la penetración de una cuña en roca, variando las presiones de confinamiento, encontraron que, en general, el mecanismo de penetración es de carácter frágil o quebradizo a presiones de confinamiento bajas y de naturaleza dúctil o plástica a presiones de confinamiento altas, con una transición de comportamiento predominantemente quebradizo a predominantemente dúctil con presiones de confinamiento intermedias. (Ver figura 1). La característica fuerza-desplazamiento es lineal, cuando el modo de penetración es dúctil o plástico, pero es discontinua y escalonada cuando las astillas son rotas de una manera quebradiza en la cara de la roca.

Una curva fuerza-desplazamiento, que muestra una sencilla discontinuidad gradual con la misma inclinación antes y después del quebrantamiento, es representativa de una transición de un comportamiento predominantemente quebradizo a predominantemente dúctil. Para esta situación, las porciones lineales de las curvas corresponden a un comportamiento dúctil, y una discontinuidad simple corresponde a la formación de una grieta, esencialmente vertical, por debajo o muy cerca de la punta de la cuña.

1.1.1.- Interacción roca-cuña en régimen frágil.

EVANS y MURREL (1966), han descrito el proceso de penetración de la cuña en el carbón (Ver figura 2).



ALIAS PRESIONES DE CONFINAMIENTO PRESIÓN INTERMEDIAS DE CONFINAMIENTO BAJAS PRESIONES DE CONFINAMIENTO

PENETRACION DE UNA CUÑA EN REGIMEN FRAGIL O DUCTIL

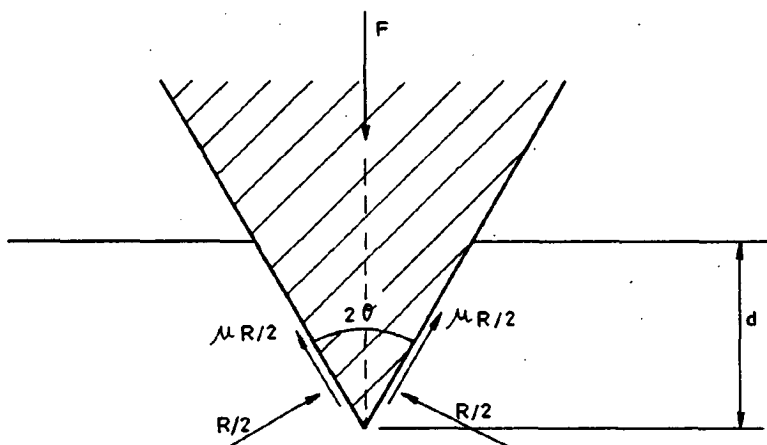


Figura 2.- PENETRACION DE UNA CUÑA EN CARBON.

El modelo que suponen consiste en una cuña de ángulo 2θ que penetra en el carbón con un coeficiente de fricción cuña-carbón de μ . La relación normal en el material es $R/2$ y la reacción paralela a cada superficie de la cuña es de $\mu R/2$. Por tanto la fuerza necesaria para la penetración d es la siguiente

$$F = 2 \left(\frac{R}{2} \operatorname{sen} \theta + \frac{R}{2} \cos \theta \right) = R \operatorname{sen} \theta (1 + \mu \operatorname{cotg} \theta) \quad (1)$$

Esta ecuación nos muestra que la fricción debe tenerse en cuenta, para multiplicar la fuerza de penetración correspondiente a fricción cero por el factor $(1 + \mu \operatorname{cotg} \theta)$.

En el modelo supuesto, la presión de contacto en la cuña es igual a la resistencia a compresión de la roca, y teniendo en cuenta la relación que existe entre la resistencia de penetración y la resistencia a compresión q , tenemos que:

$$F = 2 d w q \operatorname{tg} \theta \quad (2)$$

donde : w = anchura de la cuña, d = profundidad de penetración.

Ahora, multiplicando por el factor de fricción, tenemos -- que

$$F = 2 q w d \operatorname{tg} \theta (1 + \mu \cotg \theta) = 2 q w d (\operatorname{tg} \theta + \mu) \quad (3)$$

Teórica y experimentalmente, según demostraron EVANS y MURRELL (1966), la fuerza requerida para la penetración de la cuña dentro de la roca aumenta rápidamente al aumentar el coeficiente de fricción y el ángulo de la cuña. REICHMUTH (1963) sugiere la siguiente relación entre el ángulo de cuña 2θ y el coeficiente de fricción μ de la superficie -- cuña-roca :

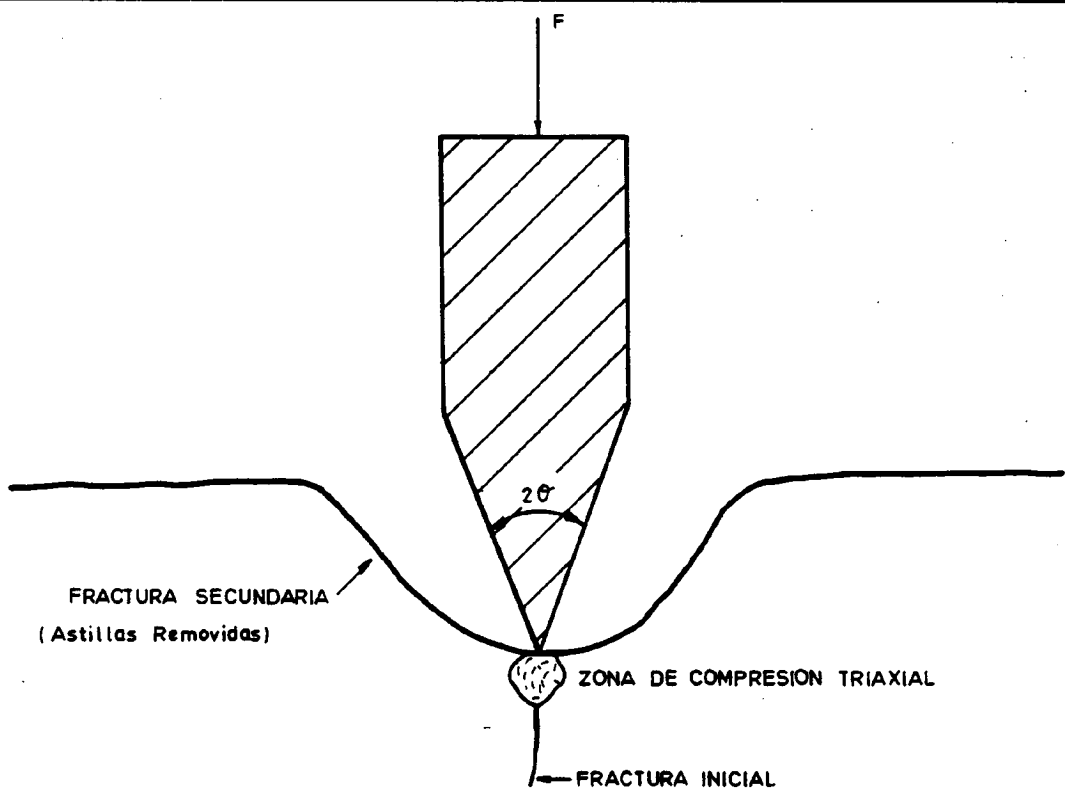
$$2\theta = \operatorname{arc} \operatorname{tag} \frac{\pi - 2\mu}{2 + \pi\mu} \quad (4)$$

Si θ es numéricamente más grande que la expresión del lado derecho de la ecuación, la distribución de tensiones está localizada, principalmente, en una región situada por debajo de la cuña, con lo cual, se produce un considerable quebrantamiento y compactación de la roca. Contrariamente, si es numéricamente menor, entonces se desarrollan fracturas cercanas a la superficie de la roca, y esto da como resultado la formación de astillas con pequeño aplastamiento y compactación comparativamente (Ver figura 3).

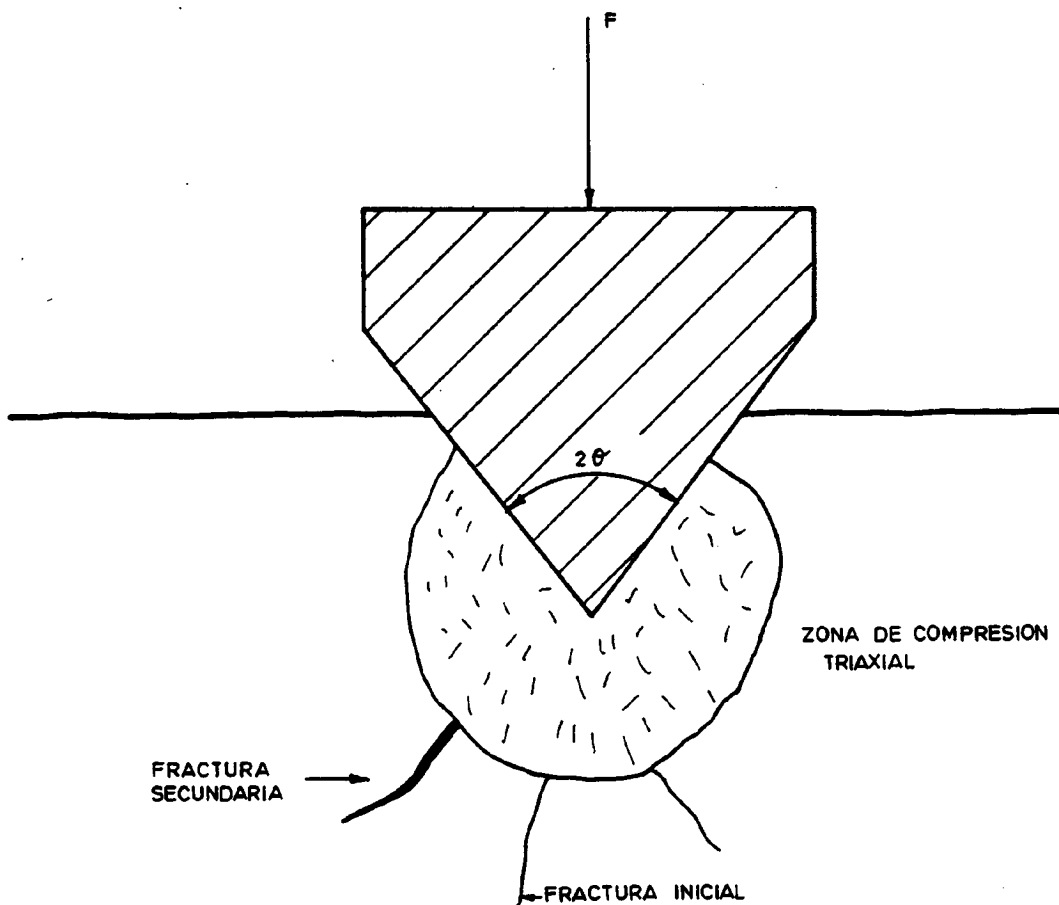
PAUL y SIKARSKIE, (1965 y 1969), postulan que la rotura de la roca está gobernada por el criterio de rotura de Mohr - Coulomb y, además predicen el cese en la formación de astillas quebradizas, cuando :

$$\theta > \frac{\pi}{2} - (\phi + \varphi) \quad (5)$$

donde : ϕ es el ángulo interno de fricción de la roca y φ el ángulo de fricción útil-roca.



a) Cuña Con Angulo Pequeño



b) Cuña Con Angulo Grande

PENETRACION DE UNA CUÑA

Los ángulos de fricción útil-roca, generalmente, son de alrededor de 55° , por tanto la condición (5) viene a ser $\theta > 35 - \phi$, lo que, prácticamente, significa que no se puede aplicar este modelo cuando el ángulo del útil es superior a 60° . Desgraciadamente esto es lo que ocurre casi siempre.

Estos investigadores, además, suponen que la fractura quebradiza se producirá a lo largo de planos inclinados un ángulo ψ , que se extienden desde la punta de la cuña hasta la superficie de la roca, y que el equilibrio de tensiones y el criterio de Mohr-Coulomb se satisfacen para todos los puntos de esos planos (Ver figura 4).

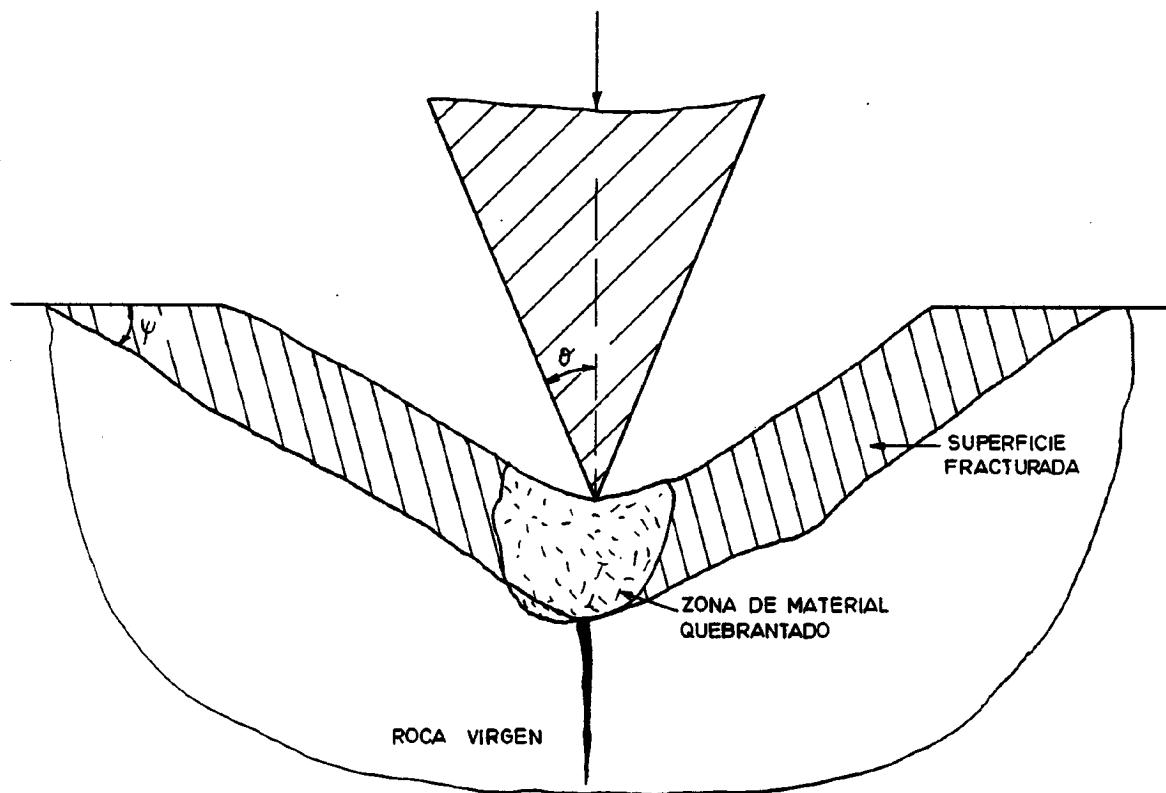


Figura 4.- PENETRACION DE UNA CUÑA SEGUN PAUL Y SIKARSKIE

1.1.2.- Interacción roca-cuña en régimen dúctil

1.1.2.1.- Modelo de Cheatham y Pariseau-Fairhurst.

Para paliar el inconveniente precedente, CHEATHAM (1958, -- 1963 y 1964) y después PARISEAU y FAIRHURST, utilizaron como criterio de rotura el de Mohr-Coulomb, obteniendo las soluciones clásicas de mecánica de suelos. La zona de rotura es es tá separada en regiones de componentes uniformes y en envolu ventes de Prandtl (Ver figura 5).

Cheatham aplicó la teoría de la plasticidad a un modelo con sistente en una cuña puntiaguda que penetra dentro de una - roca a presiones de confinamiento por encima de la presión de transición. En su análisis se supone que la roca es isotr ópica y homogénea y que las tensiones principales satisfa cen el criterio de rotura de Mohr-Coulomb. El efecto de --- fricción entre cuña y roca lo tuvo en cuenta utilizando la línea de deslizamiento de la figura 5, y, además, supuso -- que la rotura tenía lugar cuando el círculo de Mohr era tang ente a la envolvente parabólica de rotura de Mohr.

Para una presión de confinamiento constante y un ángulo de cuña, también, constante, las ecuaciones de Cheatham predicen un aumento lineal en la fuerza de la cuña al aumentar - la profundidad de penetración, es decir, la característica fuerza-desplazamiento es lineal. Los valores calculados de las fuerzas en una cuña aguda en base a este modelo y los - estimados por observaciones experimentales en muchas rocas, están, en general, de acuerdo.

También aplicó la teoría de plasticidad a una cuña con la - punta desgastada que penetra dentro de un material que - obedece al criterio lineal de rotura de Mohr-Coulomb. Para esta situación idealizada, la fuerza de resistencia a la -- penetración de la cuña es una combinación lineal de una - - fuerza constante que actúa contra la cuña plana y de una - fuerza en el lado inclinado que aumenta linealmente con la profundidad de penetración (Ver figura 6).

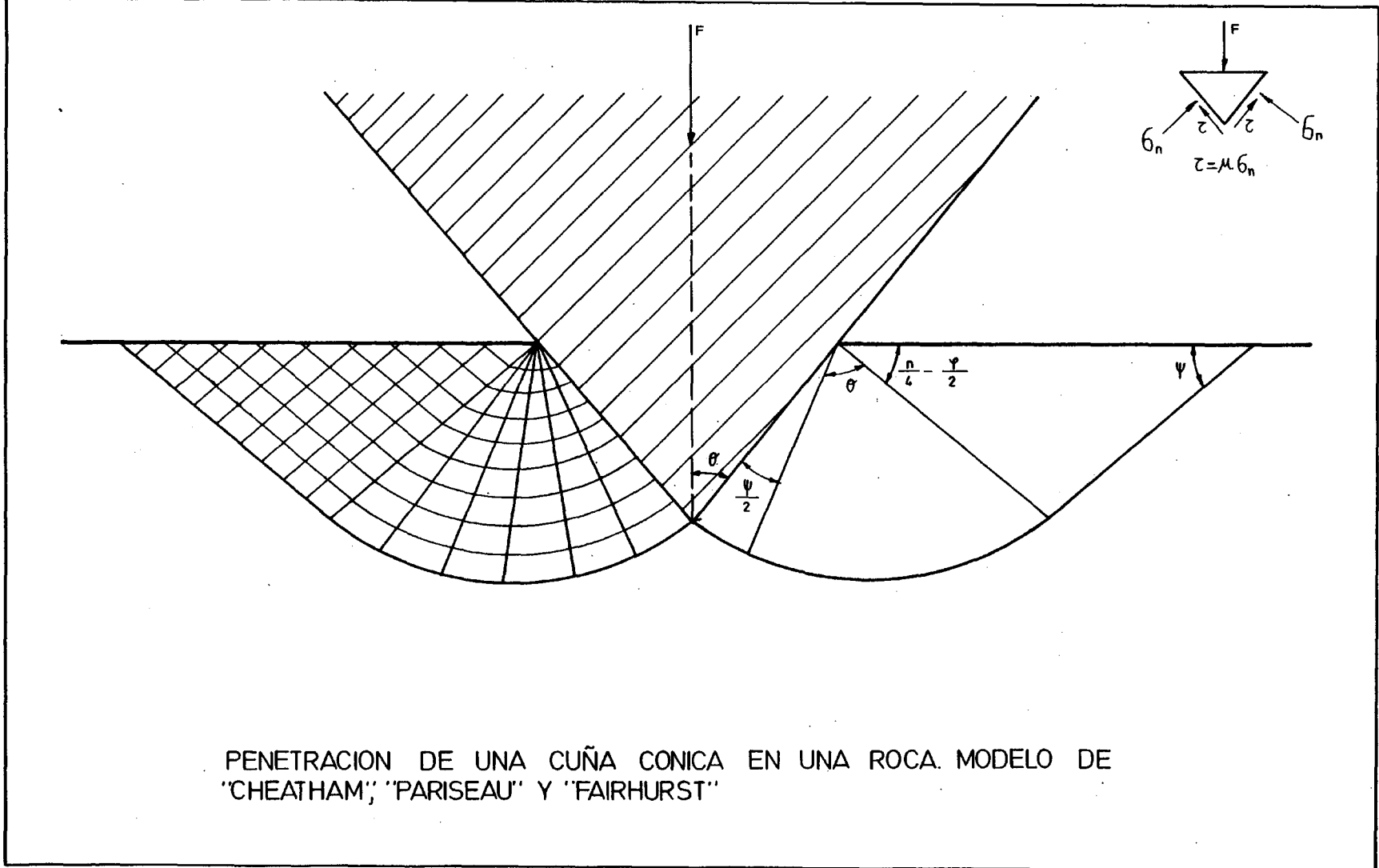
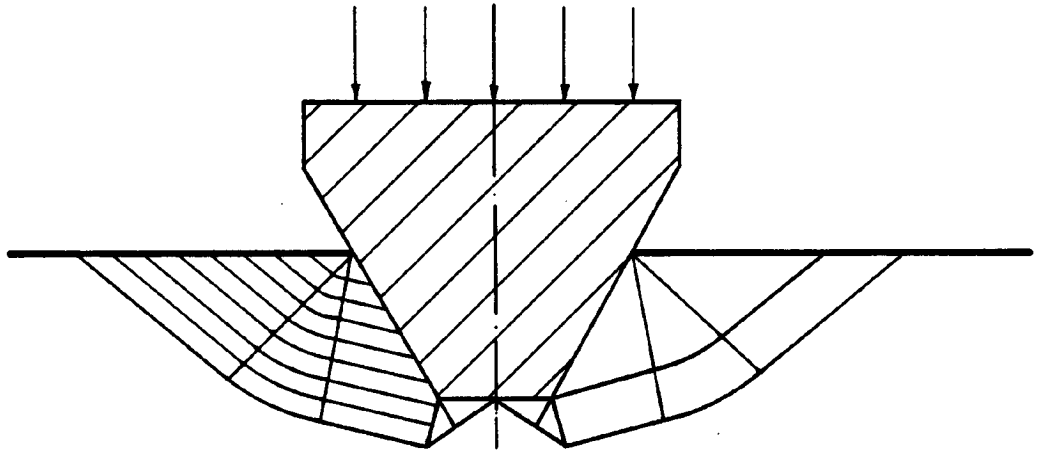
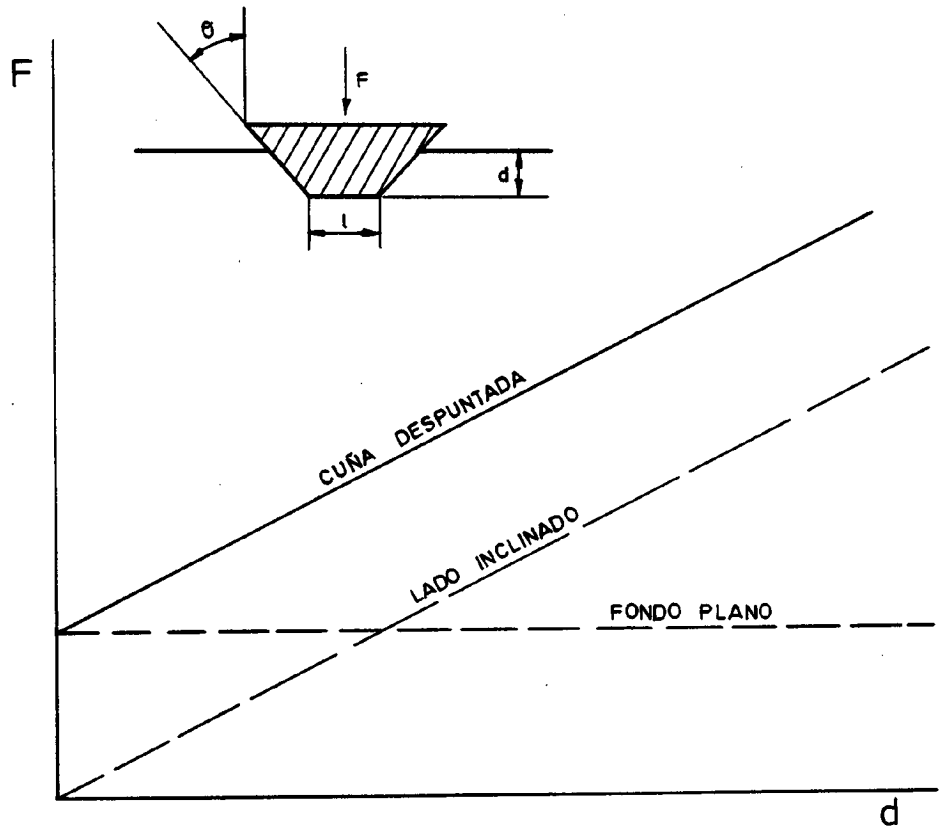


FIGURA - 5

PENETRACION DE UNA CUÑA CONICA EN UNA ROCA. MODELO DE "CHEATHAM", "PARISEAU" Y "FAIRHURST"



a) Línea de deslizamiento en régimen dúctil



b) Fuerza de penetración de la cuña en función de su profundidad

PENETRACION DE UNA CUÑA DESPUNTADA EN
UNA ROCA MODELO "CHEATHAM"

1.2.- CORTE DE LA ROCA POR IMPACTO

1.2.1.- Teoría de Evans

El corte de la roca por impacto en régimen frágil, por debajo de la presión de transición, es de particular importancia en minería. La teoría de penetración de la cuña de EVANS (1966), que se expondrá más adelante, supone que la rotura por tracción es la más usual, y ha sido extendida por Evans y Pomeroy al considerar la rotura del carbón por un impacto. Se supone que la fuerza requerida para clavar una cuña simétrica dentro de la roca es función del área de apoyo de la cuña y es dada por :

$$F \propto 2 d \operatorname{tg} \theta$$

donde : d es la profundidad de penetración y θ es la mitad del ángulo de la cuña.

Si la resistencia a la penetración es igual a la resistencia a la compresión de la roca q , entonces :

$$F = 2 d q w \operatorname{tg} \theta \quad (6)$$

donde : w = anchura de la cuña.

Si la energía requerida para clavar la cuña a lo largo de una profundidad de penetración d es U , entonces :

$$U = F \frac{d}{2}$$

de aquí

$$U = \frac{F^2 \operatorname{cotg} \theta}{4 q w} \quad (7)$$

Ahora bien, según EVANS (1966) la fuerza requerida en una cuña simétrica para romper un macizo, como se verá más adelante, es

$$F = \frac{2 t d \operatorname{sen} (\theta + \varphi)}{1 - \operatorname{sen} (\theta + \varphi)} \quad (8)$$

Sustituyendo (8) en (7), tenemos que la ecuación general de la energía de percusión es :

$$F = \frac{t d^2}{Aw} \operatorname{cotg} \theta \left[\frac{\operatorname{sen} (\theta + \varphi)}{1 - \operatorname{sen} (\theta + \varphi)} \right]^2$$

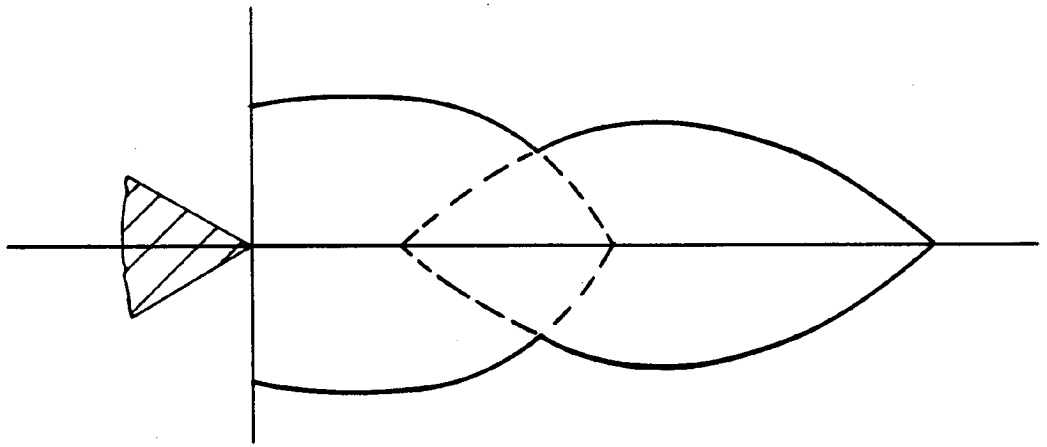
donde : t es la resistencia a tracción de la roca, A es la relación entre la resistencia a compresión y la resistencia a tracción y φ es el ángulo de fricción entre cuña y roca.

1.2.2.- Teoría de Whittaker y Szwilski (1973)

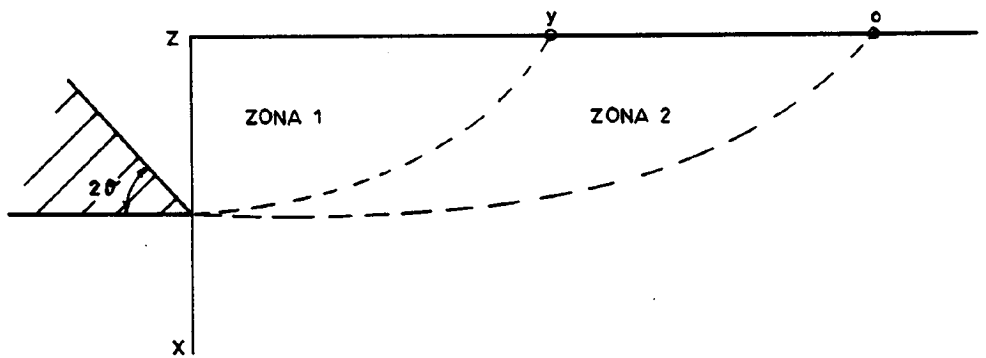
Estos investigadores estudiaron el corte de la roca por la acción de una pica montada en un brazo radial giratorio impactando sobre diferentes rocas (Ver figura 7).

El modelo general de rotura se vio que constaba de dos zonas, de las cuales el límite de la zona 1 se juzgó que quedaba determinado por las grietas de tracción desarrolladas de acuerdo con la teoría de Evans. La zona 2 era eliminada, posteriormente, por la acción de avance de la pica en su giro continuado, ya que el radio de giro del brazo era más grande que el radio de curvatura de la grieta inicial de tracción.

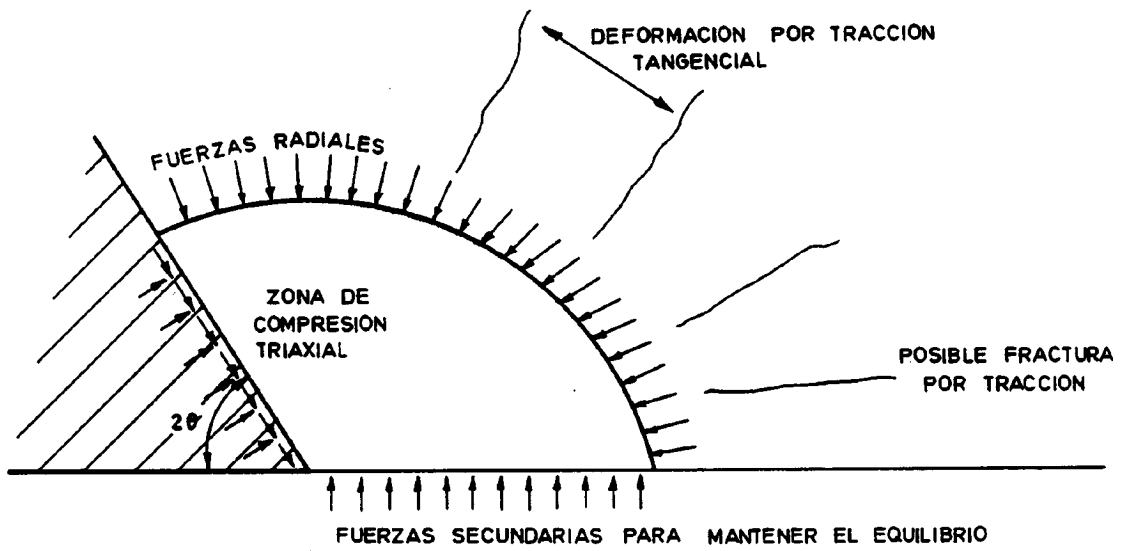
Se supone que el proceso de fracturación predomina en la zona de compresión triaxial que se genera cerca de la punta de corte de la pica, la cual se extiende a una zona se-



a) Planta



b) Alzado



c) Fuerzas que intervienen en el corte

MODELO DE ROTURA DE LA ROCA POR IMPACTO (Whittaker y Szwilski)

cundaria de rotura a tracción.

La masa de roca desplazada por golpe es directamente proporcional a la velocidad de impacto, y la energía absorbida en el impacto se vio que seguía la ley general :

$$E_o = K d^n$$

donde : E_o es la energía absorbida, d es la profundidad de corte y K es una constante característica de la roca. Para las rocas ensayadas $n = 1,35$.

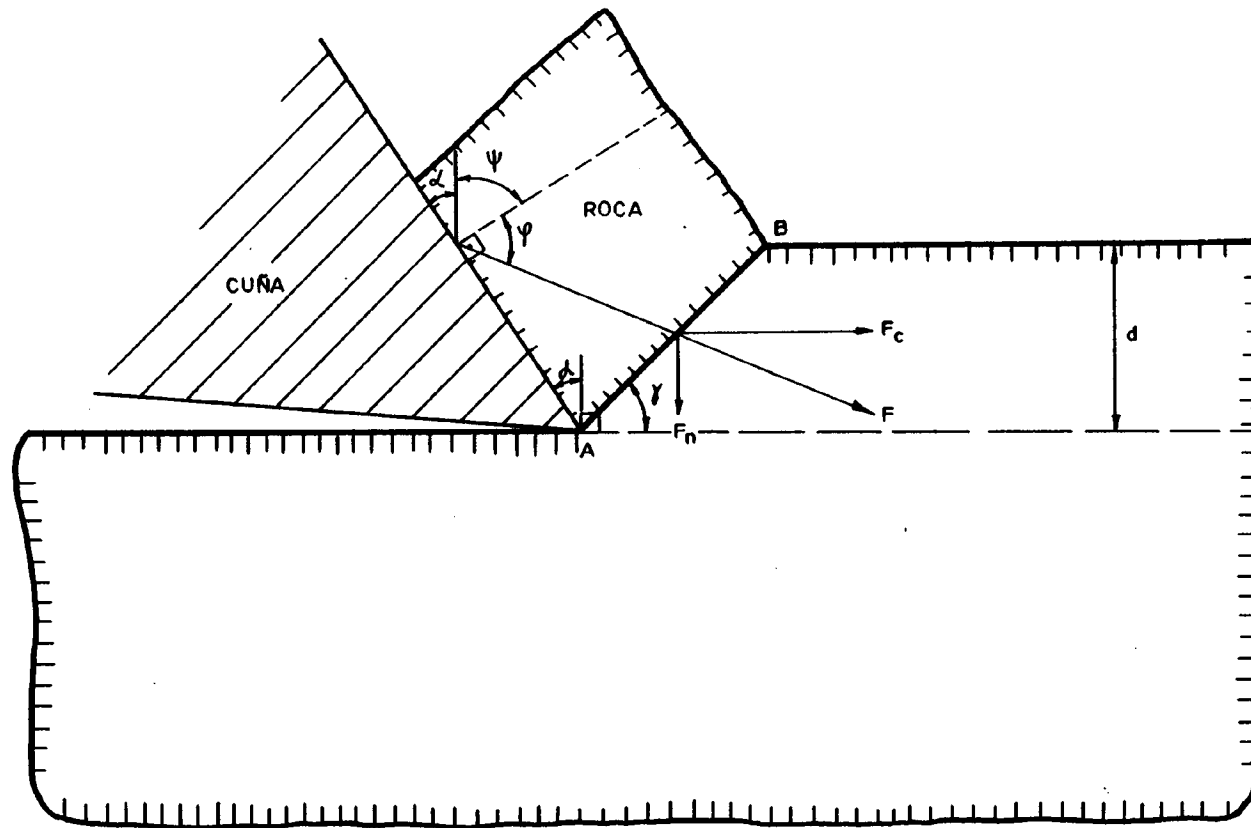
1.3.- TEORIA DE MERCHANT SOBRE CORTE DE METALES

Esta teoría ha servido de base a la teorías del corte de rocas de Evans y Nishimatsu, que veremos más adelante.

MERCHANT (1942) propuso una teoría para explicar el proceso de corte, cuando se forma una lasca o astilla continua, mediante una cuña afilada que corta a una profundidad constante, generalmente, pequeña comparada con la anchura de la cuña, y además suponiendo un estado plano de deformaciones. - Este autor supuso que el corte tiene lugar sobre una línea AB que forma un ángulo γ con la horizontal (Ver figura 8). La resistencia del material está caracterizada por una resistencia al corte C y un coeficiente de fricción μ asociado con un ángulo de fricción φ .

Para calcular la fuerza resultante F en la cuña, además de las suposiciones anteriores, considera un equilibrio entre la lasca y el instrumento de corte. De la figura 8, teniendo en cuenta que F es la fuerza resultante en la cuña que actúa sobre la astilla, y F_C y F_N sus componentes horizontal y vertical, se deduce que :

$$\frac{F_N}{F_C} = \cotg (\pi - \psi - \varphi) = - \cotg (\psi + \varphi) \quad (9)$$



TEORIA DEL CORTE DE METALES (Merchant)

donde : ψ es el complementario del ángulo de corte α . Proyectando F_N y F_C a lo largo del plano de corte AB - tenemos que :

$$F_C \cos \gamma - F_N \sin \gamma = \frac{C d}{\sin \gamma} \quad (10)$$

Combinando las ecuaciones (9) y (10) tenemos :

$$F_C \left[\cos \gamma + \frac{\sin \gamma}{\operatorname{tg} (\psi + \varphi)} \right] = \frac{C d}{\sin \gamma}$$

de donde :

$$F_C = \frac{C d}{\sin \gamma} \frac{\sin (\psi + \varphi)}{\cos \gamma \sin (\psi + \varphi) + \sin \gamma \cos (\psi + \varphi)}$$

y, por consiguiente :

$$F_C = \frac{C d \sin (\psi + \varphi)}{\sin \gamma \sin (\psi + \varphi + \gamma)}$$

Ahora, si suponemos que la dirección del plano de corte - es tal que la fuerza de corte, y por lo tanto, el trabajo necesario para efectuar el corte sea mínimo, es decir, la hipótesis de mínimo trabajo, tenemos :

$$\frac{\partial F_C}{\partial \gamma} = 0$$

$$\text{de donde, } \gamma = \frac{\pi}{2} - \frac{1}{2} (\psi + \varphi) \quad (11)$$

Merchant determina γ experimentalmente, y utiliza (11) -- para deducir un valor de φ . Si φ es conocido

$$F_{C \text{ min}} = 2 C d \operatorname{tg} \frac{1}{2} (\psi + \varphi)$$

1.4.- TEORIA DE EVANS SOBRE CORTE DE ROCAS

EVANS y sus colaboradores fueron los pioneros en el campo de la investigación del corte mecánico de rocas mediante picas.

Actualmente, la teoría de EVANS, deducida del corte de carbón, junto con la de NISHIMATSU, que veremos más adelante, constituyen la base para el estudio del corte de rocas mediante picas.

Por eso, a continuación, vamos a ver los principios en que se basa la teoría del corte de EVANS, llevada a cabo en materiales frágiles, y sus posteriores desarrollos.

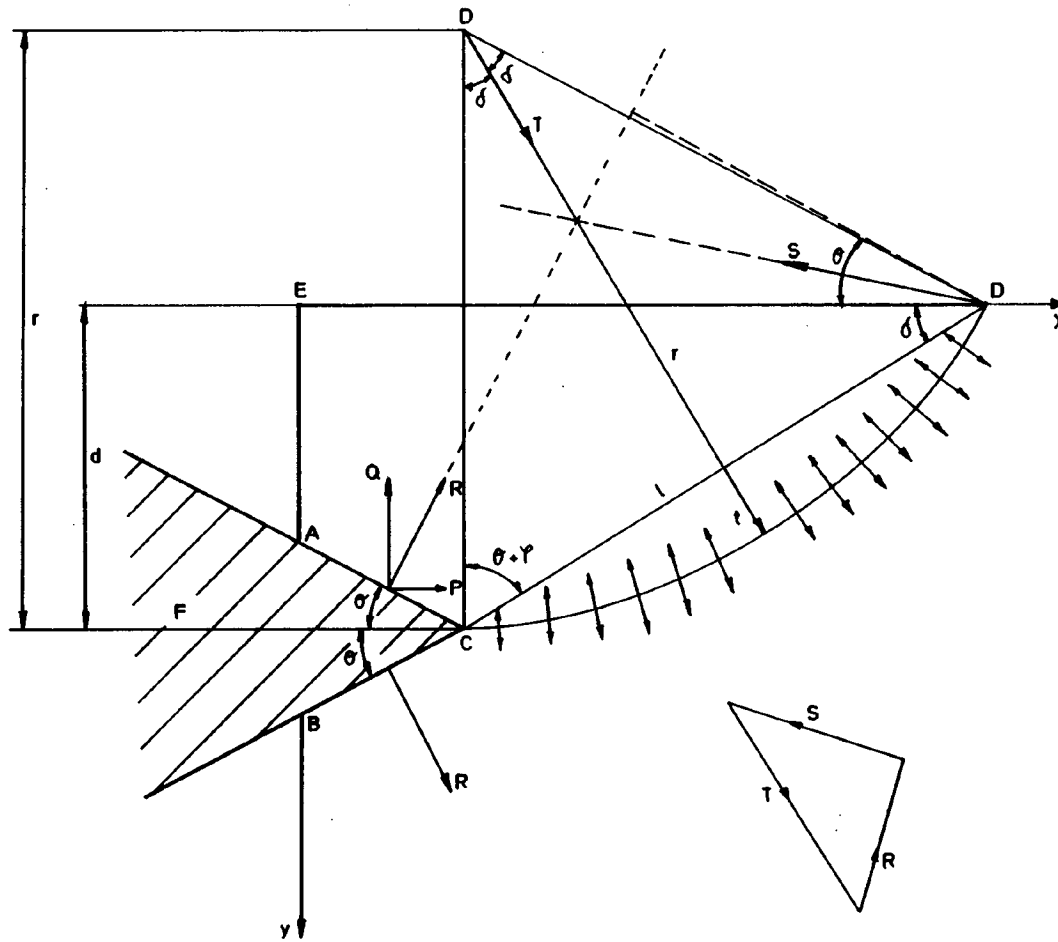
1.4.1.- Corte con cuña simétrica en materiales frágiles

1.4.1.1.- Primer desarrollo de la teoría

EVANS y MURREL (1966) muestran que durante la penetración de una cuña normal a una superficie, primeramente, al penetrar la cuña, se produce un quebrantamiento inicial. La fuerza requerida para dicho quebrantamiento está relacionada con la resistencia a compresión de la roca. Posteriormente, a partir de la punta de la cuña se produce una rotura por tracción a lo largo de la curva CD (Ver figura 9), que es tangente a la punta de la cuña. La curva se supone que es circular de radio r y centro O .

En un primer instante se supone que hay fricción cero entre la cuña y la roca. Las fuerzas que actúan en el macizo son (Ver figura 9):

- . La fuerza R que actúa normal a la superficie de la cuña AC.



TEORIA DE EVANS

- . La resultante T de las fuerzas de tracción.
- . Una tercera fuerza S es necesaria para mantener el equilibrio en el macizo. Debido a que la acción de la cuña - tiende a arrancar la roca y ésta a girar, en efecto, alrededor del punto D; por ello se supone que esta fuerza S actúa a partir de D.

El macizo EACD está en equilibrio bajo la acción de las -- tres fuerzas, que pueden, por esto, ser representadas en - magnitud y dirección por los tres lados de un triángulo.

A continuación, vamos a calcular la relación entre R y T tomando momentos alrededor de D.

En primer lugar se supone un estado plano de deformación. Por consiguiente, si t es la resistencia a tracción de la roca, tenemos que :

$$T = tr \int_{-\delta}^{\delta} \cos v \, dv = 2 tr \operatorname{sen} \delta$$

donde : $r \, dv$ es un elemento de arco CD, que forma un ángulo v con el radio de simetría y d es la profundidad de corte. Se supone que la penetración de la - cuña es pequeña, de modo que puede ser despreciable en comparación con la profundidad de corte d .

Tomando momentos alrededor de D

$$R \frac{d}{\operatorname{sen} \delta} \cos (\delta + \theta) = Tr \operatorname{sen} \delta$$

donde, θ es el ángulo de cuña

Hay una relación geométrica auxiliar

$$r \operatorname{sen} \delta = \frac{d}{2 \operatorname{sen} \delta}$$

De aquí

$$R = \frac{td}{2 \operatorname{sen} \delta \cos (\theta + \delta)} \quad (12)$$

La componente horizontal de R, P, está dada por $R \operatorname{sen} \theta$, y, debido a la simetría de las fuerzas que actúan en la cuña, la fuerza total de corte F en la cuña es igual a 2P. Por tanto :

$$F = 2R \operatorname{sen} \theta = \frac{2 t d \operatorname{sen} \theta}{\operatorname{sen} \delta \cos (\theta + \delta)} \quad (13)$$

La segunda suposición es que δ sea tal que haga F mínima, es decir,

$$\frac{dF}{d\delta} = 0$$

$$\cos \delta \cos (\theta + \delta) - \operatorname{sen} \delta \operatorname{sen} (\theta + \delta) = 0$$

$$\cos (\theta + 2\delta) = 0$$

$$\delta = \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{2} - \theta \right)$$

$$F = \frac{2 t d \operatorname{sen} \theta}{1 - \operatorname{sen} \theta} \quad (14)$$

La variación de F con la fricción puede observarse por el hecho de que la fuerza R actúa con un ángulo φ con la normal a la cara correspondiente de la cuña, siendo φ el ángulo de fricción entre cuña y roca. Entonces, θ se reemplaza en la ecuación (14) por $\theta + \varphi$.

$$F = \frac{2 t d \operatorname{sen} (\theta + \varphi)}{1 - \operatorname{sen} (\theta + \varphi)} \quad (15)$$

1.4.1.2.- Segundo desarrollo de la teoría

Un posterior desarrollo de la teoría, realizado por EVANS (1966), supone que la rotura por tracción procede esencialmente de la propagación de una grieta que comienza desde la punta de la cuña. La simple teoría anterior, que aceptaba un repentino desgajamiento uniforme, no está muy justificada, ya que es mucho más probable que se produzca una rotura progresiva bastante rápida. También es posible que sólo una fracción de la resistencia a tracción sea movilizada a lo largo de la superficie potencial de rotura cuando las tensiones en la punta de la cuña han alcanzado el nivel de desgajamiento.

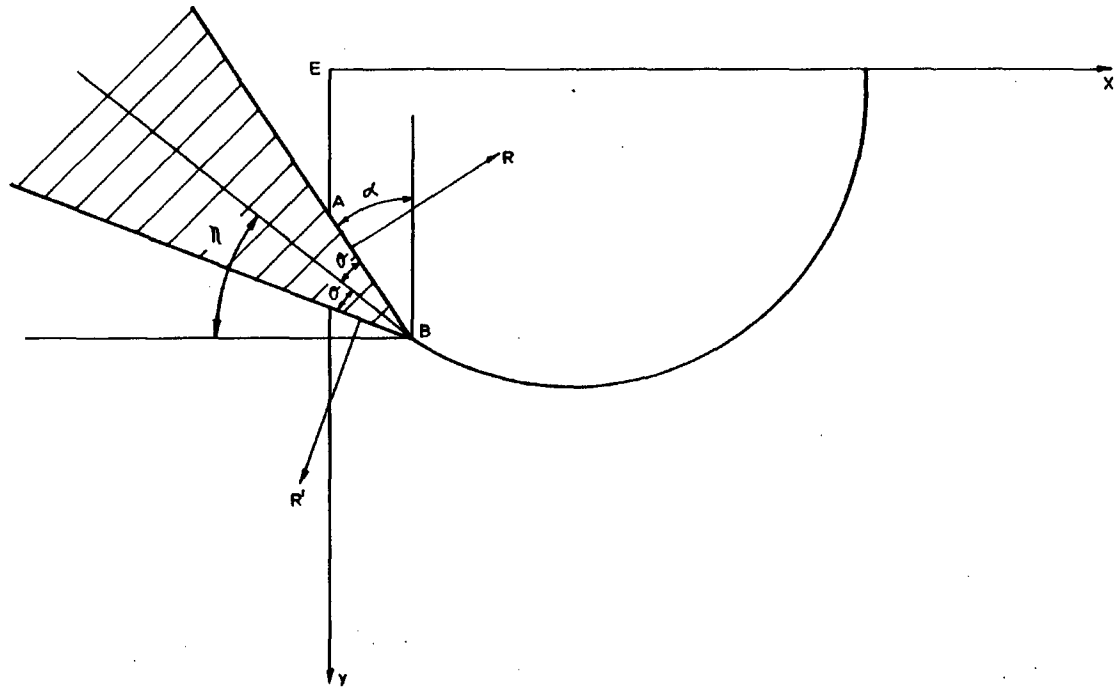
La variación de la tensión de tracción en la proximidad de la punta de la cuña es un problema que no está muy claro. Por ello, para obtener alguna idea de tal variación de una manera relativamente simple, este autor supuso que la rotura tenía lugar lo largo de la línea CD (Ver figura 9.) y que la tensión de tracción variaba a lo largo de esta línea de acuerdo con la ley $t \left(\frac{x'}{l} \right)^{n'}$.

donde : x' es la distancia desde el punto D, l es la longitud de la cuerda y n' es un exponente empírico.

Así, la tensión de tracción varía desde un valor máximo -- (punto C) hasta cero (punto D), de acuerdo con la mencionada ley. Entonces, tomando momentos alrededor del punto D, tenemos :

$$R l \cos (\delta + \theta + \varphi) = t \int_0^1 \left(\frac{x'}{l} \right)^{n'} x' dx' = \frac{t l^2}{n'+2}$$

de modo que :



CORTE MEDIANTE UNA CUÑA ASIMETRICA

$$F = 2 R \operatorname{sen} (\theta + \varphi) = \frac{2 t d}{n'+2} \frac{\operatorname{sen} (\delta + \theta)}{\operatorname{sen} \delta \cos (\delta + \theta + \varphi)}$$

Si hacemos que F sea mínimo con respecto a δ , $\frac{dF}{d\delta} = 0$, entonces tenemos que

$$F = \frac{2}{n'+2} \frac{2 t d \operatorname{sen} (\theta + \varphi)}{1 \operatorname{sen} (\theta + \varphi)} \quad (16)$$

Esta expresión (16) es igual que la (15), excepto que la resistencia a tracción efectiva del material se multiplica -- por el factor $\frac{2}{n'+2}$.

1.4.2.- Corte con cuña asimétrica en materiales frágiles

En la práctica, el corte se hace con instrumentos asimétricos. En general, el plano bisector de la cuña forma un ángulo η con la línea de avance del corte, siendo $(\eta - \theta)$ el ángulo de incidencia.

Normalmente, este ángulo de incidencia es positivo y tiene una influencia notable en el desgaste de la cara posterior de la cuña. Otro ángulo a tener en cuenta es el ángulo de corte α , que es igual a $90 - (\eta + \theta)$, el cual tiene una -- influencia muy notable en la fuerza de corte (Ver figura 10).

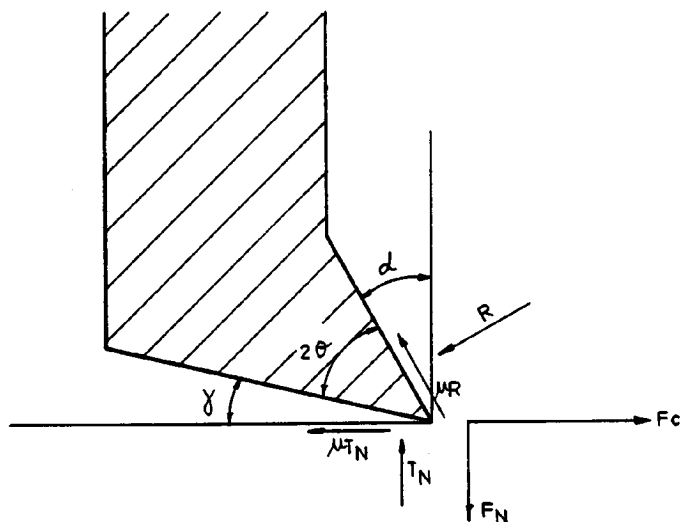


Figura 11.- FUERZAS QUE ACTUAN EN UNA CUÑA ASIMETRICA CON DESGASTE PLANO.

EVANS (1966) para calcular la fuerza necesaria de rotura de un macizo en una cuña que penetra en una superficie siguiendo una trayectoria, supuso que, hasta el momento en que se inicia la rotura del macizo, la roca está en contacto con las dos superficies de la cuña en un estado de deformación elástica.

Entonces, el cálculo de dicha fuerza se realiza de la misma forma o por el mismo camino que para el caso de ataque simétrico, es decir, se supone que el arco de rotura es circular y que el plano bisector de la cuña es tangente al arco de rotura.

WHITTAKER (1962) encontró que existía una buena relación -- con la teoría de rotura por tracción para el caso de ataque con cuñas asimétricas. Para ello postula un sistema de fuerzas, como muestra la figura 11, actuando en una cuña asimétrica.

Las componentes del sistema son las siguientes : T_N , que es la fuerza normal que actúa en el plano de desgaste y μ que es el coeficiente de fricción entre roca y acero. F_C es la fuerza de corte y F_N la fuerza normal a la trayectoria de la cuña. De aquí :

$$F_C = R \cos \alpha + \mu R \sin \alpha + \mu T_N$$

$$F_N = \mu R \cos \alpha - R \sin \alpha + T_N$$

Ahora bien, μT_N es probablemente una componente pequeña de F_C , mientras que T_N no es una componente despreciable de F_C , de aquí las ecuaciones simplificadas siguientes :

$$F_C = \frac{R \cos (\varphi - \alpha)}{\cos \varphi} \quad (17)$$

$$F_N = \frac{R \sin (\varphi - \alpha)}{\cos \varphi} + T_N$$

$$\text{De aquí } F_N = F_C \operatorname{tg} (\varphi - \alpha) + T_N \quad (18)$$

Ahora, teniendo en cuenta que la teoría de Whittaker, anteriormente mencionada, está de acuerdo con la teoría de rotura por tracción con cuñas asimétricas tenemos que :

$$F_C = \frac{2 t d \operatorname{sen} \left[\frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{2} - \alpha \right) + \varphi \right]}{1 - \operatorname{sen} \left[\frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{2} - \alpha \right) + \varphi \right]} \quad (19)$$

de modo que

$$F_N = \frac{2 t d \left[\frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{2} - \alpha \right) + \varphi \right]}{1 - \operatorname{sen} \left[\frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{2} - \alpha \right) + \varphi \right]} \operatorname{tg} (\varphi - \alpha) + T_N \quad (20)$$

Según esta expresión cuando α aumenta decrece F_N . Para $\alpha = \varphi$, entonces $F_N = T_N$ tiene un valor pequeño, y para grandes valores de α , F_N será negativa.

1.4.3.- Corte con cuña despuntada en materiales frágiles

1.4.3.1.- Hipótesis de Dalziel y Davies (1964)

Estos investigadores observaron que la fuerza requerida para producir una fractura en carbón con una cuña despuntada o de punta redondeada aumenta con el radio de curvatura de la punta de la cuña elevado a un exponente aproximadamente de 0,5 (Ver figura 12).

Sugirieron que una capa de carbón triturada por debajo de la cuña ejerce una presión uniforme p' en el carbón, produciendo una concentración de tensiones de tracción t en la punta de la cuña, mostrando que estas tensiones variaban, -- aproximadamente, de la forma :

$$t \propto p' / \sqrt{r}$$

donde, p es el radio de curvatura de la cuña.

La presión hidrostática será proporcional a la fuerza que actúa en la cuña ($p' \propto F$). También, si la rotura tiene lugar cuando t excede la resistencia a tracción de la roca, la fuerza de fracturación variará, para el caso del carbón, según :

$$F \propto \sqrt{p}$$

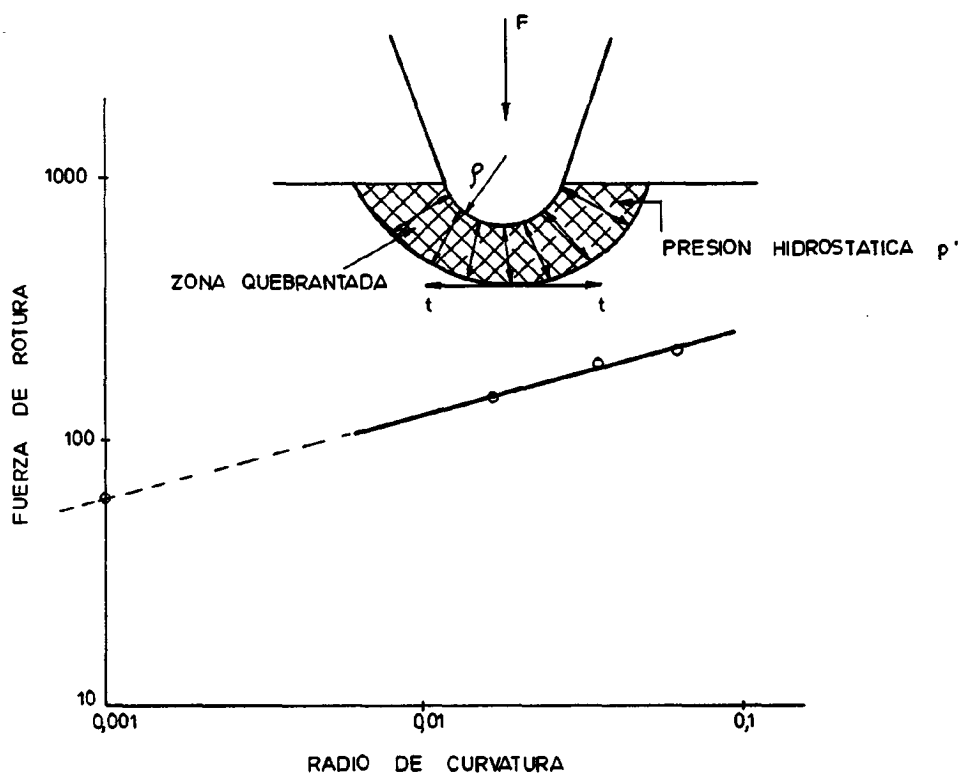


Figura 12.- FUERZA DE LA FRACTURA EN FUNCION DEL RADIO DE LA PUNTA DE LA CUÑA.

1.4.3.2.- Aplicación de la teoría al estudio del corte con cuña plana

La teoría de Dalziel y Davies explica los resultados obtenidos con cuñas despuntadas y, a la vez, proporciona un conocimiento físico bastante interesante del fenómeno, pero no presta gran ayuda al cálculo práctico.

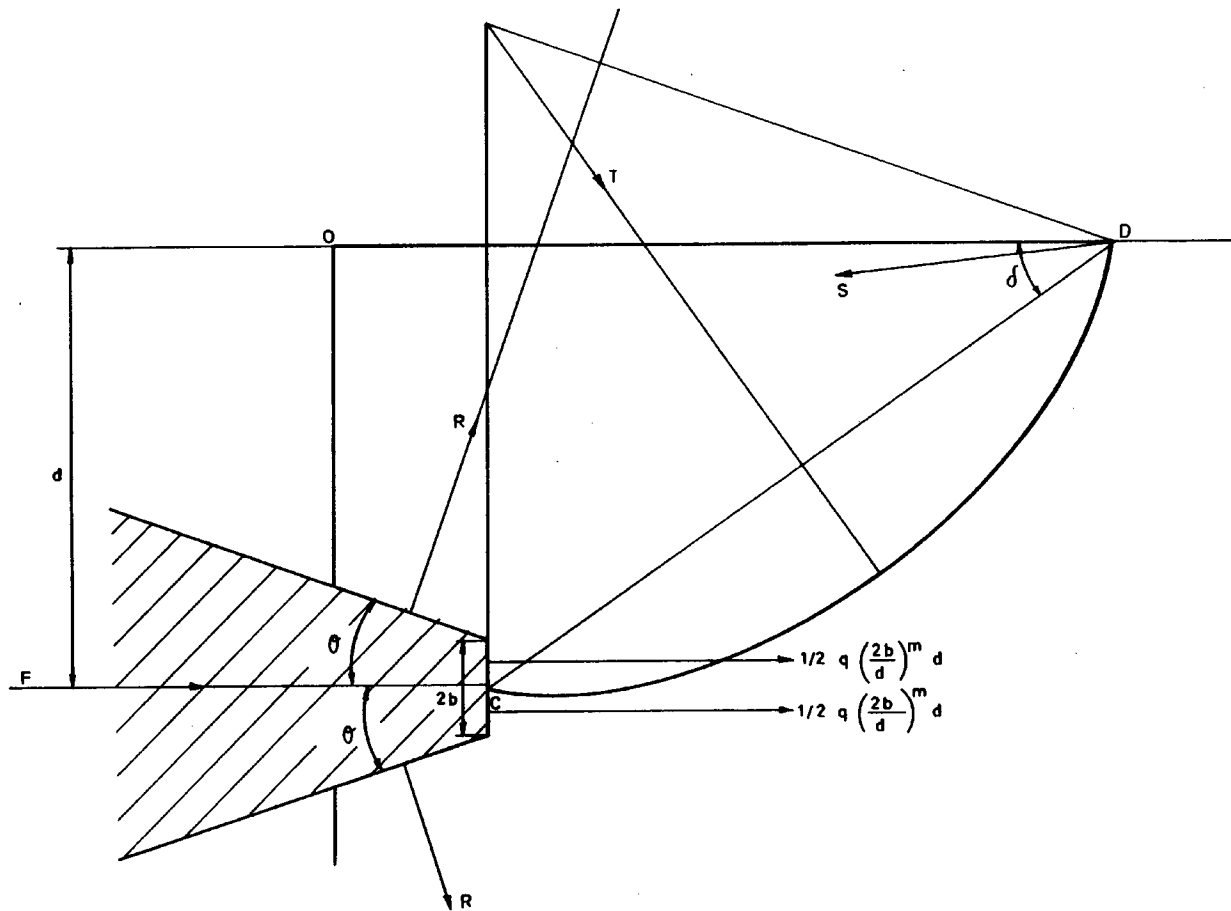
Sin embargo, esta teoría proporciona la clave por medio de la cual la teoría del corte con cuñas puntiagudas puede ser extendida a las cuñas planas. Esta teoría está basada en el supuesto de que para el cálculo de la fuerza máxima de tracción, una cuña asimétrica puede ser reemplazada por una simétrica, con el mismo ángulo total de cuña.

La figura 13 muestra una cuña simétrica con un lado plano de anchura $2b$ normal a la dirección de corte, que ejerce -- una tensión de compresión en el carbón y genera una trac--- ción, una cuña asimétrica puede ser reemplazada por una simétrica, con el mismo ángulo total de cuña.

La figura 13 muestra una cuña simétrica con un lado plano de anchura $2b$ normal a la dirección de corte, que ejerce - una tensión de tracción. A continuación, una vez que se ha producido la penetración de la cuña, se inicia una rotura por tracción que se propaga por la superficie debido a la acción de la fuerza R normal a la superficie de la cuña.

En el cálculo se supone que la fuerza de compresión requerida en un lado para iniciar la rotura del macizo por tracción es proporcional a $(2b)^n$; siendo n un parámetro conocido, que difiere del valor 0,5 dado por Dalziel y Davies.

Si la tensión de compresión es q , entonces la expresión de la fuerza de compresión en la mitad de la punta de la cuña será $q (2b)^m d^{1-m}$ ó $q \left(\frac{2b}{d}\right)^m d$. Por tanto, la fuerza en la mitad de este lado es $q 2^{m-1} \left(\frac{b}{d}\right)^m d$ ó $A_0 q_0 \left(\frac{b}{d}\right)^m d$, donde $A_0 = 2^{m-1}$.



ROTURA POR TRACCION DE UN BLOQUE DE ROCA MEDIANTE UNA CUÑA DESPUNTADA

Si se plantea el problema en términos de que se produzca -- una rotación del macizo alrededor del punto D, puede observarse que la fuerza de compresión debida al lado plano produce un momento alrededor de D, que es de sentido opuesto - al producido por la fuerza R. Se considera despreciable la profundidad de penetración de la cuña en el macizo en comparación con la profundidad de corte. En el equilibrio límite de la rotación del carbón alrededor de D, tenemos :

$$R \frac{d}{\operatorname{sen} \delta} \cos (\delta + \theta) = 1/2 \frac{t d^2}{\operatorname{sen}^2 \delta} + A_0 q (b/d)^m d^2 \quad (21)$$

$$\text{ó } R = \frac{t d}{2} \frac{1}{\operatorname{sen} \delta \cos (\delta + \theta)} + A_0 q d \left(\frac{b}{d}\right)^m \frac{\operatorname{sen} \delta}{\cos (\delta + \theta)}$$

Según el principio del mínimo trabajo :

$$\frac{d R}{d \delta} = 0$$

$$\text{ó } \frac{t d}{2} \left[- \frac{\cos \delta \cos (\delta + \theta) - \operatorname{sen} \delta \operatorname{sen} (\delta + \theta)}{\operatorname{sen}^2 \delta \cos^2 (\delta + \theta)} \right] + A_0 q d (b/d)^m$$

$$\left[\frac{\cos \delta \cos (\delta + \theta) + \operatorname{sen} \delta \operatorname{sen} (\delta + \theta)}{\cos^2 (\delta + \theta)} \right] = 0$$

Simplificada

$$\frac{\cos (2 \delta + \theta)}{1 - \cos 2 \delta} = A_0 (q/t) (b/d)^m \cos \theta$$

De esta ecuación puede calcularse el valor de δ correspondiente a valores particulares de los parámetros del lado derecho de la ecuación. La condición para que se produzca un valor mínimo de R es que $\frac{d^2 R}{d \delta^2}$ sea positivo. Pero, da-

do que este cálculo es tedioso, lo único que han hecho es - confirmar que el valor de δ obtenido de la ecuación produce un mínimo para R. Por tanto, la fuerza de corte se considera como la suma de una fuerza debida a R y la debida al lado - plano de la cuña.

$$F = 2 R \operatorname{sen} \theta + 2 A_0 q (b/d)^m d \quad (22)$$

de (21) y (22) se deduce :

$$\frac{F}{2td} = \frac{\operatorname{sen} \theta}{2 \operatorname{sen} \delta \cos (\delta + \theta)} + A_0 (q/t) (b/d)^m$$

$$\frac{1 + \operatorname{sen} \delta \operatorname{sen} \theta}{\cos (\delta + \theta)} \quad (23)$$

Si el ángulo de fricción entre carbón y acero es φ entonces, el semiángulo efectivo de la cuña será $(\theta + \varphi)$, de modo que la ecuación final es

$$\frac{F}{2td} = \frac{\operatorname{sen} (\theta + \varphi)}{2 \operatorname{sen} \delta \cos (\delta + \theta + \varphi)} + 2^{(m-1)} (q/t) (b/d)^m$$

$$\left[\frac{1 + \operatorname{sen} \delta \operatorname{sen} (\theta + \varphi)}{\cos (\delta + \theta + \varphi)} \right] \quad (24)$$

1.4.4.- Aplicación de la teoría de Evans al corte de rocas según - ROXBOROUGH (1973).

Como ya se ha visto, Evans supone que el arco de rotura es circular y tangencial al plano bisector en la punta de la cuña. En tal caso, la fuerza de corte vendrá dada por la - ecuación (15), que, para una cuña asimétrica de anchura w y fricción $\mu = 0$, se transforma en

$$F_c = \frac{2 t w d \operatorname{sen} 1/2 (\pi/2 - \alpha)}{l \operatorname{sen} 1/2 (\pi/2 - \alpha)} \quad (25)$$

donde : F_c = fuerza de la cuña en la dirección del corte en el instante de la rotura.

t = resistencia a tracción de la roca.

d = profundidad de corte.

w = anchura de la cuña.

α = ángulo de corte

En esta ecuación se supone que la distancia penetrada por la cuña en el instante de la rotura es pequeña comparada con la profundidad de corte d . También, se tienen en cuenta otra serie de suposiciones en el desarrollo de la teoría, pero se consideran poco importantes para dicho desarrollo.

ROXBOROUGH realizó un ensayo con tres rocas sedimentarias : caliza, arenisca y anhidrita, viendo que el modelo de rotura, un arco, fue el mismo, más o menos, para las tres.

La resistencia a tracción para cada roca, se determina utilizando dos métodos : el ensayo directo de tracción y el ensayo brasileño; siendo los valores obtenidos en el ensayo directo algo más bajos que en el ensayo brasileño. Cuando se emplean en la fórmula (25) los valores de resistencia a tracción de la roca obtenidos del ensayo brasileño, los valores calculados de la fuerza de corte se aproximan más a las medidas.

El efecto de la fricción, que se ha despreciado en la ecuación anterior, puede ser un factor significativo, ya que los coeficientes de fricción acero-roca pueden ser altos. Modificando la teoría, para incluir los ángulos de fricción, -- los valores obtenidos teóricamente son mucho más altos que los valores realmente observados de la cuña.

Para investigar el papel de la fricción se emprendieron algunos ensayos utilizando una cantidad de grafito en la punta de la cuña. Los valores medios de la fuerza en la cuña no fueron apenas alterados, de donde se deduce que la fricción parece ser menos importante en el proceso de arranque de la roca que lo que se ha supuesto.

1.4.4.1.- Cálculo de la energía específica.

Aceptando que el ángulo de rotura permanece constante para todas las profundidades de corte (Ver figura 14), la energía específica de corte se define como el trabajo necesario para excavar un volumen unidad o masa de roca.

En primer lugar consideramos una pica de ancho w , operando a una profundidad de corte d y produciendo un ángulo de rotura β . Si definimos :

A = Area excavada del surco = $wd + d^2 \text{ tang } \beta$

V = Volúmen excavado del surco = $L (wd + d^2 \text{ tang } \beta)$;
siendo :

L = Longitud del surco.

El trabajo necesario para excavar dicho surco será :

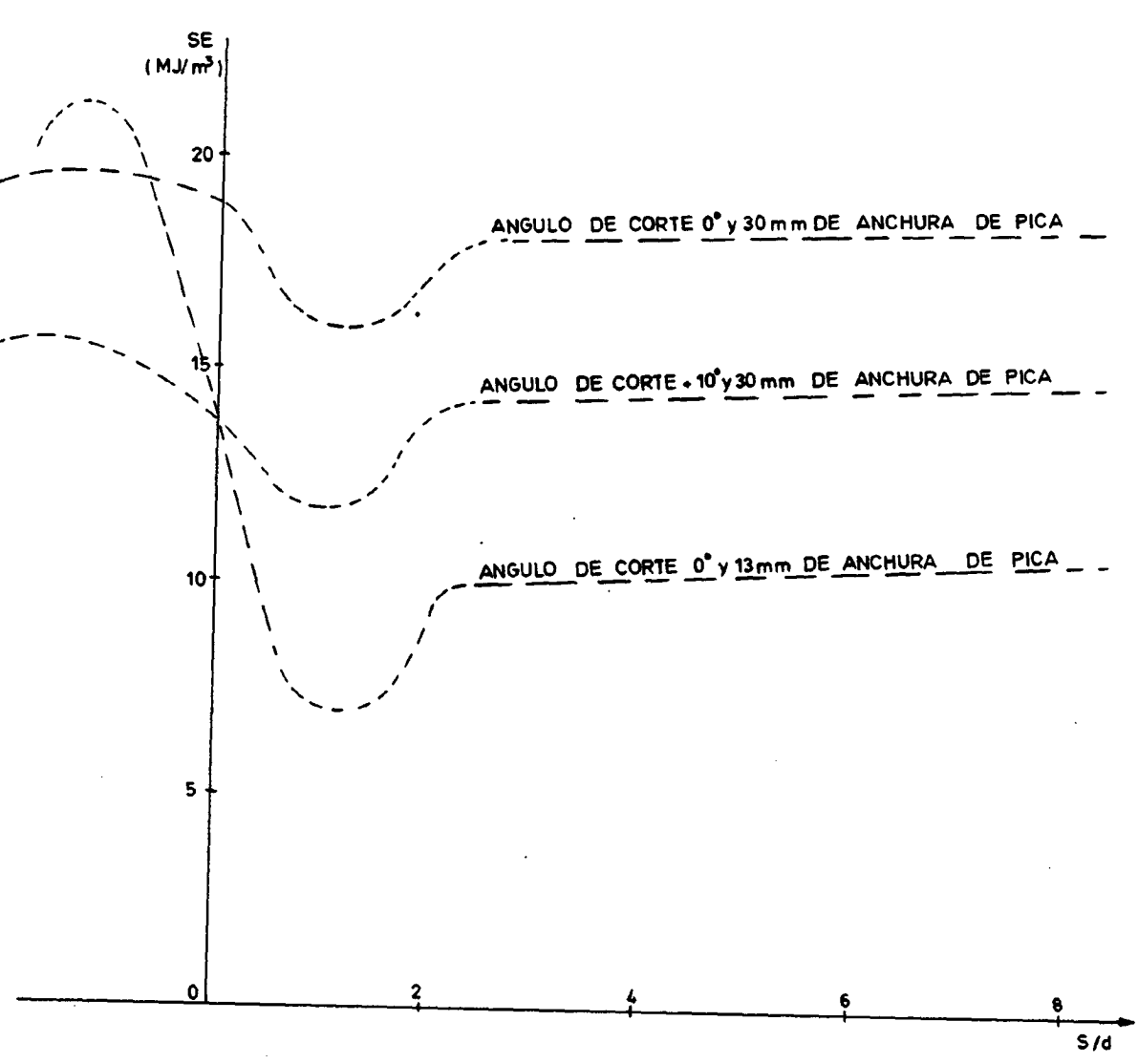
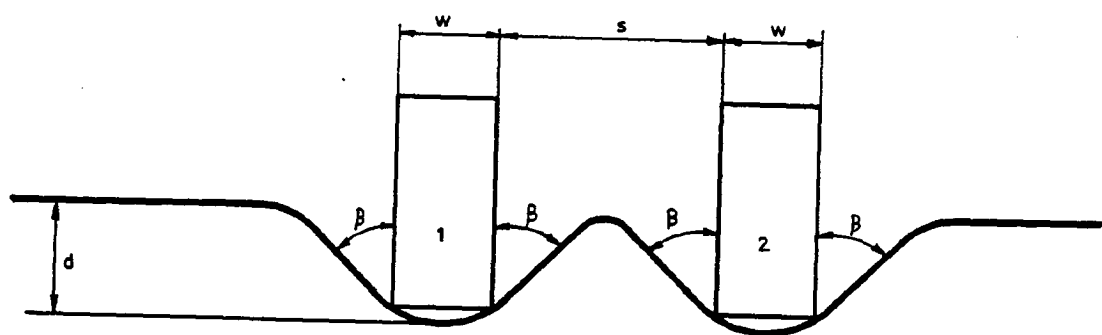
$$E = F'_c L$$

y la energía específica de corte, será :

$$SE = \frac{F'_c}{wd + d^2 \text{ tang } \beta} \quad (26)$$

donde, F'_c = fuerza media de corte de la pica.

La fuerza de corte teórica se obtiene de la ecuación (25). Este valor es para el instante de la rotura de la roca y, es por esto, la fuerza de corte de la pica, que designaremos por F_c . Sin embargo, este valor se obtiene utilizando un valor medio de la resistencia a tracción de la roca, --



RELACION HIPOTETICA ENTRE LA ENERGIA ESPECIFICA Y LA RELACION S/d

por ello es razonable considerarla como fuerza media de -- corte de la pica, F_c , siendo uno de los parámetros más importantes en el corte mecánico de las rocas. En cambio, en el cálculo de la energía específica es la fuerza media de corte, F'_c , la que debe ser usada.

En una roca, dada los resultados experimentales muestran que la relación entre la fuerza media de corte de la pica y la fuerza media de corte es completamente constante. Esta relación es aproximadamente igual a 2 ó un poco menos, pero alcanza valores de 3 ó más para rocas fuertes. En el caso del carbón este valor suele ser alrededor de 2.

Utilizando la relación $F'_c = \frac{F_c}{C}$, la ecuación (25) y la ecuación (26), podemos obtener la siguiente relación :

$$SE = \frac{K_1}{K_2 + d} \quad (27)$$

$$\text{donde : } K_1 = \frac{2 t w \operatorname{sen} 1/2 (\pi/2 - \delta)}{C \operatorname{tg} \beta [1 - \operatorname{sen} 1/2 (\pi/2 - \delta)]}$$

$$K_2 = \frac{w}{\operatorname{tang} \beta}$$

Esta ecuación muestra que para una roca dada y un instrumento de corte determinado, la energía específica decrecerá cuando la profundidad de corte aumente.

Hasta ahora, se ha hecho el estudio de una pica operando -- aisladamente, pero en la práctica, el corte se efectúa con un conjunto de picas colocadas en un tambor o en un disco y, por tanto, hay que tener en cuenta el efecto de interacción entre los útiles y, por consiguiente, la disposición de los instrumentos de corte, con el objeto de alcanzar -- una energía específica total mínima para el sistema de corte. Si el ángulo de rotura β es constante, entonces la interacción entre los instrumentos de corte, para que el macizo que queda entre los dos surcos hechos por los mismos --

rompa, se producirá cuando

$$s/d \leq 2 \tan \beta$$

Conociendo el ángulo de rotura para la roca, es posible tener alguna idea de como la energía específica varía con el espaciado de los instrumentos de corte. La figura 14 muestra tres casos de corte, dos de ellos usando picas de 30mm de anchura y el otro 13 mm de anchura, que operan a una -- profundidad de corte de 10 mm, en anhidrita. El ángulo de rotura para la anhidrita es de 52° . Por tanto la interacción se producirá con relaciones de s/d menores que 2,6, y para valores de s/d mayores que 2,6 la energía específica será constante.

1.5.- ESTUDIO DEL CORTE DE LA ROCA BASADO EN EL CRITERIO DE ROTURA DE MOHR-COULOMB.

1.5.1.- Proceso del corte de la roca

NISHIMATSU (1972) supone que la velocidad de corte no influye en el arranque mecánico de la roca. Basado en esta suposición, el autor observa el proceso de corte de la roca con un instrumento de corte ortogonal y a una velocidad de corte de 0,4 m/min.

El proceso de corte es el siguiente (Ver figura 15). Conforme el filo del instrumento de corte penetra dentro del macizo, se genera una primera zona quebrantada alrededor del mismo. Cuando el filo del instrumento de corte penetra más profundamente, esta zona quebrantada se pega contra la cara inclinada anterior de dicho instrumento de corte, donde es recompactada y adherida a la misma (zona a). Así se produce una primera zona quebrantada que actúa de forma parecida a la que aparece en el corte de metales. De tal forma que, cuanto más profunda es la penetración del filo cor

tante, más grande será la fuerza de corte. Si, a un valor crítico de la profundidad de penetración se genera un estado de tensiones, que permiten la propagación de una fractura macroscópica de rotura, entonces, la iniciación y propagación de esta fractura da como resultado la formación de una gruesa lasca o astilla cortante.

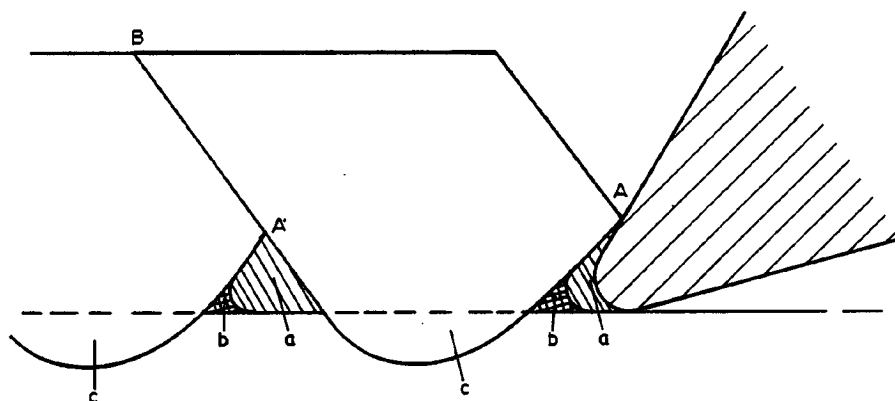


Figura 15.- PROCESO DE ROTURA DE UNA ROCA SEGUN NISHIMATSU

Después de la formación de esta lasca, conforme la pica -- avanza, aparece una segunda zona (b) quebrantada en finas lascas; a esta zona se le denomina "zona secundaria de quebrantamiento". Siguiendo esta etapa del proceso de corte, el instrumento penetra dentro de la zona (c) sin ninguna resistencia, donde aparece la fractura mencionada anteriormente. Así, de esta misma forma, se repite un nuevo ciclo de proceso de corte de roca.

En este ciclo, la fuerza de corte aumenta con la profundidad de penetración del instrumento de corte hasta un máximo, con la iniciación de una fractura macroscópica de rotura.

ra, y luego decrece, después de que el valor máximo ha sido alcanzado. Esta fractura macroscópica no comienza en el punto más bajo de la zona primaria, sino en un punto cerca del límite superior de esta zona.

1.5.2.- Hipótesis

Vamos a suponer un corte ortogonal, en el que, el ancho del filo de corte es más grande que la profundidad de corte, con el objeto de poder tratar el estudio del corte mecánico de la roca como un problema bidimensional.

1.5.3. Suposición del estado de tensiones

Se considera que la distribución de tensiones se produce a lo largo de una línea recta AB en la masa de roca (Ver figura 16) y que la concentración de tensiones es mayor en la proximidad de la punta del instrumento de corte, de tal forma que la tensión resultante p decrecerá desde el punto A al punto B.

Como primera suposición simplificada, suponemos que la magnitud de la tensión resultante p actúa por unidad de longitud de la línea AB. Esta es dada por :

$$p = p_0 (d/\text{sen } \gamma - \lambda)^n \quad (28)$$

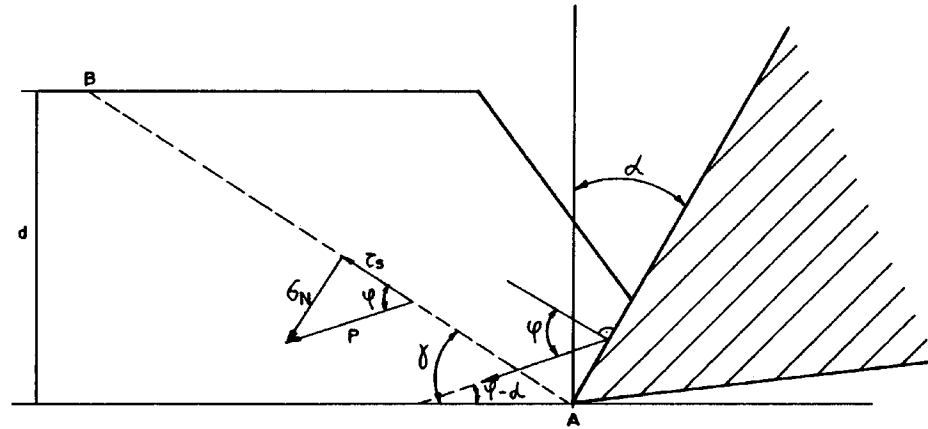
donde : p_0 es una constante determinada del equilibrio de fuerzas

d es la profundidad de corte.

γ es el ángulo entre la dirección de corte y la línea AB

λ es la distancia de la punta del filo A a un punto arbitrario de la línea AB.

n es el factor de distribución, que es una constante relacionada con el estado de tensiones en el proceso de corte de la roca.



DISTRIBUCION DE TENSIONES Y FUERZAS EN EL CORTE DE UNA ROCA

Una segunda suposición consiste en que la dirección de la tensión resultante p es constante a lo largo de la línea AB. La integración de esta tensión resultante p a lo largo de la línea AB estará en equilibrio con la resultante de la fuerza de corte F . Así, tenemos

$$F + p_0 \int_0^{d/\text{sen } \gamma} (d/\text{sen } \gamma - \lambda)^n d\lambda = 0$$

Integrando el segundo término de la ecuación, podemos determinar la constante p_0 como :

$$p_0 = - (n+1) (d/\text{sen } \gamma)^{n+1} F \quad (29)$$

Sustituyendo (29) en (28), obtenemos una ecuación que describe el estado de tensiones inducido por la fuerza de corte.

Descomponiendo la tensión resultante p en las componentes normal τ_N y la tangencial τ_s y haciendo $\lambda = 0$, obtenemos los valores máximos de las componentes de tensión :

$$\begin{aligned} \tau_{NO} &= - (n+1) \frac{\text{sen } \delta}{d} F \text{sen } (\gamma - \alpha + \varphi) \\ \tau_{SO} &= - (n+1) \frac{\text{sen } \delta}{d} F \text{cos } (\gamma - \alpha + \varphi) \end{aligned} \quad (30)$$

donde α es el ángulo de corte de la pica y φ es el ángulo de fricción roca-instrumento de corte. Ahora debemos suponer que la rotura tiene lugar cuando estas tensiones máximas alcanzan el criterio de rotura.

1.5.4.- Criterio de rotura

El criterio de rotura de la roca está dado por la envolvente de los círculos de Mohr. Esta envolvente que es recta -

en la región de las tensiones de compresión, está determinada por la siguiente ecuación, (Ver figura 17) :

$$\pm \tau_s = c - \text{tang } \phi \sigma_N \quad (31)$$

donde : C es la resistencia de corte o cizallamiento y ϕ es el ángulo de fricción interna de la roca que es constante.

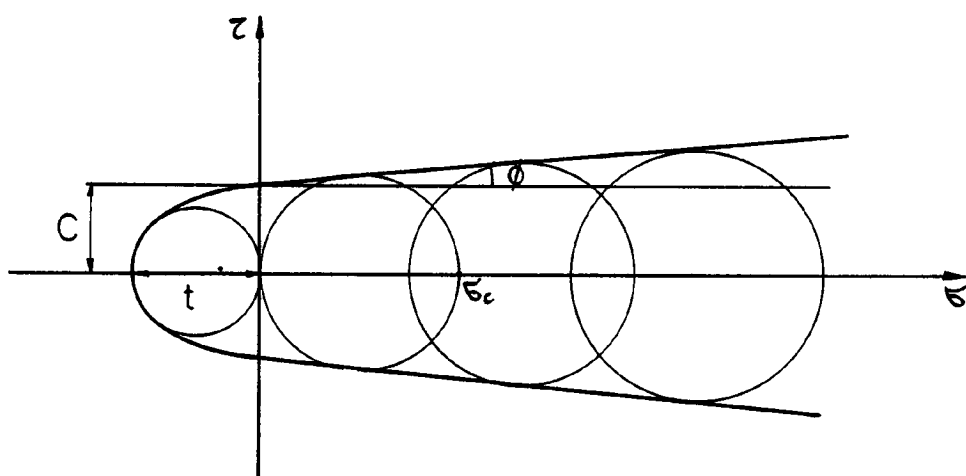


Figura 17.- ENVOLVENTE DE MOHR-COULOMB.

1.5.5.- Fórmula de la fuerza de corte

De la ecuación anterior (30), si podemos suponer que la tensión normal que actúa en la línea AB es una compresión tenemos que $\gamma > \alpha - \phi$. De aquí que adoptemos un signo negativo para el lado izquierdo de la ecuación (31), e introduciéndola en la ecuación (30) obtenemos :

$$F = - \frac{1}{n+1} \frac{d}{\text{sen } \gamma} \cdot \frac{c}{\text{tg } \phi \text{ sen } (\gamma - \alpha + \phi) - \cos (\gamma - \alpha + \phi)} \quad (32)$$

Ahora, suponemos que la línea AB en la que actúan las tensiones de rotura hace que la fuerza de corte sea mínima. Entonces la ecuación (32) es diferenciada con respecto a γ e igualada a 0. Por consiguiente, la fórmula de la fuerza resultante de corte, por unidad de anchura del filo del instrumento es finalmente dada por:

$$F = \frac{2}{n+1} C d \frac{\cos \phi}{1 - \sin (\phi - \alpha + \varphi)} \quad (33)$$

Finalmente hay que hacer notar que esta línea, cuando la fuerza de corte sea mínima, no coincidirá con la dirección de la fractura macroscópica de rotura, ya que la línea AB es considerada por conveniencia para describir el estado de tensiones, y además la propagación de una fractura por rotura no depende del estado de tensiones antes de la iniciación de la misma. Por último, esta fuerza de corte F puede ser descompuesta en otras dos componentes, una horizontal P (fuerza cortante) y una vertical Q (fuerza de empuje).

$$\begin{aligned} P &= F \cos (\varphi - \alpha) \\ Q &= F \sin (\varphi - \alpha) \end{aligned} \quad (34)$$

1.5.6.- Cálculo del ángulo de fricción cuña-roca

De los resultados de una serie de ensayos que se llevaron a cabo, en mortero de cemento y en toba volcánica - se vio que existía una evidente relación entre las dos componentes de la resultante de la fuerza de corte y la profundidad de corte. Esta relación se expresa de la siguiente forma :

$$\begin{aligned} P &= a_1 + b_1 d \\ Q &= a_2 + b_2 d \end{aligned} \quad (35)$$

donde : P es la fuerza de corte y Q es la fuerza de empuje.

Los parámetros de la ecuación (35) se determinan utilizando el método de los mínimos cuadrados con los resultados de -- los ensayos. Recordando que la resultante de la fuerza de -- corte, dada por la ecuación (33), está relacionada con la for-- mación de una gruesa lasca, podemos suponer que los prime-- ros términos de las ecuaciones (35) están relacionados con la zona secundaria quebrantada y los segundos términos co-- rresponden a la ecuación (34). De aquí, tenemos que :

$$b_1 = \frac{2}{n+1} C \frac{\cos \phi}{1 - \sin (\phi - \alpha + \varphi)} \cos (\varphi - \alpha) \quad (36)$$

Considerando que el segundo término de la ecuación (35) co-- rresponde a la ecuación (34), tenemos:

$$\frac{b_2}{b_1} = \text{tang} (\varphi - \alpha) \quad (37)$$

Observando las pendientes de las componentes de la fuerza -- de corte--profundidad de corte de los diagramas obtenemos -- b_1 y b_2 que, metidos en la ecuación (37), nos permite eva-- luar el ángulo de fricción cuña-roca. Por consiguiente, este ángulo es una función lineal del ángulo de corte del instru-- mento cortante, como se expresa a continuación (Ver gráfico 18).

$$\begin{aligned} \varphi &= 25,4\alpha + 0,66 \alpha \text{ para mortero de cemento} & (38) \\ \varphi &= 22,9\alpha + 0,32 \alpha \text{ para toba volcánica.} \end{aligned}$$

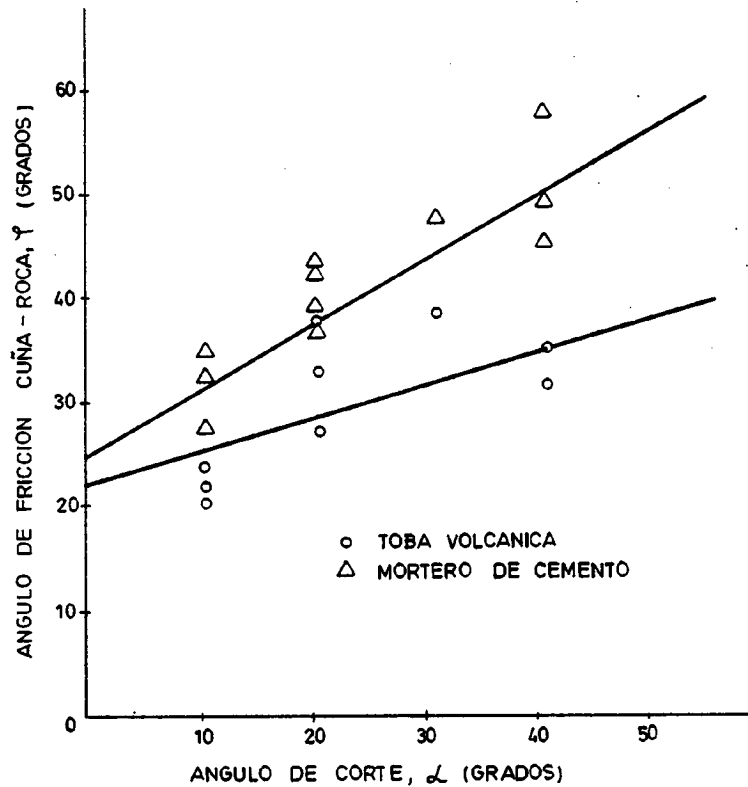


Figura 18.- ANGULO DE FRICCIÓN CUÑA-ROCA EN FUNCIÓN DEL ANGULO DE CORTE.

1.5.7.- Cálculo del factor de distribución de tensiones

A partir del ángulo de fricción interna y de la cohesión de la roca, ambos obtenidos de la envolvente de rotura de Mohr, podemos obtener el factor de distribución de tensiones.

Utilizando la ecuación (38) y la recta de Mohr-Coulomb podemos evaluar el ángulo de fricción cuña-roca para un valor arbitrario del ángulo de corte y del ángulo de fricción interna ϕ . Ahora, llevando el valor observado de b y los valores evaluados de φ , ϕ y C a la ecuación (36), podemos determinar el factor de distribución de tensiones para un valor dado del ángulo de corte.

El factor de distribución de tensiones no dependería de las propiedades mecánicas de la muestra de la roca, sino del estado de tensiones en dicha muestra. Este estado de tensiones en la misma dependería substancialmente del ángulo de corte del instrumento cortante. Esta predicción es verificada por los resultados del ensayo (Ver figura 19), donde se puede observar el efecto del ángulo de corte en el factor de distribución de tensiones según la siguiente relación

$$n = 11,3 - 0,18\alpha^2$$

cuya fórmula es común para mortero de cemento y tobas volcánicas.

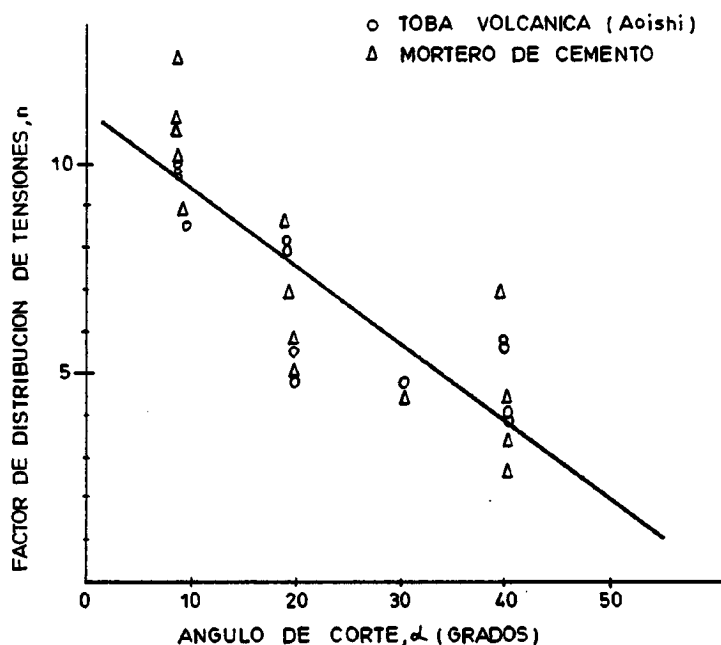


Figura 19.- EFECTO DEL ANGULO DE CORTE EN EL FACTOR DE DISTRIBUCION DE TENSIONES.

Las fuerzas de empuje y de corte son medidas con un dinamómetro circular tipo plato (Ver figura 20) y registradas en un oscilógrafo electromagnético.

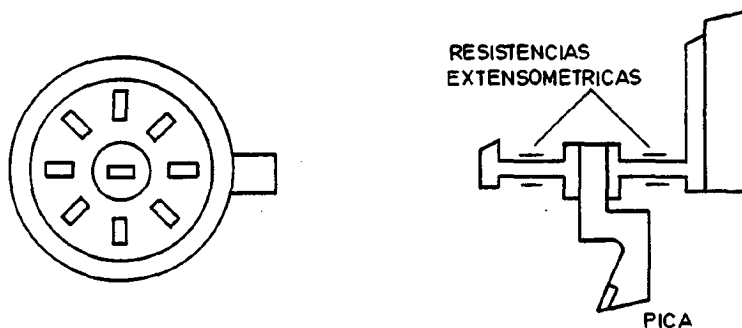


Figura 20.- DINAMOMETRO DE TIPO PLATO CIRCULAR.

1.6.- ESTUDIO TEORICO DEL CORTE MECANICO DE ROCAS MEDIANTE PICAS SEGUN LEBRUN (1978).

Las teorías de Nishimatsu y de Evans, o en general todas -- las que se pudieran evocar, definen el esfuerzo ejercido sobre el útil en función de las características mecánicas de la roca (resistencia a tracción, o resistencia a cizallamiento y el ángulo de fricción interna) y de la forma del útil. Independientemente de los parámetros particulares -- que introducen (criterio de rotura, concentración de tensiones, fricción útil-roca), todos ellos suponen la pica -- de anchura infinita y encuentran una proporcionalidad entre la fuerza F , la profundidad de corte d y la anchura de la pica w .

También, la utilización de estos modelos tiene, por otra -- parte, el inconveniente de no poder explicar los fenómenos de interacción entre surcos y los de profundizaciones repetidas; siendo estos fenómenos esenciales para el diseño de las máquinas de arranque. Evans intentó explicar el fenómeno de interacción entre surcos separándolo del proceso de corte. Llegando a una serie de resultados en los que defi-

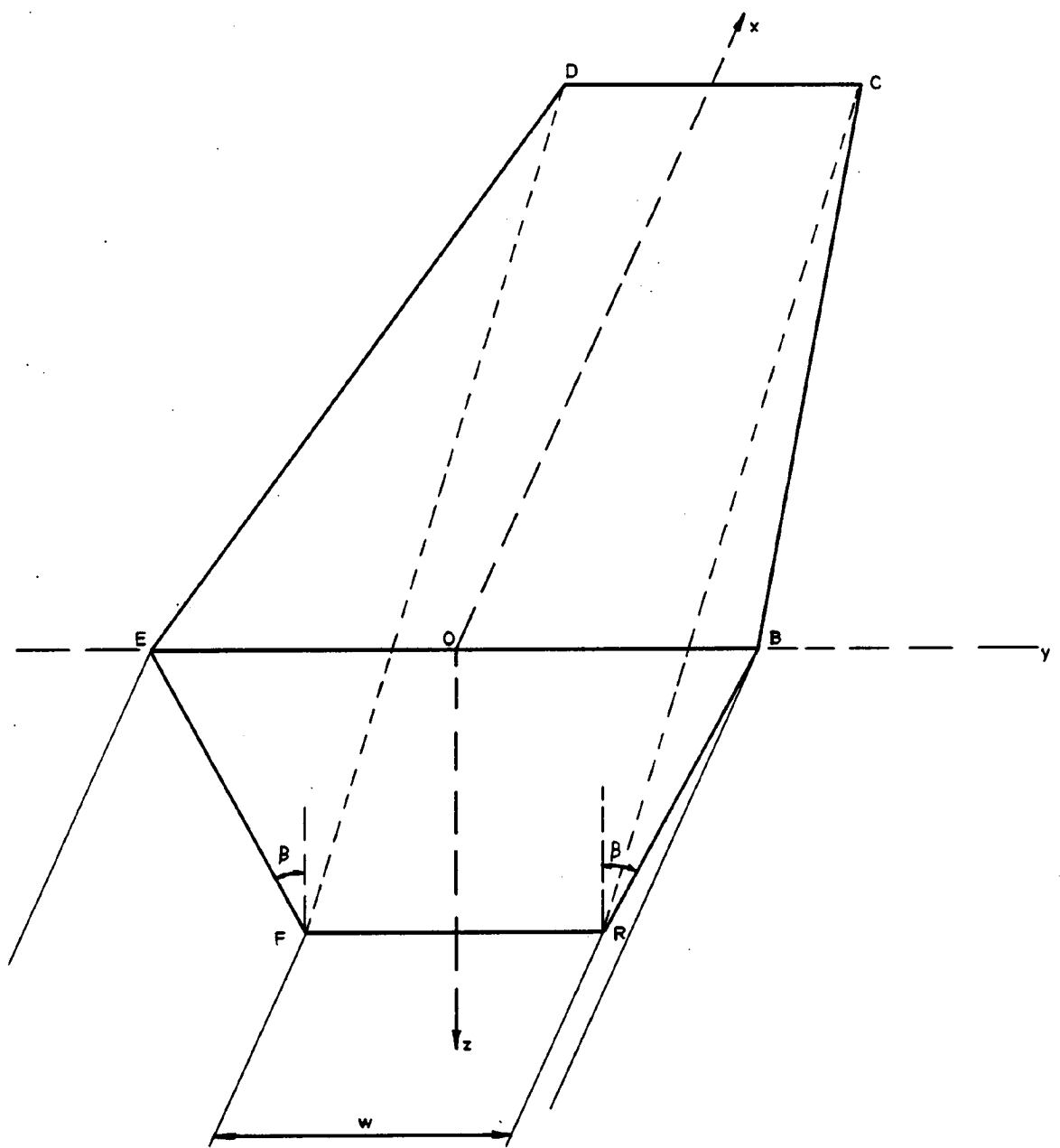
nió unas relaciones independientes de la roca, entre distancia óptima/anchura de pica y anchura de pica/profundidad de corte, que se revelan extremadamente dudosas.

Lebrun postula que el único medio de comprender y de aproximarse a la actuación real de una pica es estudiar la rotura de la roca en tres dimensiones. Esto es lo que vamos a ver a continuación.

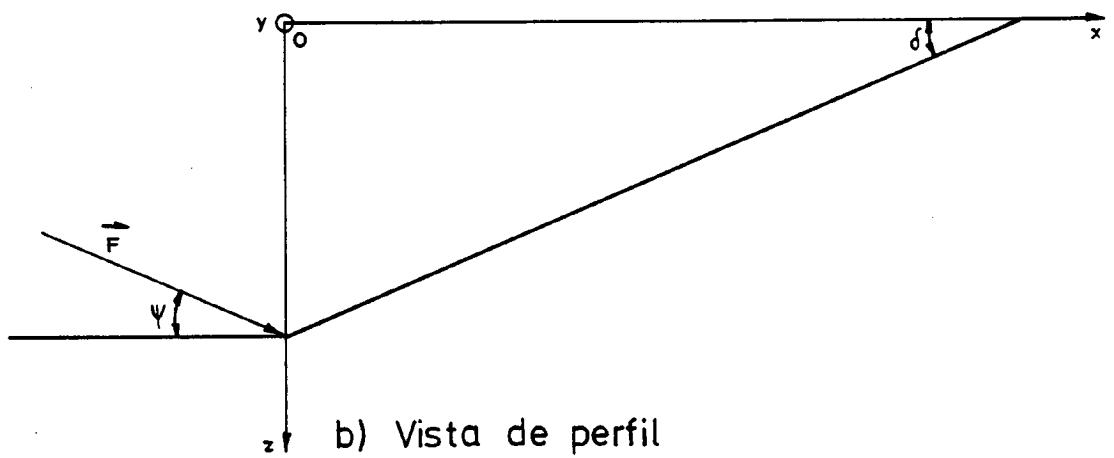
1.6.1.- Aproximación tridimensional del ataque de la pica

Esta aproximación por ordenador es demasiado cara y, por lo tanto, conviene imaginar un modelo simplificado que no se aleje demasiado de la realidad y que permita el cálculo analítico de las fuerzas y de la cantidad de material arrancado. El modelo se basa en cuatro hipótesis fundamentales.

- 1.- Forma de rotura. El macizo o lasca arrancado por la acción de la pica se supone que tiene la forma de una sección piramidal (figura 21) delimitada por :
 - . La superficie libre de la roca (plano $Z=0$)
 - . La cara de ataque del útil (plano $X=0$)
 - . El rectángulo de anchura w , que está inclinado un ángulo δ con relación a la superficie libre de la roca.
 - . Dos triángulos simétricos con relación al plano XOZ, e inclinados un ángulo β con relación al plano XOZ.
- 2.- Criterio de rotura. Se supone que la rotura tiene lugar cuando en todo punto de la superficie de rotura se alcanza el criterio rotura de Mohr-Coulomb.
- 3.- Dirección de cizallamiento. En todo punto de la superficie de rotura, el vector cizallamiento tiene la misma dirección y es compatible con el deslizamiento del macizo o lasca.



a) Perspectiva



b) Vista de perfil

FORMA DE ROTURA

4.- Dirección de la fuerza resultante y su repartición sobre cada cara. Se supone que la fuerza resultante F -- tiene una dirección conocida y forma un ángulo ψ con la normal al plano YOZ. Por otra parte se supone que las resultantes sobre cada una de las caras están contenidas en el plano definido por la dirección de F y el eje OY.

Las hipótesis de este modelo llegan a transformar el problema tridimensional en un problema bidimensional, fácil de resolver numéricamente.

1.6.1.1.- Cálculo de la fuerza resultante F

La fuerza resultante F se calcula como suma de las fuerzas resultantes sobre los triángulos laterales de rotura (ABC) y (DEF) y el rectángulo de rotura ACDF; basándose en las cuatro hipótesis mencionadas anteriormente.

La expresión resultante de la fuerza F es la siguiente :

$$F = \frac{C}{1 - \operatorname{tg} \emptyset \operatorname{tg} (\delta + \psi)} \times \frac{dw}{\operatorname{sen} \delta} + \frac{C}{\frac{1 - \operatorname{tg} \emptyset \operatorname{tg} (\delta + \psi) \cos \delta}{\operatorname{tg} \beta \left(1 + \frac{\operatorname{tg}^2 \beta}{\cos^2 \delta}\right)^{1/2}}} \times \frac{d^2}{\operatorname{tg} \delta} \left(1 + \frac{\operatorname{tg}^2 \beta}{\cos^2 \delta}\right)^{1/2} \quad (39)$$

donde : C es la cohesión de la roca.

w es la anchura del rectángulo.

d es la profundidad de corte.

δ es el ángulo que forma el rectángulo con la superficie libre de la roca.

\emptyset es el ángulo de fricción interna de la roca.

β es el ángulo que forma el triángulo de rotura -- con el eje OZ.

ψ es el ángulo que forma la fuerza F con la normal al plano OYZ.

La forma de rotura real será aquella que haga mínimo F, y, por consiguiente, estará dada por las ecuaciones.

$$\frac{\partial F}{\partial \alpha} = 0 \quad \text{y} \quad \frac{\partial F}{\partial \theta} = 0$$

La solución, que se buscará numéricamente, no será aceptable más que en el caso de que las componentes normales de las fuerzas que actúan sobre los triángulos de rotura y el rectángulo de rotura sean inferiores a la resistencia a tracción de la roca $\frac{C}{\text{tg } \phi}$.

1.6.2.- Extensión del modelo al estudio de la profundización de un surco.

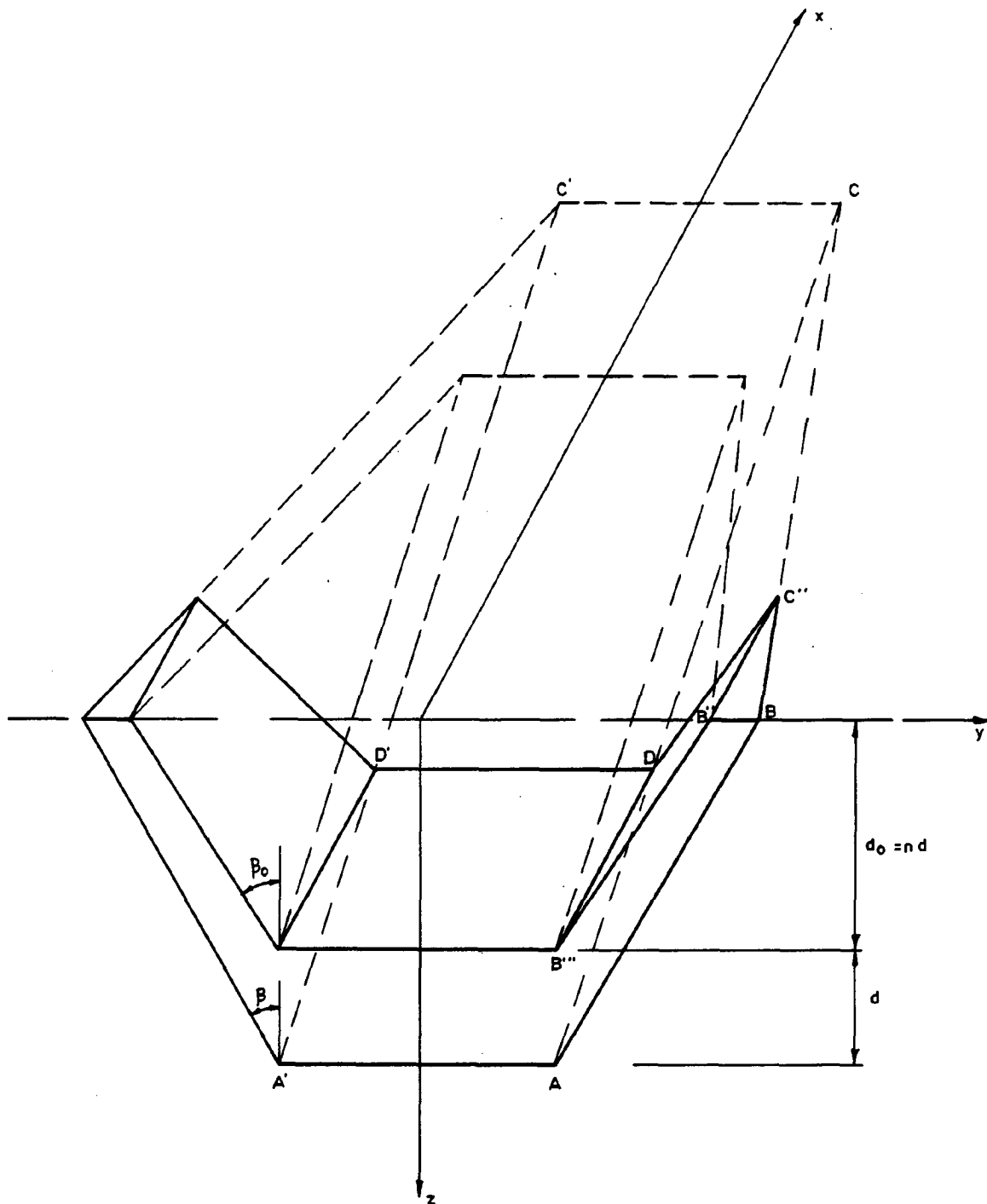
Supongamos un surco de profundidad d_0 y de ángulo de rotura β_0 , en el que se desea profundizar una profundidad d. - Este nuevo surco creado forma un ángulo de rotura β y tiene una relación de profundidad determinada.

$$n = \frac{d_0}{d}$$

A continuación, vamos a ver los dos casos que se nos pueden presentar :

Caso 1 : Los bordes del nuevo surco se remontan hasta la superficie libre de la roca, es decir, el nuevo surco ensancha al surco precedente. (Ver figura 22).

En este caso las superficies laterales de rotura serán dos cuadriláteros, mientras que la superficie media será un rectángulo.



PROFUNDIZACION DE UN SURCO EN EL CASO DE QUE LOS BORDES DEL NUEVO SURCO SE REMONTEN HASTA LA SUPERFICIE LIBRE DE LA ROCA.

La expresión de la fuerza resultante F será la misma que en (39), lo único, es que aparece multiplicada por un coeficiente de la forma $(n+1)^2 - n^2 \frac{\text{tg } \beta_0}{\text{tg } \beta}$. Esta expresión es válida cuando $\text{tg } \beta > \frac{n}{n+1} \text{tg } \beta_0$

Caso 2. Los bordes del nuevo surco no se remontan hasta la superficie libre (Ver figura 23).

En este caso las superficies laterales de rotura serán triángulos y la superficie media será un rectángulo.

La fuerza resultante, F , será la misma que la de la expresión (39), pero multiplicada por un coeficiente de la forma

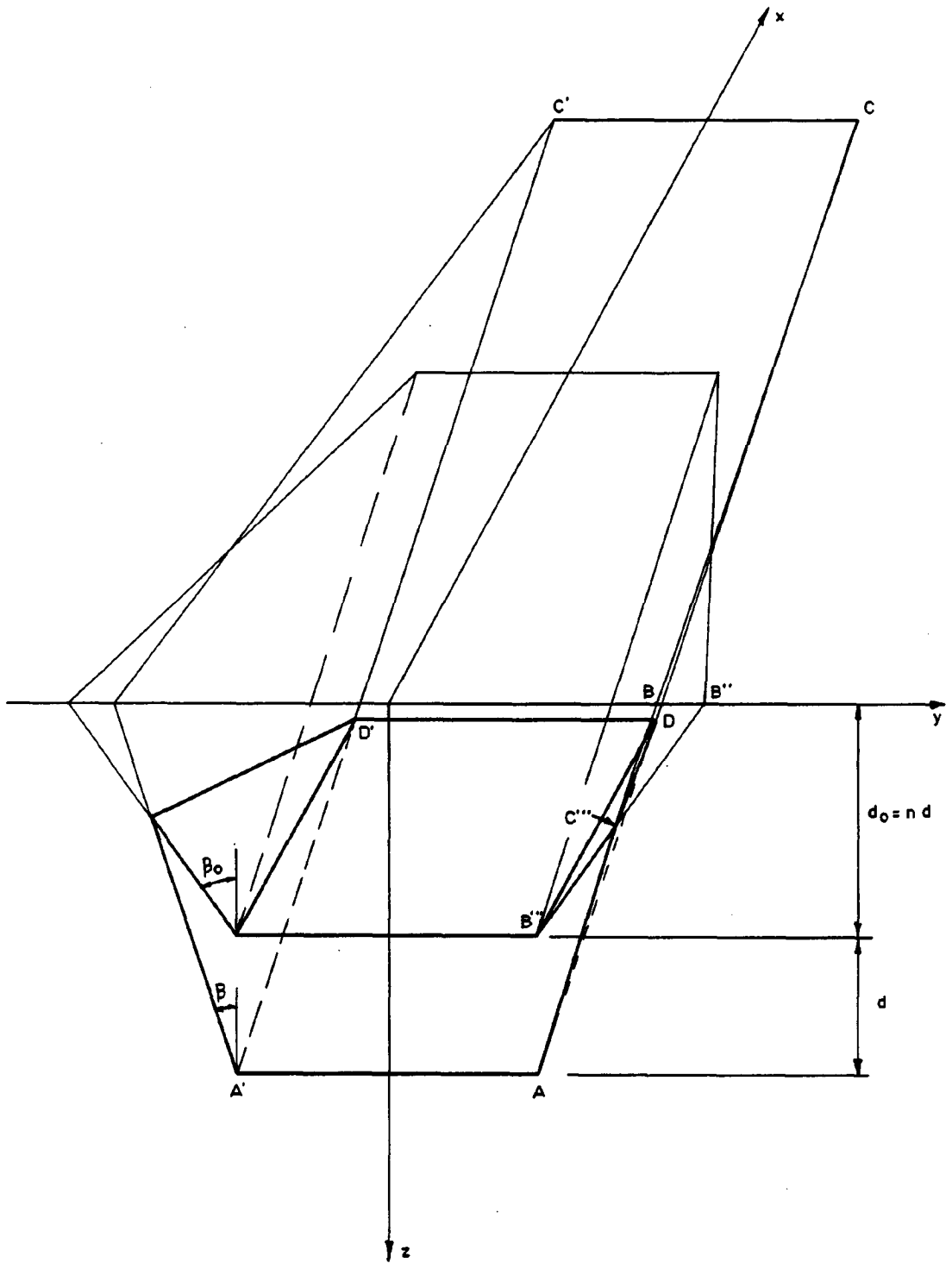
$$\frac{\text{tg } \beta_c}{\text{tg } \beta_c - \text{tg } \beta}$$

1.6.3.- Extensión del modelo al cálculo de interacción entre surcos.

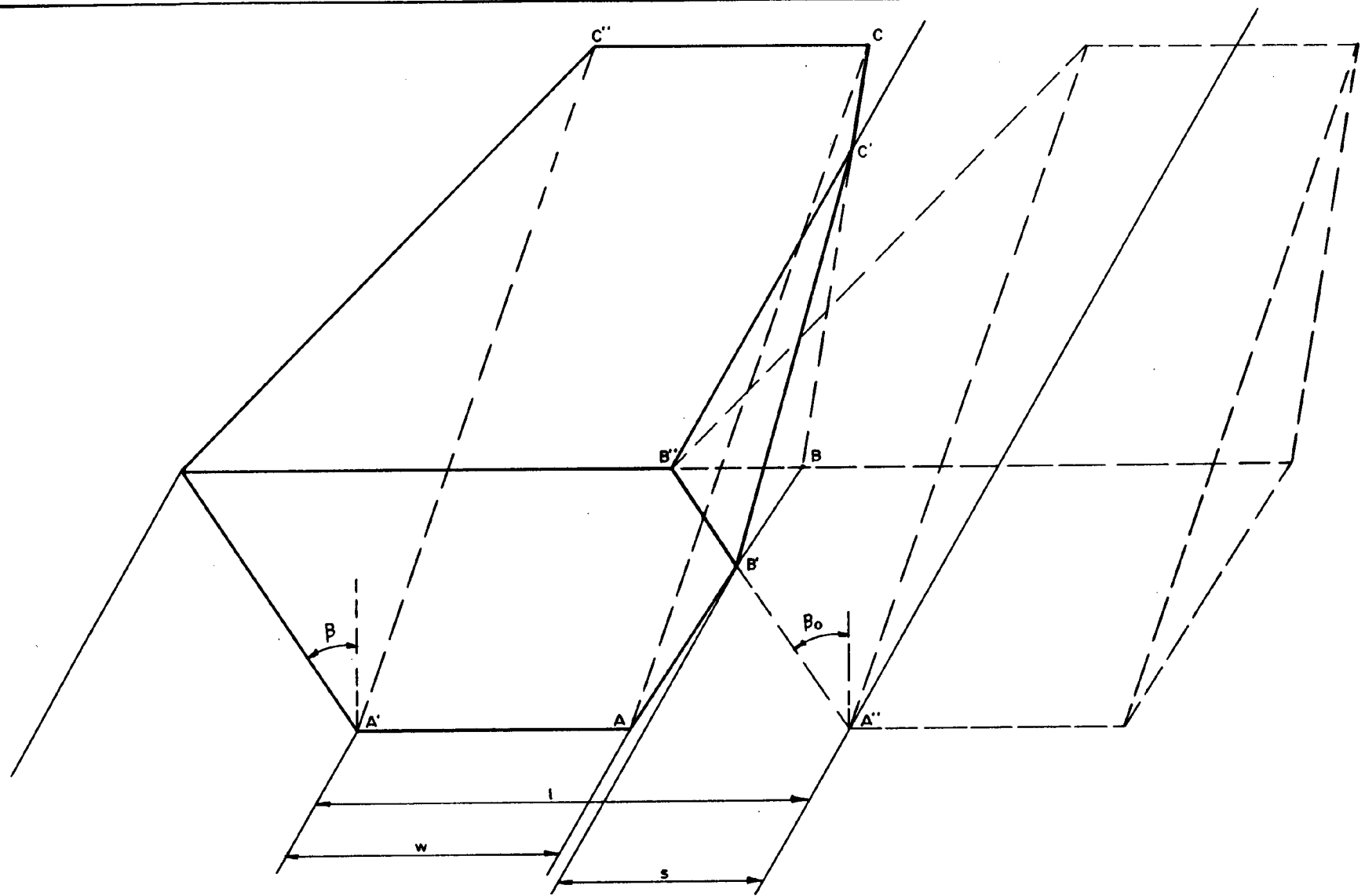
Lo que se pretende es excavar un surco a una distancia, l , de otro surco de la misma profundidad de corte, d , y de ángulo de rotura, β_c ; llamando s , a la diferencia entre, l , y la anchura de la pica, w . (Ver figura 24).

En el caso en que s sea superior a $d(\text{tg } \beta + \text{tg } \beta_c)$ no habrá interacción entre surcos y el cálculo de la fuerza resultante se realiza de la misma forma que en el caso de una pica aislada.

Por el contrario, si s es inferior a $d(\text{tg } \beta + \text{tg } \beta_c)$ la superficie de rotura va a estar influenciada por la existencia del primer surco. En el caso en que s sea superior a $d \text{tg } \beta_c$, el rectángulo medio de rotura tendrá una



PROFUNDIZACION DE UN SURCO EN EL CASO DE QUE LOS BORDES DEL NUEVO SURCO NO SE REMONTEN HASTA LA SUPERFICIE LIBRE DE LA ROCA



INTERACCION ENTRE SURCOS

superficie igual a $\frac{dw}{\sin \delta}$; siendo afectada, únicamente, una superficie lateral, formada por el cuadrilátero AB'C'C y el triángulo B'B'C', que es la que más interesa porque se supone que contiene el mínimo de energía específica de arranque (Ver figura 24).

Suponiendo que la interacción es simétrica, para el caso - en que $d \operatorname{tg} \beta_0 \ll s \ll d (\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \beta_c)$, se obtiene la misma expresión de la fuerza que en (39), salvo que $d/w \operatorname{tg} \beta$ aparece multiplicada por un factor de la forma :

$$K'(\beta) = 1 - \left(1 + \frac{\operatorname{tg} \beta_0}{\operatorname{tg} \beta}\right) \left[1 - \frac{s}{d (\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \beta_c)}\right]^2$$

1.6.4.- Comparación del modelo teórico con la realidad

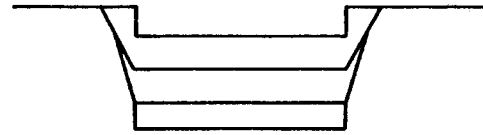
Para confrontar el modelo teórico mencionado anteriormente con la realidad, se llevaron a cabo una serie de ensayos - en una fresadora con una pica a escala 1/6 de la realidad.

1.6.4.1.- Profundización de un surco por una pica.

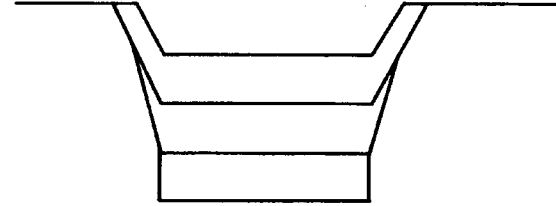
1.6.4.1.1.- Resultados experimentales

LEBRUN (1978) llevó a la práctica cuatro profundizaciones repetidas en un mineral de hierro de Serrouville a escala 1/10 (Ver figura 25), observando lo siguiente :

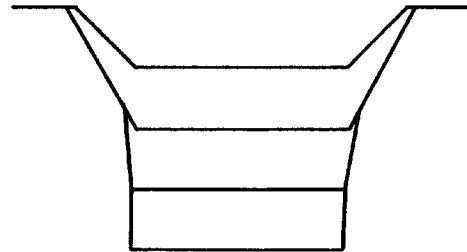
- . Los primeros surcos tienen la misma forma, excepto los correspondientes a débiles profundidades de corte.
- . Los segundos surcos alcanzan la superficie libre de la roca al mismo nivel que el primero.
- . Los surcos tercero y cuarto son mucho más estrechos que los precedentes.



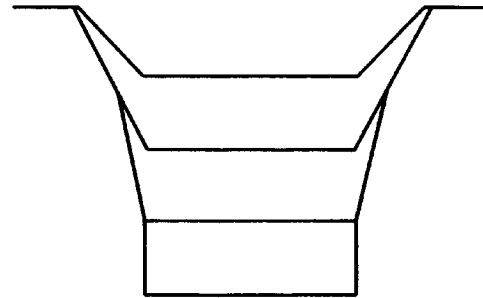
$d = 0,5\text{mm}$



$d = 0,8\text{mm}$



$d = 1\text{mm}$



$d = 1,2\text{mm}$

FORMA DE UN SURCO DESPUES DE UNA SERIE DE PROFUNDIZACIONES REPETIDAS (ESCALA 10)

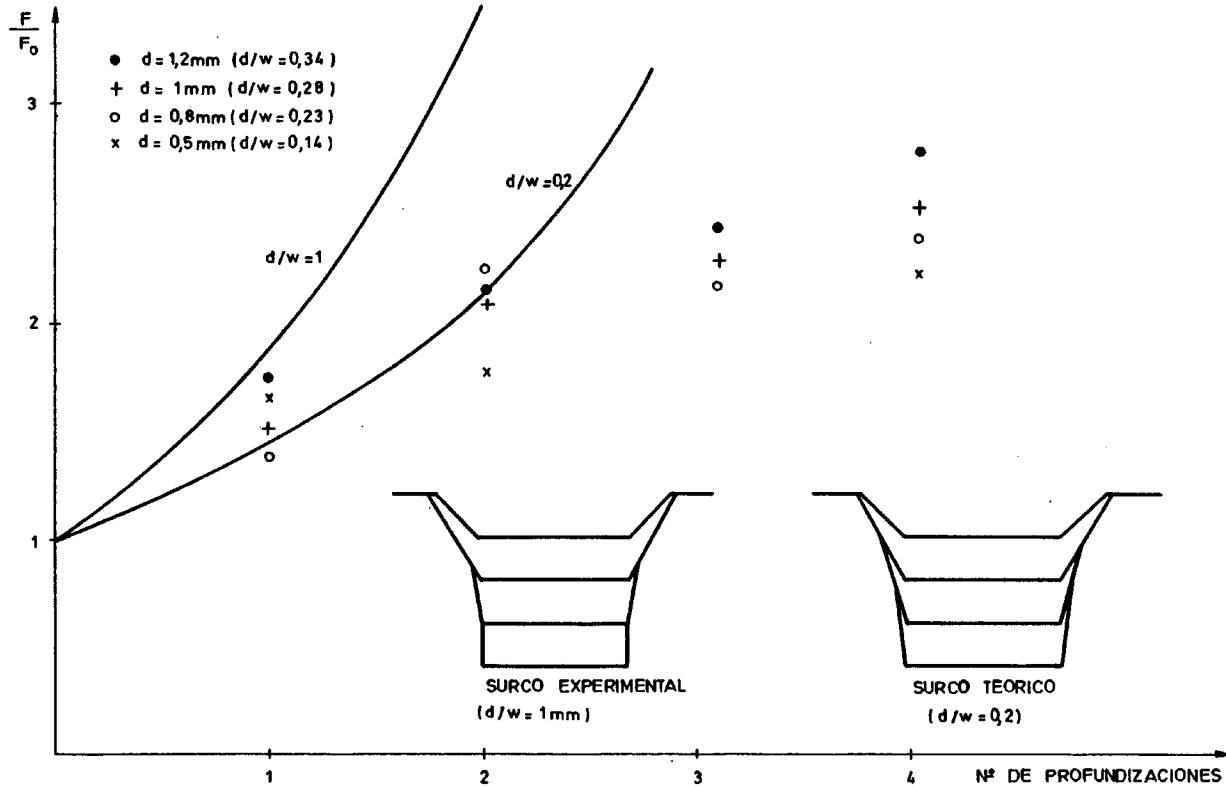
La variación de los esfuerzos en función del número de profundizaciones está representada en la Figura 26, en la que se observa un crecimiento fuerte para los dos primeros surcos, pero parece estabilizarse a partir del tercer surco. - El nivel de estabilización es tanto más elevado cuanto más grande es la profundidad de corte. En la Figura 26, F_0 es - el esfuerzo correspondiente a la profundización del primer surco.

La figura 27 representa la evolución de la energía específica en función del número de profundizaciones. La estabilización se obtiene alrededor de la tercera profundización cuando d es inferior a 1 mm. Cuando d es superior no se alcanza hasta la cuarta profundización. Las curvas obtenidas tienen forma característica de s. En esta Figura SE_0 es la energía específica correspondiente al primer surco.

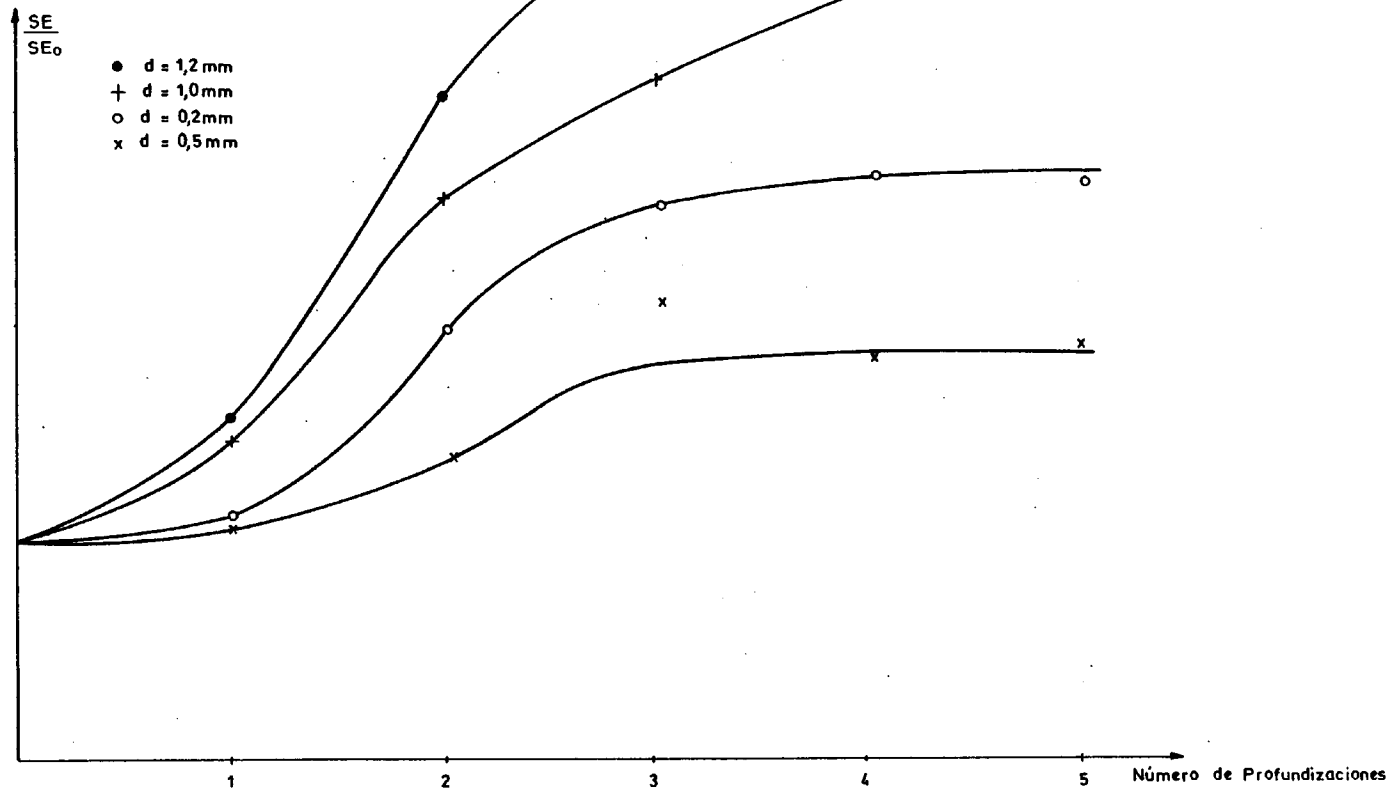
1.6.4.1.2.- Comparación con el modelo

En la figura 28 se representa la forma final de un surco -- obtenida mediante una serie de cálculos después de profundizaciones repetidas en una roca de ángulo de fricción interna 58° , y con una profundidad de corte igual a la anchura - de la pica.

El mismo cálculo ha sido efectuado para $d/w = 0,2$, lo que, se aproxima sensiblemente a las condiciones de la experiencia. El surco está representado en la figura 26, así como las variaciones F . Observamos que el surco calculado para $d/w = 0,2$ ve su primera profundización ensanchar un poco - el surco inicial, mientras que el surco más profundo no -- se ensancha por las profundizaciones, lo que, coincide con las observaciones experimentales. En cuanto a este surco - calculado para $d/w = 0,2$, su forma corresponde, al menos - pra las tres primeras profundizaciones, perfectamente con el surco excavado realmente para $d = 1$ mm. Comparando - -



ESTUDIOS DE PROFUNDIZACIONES REPETIDAS. COMPARACION CON LA EXPERIENCIA



EVOLUCION DE LA ENERGIA ESPECIFICA EN FUNCION DE LA PROFUNDIZACION

estas dos profundizaciones, se puede pues concluir que las hipótesis del modelo son válidas para las dos primeras profundizaciones. Desgraciadamente, no es posible calcular el valor asintótico alcanzado al comienzo de la tercera o cuarta profundización.

La curva de la variación de los esfuerzos pasa por los puntos medidos para la primera y segunda profundización, pero en seguida diverge totalmente.

Se puede también concluir que cualquiera que sea el tipo de roca los valores de F/F_0 están dados para las dos primeras profundizaciones por la fórmula

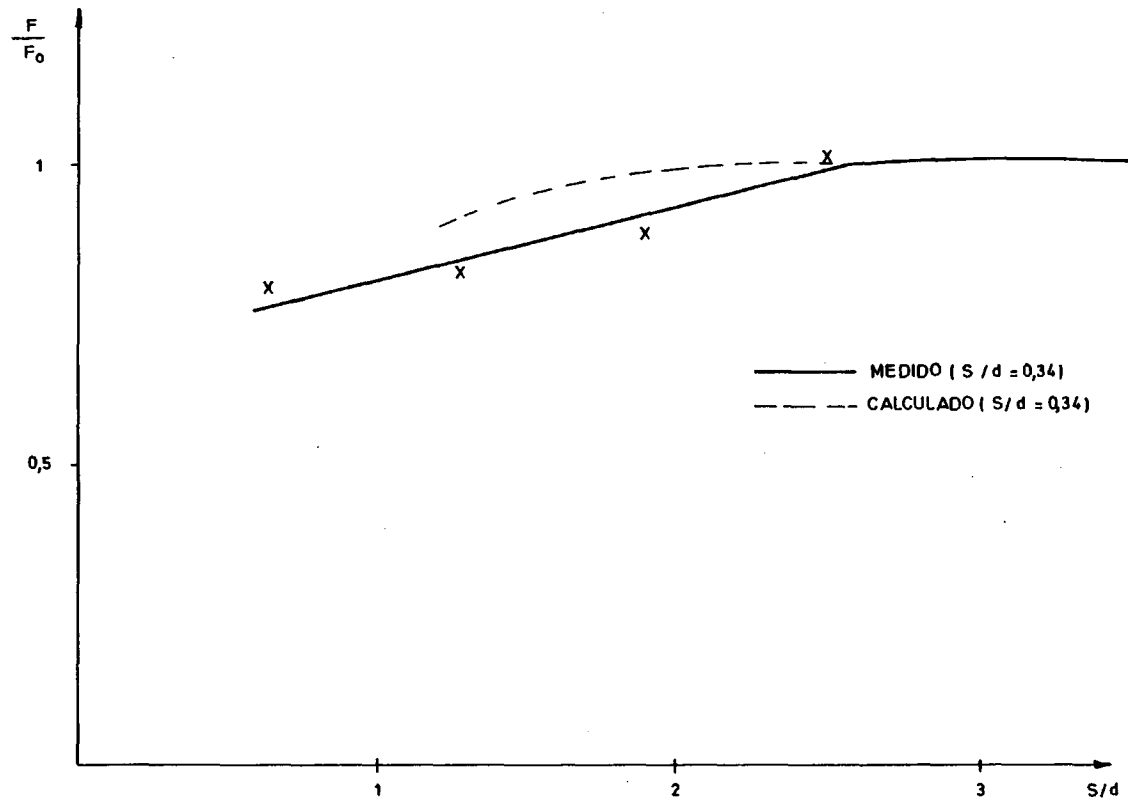
$$\frac{F}{F_0} = 1 + n \frac{3,90 d/w}{1+3,49 d/w} \quad (\text{obtenida del gráfico o -- figura 26}).$$

El aumento de los esfuerzos está de acuerdo con la ley experimental de profundizaciones repetidas enunciada por Valantin.

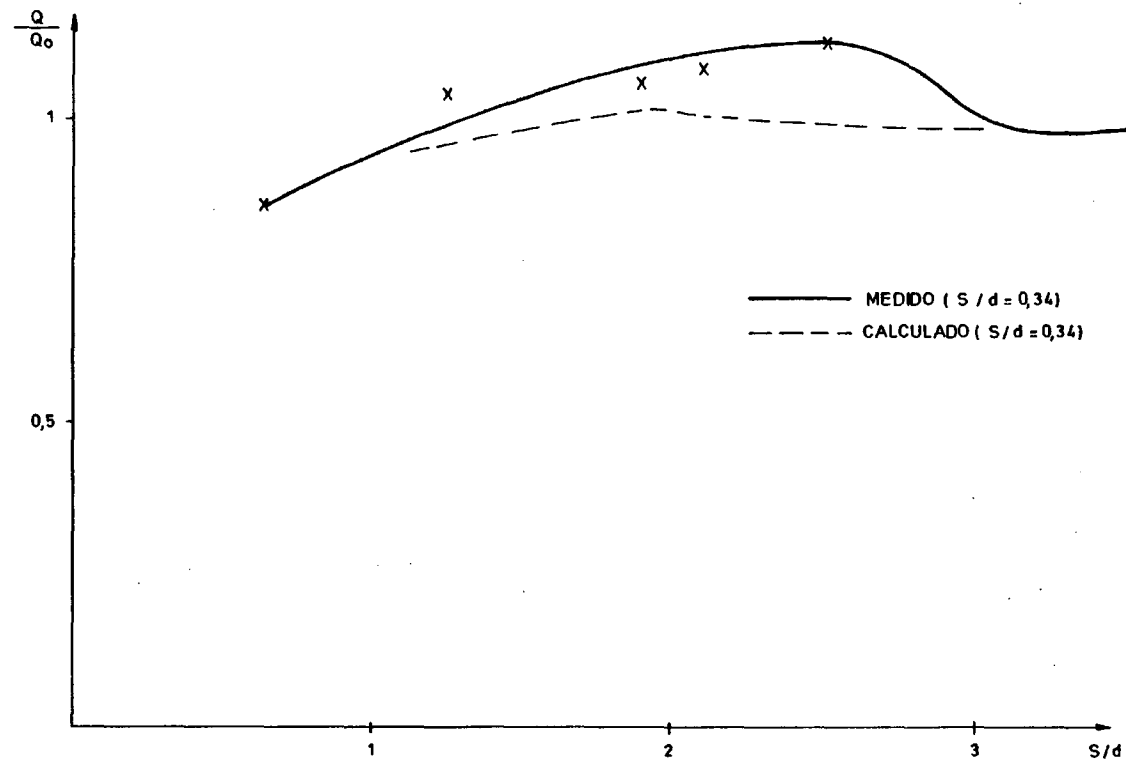
1.6.4.2.- Interacción entre dos surcos vecinos.

Los resultados obtenidos de los ensayos realizados por LEBRUN (1978) para comparar el modelo teórico de interacción entre surcos con el experimental están reflejados en las Figuras 29, 30 y 31, en las que se representan conjuntamente las curvas, tanto las calculadas teóricamente como las medidas a través de ensayos, sobre la evolución de los esfuerzos, cantidad de material arrancado y energía específica de corte, según varía la relación entre el espaciado y la anchura de picas en un mineral de hierro de Serrouiville.

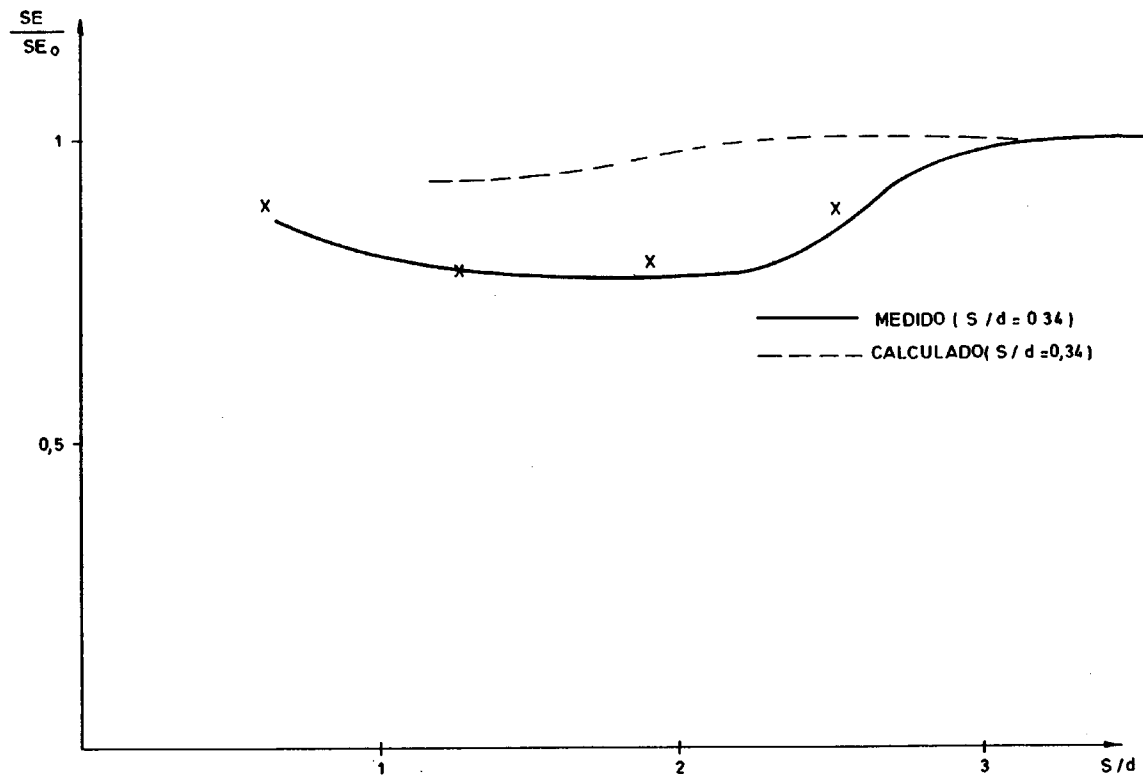
Las conclusiones fueron las siguientes :



EVOLUCION DE LOS ESFUERZOS CUANDO EL ESPACIADO DISMINUYE
COMPARACION CON LA EXPERIENCIA



EVOLUCION DE LA CANTIDAD DE MATERIAL ARRANCADA CUANDO EL ESPACIADO DISMINUYE. COMPARACION CON LA EXPERIENCIA



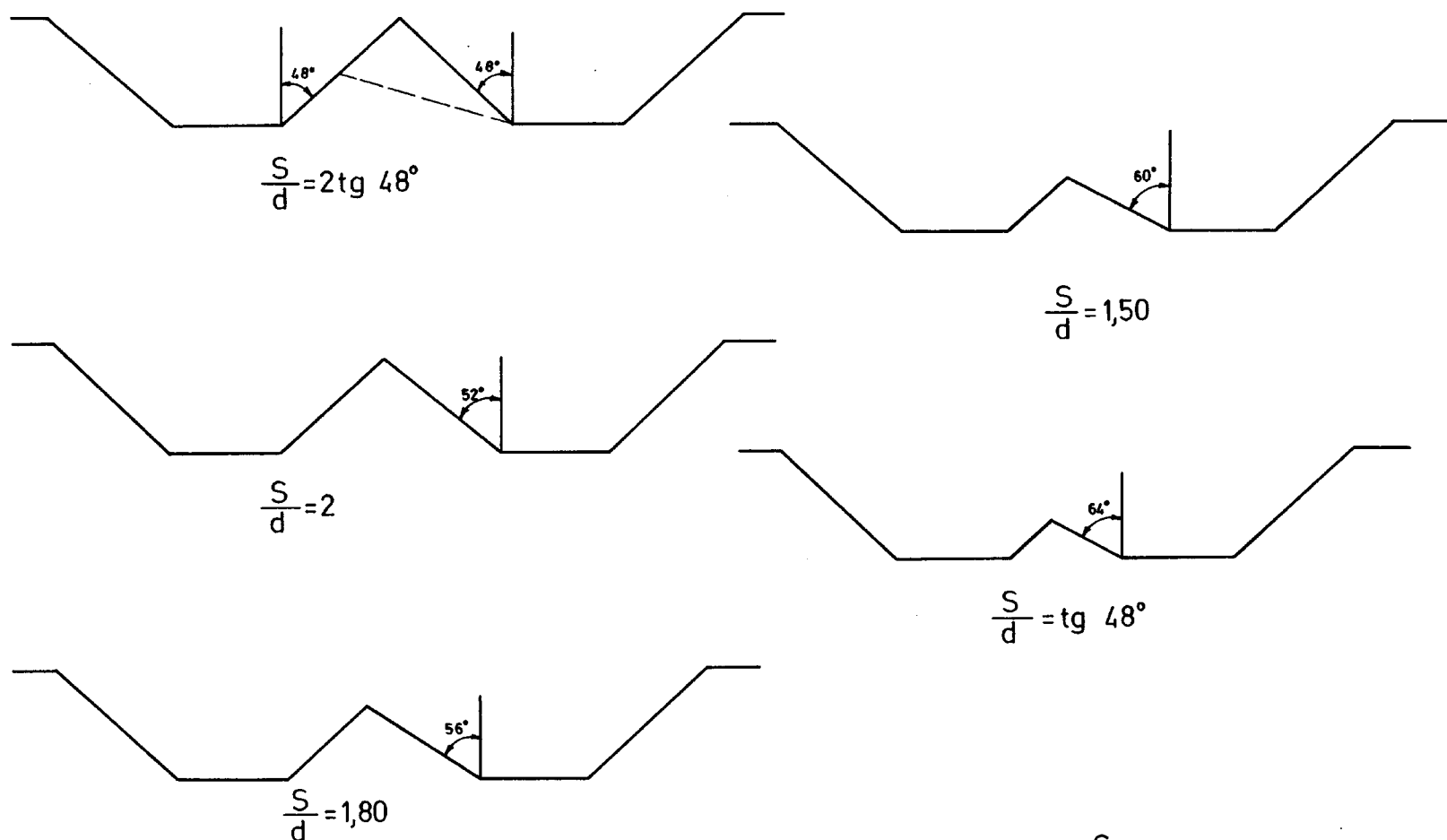
EVOLUCION DE LA ENERGIA ESPECIFICA CUANDO EL ESPACIADO DISMINUYE.
COMPARACION CON LA EXPERIENCIA

- . Los valores calculados de los esfuerzos son sensiblemente superiores a los medidos experimentalmente.
- . Los valores medidos de la cantidad de material arrancado están netamente por encima de los valores calculados.
- . En cuanto a la energía específica de corte los valores -- calculados son superiores a los reales.

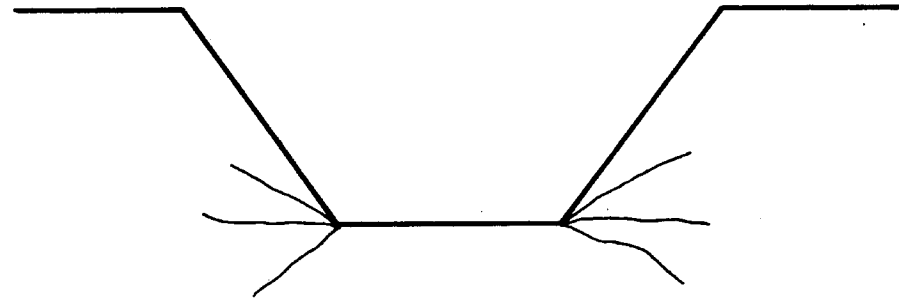
También, hay que añadir que la interacción comienza para -- una distancia superior a $2 \tan \beta$, lo que no predice el modelo teórico, pero, por el contrario, la distancia óptima -- de interacción medida es bastante parecida a la teórica.

Está claro que el modelo se aleja de la realidad cuando se trata de simular la interacción entre surcos. Por tanto, a este respecto es interesante ver la evolución del macizo -- calculado cuando la relación entre el espaciado y la anchura de pica varía (Ver figura 32). El macizo no se rompe -- prácticamente nunca, cuando en realidad, para s/d igual a $2 \tan \beta$, se mide un ángulo de rotura próximo a 75° .

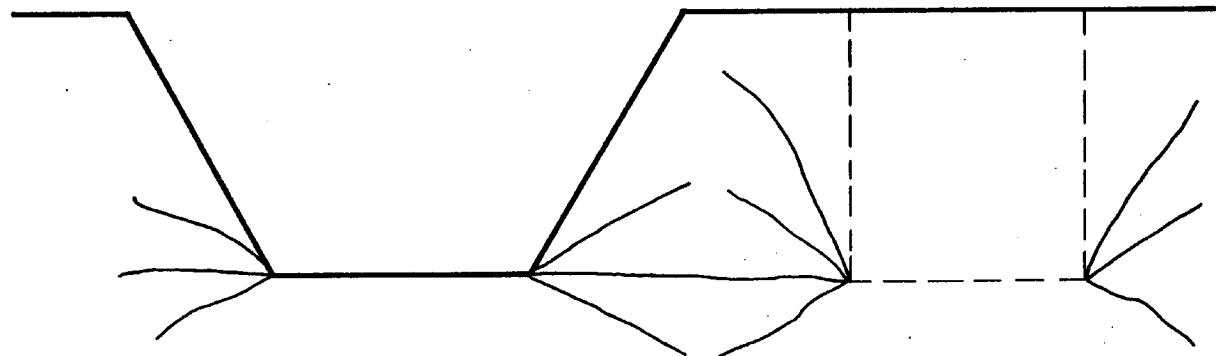
La explicación de este fenómeno reside en que el macizo es -- tá prefisurado por el surco precedente y la excavación del segundo surco permite a estas fisuras horizontales interve -- nir en el proceso de rotura (Figura 33).



EVOLUCION DEL MACIZO CALCULADO CUANDO $\frac{S}{d}$ DISMINUYE ($\phi = 58^\circ$)



1^{er} Surco: Creación de fisuras laterales



2^o Surco: Las fisuras laterales se juntan

PROCESO DE FRACTURACION DEL MACIZO

2.- ARRANQUE DE ROCAS MEDIANTE PICAS

2.1.- FACTORES QUE INTERVIENEN EN EL ARRANQUE

Los factores que, generalmente, afectan al rendimiento de -- arranque de una máquina de ataque puntual son los siguientes :

- . Aquellos relacionados con el tipo de roca , capa o estrato de la galería, cuyo estudio se realizará en el capítulo siguiente.
- . Aquellos que están relacionados con la propia máquina.
- . Aquellos relacionados con la galería y su entorno.

Nosotros, en este capítulo nos vamos a ceñir a los factores del segundo apartado, y más concretamente al estudio de las picas, ya que representan una de las partes principales de la máquina, y a la vez una limitación, debido a -- que uno de los problemas que hemos de tener siempre en -- cuenta es la propia vida de la pica durante el corte de -- las rocas.

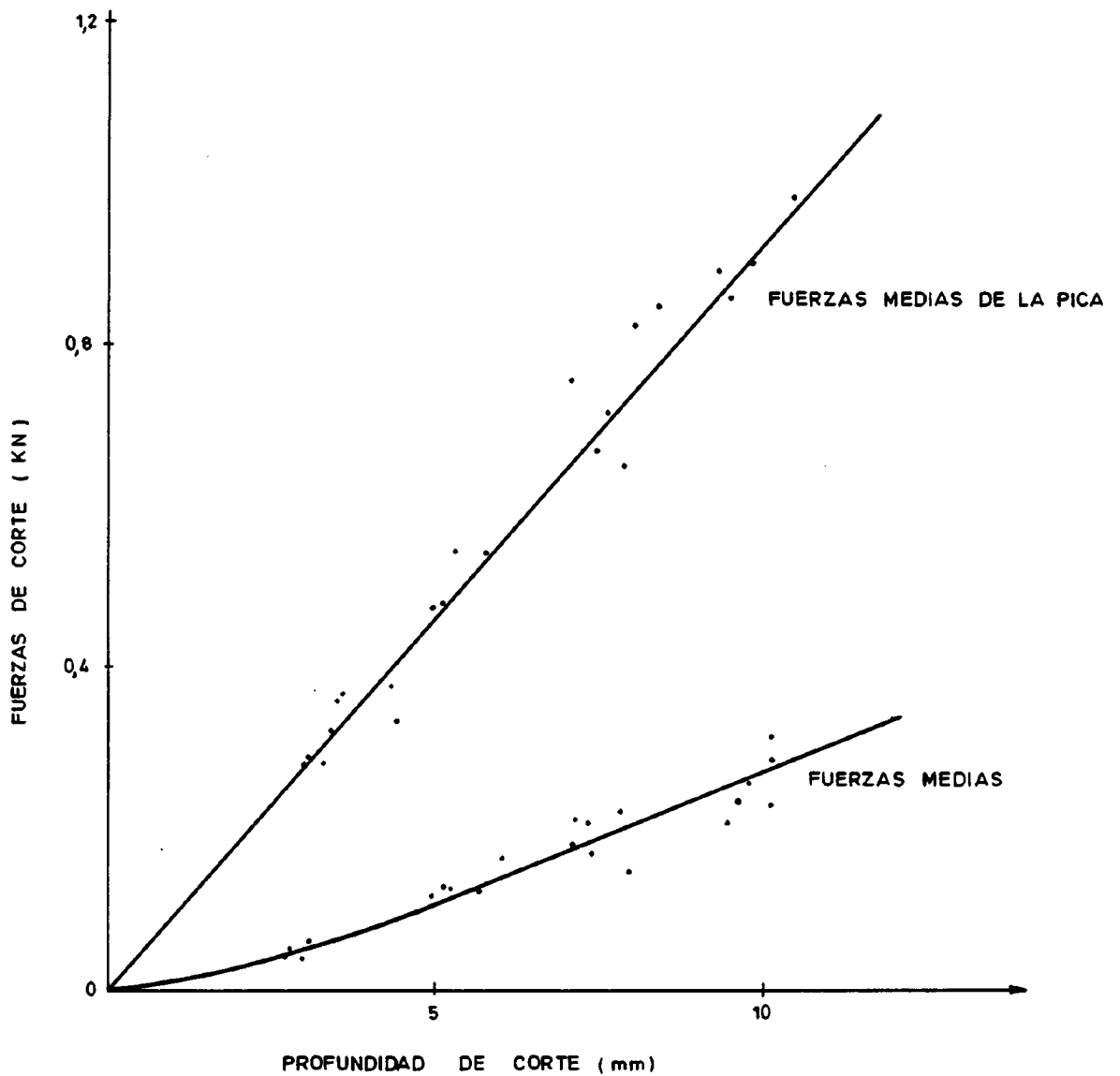
A continuación, vamos a ver la influencia que ejercen los diversos parámetros de la pica sobre el arranque según el tipo de roca que se pretenda cortar, para terminar haciendo una breve mención a los diferentes tipos de picas y materiales de que están compuestas.

2.2.- EFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y ESPACIADO DE PICAS EN MATERIALES FRAGILES.

2.2.1.- Efecto de la profundidad de corte

EVANS y POMEROY (1966) llevaron a cabo unos ensayos en una serie de carbones para ver los efectos de la profundidad -- de corte en el arranque. Así, observaron que al aumentar -- la profundidad de corte aumentan las fuerzas de corte de -- la pica, y la cantidad de carbón arrancado. Para la mayoría de los carbones ensayados las fuerzas medias de la pica aumentan linealmente con la profundidad de corte, mientras -- que las fuerzas medias aumentan aproximadamente en la proporción (profundidad de corte)^{1,3} - ^{1,4}. En la figura 34, - se representa gráficamente el corte efectuado por una pica puntiaguda con un ángulo de corte de 30º y un ángulo de incidencia mayor que 5º, en un carbón bituminoso muy duro. -- Observaron, que, si la pica no está muy afilada, una componente de las fuerzas de corte se consume en vencer la fricción entre el instrumento de corte y el carbón. En tal caso, si se representa de nuevo el gráfico de la fuerza media en función de la profundidad de corte, a profundidad de corte cero no pasaría por el origen, sino que cortaría a la ordenada en un punto. Por tanto aparecería una fuerza positiva que sería tanto mayor cuanto más desgastada estuviera la -- punta del instrumento.

Cuando la profundidad de corte aumenta, la cantidad de carbón arrancado también aumenta, aunque, generalmente, este aumento es mucho más rápido que el correspondiente al de la fuerza media de corte. Esto implica que el corte será tanto más eficaz cuanto mayor sea la profundidad de corte. También, la energía requerida para extraer una cantidad unitaria de carbón "U" es proporcional a la relación entre la -- fuerza media y la cantidad de carbón extraído y a un exponente de la profundidad de corte. Este varía de un carbón a otro y depende del filo del instrumento de corte; normalmente, suele ser 0,2.



RELACION ENTRE LAS FUERZAS DE CORTE DE LA PICA Y LA PROFUNDIDAD DE CORTE

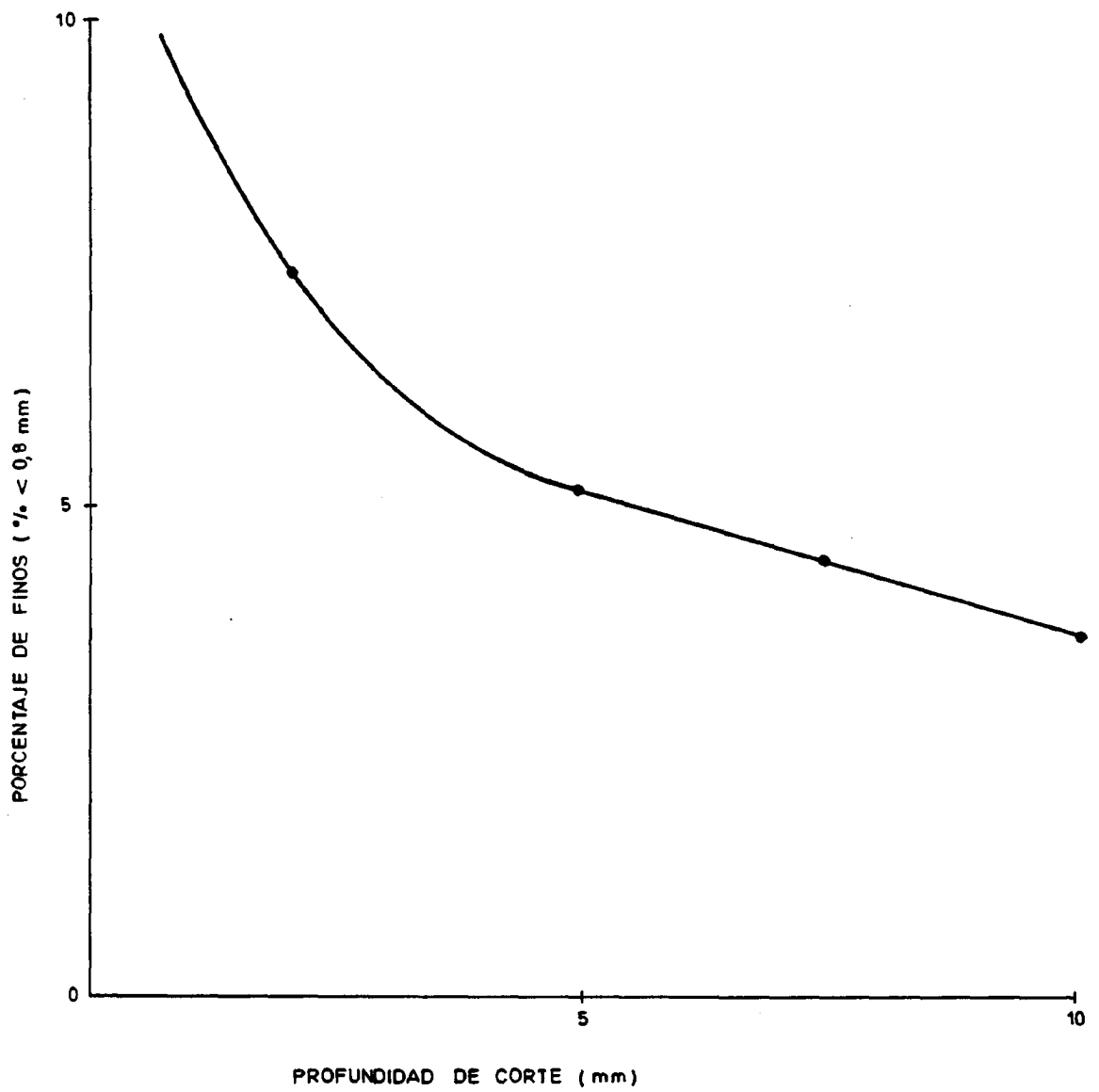
Estos autores pudieron observar que la mayor eficacia y beneficio en el corte se obtiene con tamaños grandes de carbón, pequeñas cantidades de finos y con un aumento de la profundidad de corte de la pica. (Ver figura 35).

En el gráfico a escala logarítmica de la figura 36, que representa la relación existente entre la cantidad de finos de carbón producidos durante el arranque y la energía consumida por unidad de peso de carbón extraído, se ve que cuanto mayor es el porcentaje de finos mayor es la energía consumida en el arranque.

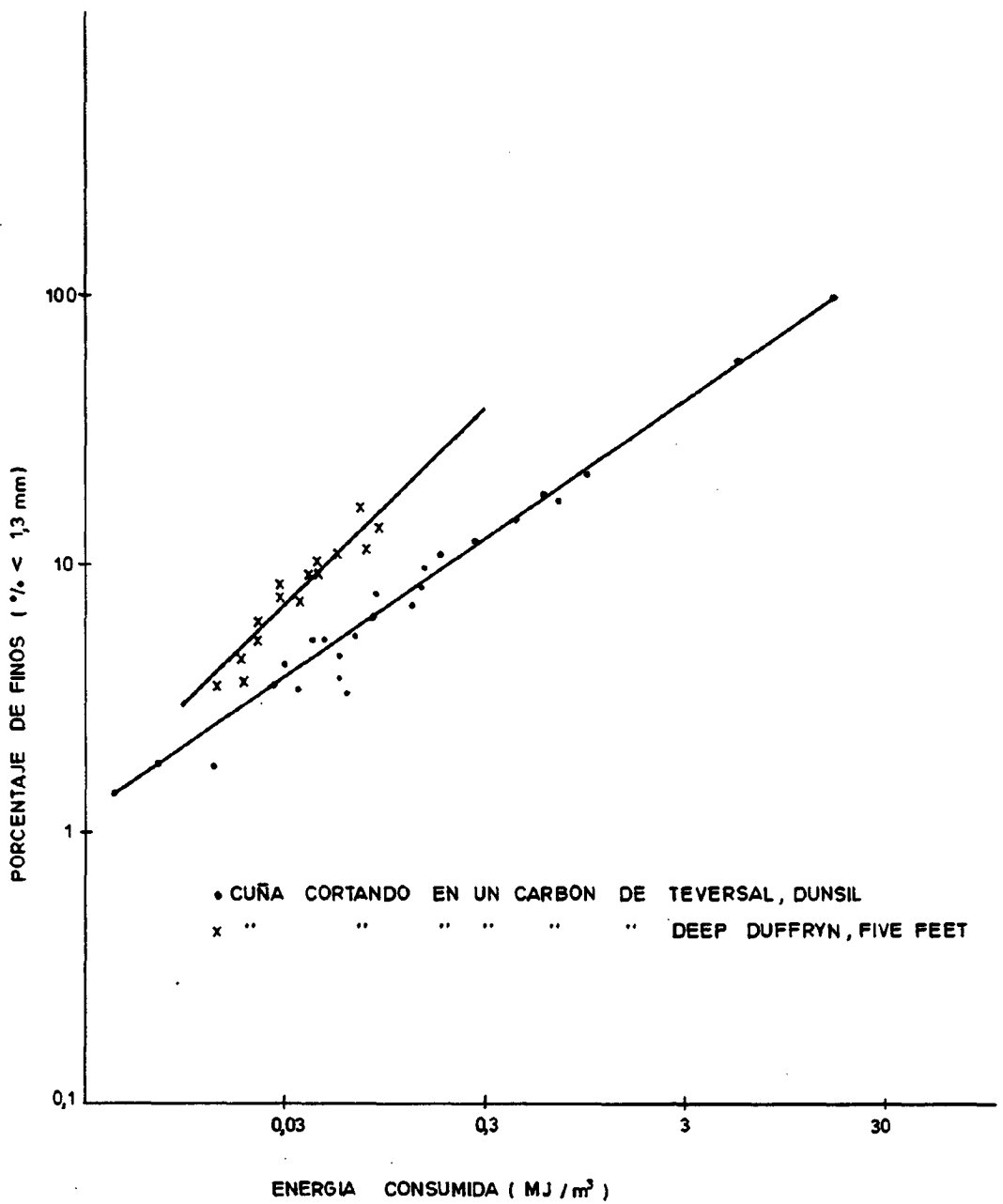
2.2.2.- Espaciado de picas en materiales frágiles

EVANS Y POMEROY (1966) realizaron una serie de ensayos que consistían en efectuar varios surcos en una superficie plana de un bloque rectangular con un determinado número de picas. En la figura 37 se puede observar esta secuencia de cortes en que s es el espaciado entre surcos, d_1 es la profundidad de corte de los primeros surcos y d_2 es la profundidad de corte de los segundos surcos, que han sido profundizados en el anterior.

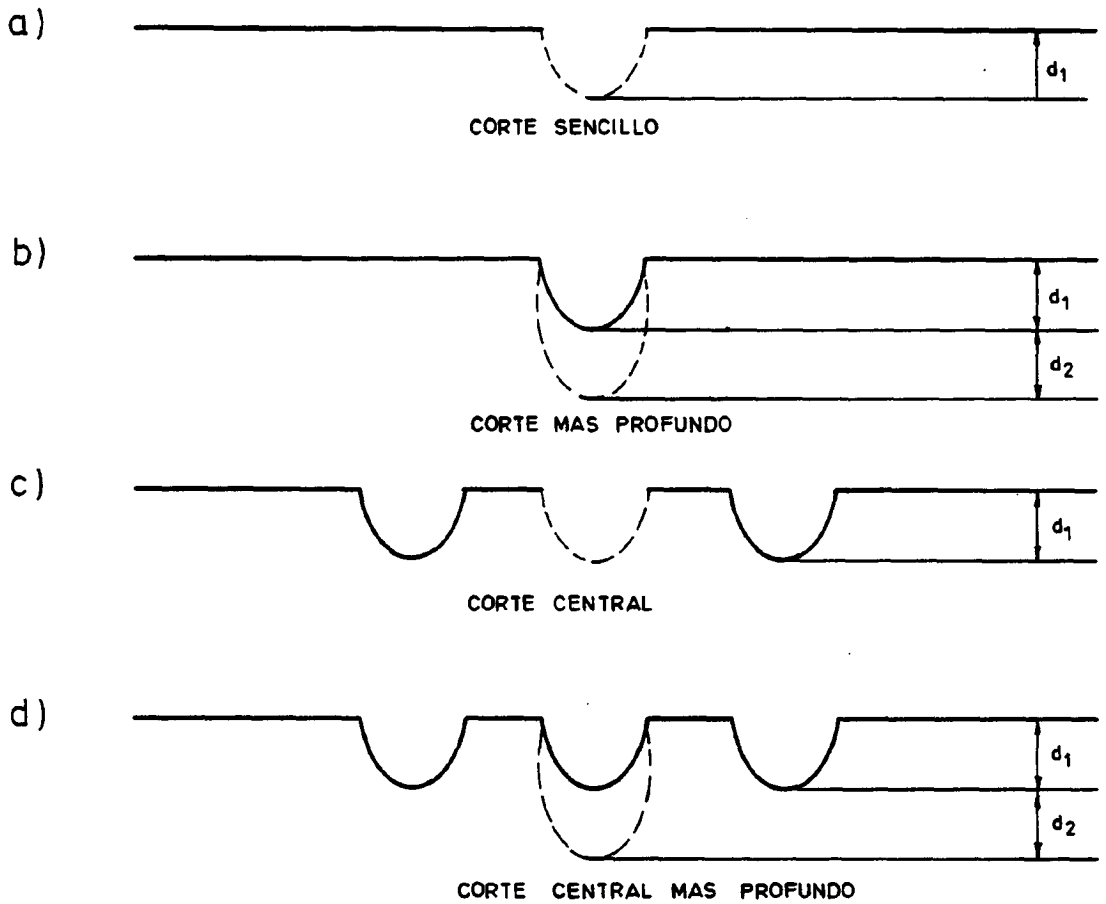
Como muestra la figura 38, presenta más dificultad profundizar o excavar un surco en el caso (b) que en el caso (a) y, a la vez, presenta más dificultad profundizar en el caso (d) que en el caso (c), ya que las fuerzas requeridas son mucho menores que en los casos de corte más profundo de un surco sencillo. La fuerza necesaria para excavar un surco central depende de la cantidad de carbón arrancada en los otros cortes exteriores precedentes. Así, si la profundidad de corte d_1 es bastante grande, los surcos excavados por las picas exteriores se extenderán y proporcionarán alguna ayuda para efectuar el corte central. La profundidad de corte que origina esta ayuda depende del espaciado entre líneas adyacentes de picas (Ver figura 38 b). Las fuer



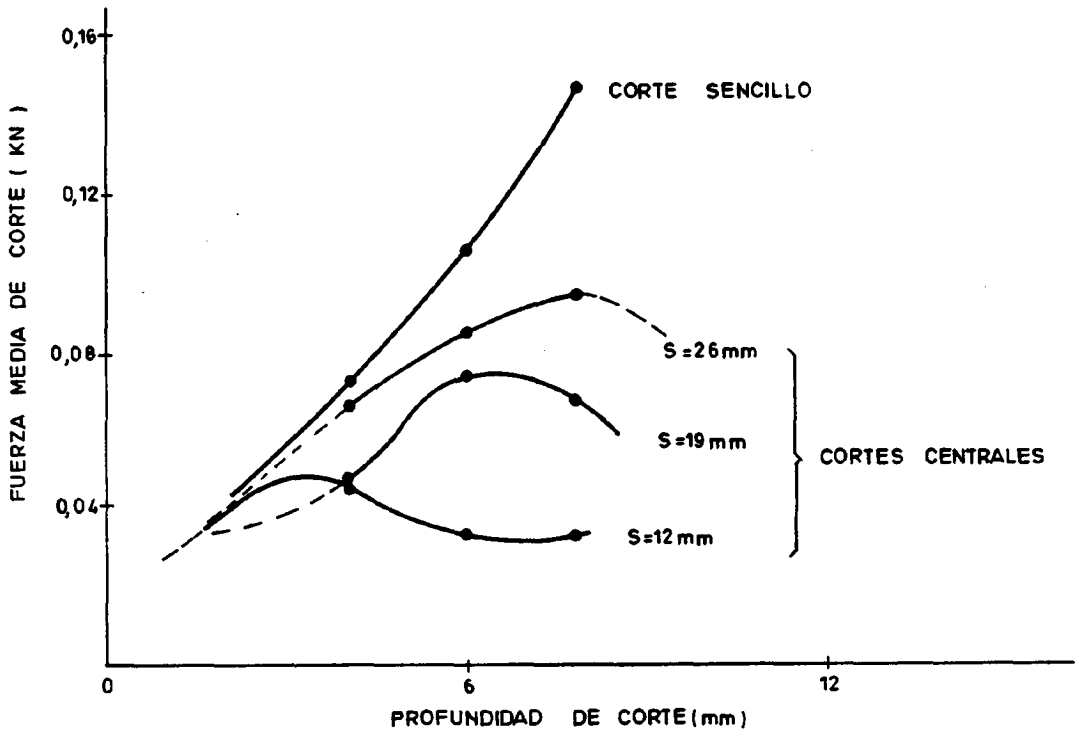
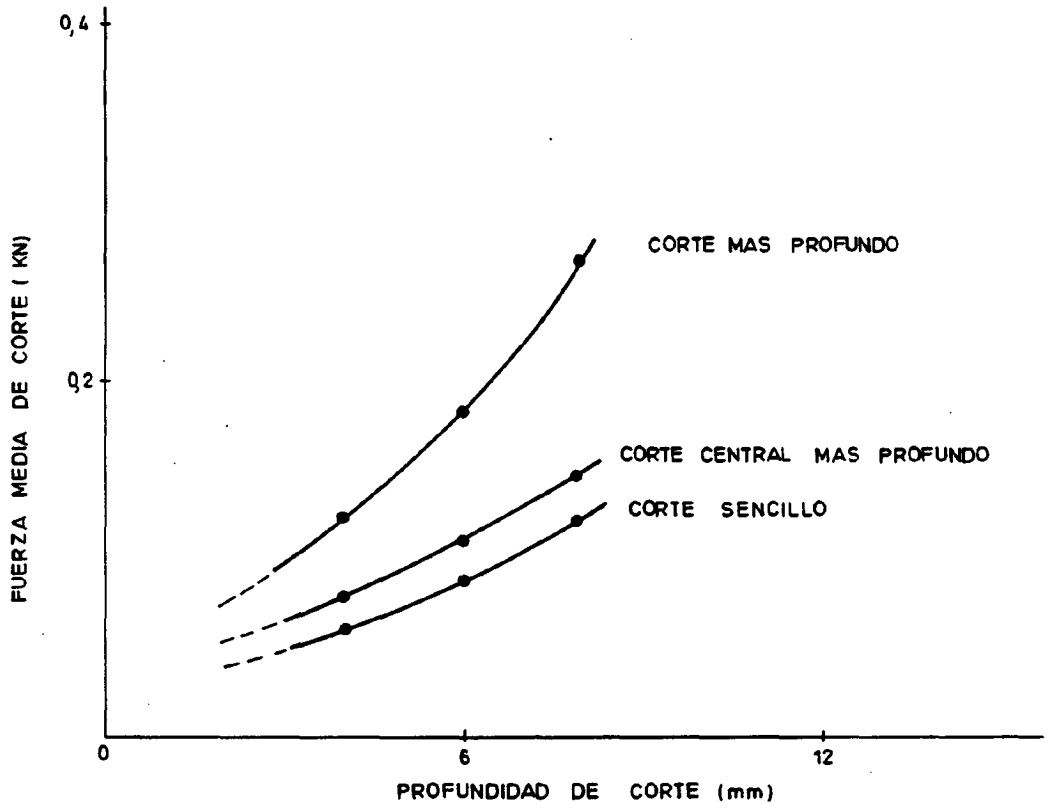
RELACION ENTRE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y EL PORCENTAJE DE FINOS DE CARBON



RELACION ENTRE EL PORCENTAJE DE FINOS DE CARBON Y LA ENERGIA CONSUMIDA



SECUENCIA DE CORTES EN QUE LA LINEA DE TRAZOS SE REFIERE AL CORTE DENOMINADO



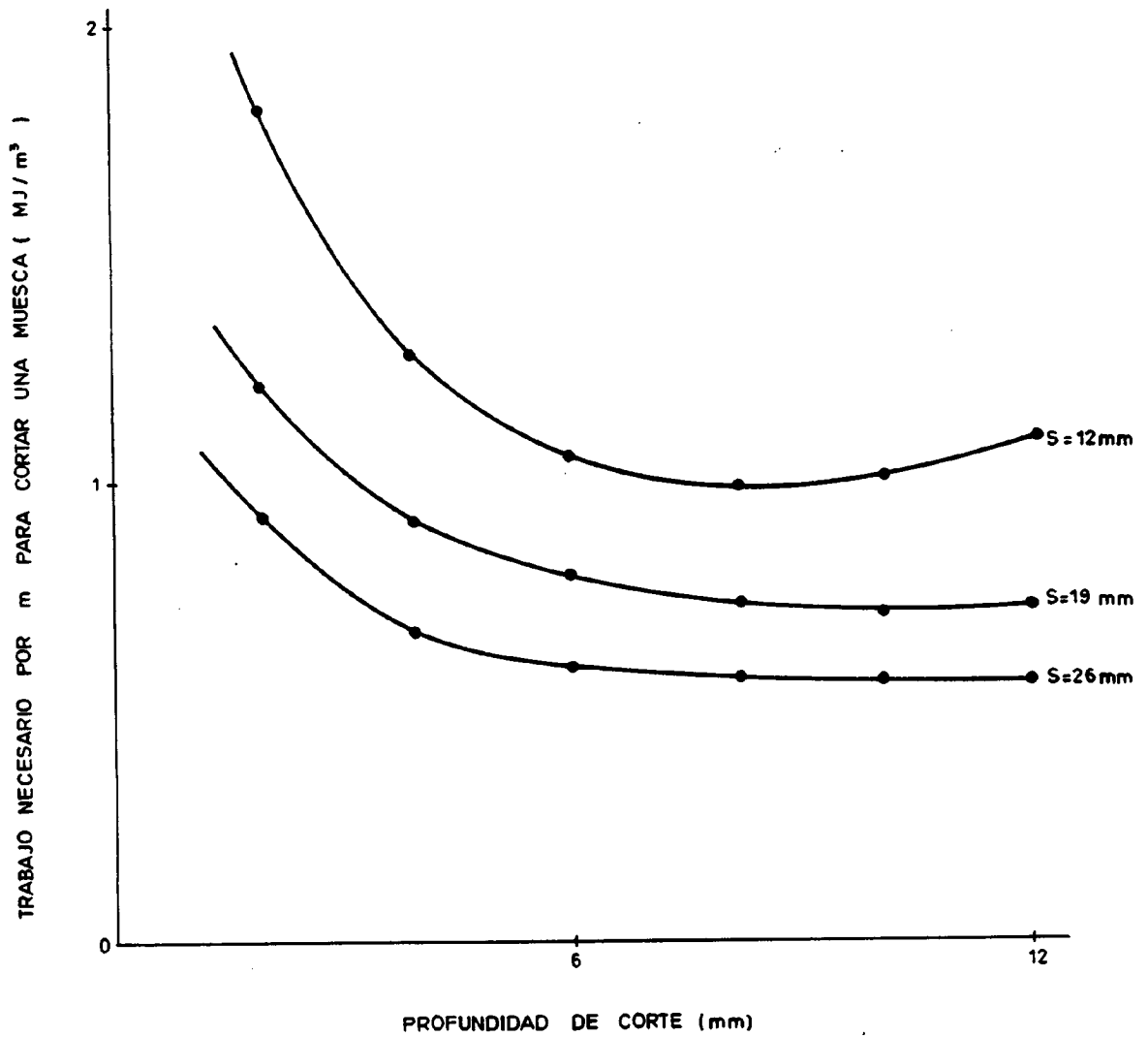
EFEECTO DE LOS CORTES PRECEDENTES EN LA FUERZA DE CORTE

zas requeridas para excavar un surco central son más bajas que las necesarias para efectuar un surco sencillo; estas fuerzas aumentan a un máximo y luego decrecen. Este decrecimiento tiene lugar cuando se alcanza el mayor beneficio o ayuda de los surcos adyacentes, lo que tiene lugar con graduales incrementos de la profundidad de corte. Este decrecimiento tiene lugar antes, cuando el espaciado es menor; por ejemplo, para $s = 12$ este decrecimiento se produce para profundidades menores que para $s = 19$ y lo mismo ocurre entre $s = 19$ y $s = 26$.

Si la profundidad de corte es menor que $1/3$ del espaciado de picas se producen pocas roturas o quebrantamiento entre picas, lo que no ayuda a las siguientes picas. Sucesivas picas fueron profundizando los surcos ya cortados y se vio que las fuerzas necesarias para profundizar estos surcos eran muy altas, y por tanto inaceptables. Más adelante, una sucesión de cortes dio lugar a unos carbones con formas de cresta entre picas adyacentes que son muy difíciles de eliminar, dando lugar a que en la práctica se produjeran atascos en las picas.

En la figura 39 se relaciona el trabajo necesario por metro para cortar una muesca de 15,2 cm de ancho, cuya profundidad de corte se produce por el avance de sucesivas picas en la misma línea.

Los beneficios obtenidos por la ayuda de las líneas de picas exteriores se producen cuando la penetración de la pica es mayor que $1/3$ del espaciado entre picas. La eficacia del corte es tanto mayor cuanto mayor es el aumento del espaciado entre picas y el beneficio del corte no sólo se refleja en la baja energía requerida para extraer una cantidad determinada de carbón, sino también en la forma o tamaño del producto que es arrancado y en la formación de reducido volumen de finos.



TRABAJO NECESARIO PARA CORTAR UNA MUESCA
 DE 15,2 cm DE ANCHO EN FUNCION DE LA
 PROFUNDIDAD DE CORTE

2.3.- EFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y ESPACIADO DE PICAS EN UNA ARENISCA DEL BUNTER.

ROXBOROUGH y PHILLIPS (1974) realizaron una serie de experimentos en una arenisca compuesta por un 82% de cuarzo, - 12% de feldespato y el resto de óxidos de hierro y otros minerales, con el fin de ver la influencia de la profundidad de corte y espaciado de picas sobre otros parámetros.

2.3.1.- Efecto de la profundidad de corte

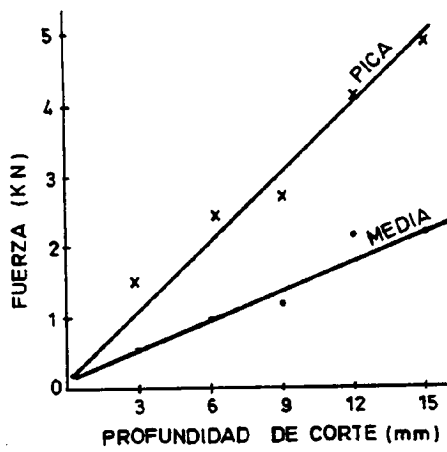
Según estos autores las fuerzas de la pica son directamente proporcionales a la profundidad de corte y, generalmente, las fuerzas normales medias y medias de la pica vieron que eran de una magnitud parecida a las fuerzas medias de corte correspondientes a las mismas profundidades de corte (Ver figura 40 a y b).

También, observaron que al aumentar la profundidad de corte la energía específica disminuye según la siguiente curva :

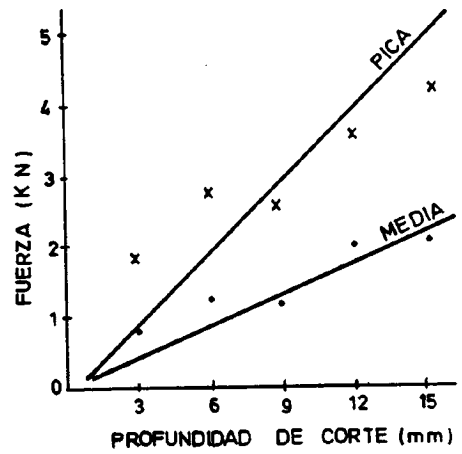
$$SE = \frac{K_1}{K_2 + d}$$

donde, "SE" es la energía específica y "d" es la profundidad de corte.

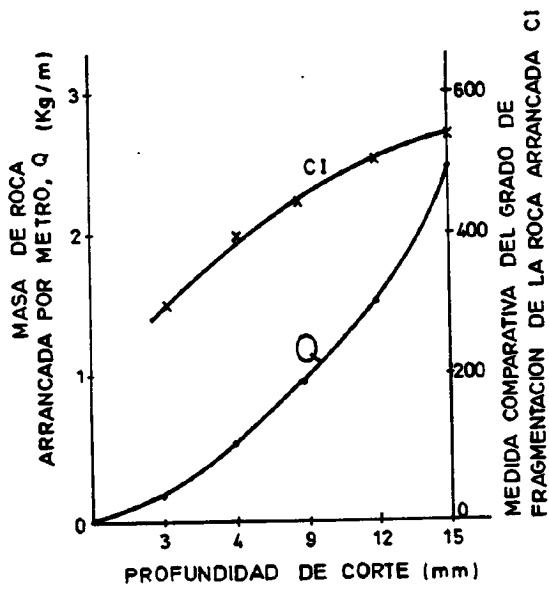
En general, se ve que las profundidades de corte pequeñas son ineficaces, y que las grandes mejoras en el corte se obtienen con un aumento de la profundidad de corte, pero los beneficios obtenidos con estas mejoras son limitados, ya que, según la ecuación anterior, la energía específica tiende a cero conforme la profundidad de corte se aproxima a infinito y, sin embargo, la energía específica parece que tiende a ser asintótica.



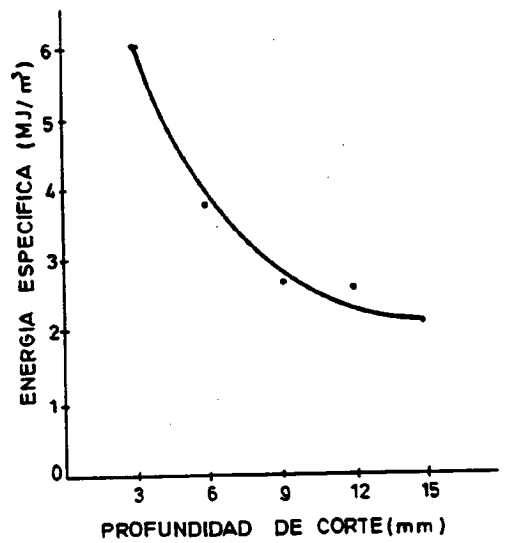
a) Fuerza de corte



b) Fuerza normal



c) Q, CI



d) Energia especifica

EFFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE SOBRE
DIVERSOS PARAMETROS

Según se observa en la figura 40 c, cuanto mayor es la profundidad de corte mayor es la cantidad de carbón arrancada por metro y, a la vez, el grado de fragmentación. La curva de cantidad de carbón arrancada es de la forma $Q = d^2 \operatorname{tg} \beta + wd$, siendo β el ángulo de rotura de la roca, que permanece constante.

2.3.2.- Efecto del espaciado de picas

Dos picas interaccionan entre sí, para producir la rotura del macizo que queda entre los surcos abiertos por las mismas, cuando

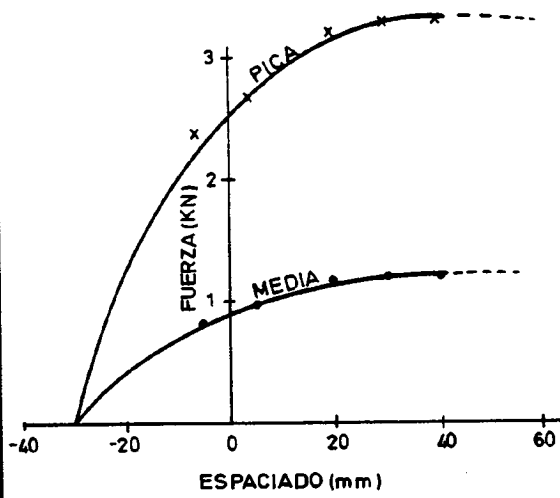
$$s \leq 2 d \operatorname{tg} \beta$$

donde : s es el espaciado de picas y

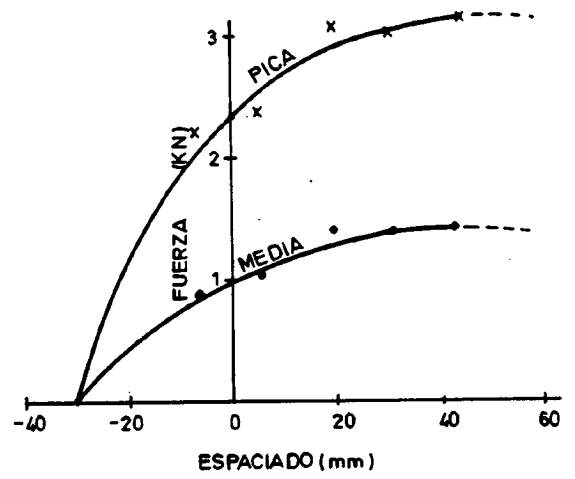
β es el ángulo de rotura de la cuña

En las figuras 41 a y b se ve como las fuerzas en una pica varían con su proximidad a un surco excavado anteriormente. Así, un espaciado negativo de 30 mm representa la anchura media de la pica y es, en consecuencia, equivalente a una pica excavando exactamente en la trayectoria del surco anteriormente profundizado, por esto todas las fuerzas tenderán a cero. Según nos alejamos de esta posición las fuerzas de corte aumentan progresivamente hasta que produce la interacción entre picas, lo que tendrá lugar para un espaciado de alrededor de 45 mm. En estas figuras se observa que las fuerzas alcanzan un máximo y, después de esto, para espaciados mayores de 45 mm, permanecen constantes.

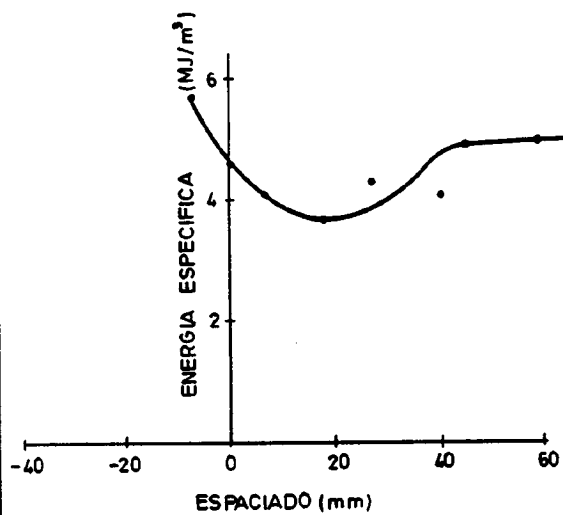
En la figura 41 c se puede ver que la energía específica pasa por un mínimo para un espaciado de picas de alrededor de + 20 mm, aumentando y permaneciendo constante para valores mayores del espaciado, y en la figura 41 d se re-



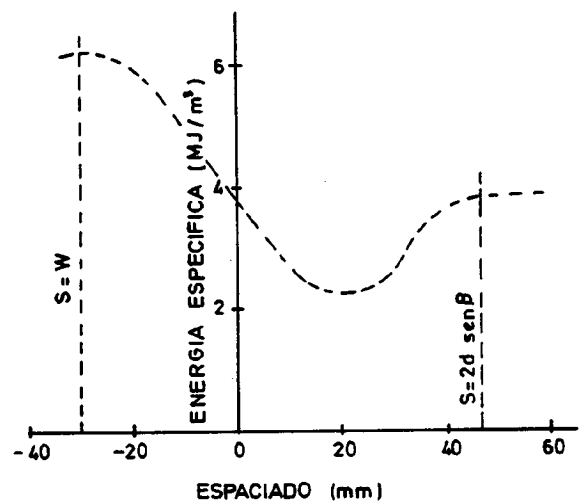
a) Fuerza de corte



b) Fuerza normal



c) Energia específica



d) SE, Calculada

EFFECTO DEL ESPACIADO DE PICAS SOBRE DIVERSOS PARAMETROS

presenta una curva teórica e hipotética de la energía específica en función del espaciado.

La ecuación anterior de la energía específica,

$$SE = \frac{K_1}{K_2 + d}$$

nos sugiere que a profundidad de corte cero la energía específica tenderá a un valor finito y máximo. Entonces el espaciado de -30 mm es equivalente a la profundidad de corte cero a la que corresponde la máxima energía específica que tiene lugar en este punto, y, por lo tanto, será también un eje de simetría, ya que el espaciado puede estar previsto en el otro lado; de tal forma que la energía específica decrece conforme aumenta el espaciado. Si consideramos ahora la otra situación extrema, es decir, cuando $s = 2 d \operatorname{tg} \beta$, vemos que para valores mayores de este espaciado la energía específica permanece constante y para valores menores que este espaciado la energía específica comienza de nuevo a decrecer. Los dos extremos del espaciado, mencionados anteriormente, proporcionan los valores más altos de la energía específica, y además, entre ellos existe un mínimo.

Esta curva hipotética, ver figura 41 d, puede aproximarse por una ecuación de la forma

$$y = \frac{A - Bx^2 + Cx^4}{1 + x^4}$$

donde : y = energía específica

x = $(s + w)$

En la figura 41 c, uno de los valores más altos de la energía se obtiene para espaciados un poco mayores de 40 mm, y el mínimo de la energía específica se consigue

para espaciados de alrededor de 20 mm, que, a una profundidad de corte de 9 mm, representa una relación de $s/d = 2,2$. Los experimentos de arranque realizados en otra serie de rocas mostraron que la relación s/d , para un mínimo de energía específica, varía de acuerdo con el tipo de roca.

2.4.- EFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y ESPACIADO DE PICAS EN TRES TIPOS DE ROCAS.

ROXBOROUGH (1973) realizó una serie de experimentos en tres tipos de rocas sedimentarias : Anhidrita, Caliza y Arenisca.

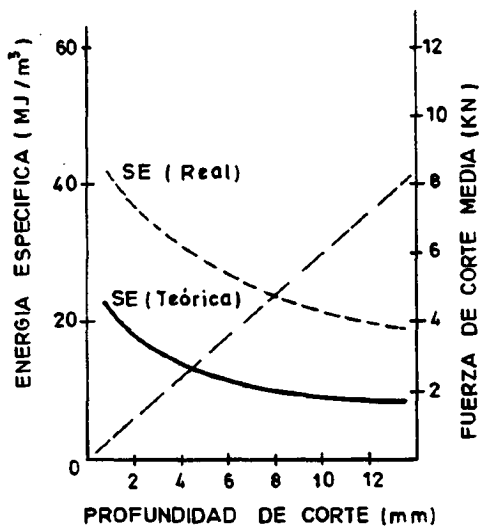
La anhidrita estaba compuesta por un mineral duro, denso y bien cementado, conteniendo alrededor de un 20% de granos redondeados de calcita y unos óxidos de hierro. No existía evidencias de cuarzo.

La caliza estaba formada por granos finos y redondeados de calcita, tenía las juntas bien definidas, pero muy espaciadas. No había evidencias de cuarzo.

La arenisca estaba compuesta por granos medios y con un alto contenido de cuarzo, alrededor de un 90%, debido a la sílice que existía en el cemento matriz; conteniendo, además un 5% de óxidos de hierro y un 5% de feldespatos.

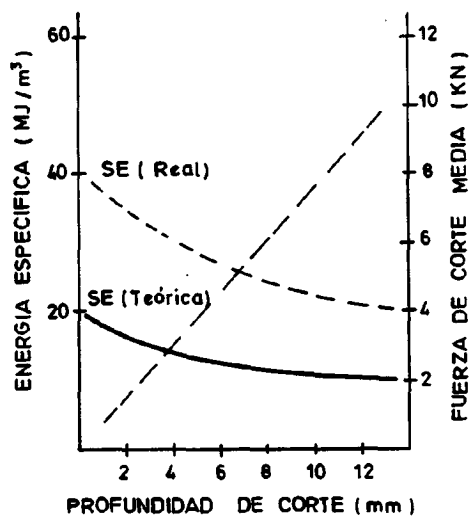
2.4.1.- Efecto de la profundidad de corte

En los ensayos llevados a cabo sobre estos tres tipos de rocas, la velocidad de corte permaneció constante (0,15 m/s) durante los mismos (Ver figura 42).



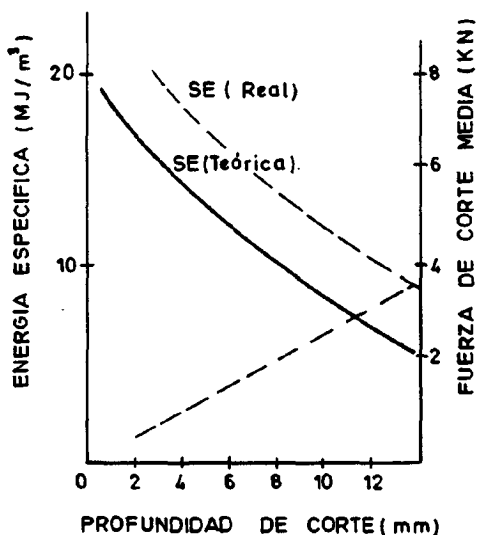
a) Anhidrita

ANCHURA PICA = 13mm
ANGULO DE CORTE = 0°



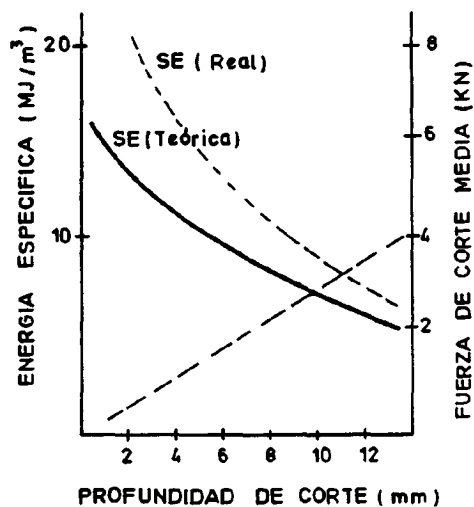
b) Anhidrita

ANCHURA PICA = 30mm
ANGULO DE CORTE = +10°



c) Caliza

ANCHURA DE PICA = 13mm
ANGULO DE CORTE = 0°



d) Arenisca

ANCHURA DE PICA = 13mm
ANGULO DE CORTE = +10°

EFFECTO DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE SOBRE
DIVERSOS PARAMETROS

Las conclusiones generales fueron las siguientes :

- . Para cada roca, la fuerza media de corte aumenta linealmente con la profundidad de corte. Una relación similar existe para la fuerza media de corte de la pica.
- . La energía específica medida en todos los casos decrece con el aumento de la profundidad de corte hasta un cierto límite. A pequeñas profundidades, el grado de reducción de la energía específica es mucho mayor que a grandes profundidades. Existe una clara indicación de que para cada caso había una profundidad de corte, más allá de la cual, no se producían mejoras en la eficacia del corte.
- . Existe un buen acuerdo entre la curva teórica y la curva real de la energía específica.
- . Para una anhidrita, la relación entre la fuerza media de corte de la pica y la fuerza media de corte es de -- 2,3 para una pica de anchura 13 mm, y de 2 para una pica de anchura de 30 mm. En la caliza y arenisca la relación fue de 2,8 y de 2,2 respectivamente. La relación entre la fuerza media normal de la pica y la fuerza media normal fue de 1,9, 1,8, 2,3 y 1,9 respectivamente para los cuatro casos anteriores. Estos valores están de acuerdo con las experiencias realizadas en carbón, aunque para la caliza las relaciones tienden a ser más altas.
- . Las fuerzas normales en la pica durante el corte fueron altas, debido a la ausencia de ángulo de corte para la pica de anchura 13 mm y al bajo ángulo de corte de la pica de anchura 30 mm.

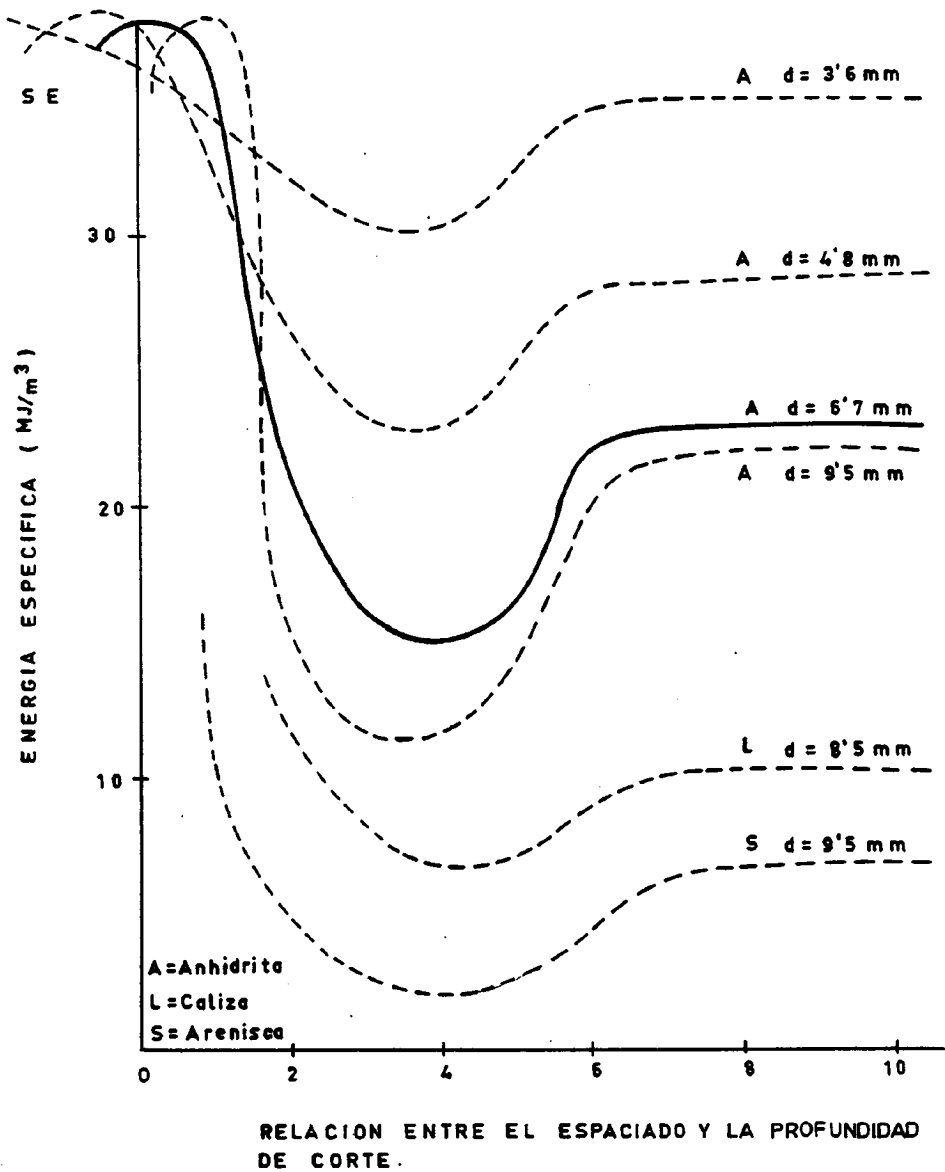
En varias ocasiones se encontró que en la anhidrita la -- fuerza normal excedía a la fuerza de corte. Esto es poco común en el carbón cuando se utilizan picas agudas, ya que, normalmente, en el corte del carbón con picas éstas tienen grandes ángulos de corte positivos. Sin embargo, la teoría del corte aplicada al carbón u otras rocas indica que cuando las picas tienen un ángulo de corte bajo se alcanzan -- unos valores de las fuerzas normales bastante grandes.

2.4.2.- Efecto del espaciado de picas

Para investigar los efectos de interacción entre instrumentos de corte adyacentes, ROXBOROUGH (1973), calculó -- los valores de la energía específica para un instrumento de corte situado paralelamente, a la misma profundidad -- que un surco previamente excavado y a una distancia determinada del mismo. Se llevaron a cabo experimentos con diferentes profundidades de corte y espaciados en tres tipos de rocas. Los resultados de estos ensayos fueron expresados gráficamente en la figura 43, llegando a las siguientes conclusiones.

Para el caso de la anhidrita fueron las siguientes :

- . La interacción entre los instrumentos de corte tiene lugar aproximadamente para una relación de $s/d < 2,6$.
- . Conforme la relación s/d se aproxima a cero la energía específica aumenta rápidamente.
- . Los valores máximos de la energía específica para cada profundidad de corte se alcanzan cuando s/d se aproxima a 1,5.



EFFECTO DEL ESPACIADO SOBRE LA ENERGIA ESPECIFICA.

- . Pequeñas mejoras en la energía específica se obtenían, para pequeñas profundidades de corte, con un espaciamiento óptimo conforme aumenta la profundidad de corte.
- . La energía específica más baja fue alcanzada para un espaciamiento óptimo con profundidades de corte más grandes.

En el caso de la caliza y arenisca los resultados son similares a los que se encontraron en la anhidrita. Así el ángulo de rotura para la arenisca y caliza fue de 62° y de 70° respectivamente, y la interacción tiene lugar para relaciones de s/d de 3,8 y 5,5 respectivamente. Cuando s/d se aproxima a cero la energía específica aumenta rápidamente hasta un nivel superior.

2.5.- INFLUENCIA DE LA PROFUNDIDAD DE CORTE EN UN MINERAL DE HIERRO DE SERROUVILLE.

MARC LEBRUN (1978) llevó a cabo una serie de ensayos sobre una roca determinada que tenía un ángulo de fricción interna de 58°. El cálculo muestra que cuando d/w aumenta, el ángulo de rotura permanece constante.

Las fuerzas en la pica cumplen la siguiente ley

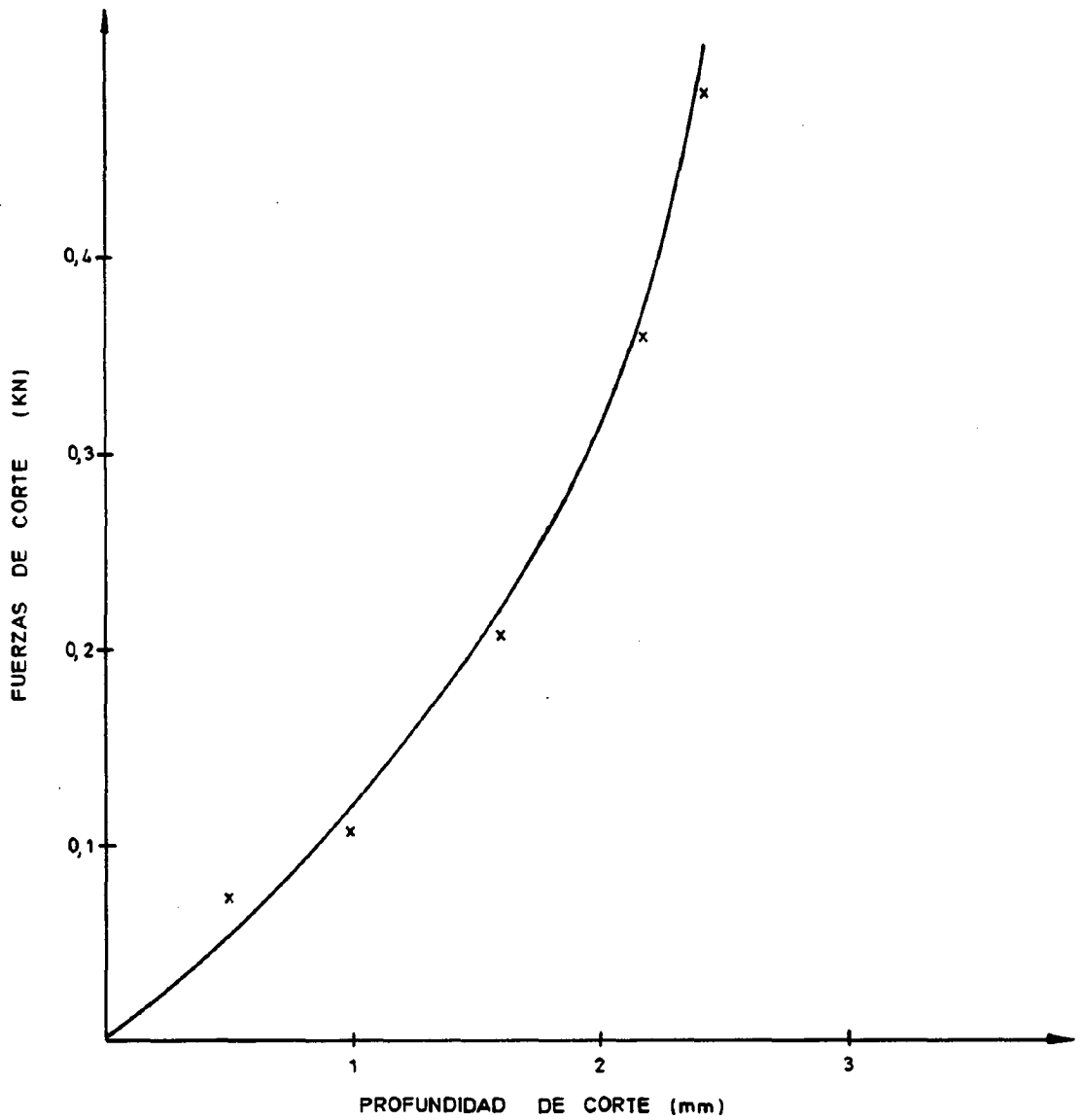
$$F = C (7,05 dw + 13,4 d^2)$$

donde : C = cohesión

d = profundidad de corte

w = anchura de la pica

En la figura 44 se representa la curva correspondiente a una pica de 3,5 mm de anchura y a una roca de 4 MN/m² de cohesión.



RELACION ENTRE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y LAS FUERZAS DE CORTE DE LA PICA

Este autor para determinar la cantidad de roca arrancada, no tuvo en cuenta el volúmen de macizo arrancado, porque experimentalmente era incontrolable, pero sí calculó el -- volúmen del surco realmente excavado por metro de recorrido, permaneciendo el ángulo de rotura de la roca constante. De este hecho, dedujo el volúmen de roca arrancado por la siguiente expresión.

$$Q = wd + d^2 \operatorname{tg} \beta$$

En la figura 45 puede observarse la relación entre el volúmen de roca arrancado en un surco con un ángulo de rotura de 50° y una profundidad de corte que está comprendida entre 1 y 2,5 mm.

En la figura 46, se puede observar la variación de la energía específica de corte en función de la profundidad de -- corte. La energía específica está dada por .

$$SE = \frac{1}{2} \frac{F}{Q}$$

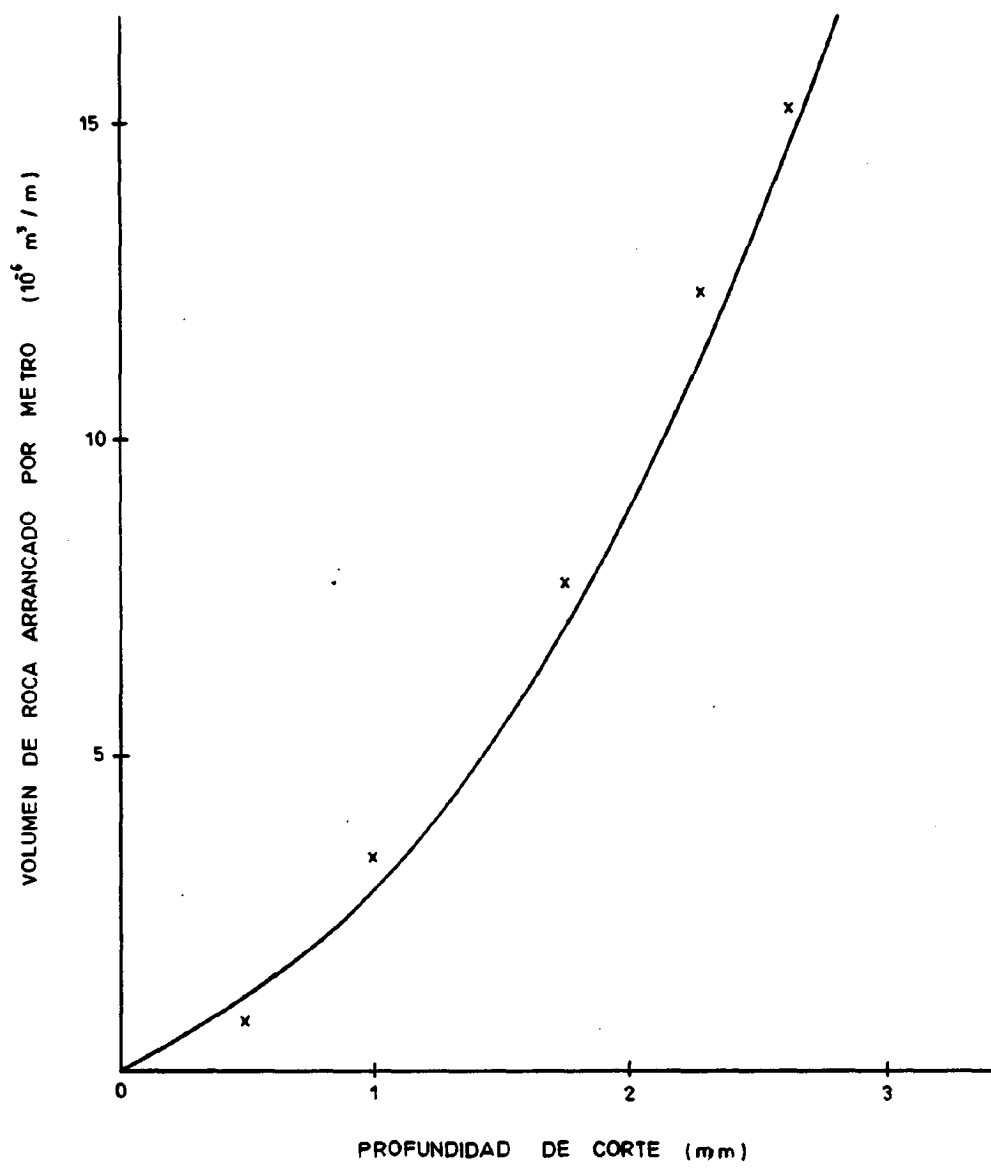
o también

$$SE = \frac{1}{2} \frac{7,05 Cdw (1+1,90 d/w)}{dw (1+1,11 d/w)}$$

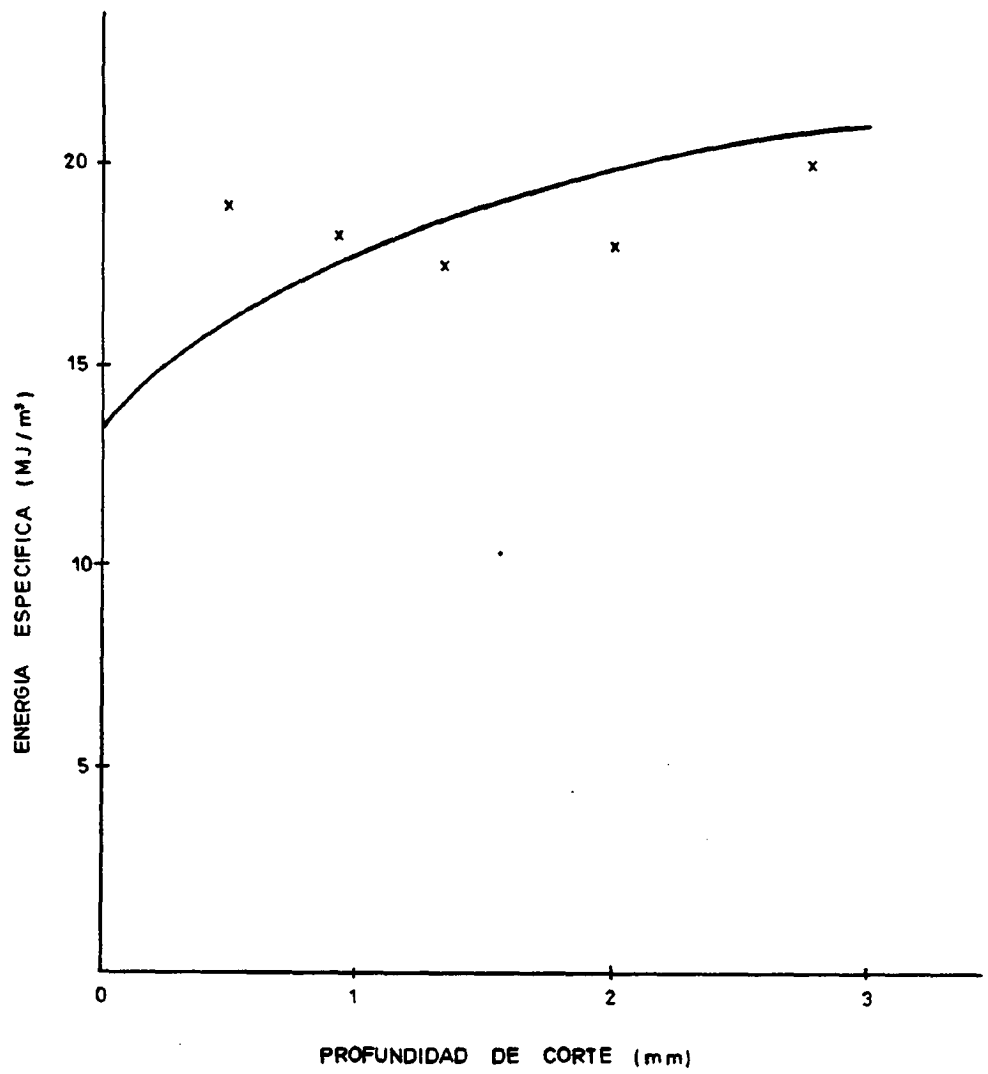
o de la forma siguiente

$$SE = 3,525 C \times \frac{1 + 1,9 d/w}{1 + 1,11 d/w}$$

En esta curva se puede ver que existe una aparente contradicción con todas las opiniones emitidas sobre este problema hasta el momento. Así, la energía específica crece --



RELACION ENTRE EL VOLUMEN DE ROCA ARRANCADO Y LA PROFUNDIDAD DE CORTE



RELACION ENTRE LA PROFUNDIDAD DE CORTE Y LA ENERGIA ESPECIFICA

lentamente con la profundidad de corte, de tal forma que - aumenta un 12% cuando d/w pasa de 1 a 2,5, límite máximo - admitido por la configuración de la pica. Por esto, se comprende porque los autores hablan de un valor asintótico para la energía específica cuando la profundidad de corte aumenta.

Por otra parte, LEBRUN constata que este modelo no conviene más que cuando d/w es del orden de 0,5. En este caso se -- produce un efecto de piel al nivel de la roca que hace que la roca no estalle bajo la acción de la pica. Hay que constatar que el decrecimiento de las curvas de la energía específica obtenida por diferentes autores se produce cuando d/w es inferior a 1. Por consiguiente la aparente contra--dicción con la experiencia queda pues suprimida.

2.6.- VELOCIDAD DE CORTE DE LAS PICAS

VALANTIN (1964) realizó una serie de experimentos con una pica para ver la influencia que tenía la velocidad de corte en el arranque de la roca. Los resultados de este estudio fueron los siguientes :

2.6.1.- Independencia de los esfuerzos y de la velocidad de corte

Para este ensayo se utilizaron dos máquinas de velocida--des diferentes : de 1 a 6 m/s (fresadora) y 0,20 a 0,80m/s (cepilladora), registrando los esfuerzos soportados por - las picas cuando éstas excavan unos surcos a profundida--des de corte de 5 a 30 mm. Este autor llegó a la conclu--sión de que, a igualdad de otros parámetros, la velocidad no ejerce influencia notable sobre los esfuerzos de las - picas.

Del ensayo, también se dedujo, que la energía necesaria para arrancar, por la acción de una sola pica, un volumen de roca determinado es constante y, por consiguiente, la potencia de corte es proporcional a su velocidad de desplazamiento.

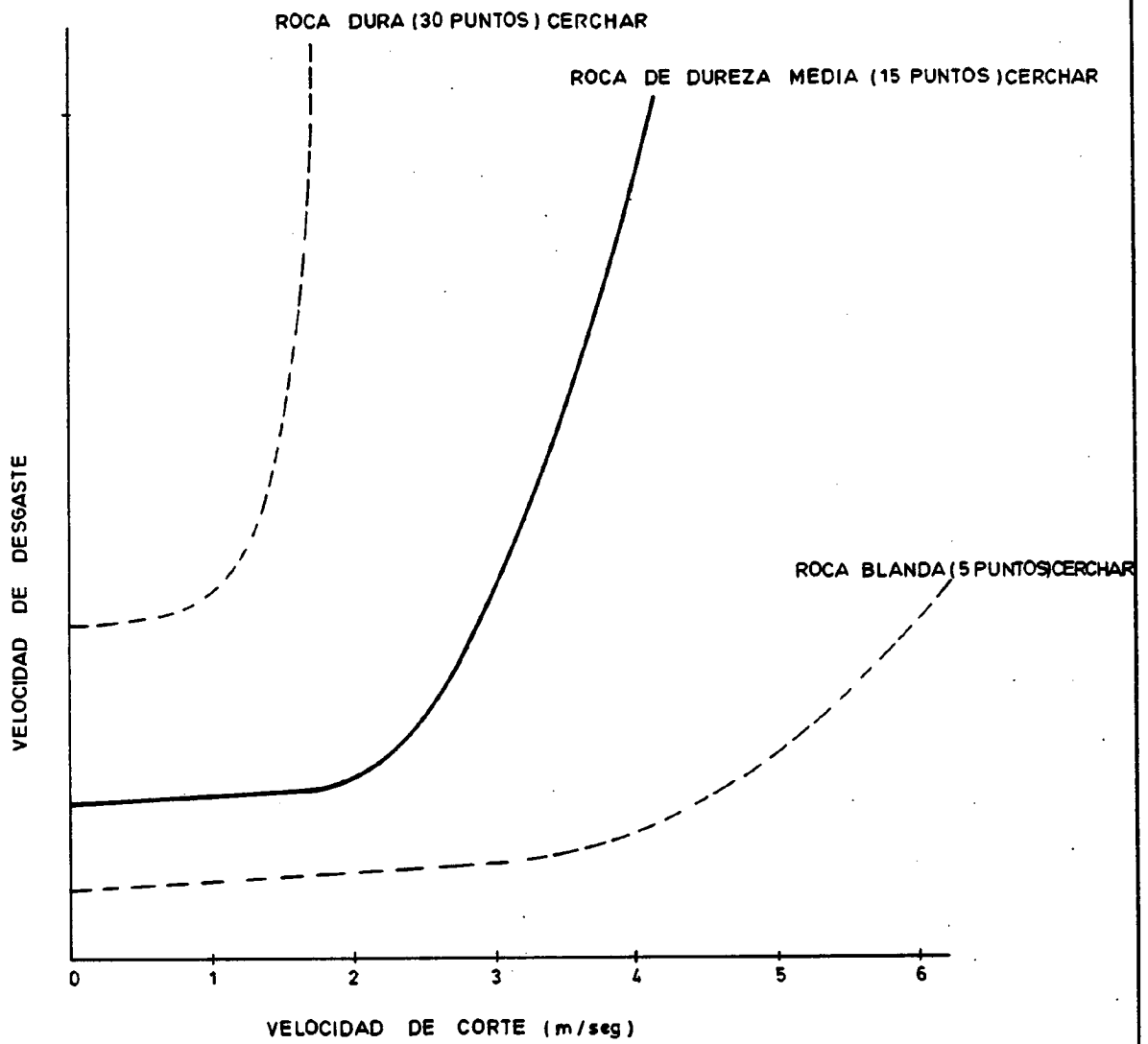
De una manera general se puede decir que la dirección de los esfuerzos en el espacio permanece constante, variando únicamente su intensidad.

2.6.2.- Influencia de la velocidad de corte en el desgaste del útil

Se comprobó que un aumento de la velocidad de corte, a partir de valores pequeños, lleva consigo una aceleración poco importante en el desgaste del útil. Si la velocidad sigue aumentando, se observa que, a partir de un cierto valor, la velocidad de desgaste del útil aumenta considerablemente.

Así, sobre una roca de dureza media, si la velocidad de corte varía de 0,8 a 1,6 m/s, la velocidad de desgaste del útil aumenta alrededor de un 10%, y si aumenta hasta 3,20 m/s, la velocidad de desgaste se encuentra multiplicada por 80. Es de notar que en los dos casos se dobla la potencia disipada en frotamiento.

Existe una velocidad crítica a partir de la cual la velocidad de desgaste aumenta considerablemente. De los ensayos realizados sobre diferentes rocas se vio que éstas ejercían una influencia muy notable sobre el valor de la velocidad crítica. Así, la velocidad crítica es de 0,60 m/s para una roca de dureza Cerchar 30, y para una roca de dureza 5 alcanzará un valor de 4 m/s, siendo la profundidad del surco la misma en los dos casos e igual a 5 mm (Ver figura 47).



RELACION ENTRE LA VELOCIDAD DE CORTE Y LA VELOCIDAD DE DESGASTE DEL UTIL

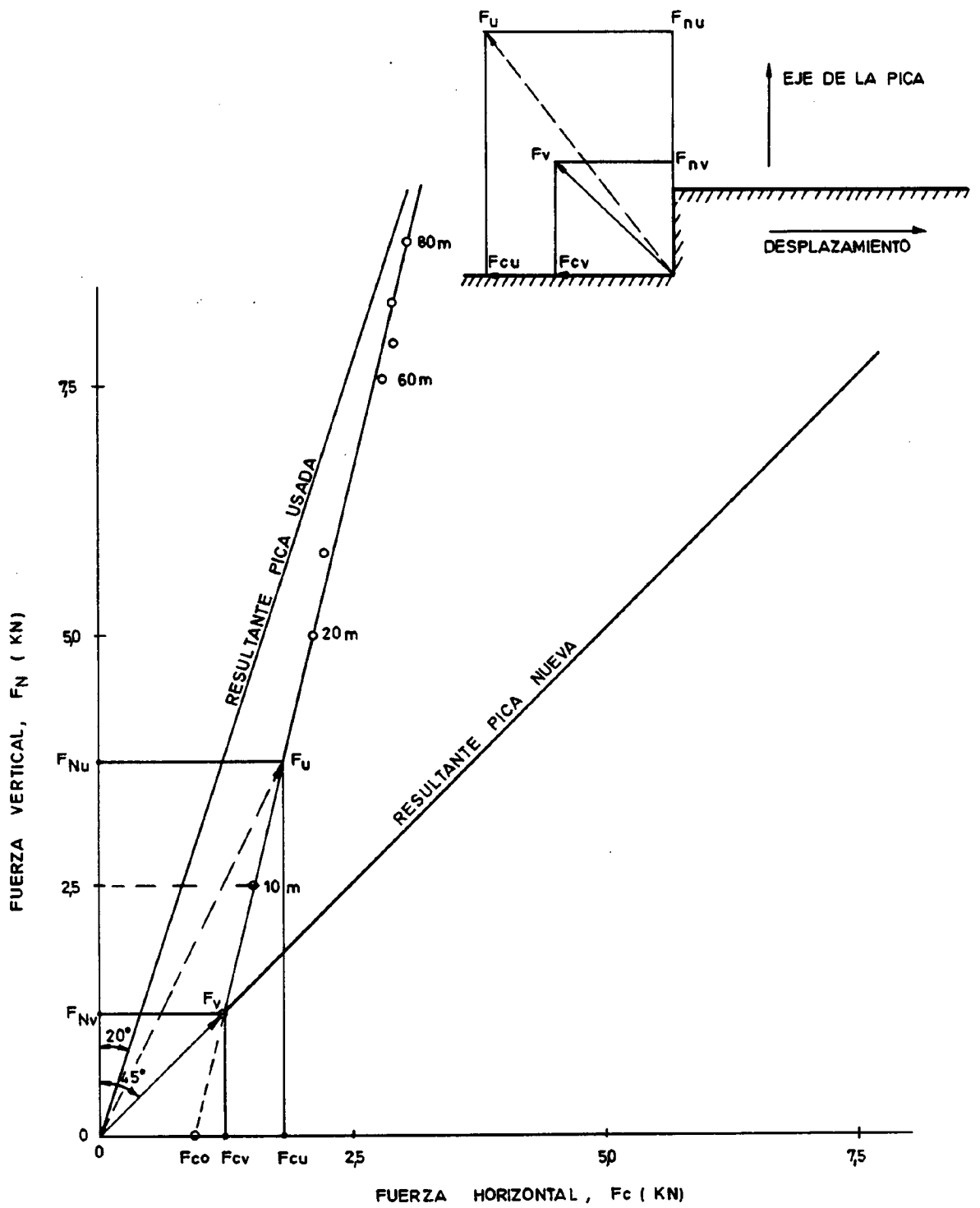
2.6.3.- Evolución de los esfuerzos en función del desgaste de la pica.

Del estudio llevado a cabo sobre la variación de las fuerzas que actúan sobre una pica en función de su desgaste, se observa que entre la componente horizontal F_C y vertical F_N existe una relación lineal (Ver figura 48) de la forma :

$$F_C = F_{CO} + K F_N$$

donde : F_{CO} es una constante que depende de las condiciones del ensayo, naturaleza de la roca, profundidad de corte, etc... El coeficiente K, análogo a un coeficiente de fricción, varía entre 0,25 y 0,4. En general, es sensiblemente diferente del coeficiente de fricción carburo-roca, cuyo valor medido en el laboratorio oscila entre 0,5 y 0,6. Esta diferencia de valores entre dichos coeficientes puede explicarse por el valor relativamente elevado de las temperaturas de contacto alcanzadas entre el carburo y la roca, lo que, puede modificar las características de los dos materiales debido al elevado valor de las presiones de contacto.

La fuerza horizontal de corte F_C puede considerarse como la suma de una fuerza constante, que corresponde a la destrucción de la roca, y de una fuerza proporcional a la componente vertical F_N , que no es más que otra fuerza de fricción carburo-roca para estas condiciones experimentales. Es importante hacer notar que este trabajo de fricción representa, incluso para un desgaste relativamente débil, la parte principal de la fuerza total de corte que se transforma en calor. Este desprendimiento de calorías en la superficie de desgaste de la pica es generalmente bastante considerable.



RELACION ENTRE LAS FUERZAS DE CORTE Y NORMAL DE LA PICA

En la figura 48 se representan los resultados de un ensayo de dureza, en el que se pueden observar que la dirección de la fuerza total en la pica varía según el estado de desgaste de la misma. Así, cuando la pica es nueva la inclinación es de 45º, y conforme aumenta el desgaste de la pica la resultante se va aproximando progresivamente al eje vertical, siendo su inclinación máxima alrededor de 20º cuando la pica está al límite de su utilización.

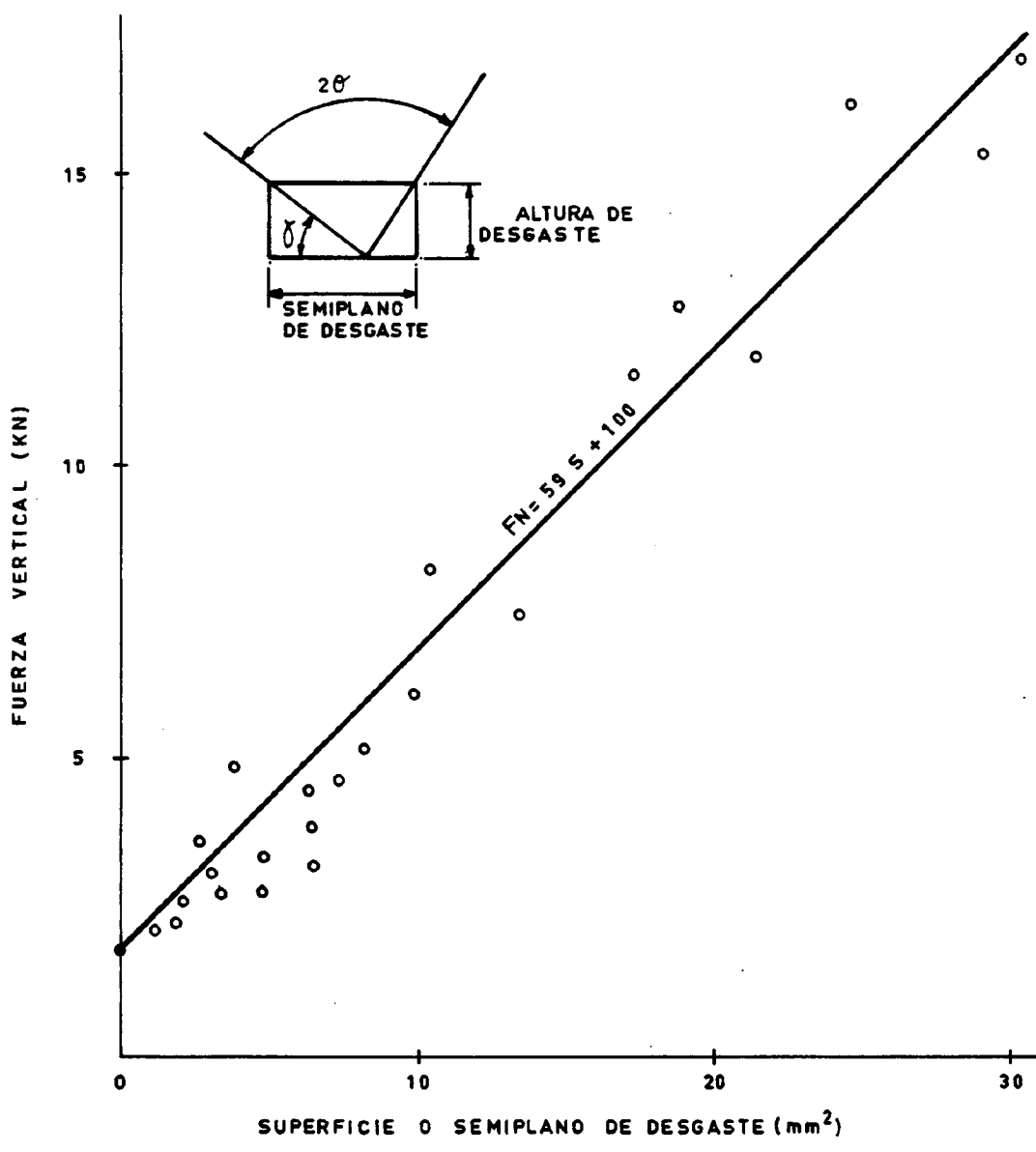
2.6.4.- Relación entre la fuerza normal de la pica y el semiplano de desgaste de la pica.

La evolución lineal de la altura de desgaste en función del camino recorrido sugiere una constancia en las condiciones de trabajo de la superficie de desgaste cuando éste progresa. Esta hipótesis se confirma viendo la correlación existente entre las fuerzas normales registradas a través de los ensayos de desgaste y la superficie de desgaste correspondiente. En la figura 49 se puede observar una cierta dispersión en los resultados debido a la heterogeneidad de la roca y a la dificultad encontrada para medir exactamente la superficie de desgaste. El hecho de que un desgaste nulo corresponde a un esfuerzo pequeño, pero medible, se explica por causa de la deformación elástica de la roca bajo la punta del útil, deformación que da lugar a una superficie de contacto nula.

La relación lineal entre la fuerza vertical y el semiplano de desgaste es :

$$F_N = F_{NO} + pS$$

donde :



RELACION ENTRE LA FUERZA VERTICAL Y EL SEMIPLANO DE DESGASTE

F_N = esfuerzo normal
 S = semiplano de desgaste
 p = dimensiones de una presión
 F_{NO} = constante

2.6.5.- Medida de la temperatura

Hemos visto que una parte importante de la fuerza de corte se emplea en vencer las fricciones entre la pica y la roca, produciéndose un desprendimiento de calor sobre la superficie de desgaste. Este desgaste tiene lugar a una temperatura elevada que vamos a determinar.

Se observa que, cuando las condiciones de trabajo son fáciles, por ejemplo, velocidad de corte baja y profundidad de corte poco importante, conducen a esfuerzos en la pica poco elevados y, por lo tanto, la temperatura es baja. En cambio, si las condiciones del ensayo son más severas, la temperatura aumenta hasta alcanzar los 1500°C aproximadamente, valor que corresponde a la temperatura de fusión del cobalto, y a partir de la cual se estabiliza. De los exámenes micrometalúrgicos se ha puesto en evidencia una zona de muy débil espesor en la que la estructura del carburo vitrificado está fuertemente perturbada.

Se observa que estas temperaturas tan elevadas sólo se alcanzan cuando existe un contacto estrecho entre la roca y el carburo, cuya presión de contacto puede pasar ampliamente de los 1000 bars. El flujo de calor, que se genera por este contacto, se transmite rápidamente por conductibilidad al interior de la pica, lo que, conduce a un gradiente de temperatura elevado.

2.6.6.- Efecto de la velocidad de corte sobre otros parámetros

ROXBOROUGH (1973) realizó una serie de ensayos en una anhidrita tomando como única variable la velocidad de corte, -- llegando a la conclusión de que la velocidad de corte no -- afecta a los principales parámetros que intervienen en el -- arranque. EVANS y POMEROY (1966), llevaron a cabo una serie de experimentos en el carbón, llegando a las mismas conclusiones que ROXBOROUGH.

La anhidrita y el carbón son rocas no abrasivas, sin embargo en rocas más abrasivas el efecto que produce la velocidad de corte puede ser significativo. Por ello, existen claras indicaciones de que en rocas con alto contenido de cuarzo aumenta el desgaste en los instrumentos de corte conforme aumenta la velocidad de corte, lo que, se refleja en los consiguientes aumentos de la fuerza de corte y de la energía específica.

2.7.- GEOMETRIA DE LA PICA; ANGULOS, ANCHURA DE LA PICA Y TIPOS DE PICAS.

2.7.1.- Definición de los parámetros geométricos de la pica

Angulo de corte α . Es el que forma la cara delantera con el plano perpendicular a la dirección del movimiento. Es positivo si el ángulo que forma la cara delantera, mencionada anteriormente, con la dirección del movimiento de corte es superior a 90° y negativo en caso contrario (Ver figura 50).

Angulo de incidencia γ . Es el ángulo que forma la cara posterior o trasera con la dirección del movimiento de corte.

Angulo de filo 2θ . Es el ángulo del cuerpo del útil. Algebráicamente $\alpha + \gamma + 2\theta = 90^\circ$.

Anchura de la pica. Es difícil de definir con precisión, ya que no depende sólo de la pica, sino también, de la profundidad de corte. A débiles profundidades no se puede dar una definición rigurosa de la anchura de la pica. Sin embargo, se puede decir que para dos picas dadas, a igualdad de condiciones, la más ancha será aquella que arranque el mayor volumen de roca.

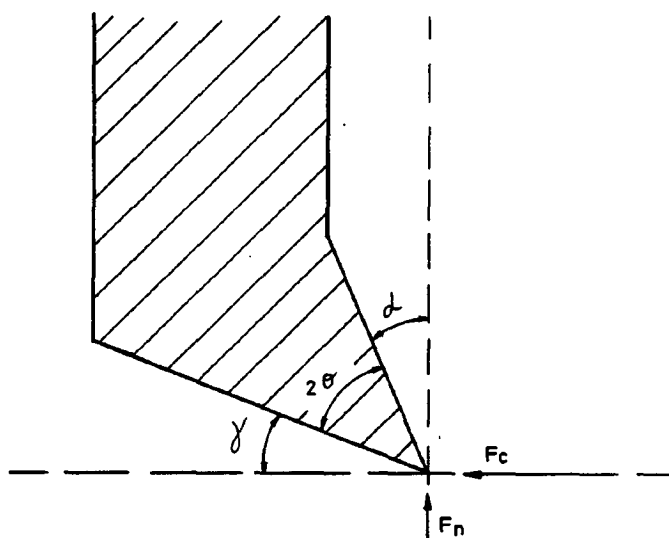
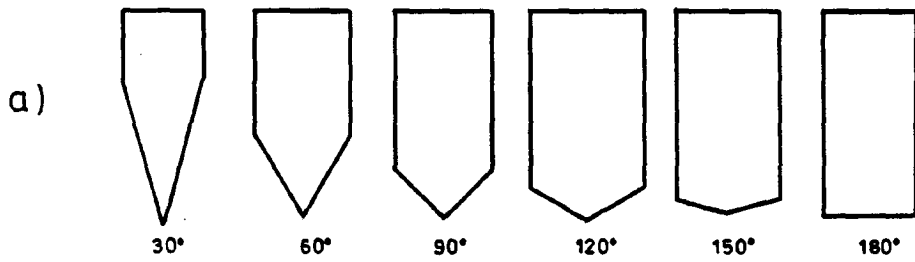


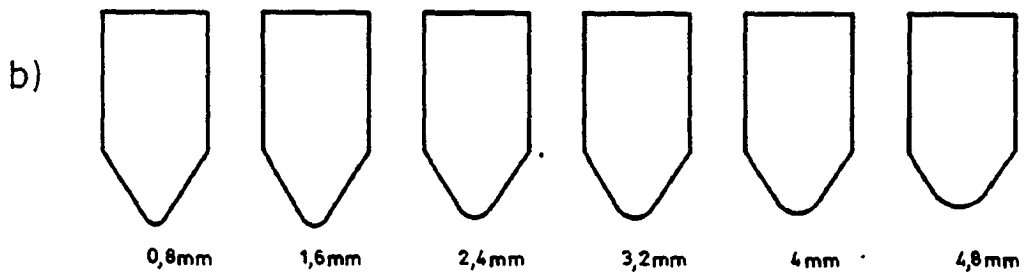
FIGURA.- 50 ANGULOS DE LA PICA

2.7.2.- Efecto del perfil de la pica sobre los resultados del corte en materiales frágiles.

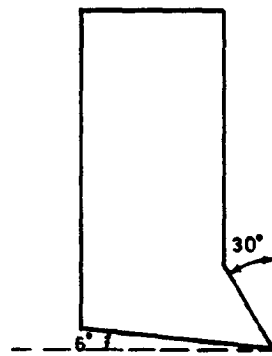
EVANS y POMEROY (1966) realizaron una serie de ensayos en carbón con dos familias de picas (Ver figura 51 a), en que lo único que variaba era el ángulo de filo de la pica, mientras que el ángulo de corte y el ángulo de incidencia que eran de 30 y 6 grados, respectivamente, permanecían constantes durante todo el ensayo.



ANGULO DE LA PUNTA



RADIO DE LA PUNTA



VISTA LATERAL DE LA PICA

GEOMETRIA DE LAS PICAS

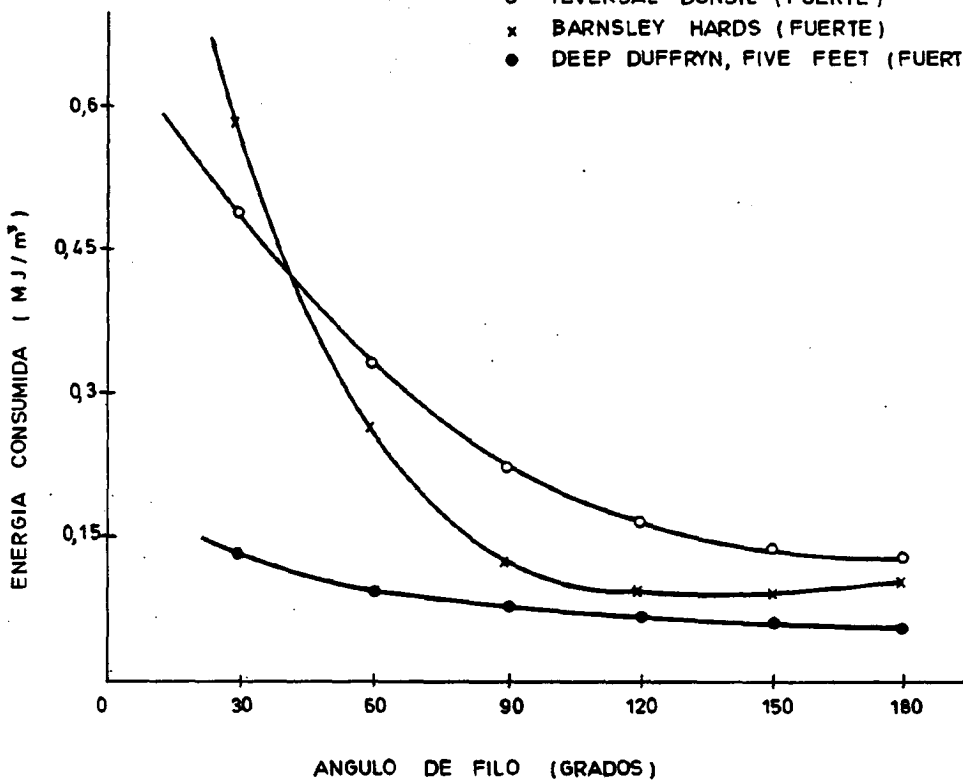
Si utilizamos la energía consumida en el arranque como criterio de eficacia para el corte efectuado mediante una pica -- (figura 52), podemos ver que cuanto más obtuso es el ángulo de filo de la cuña más eficaz es el corte. Pero, por el contrario, las fuerzas que actúan en una pica son mayores, por ejemplo, para una pica de 180º las fuerzas son mayores que para una pica puntiaguda, sin embargo la mayor cantidad de carbón arrancado puede compensar el aumento de las fuerzas de corte.

Cuando la pica tiene la punta desgastada la mayor eficacia en el corte corresponde a un radio en la punta de alrededor de 1,58 mm (Ver figura 53). A continuación, un aumento del radio en la punta tiende a reducir la eficacia del corte, -- excepto, para un radio en la punta de 4,76 mm en un carbón de Dunsil, ya que el decrecimiento en la eficacia del corte es pequeño. Algunos ensayos adicionales muestran que el valor excepcionalmente alto de la energía consumida en el --- arranque está probablemente asociado con el desgaste a un radio de 4,76 mm en la punta de la pica. La línea de puntos muestra la relación observada cuando se tiene en cuenta las altas fuerzas atribuidas al desgaste de la pica. Por esto, actualmente se deduce que las picas puntiagudas no son eficaces en el corte; un instrumento puntiagudo de 60º tendría un radio en la punta menor que 1,58 mm.

En general, si la cuña es ancha y presenta un ángulo obtuso una pequeña profundidad de corte generará un área de contacto grande y las tensiones desarrolladas en la superficie -- cuña-roca serán reducidas. En el caso anterior, la penetración con una cuña aguda genera unas tensiones de contacto -- más altas. La componente máxima de compresión tiene lugar -- con ángulos más pequeños en la superficie de la roca, de modo que la energía disponible puede utilizarse eficazmente en el astillamiento de la superficie libre.

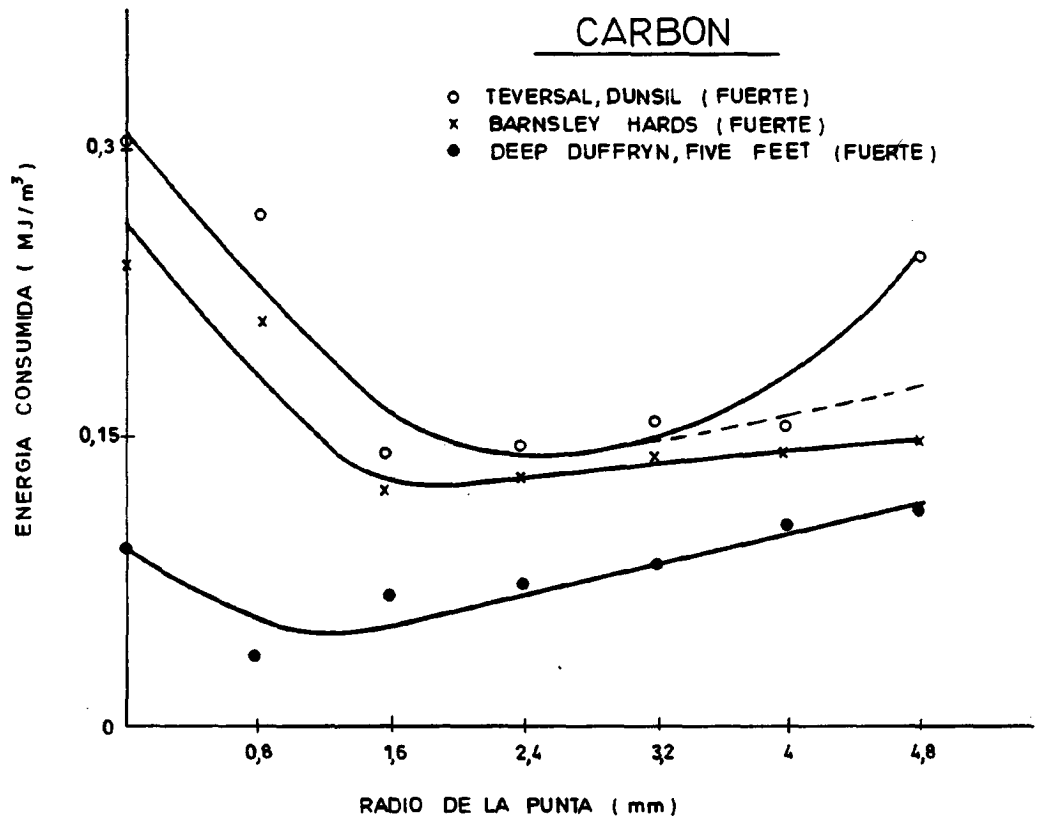
CARBON

- TEVERSAL DUNSIL (FUERTE)
- x BARNESLEY HARDS (FUERTE)
- DEEP DUFFRYN, FIVE FEET (FUERTE)



EFFECTO DEL ANGULO DE FILO DE LA CUÑA
SOBRE LA EFICACIA DEL CORTE

CARBON



EFFECTO DEL RADIO DE LA PUNTA SOBRE LA EFICACIA DEL CORTE

En la práctica puede establecerse una relación entre el alto grado de penetración de una cuña aguda y el deterioro -- consiguiente en el proceso de penetración, debido al desgaste de la pica. Los grandes ángulos se suelen utilizar en rocas duras, abrasivas, pero también este desgaste debe guardar unos límites aceptables.

2.7.3.- Efectos de las formas de las caras de corte e incidencia en el arranque.

VALANTIN (1975) llevó a cabo una serie de estudios con cuatro picas distintas (Ver figura 54) para estudiar su influencia en el arranque. Para el caso de un corte plano (figura 54 a) observó que los esfuerzos crecen cuando el ángulo de corte α disminuye, la cantidad de material arrancado no está afectada por la variación del mismo y la energía específica es una función decreciente de α . En el caso de corte en tejado (figura 54 b), dedujo que cuando el ángulo de filo β disminuye, los esfuerzos en la pica disminuyen -- sensiblemente, de una forma lineal. Este decrecimiento de los esfuerzos va igualmente acompañado de una disminución de la cantidad de material excavado. En definitiva, la energía específica es una función decreciente de β .

ROXBOROUGH (1973) constata que el paso de un corte plano -- ($\beta = 180^\circ$) a un corte en tejado ($\beta = 90^\circ$) da lugar a que las fuerzas de corte y normal se reduzcan en un 30%, aumentando la energía específica en un 14%. El corte en tejado mejora la tenacidad del útil, y normalmente, se utiliza cuando en el corte plano se produce un consumo de útiles demasiado -- importante.

En el caso de corte con la cara de incidencia en tejado -- (figura 54 d) el ángulo δ no modifica la relación F_N/F_C , -- pero un decrecimiento de δ a partir de 180° da como resultado una disminución de los esfuerzos tanto mayor cuanto me--

nor sea la profundidad de corte. Paralelamente, la cantidad de material arrancado disminuye, lo que provoca en definitiva un aumento de la energía específica.

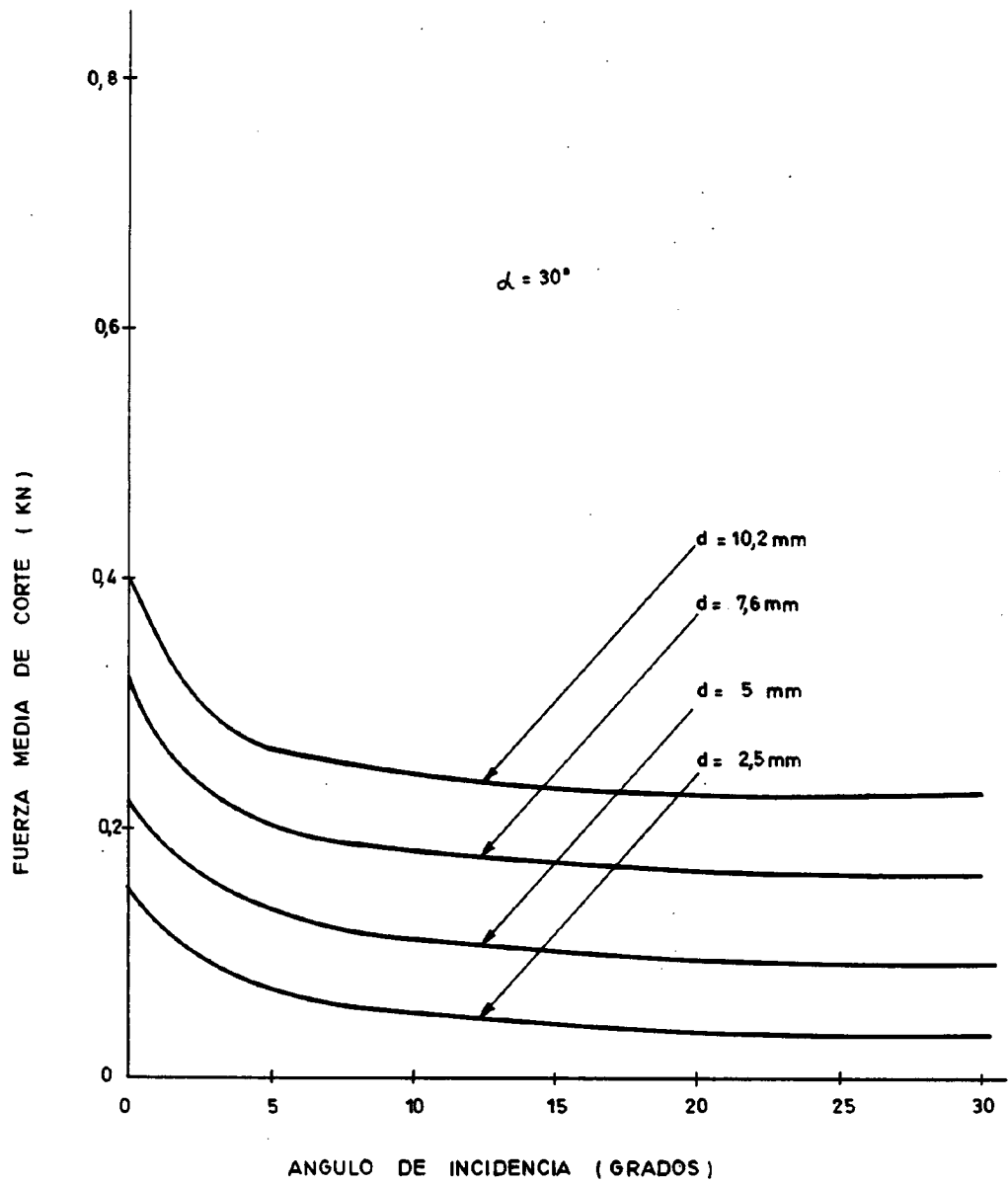
ROXBOROUGH (1973) observó que para una profundidad de corte de 15 mm existe una disminución de los esfuerzos en un 64% y un aumento de la energía específica en un 36% cuando se pasa de una cara de incidencia plana a una cara de incidencia en tejado de 60°. Este beneficio importante en esfuerzos viene acompañado de una fuerte concentración de fuerzas sobre la punta de la pica cuando la profundidad de corte es débil.

2.7.4.- Efecto de los ángulos de la cuña en los resultados del corte en carbón.

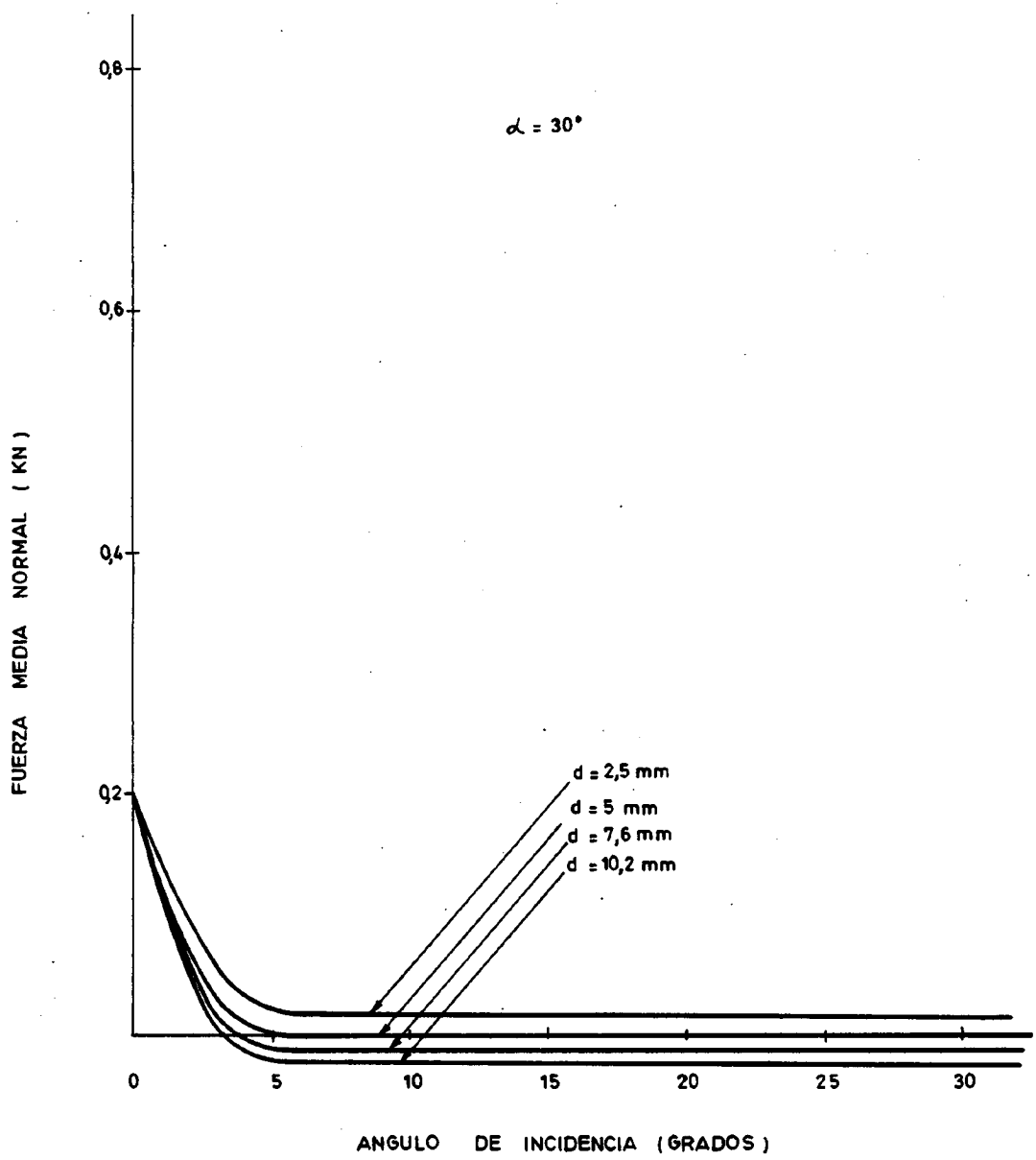
EVANS y POMEROY (1966) observaron que según aumenta el ángulo de incidencia de 0° a 5° las fuerzas de corte y normal decrecen progresivamente, de tal forma que, si aumentamos este ángulo más allá de 5°, se produce una pequeña reducción de los esfuerzos.

En las figuras 55 y 56 se ve la variación de las fuerzas medias de corte y normal en función del ángulo de incidencia y varias profundidades de corte para una pica con un ángulo de corte de 30°. Este ensayo fue realizado en un carbón duro (Barnsley Hard), obteniéndose parecidos resultados con un carbón friable o quebradizo (Garw).

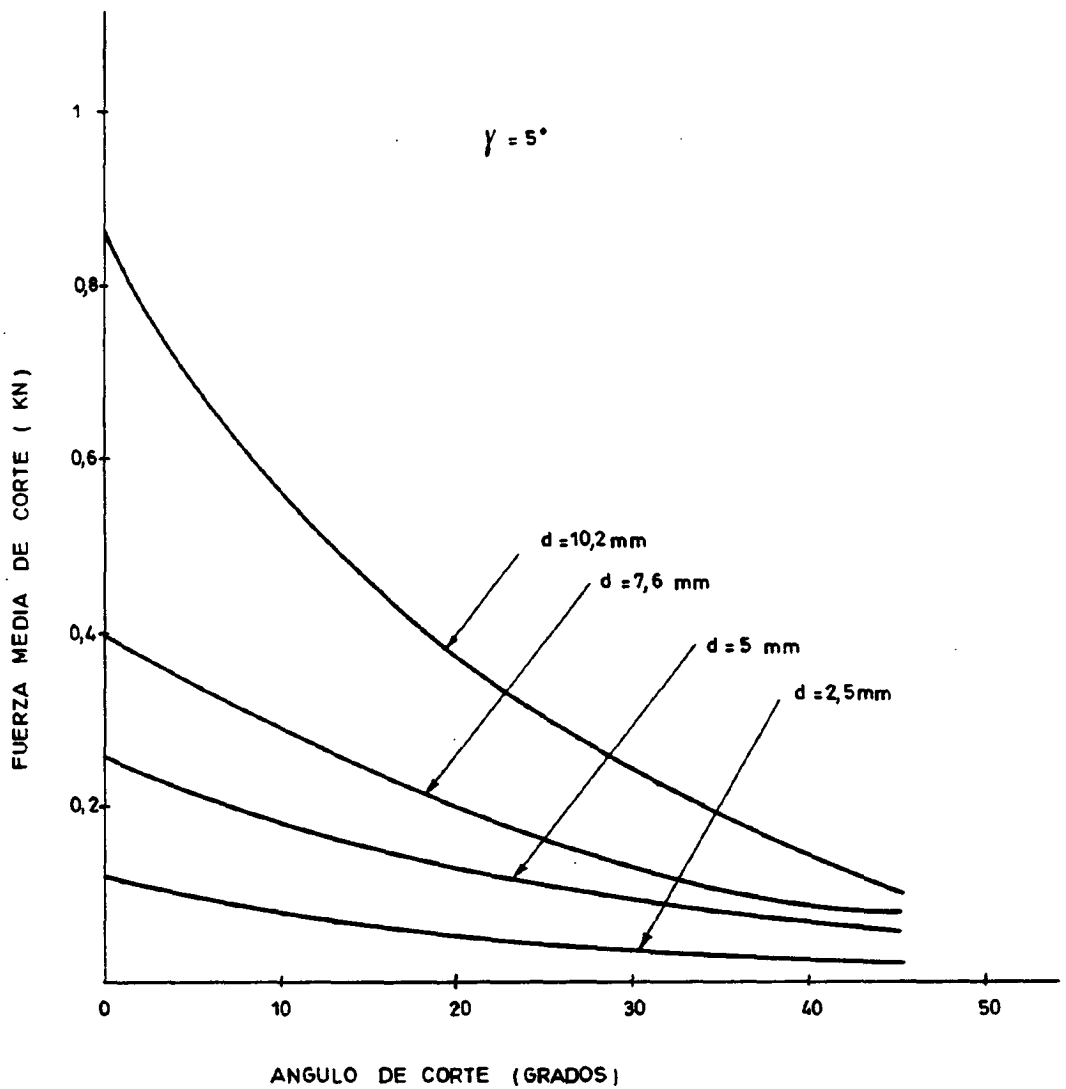
Las fuerzas medias de corte decrecen continuamente cuando el ángulo de corte aumenta (Ver figura 57), particularmente con picas que tienen un ángulo de incidencia positivo. Lo mismo ocurre con la fuerza media normal siendo cero para un ángulo de corte de 25° y superiores. En algunos instantes, en particular cuando se utilizan picas agudas, la fuerza normal será negativa, es decir, las fuerzas actúan tendiendo a arrastrar la pica en el carbón (Ver figura 57 y 58).



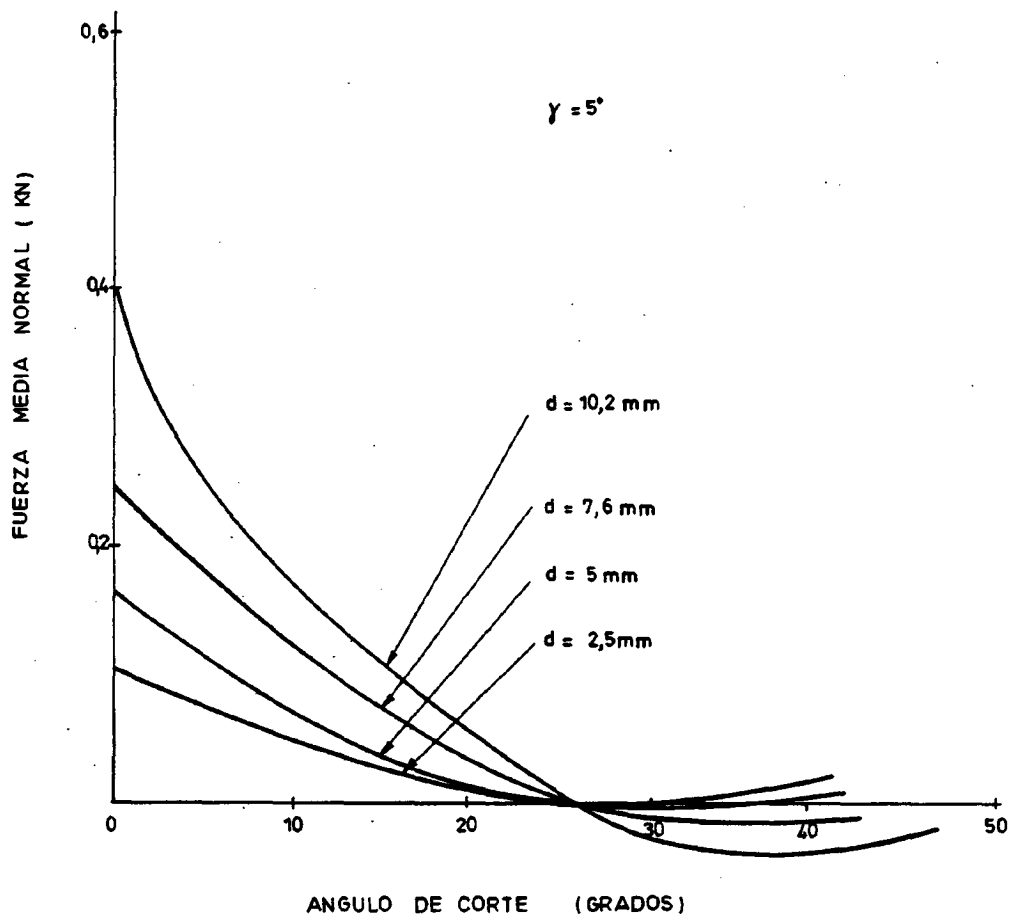
VARIACION DE LA FUERZA MEDIA DE CORTE DE LA PICA CON EL ANGULO DE INCIDENCIA SEGUN LA PROFUNDIDAD DE CORTE



VARIACION DE LA FUERZA MEDIA NORMAL DE LA PICA CON EL ANGULO DE INCIDENCIA SEGUN LA PROFUNDIDAD DE CORTE



VARIACION DE LA FUERZA MEDIA DE CORTE DE LA PICA CON EL ANGULO DE CORTE SEGUN LA PROFUNDIDAD DE CORTE



VARIACION DE LA FUERZA MEDIA NORMAL DE LA PICA CON EL ANGULO DE CORTE SEGUN LA PROFUNDIDAD DE CORTE

En la figura 59 se puede observar la influencia del ángulo de corte sobre la energía específica, que nos da una idea de la eficacia del corte. El ensayo se efectuó sobre dos -- carbones, uno duro (Rossington, Barnsley) y otro quebradizo o friable (Cwm-tiller, Garu). En los dos se ve que la ener-- gía específica disminuye cuando aumenta el ángulo de corte. Un corte eficaz se obtendría con ángulos de corte grandes, pero el problema es que está limitado por el desgaste en la punta de la pica, ya que en el arranque de las rocas, general-- mente, la vida de la misma es un factor decisivo.

2.7.5.- Variación de la fuerza de corte con el ángulo de corte en -- la rotura de una roca.

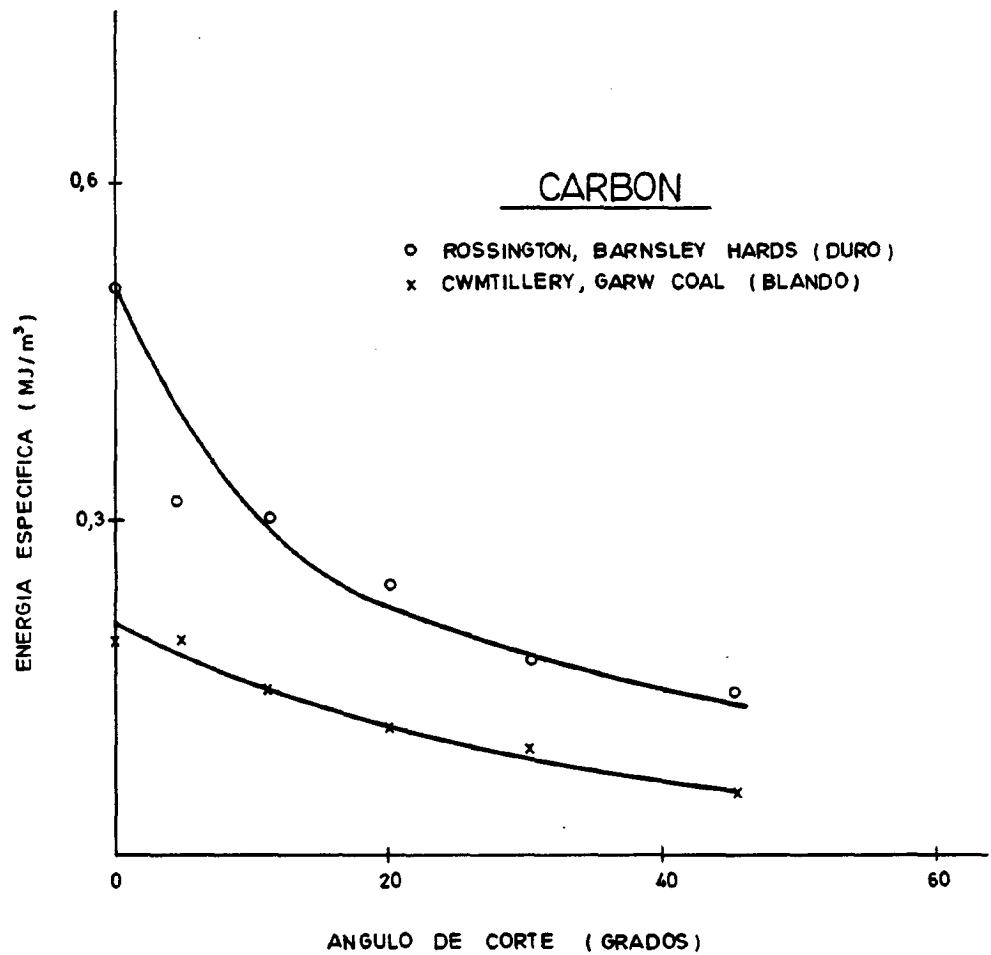
ROXBOROUGH (1973) realizó unos ensayos para ver la varia-- ción de la fuerza de corte con el ángulo de corte, tanto -- teórica como prácticamente (Ver figura 60), en una arenisca de dureza media con alto contenido de cuarzo, utilizando -- una pica de 25,4 mm de anchura y efectuando varios cortes a distintas profundidades.

Los valores teóricos de la fuerza de corte los obtuvo me-- diante la ecuación de Evans (25).

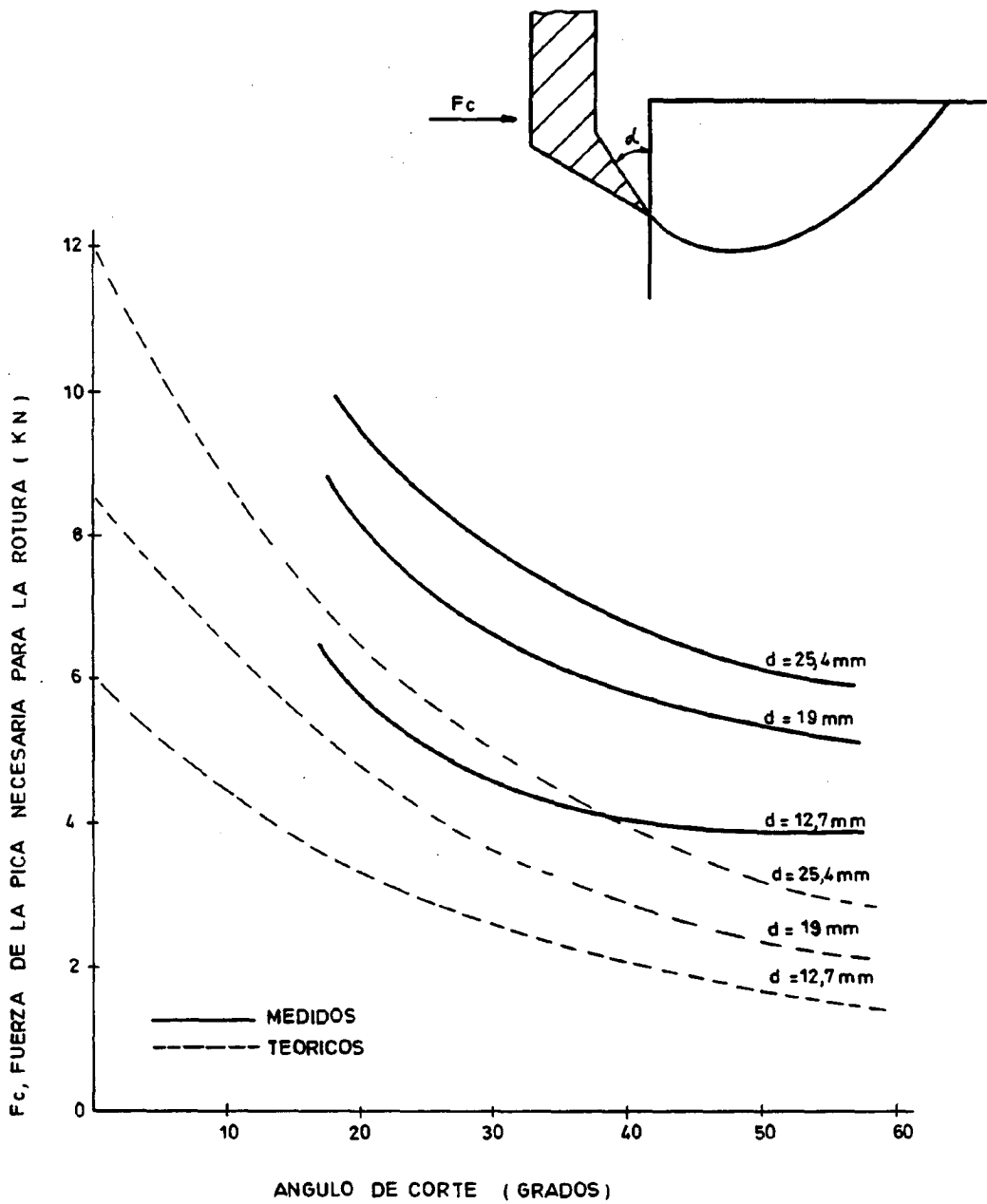
$$F_c = \frac{2 t w d \operatorname{sen} 1/2 (\pi/2 - \alpha)}{1 - \operatorname{sen} 1/2 (\pi/2 - \alpha)}$$

Los valores de la resistencia a tracción de la roca fueron calculados mediante el ensayo de tracción directo y el ensayo brasileño. Sustituyendo estos valores en la fórmula -- anterior tenemos la variación de F_c en función del ángulo de corte.

Entre los valores prácticos de F_c medidos en dichos ensa-- yos y los valores teóricos se obtuvo una discrepancia. Es to se atribuye al hecho de que el efecto de fricción se ==



EFFECTO DEL ANGULO DE CORTE SOBRE LA
ENERGIA UTILIZADA EN EL ARRANQUE DEL
CARBON



RELACION ENTRE LA FUERZA DE CORTE Y EL ANGULO DE CORTE DE LA PICA

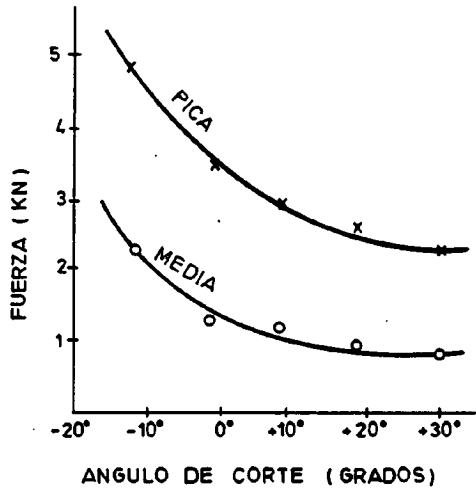
desprecia en la ecuación anterior, sin embargo, este ángulo de fricción puede tomar valores importantes. Pero a pesar de la discrepancia entre los valores calculados y medidos, la tendencia es muy parecida cuando el ángulo de corte y -- profundidad de corte varían.

2.7.6.- Efecto del ángulo de corte sobre diversos parámetros de --- corte.

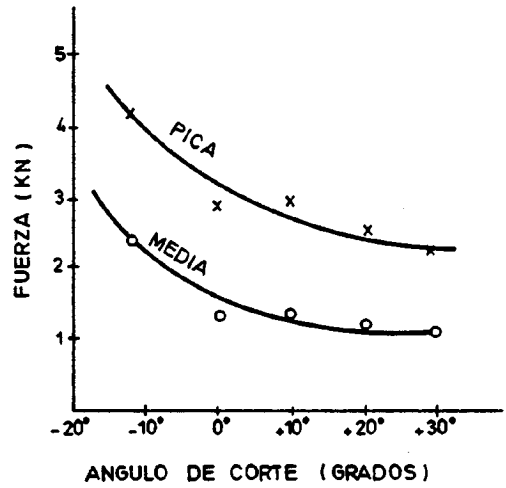
ROXBOROUGH (1974) vio la influencia que ejerce el ángulo de corte de una pica sobre diversos parámetros (Ver figura 61). Para este ensayo empleó una arenisca compuesta por un 82% - de cuarzo, un 12% de feldespato, principalmente ortoclasa, y el resto óxidos de hierro (1,5%) y otros minerales, utilizando una pica de anchura media y grandes profundidades de corte.

Como se observa en este gráfico, la fuerza de corte y normal en la pica y la energía específica siguen una tendencia similar. En principio los beneficios en el corte se obtienen cuando el ángulo de corte aumenta, pero estos están limitados por la resistencia mecánica de la pica. En la práctica el mayor beneficio fue alcanzado con un ángulo de corte positivo de 20° , y posteriores aumentos sólo proporcionaron una mejora marginal en la fuerza de corte y energía específica.

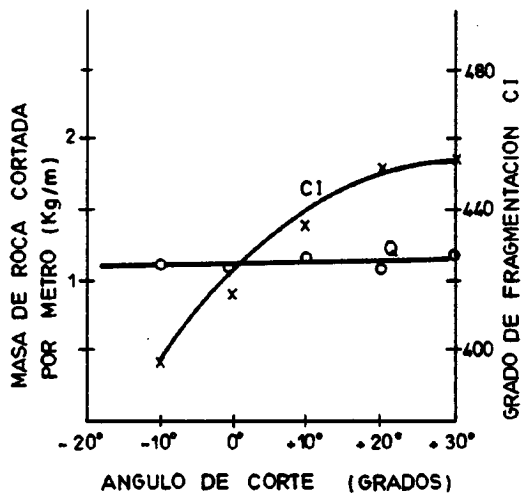
Teórica y experimentalmente se ha observado en algunas rocas la existencia de una fuerza normal negativa para ángulos de corte mayores de 30° . La ausencia de esta fuerza en la arenisca del Bunter se debe a la alta abrasividad de la roca, lo que crea un desgaste plano en el filo de corte. - Este, aunque pequeño y aparentemente insignificante, no -- tiende a producir voluntariamente, aumentos en la profundidad de corte. Más adelante, en apoyo de este argumento, se comprobó que era cierto, si se comparaban los valores de --



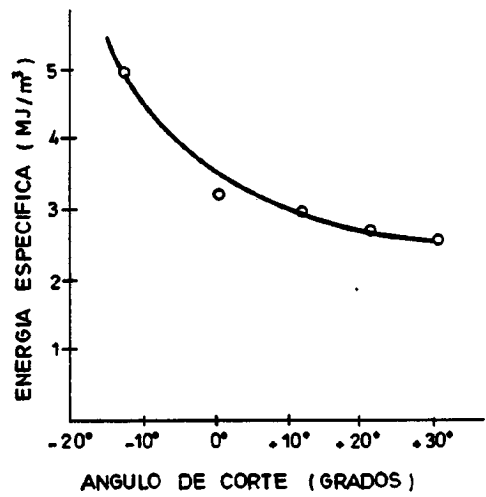
a) Fuerza de corte



b) Fuerza normal



c) Q y CI



d) Energía específica

EFEECTO DEL ANGULO DE CORTE SOBRE DIVERSOS PARAMETROS

las fuerzas de corte y normal, viéndose que éstas eran de -- una magnitud parecida.

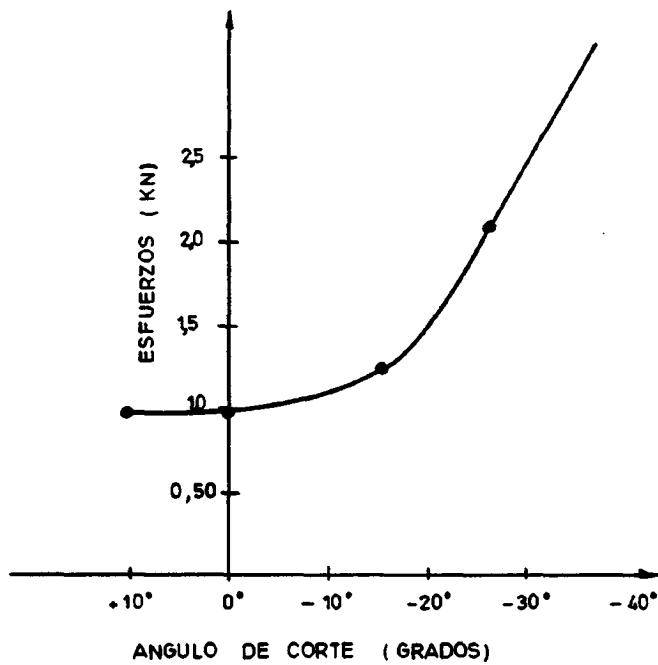
Sin embargo, en rocas no abrasivas las fuerzas de corte son más altas que las normales, pero la generación de un desgaste plano produce un aumento desproporcionado de la fuerza normal.

En la figura 61 c se observa, primeramente, que la cantidad de material arrancado es independiente del ángulo de corte, y en segundo lugar, que el grado de fragmentación aumenta con dicho ángulo.

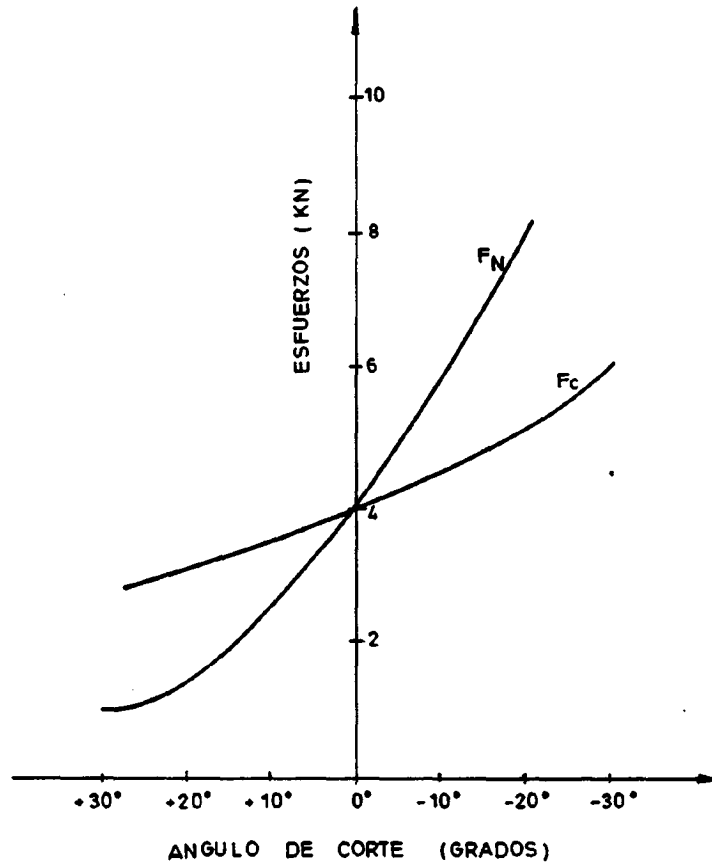
VALANTIN (1964) dedujo que los esfuerzos en las picas crecen cuando el ángulo de corte disminuye. Este autor distingue, primeramente, el caso de rocas duras y débil profundidad de corte (5 mm), en que los esfuerzos permanecen estables cuando el ángulo de corte es positivo o ligeramente negativo -5° , y su crecimiento es fuerte, y del mismo orden de magnitud para F_C y F_N , cuando el ángulo de corte decrece más allá de -5° (Ver figura 62). En el caso de rocas débiles y grandes profundidades de corte (Ver figura 63), el mismo autor encuentra un decrecimiento mucho más marcado de los esfuerzos cuando el ángulo de corte es positivo. Este decrecimiento llega incluso a modificar la relación F_N / F_C .

Una variación del ángulo de corte no afecta para nada a la cantidad de material arrancado. En cambio la energía específica es una función decreciente de dicho ángulo.

También, el ángulo de incidencia no interviene ni sobre los esfuerzos ni sobre la cantidad de material excavado, con la condición de que sea superior a 6 ó 7 grados; interviniendo únicamente, en el desgaste de la pica.



INFLUENCIA DEL ANGULO DE CORTE SOBRE LOS ESFUERZOS EN LA PICA PARA EL CASO DE ROCAS DURAS



INFLUENCIA DEL ANGULO DE CORTE SOBRE LOS ESFUERZOS EN LA PICA PARA EL CASO DE ROCAS BLANDAS

2.7.7.- Efecto de la anchura de la pica sobre diversos parámetros

ROXBOROUGH (1974) realizó una serie de experimentos en la arenisca del Bunter, mencionada en el epígrafe anterior, viendo que las fuerzas medias de corte y normal aumentan linealmente con la anchura de la pica. Lo mismo sucede con las fuerzas de corte y normal de la pica (Ver figuras 64 a y b).

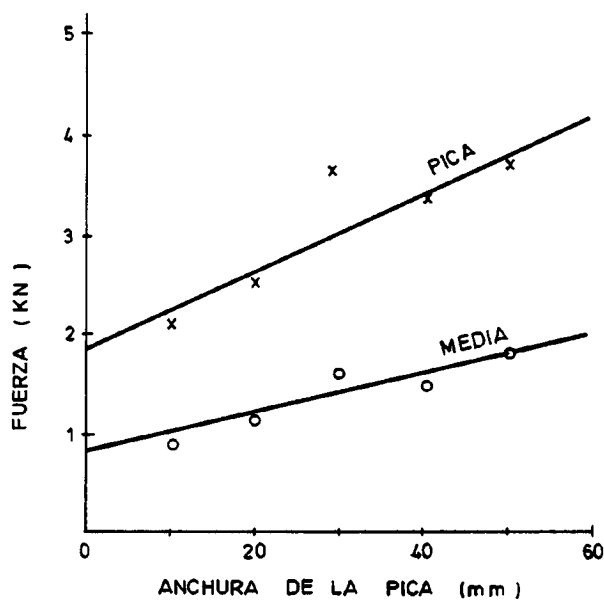
Según se observa en este gráfico estas rectas cortan al eje de ordenadas en un punto. Estas intersecciones tienen valores altos y representan las fuerzas ejercidas durante el corte con una pica de anchura infinitesimal. En otras palabras estas fuerzas son las que provocan la rotura.

En la figura 64 d la recta intercepta a la ordenada en un punto cuya energía de rotura es de $3,4 \text{ MJ/m}^3$. Cuando aumenta la anchura no se produce un cambio significativo en la energía específica, sin embargo, hay que tener en cuenta el desgaste de los instrumentos de corte, ya que su resistencia mecánica cada vez es más grande. En la figura 64 c se observa que la masa de roca fragmentada crece linealmente tiene un valor finito a anchura cero.

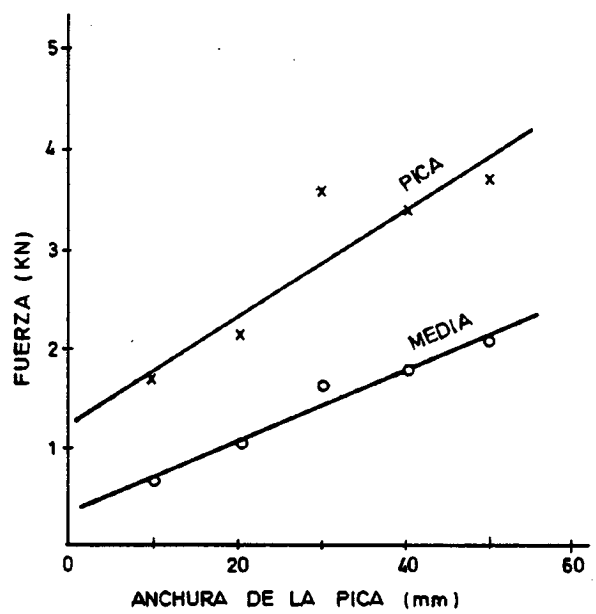
MARC LEBRUN (1978) llevó a cabo una serie de experimentos en un mineral de hierro de Serrouville con un ángulo de fricción interna 58° , observando que los esfuerzos en la pica seguían la siguiente ley

$$F = C (7,05 d w + 13,4 d^2)$$

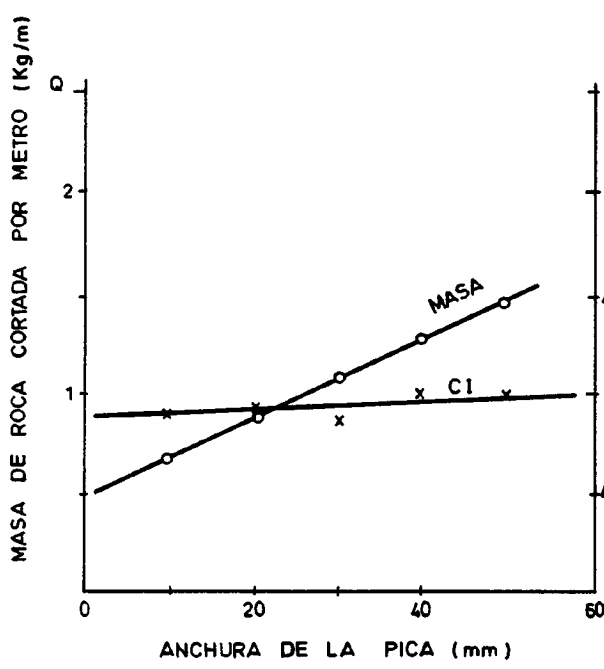
Esta variación está representada en la figura 65, en la que se observa un crecimiento lineal del esfuerzo con la anchura de la pica. La pendiente de la recta es proporcional a la profundidad de corte, y su ordenada en el origen es proporcional al cuadrado de esta profundidad de corte.



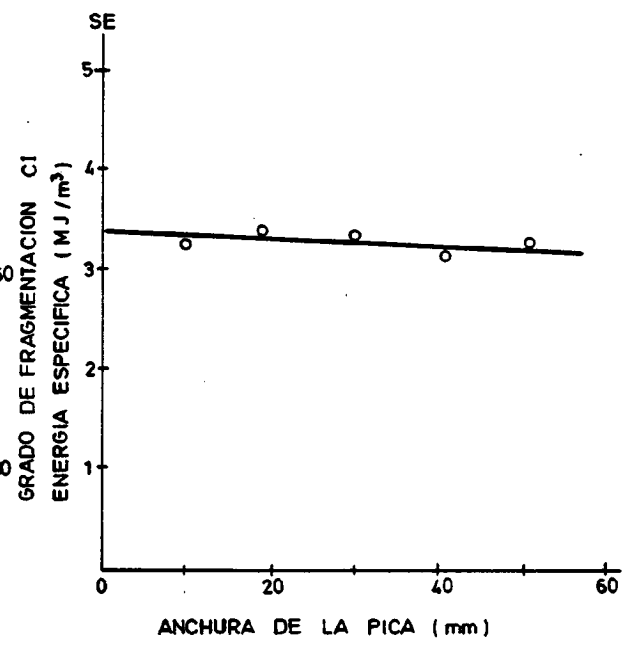
a) Fuerza de corte



b) Fuerza normal

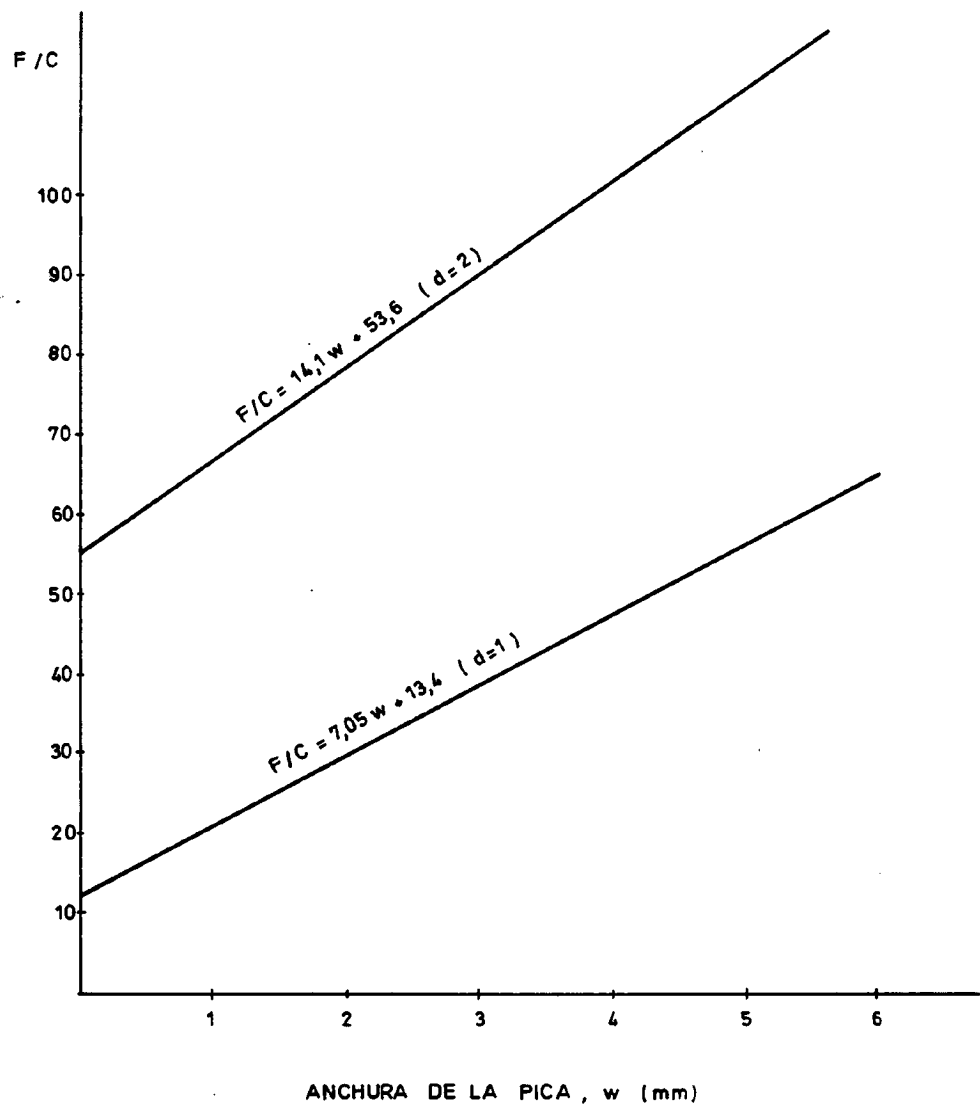


c) Q y CI



d) Energia especifica

EFFECTO DE LA ANCHURA DE LA PICA SOBRE DIVERSOS PARAMETROS



EFFECTO DE LA ANCHURA DE LA PICA
SOBRE LOS ESFUERZOS EN ELLA

La cantidad de material arrancado, o mejor dicho, el volumen de surco realmente excavado por metro recorrido en una roca con un ángulo de rotura β , está dado por :

$$Q = w d + d^2 \operatorname{tg} \beta$$

Este ángulo de rotura β permanece constante cuando d/w varía.

Esta fórmula confirma el crecimiento lineal de Q con w , - siendo la ordenada en el origen proporcional a d^2 .

La variación de la energía específica con la anchura está dada por la fórmula

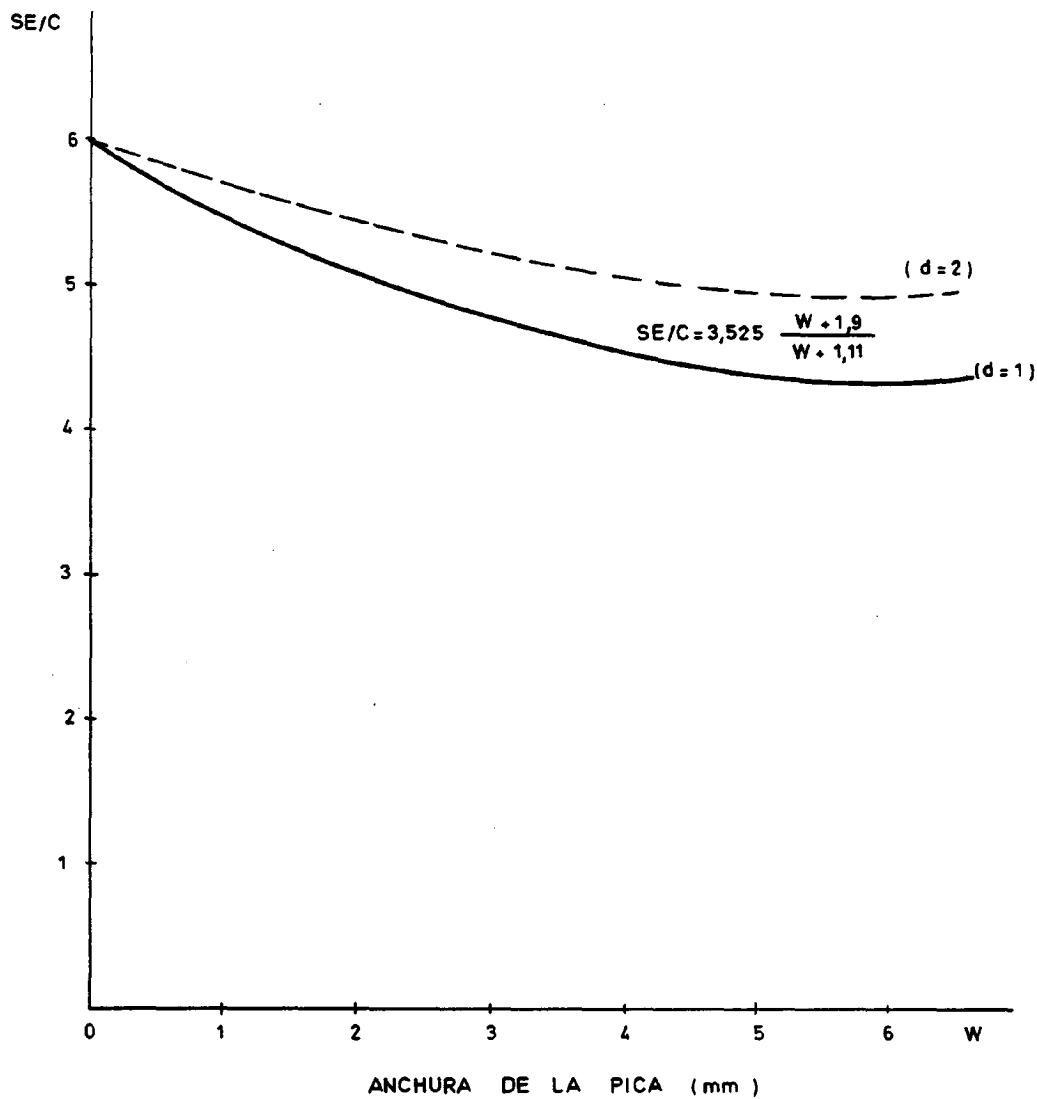
$$SE = 3,525 C \times \frac{w + 1,9 d}{w + 1,11 d}$$

Su variación está representada en la figura 66, de tal forma que, conforme aumenta la anchura de la pica, la energía específica va disminuyendo.

2.7.8.- Conclusiones generales

EVANS y POMEROY fueron los pioneros en este campo de investigación, siendo publicados sus trabajos en 1966. La mayoría de este trabajo fue llevado a cabo en carbón, donde midieron la eficacia del corte en función de la energía específica, variando la geometría de la pica, espaciado, velocidad de corte y desgaste. Los resultados de estos experimentos muestran que :

- . La energía específica permanece constante con un ángulo de incidencia mayor de 50° , pero aumenta bruscamente después de que este ángulo cae por debajo de 50° .



EFFECTO DE LA ANCHURA DE LA PICA SOBRE LA ENERGIA ESPECIFICA

- . La energía específica decrece cuando el ángulo de corte aumenta, tendiendo al límite más bajo cuando dicho ángulo está comprendido entre $+20^\circ$ y $+30^\circ$.
- . El valor óptimo de la relación entre el espaciado de picas y la profundidad de corte es de 3 a 1.
- . No hay un cambio significativo de la energía específica con un aumento de la velocidad de corte.

Otros trabajos llevados a cabo por Evans y Pomeroy muestran que existe una relación lineal entre la fuerza media de corte de la pica y la resistencia a tracción del carbón. También investigaron el efecto del desgaste, llegando a la conclusión de que la fuerza de penetración de una cuña en un bloque de carbón era proporcional a la raíz cuadrada del desgaste de la pica.

Estudios realizados por Valantin y otros (1964) están de acuerdo con los resultados obtenidos por Evans y Pomeroy, referentes al efecto del ángulo de incidencia, velocidad de corte de la pica y ángulo de rotura en roca débil. Sin embargo, en roca dura se encontró que la fuerza de corte decrecía cuando el ángulo de corte aumentaba, tendiendo al límite más bajo para un ángulo -7° .

Más recientemente se llevó a cabo un amplio programa de estudios en la Universidad de Newcastle upon Tyne, siendo publicados sus resultados por Roxborough y otros (1973, 1974 y 1975). Inicialmente se descubrió una relación entre la profundidad de corte y la energía específica, mostrando que cuando la profundidad de corte aumenta la energía específica disminuye. En trabajos posteriores se encontró que la energía específica alcanza un valor mínimo y, a partir de aquí, empieza a aumentar cuando la profundidad de corte aumenta.

Los experimentos, referentes a la geometría de la pica, -- coinciden con los trabajos previamente publicados. Las conclusiones de este estudio fueron las siguientes :

- . En cortes efectuados en areniscas la energía específica aumenta conforme aumenta el ángulo de corte lateral.
- . La energía específica tiende a aumentar no linealmente - con el radio de la punta del instrumento de corte, tendiendo progresivamente hacia el límite cuando el radio - de la punta del instrumento de corte es más grande que - la profundidad de corte.
- . La energía específica aumenta ligeramente con un aumento de la anchura del instrumento de corte.
- . Los valores medidos de la energía específica, cuando la velocidad del instrumento de corte varía desde 15 m/seg a 0,45 m/seg, muestran que no tiene ninguna dependencia de la velocidad de corte.
- . La relación entre el espaciado y la profundidad de corte fue medida para varios tipos de rocas en condiciones secas y húmedas, obteniéndose un valor óptimo de la relación entre el espaciado y la profundidad de corte, -- siendo mayor en condiciones húmedas.

2.7.9.- Tipos de picas y materiales de que están compuestas.

Uno de los aspectos más importantes a considerar en la cabeza de corte es la pica, ya que ésta tiene una influencia decisiva en el arranque de la roca y en el comportamiento de la máquina en el corte.

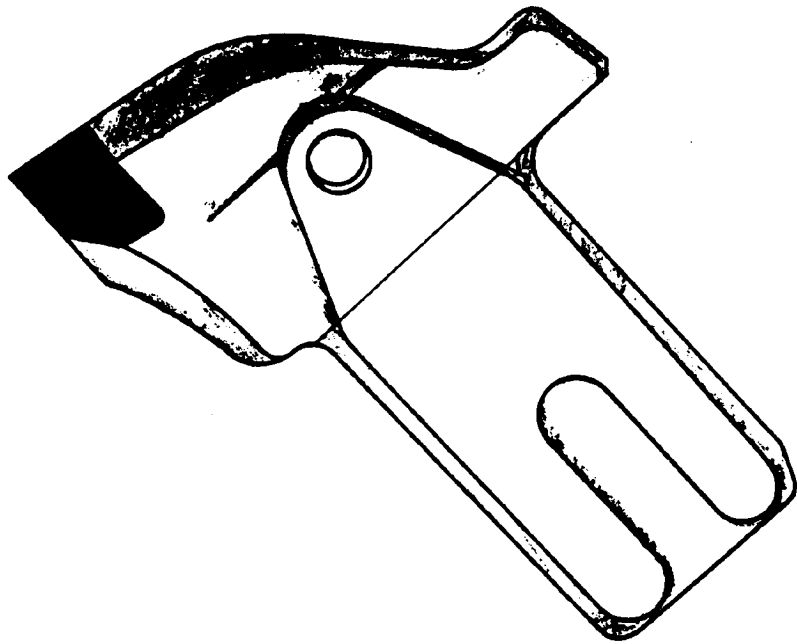
Podemos definir tres tipos de picas según su forma de - - ataque :

- . Picas de ataque lateral, con o sin bisel. Estas ejercen una acción de machaqueo al mantener en contacto la pica y la roca durante todo el corte, lo que da estabilidad a la cabeza; sin embargo, son bastante sensibles a los impactos, que pueden romper la widia. (Ver figura 67 a).
- . Picas de ataque frontal (Ver figura 67 b).
- . Picas de ataque en punta. Este tipo de picas se autofilan al rozar la roca debido a que giran en los portapicas, desgastándose uniformemente. Tienen mayor resistencia a los impactos que las anteriores pero se calientan más por ser mayor su superficie de contacto con la roca (figura 67 c).

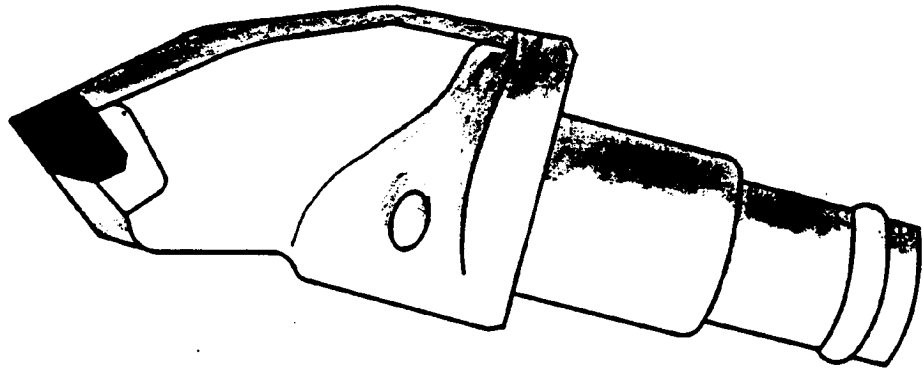
Las picas más usadas hasta ahora son las de ataque lateral pero en la actualidad, sobre todo en máquinas pesadas se está pasando a las de punta. En las máquinas medias -- pueden utilizarse indistintamente unas u otras, sin que se obtengan diferencias en las velocidades de avance o en el consumo de útiles por unidad de volúmen de roca.

Las picas se destruyen principalmente por efecto térmico, como consecuencia de su fricción con la roca, ya que al parecer el 80% del calor producido es absorbido por la pica y el 20% por la roca. El metal de que está constituida la pica debe por lo tanto tener un coeficiente de fricción bajo y conservar sus características mecánicas a alta temperatura. Esto lo cumple el carburo de tungsteno -- que tiene, por una parte, un coeficiente de fricción mitad que el del acero-roca y, por otra, conserva buenas -- características mecánicas hasta los 600 grados.

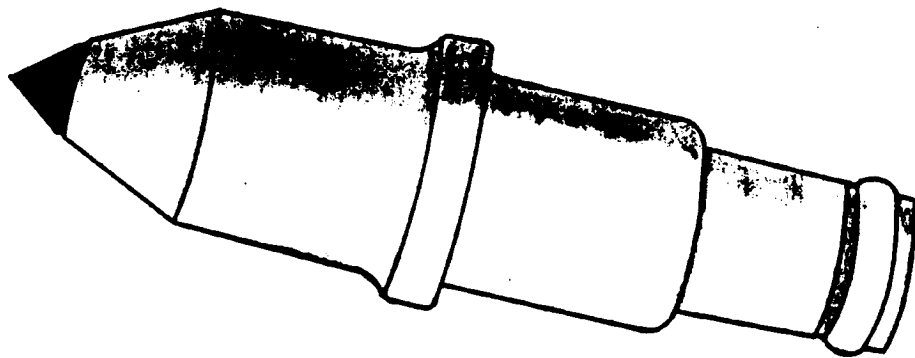
Las etapas para la producción de carburo de tungsteno, según OSBURN (1968), son las siguientes :



a) Pica de ataque lateral



b) Pica de ataque frontal



c) Pica de ataque en punta

TIPOS DE PICAS

- . Concentración del mineral de tungsteno, generalmente Wolframita, sometiéndolo a un proceso químico con el fin de obtener paratungsteno de amonio, óxido tungstico o ácido tungstico.
- . Proceso químico de reducción del metal de tungsteno por medio del hidrógeno.
- . Conversión del metal de tungsteno en carburo de tungsteno mediante una mezcla de dicho metal con polvos de carbón puro, calentado en condiciones no oxidantes.

A continuación, el carburo de tungsteno es sometido a los siguientes procesos :

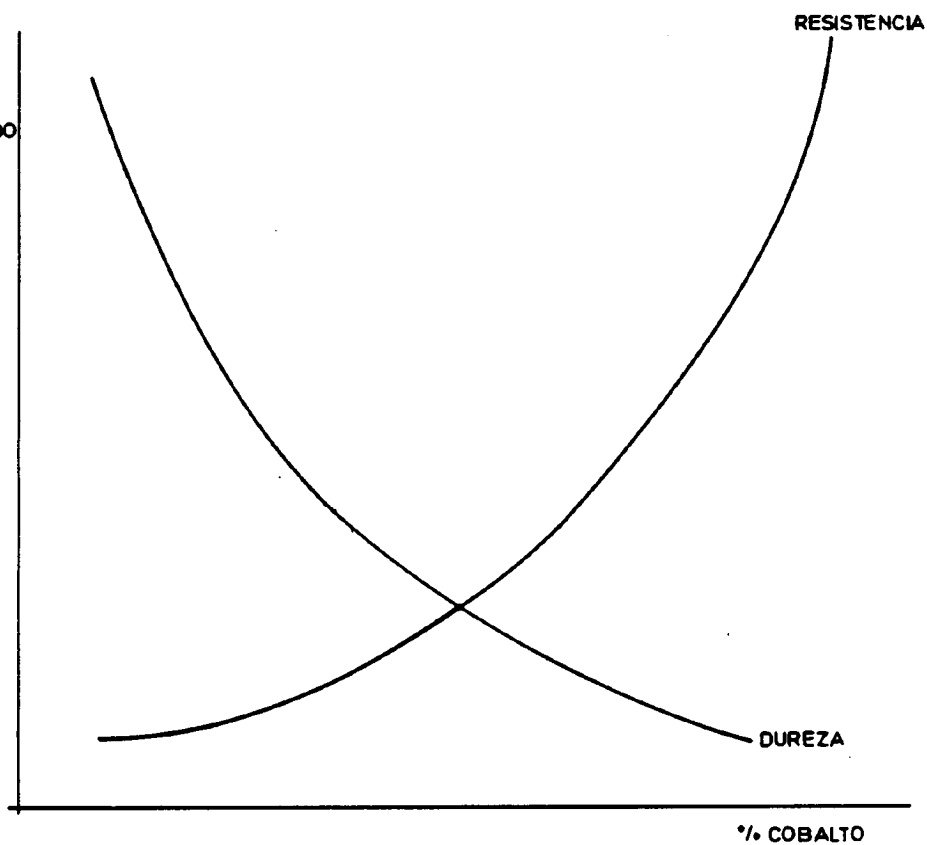
1 Molienda.

El carburo de tungsteno y los polvos de cobalto son mezclados por peso según las características mecánicas que se desee obtener en el producto final (Ver figura 68). También se añade cera parafinada para producir un polvo fluído y éter de petróleo para prevenir la oxidación durante la molienda. La molienda se lleva a cabo en molinos de bolas de rotación o de vibración. Estos últimos, tienen la ventaja de que utilizan la mitad de tiempo para completar el ciclo de molienda en comparación con los molinos rotatorios.

2 Compactación.

Después de la molienda, una vez que se ha extraído el éter de petróleo, los contenidos del molino se tamizan y a continuación se efectúa un control de calidad.

RESISTENCIA Y
DUREZA DEL
CARBURO CEMENTADO



VARIACION DE LA DUREZA Y RESISTENCIA
DEL CARBURO CEMENTADO CON LA
CANTIDAD DE COBALTO PRESENTE

La compactación inicial puede efectuarse por medios manuales o mecánicos. El producto compactado de esta forma, que tiene la resistencia del yeso, debe ser diseñado para que tenga lugar durante la sinterización una reducción en sus dimensiones de un 20%.

3 Presinterización.

La presinterización de los compactados se realiza en un horno de tubos continuos, con una atmósfera de hidrógeno reductora, operando a 300°C, 400°C y 800°C, durante un tiempo total de 300 minutos. En la primera etapa se evaporan las ceras parafinadas que se recogen en las partes frías del horno, mientras que en la etapa de 800°C se obtiene un producto sinterizado bastante resistente para ser mecanizado.

4 Final de sinterización.

Para la etapa final, las puntas del instrumento de corte son colocadas en una bandeja o cubeta de grafito a - - - 1320°C - 1400°C durante media hora. Después de la sinterización las puntas se dejan enfriar a la vez que el horno.

3.- PARAMETROS DE LA ROCA QUE INTERVIENEN EN EL -- ARRANQUE.

3.1.- INTRODUCCION GENERAL

Entre los factores más frecuentes relacionados con el tipo de roca y capa de la galería, que intervienen en el arranque tenemos :

- . Propiedades mecánicas de la roca, tales como : su resistencia, abrasividad y dureza.
- . Propiedades mecánicas de los macizos rocosos como, por ejemplo, la frecuencia y estado de discontinuidades, su fracturación, contenido de agua y estado de tensiones en la roca.

Por lo tanto, en este capítulo, vamos a empezar, primeramente, definiendo los principales parámetros de la roca -- que intervienen en el arranque, así como los ensayos que se realizan normalmente para obtener dichos parámetros.

A continuación, realizaremos un estudio sobre las técnicas utilizadas actualmente para medir y cuantificar las propiedades de los macizos rocosos, empleadas para predecir el -- rendimiento de arranque de las máquinas de ataque puntual.

Terminaremos este capítulo con una serie de correlaciones que se han establecido en la práctica entre las propieda-- des mecánicas de las rocas y macizos rocosos y el rendi--- miento de arranque de las máquinas de ataque puntual.

3.2.- DEFINICION DE LOS PARAMETROS DEL MATERIAL ROCOSO.

3.2.1.- Resistencia de la roca.

En general, en un primer análisis, la resistencia da una buena imagen de las cualidades mecánicas de las rocas. Estos parámetros pueden apreciarse sobre probetas ensayadas en el laboratorio. A continuación, vamos a estudiar dos tipos de resistencias :

3.2.1.1.- Resistencia a compresión simple.

Un ensayo, muy peculiar, llevado a cabo por los alemanes, para medir la resistencia a compresión simple consiste en cargar una superficie plana de un testigo cilíndrico, de diámetro y altura 40 mm, hasta que se produzca la rotura. La fuerza aplicada tiene que obrar perpendicularmente a los horizontes de sedimentación de la roca, hecho que se debe tener en cuenta al arrancar el testigo. Este, para la preparación de probetas de ensayo, debe tomarse de roca inalterada. Normalmente se realizan de 10 a 20 pruebas.

En general, el ensayo de resistencia a compresión simple se lleva a cabo aplicando una fuerza sobre una superficie plana de una probeta, cuya relación altura-diámetro es de 2 a 1, hasta que se produzca la rotura. (Ver normas del ensayo en el Anexo 1).

3.2.1.2.- Resistencia a la tracción.

En la mayoría de los casos la resistencia a tracción se determina indirectamente mediante el ensayo brasileño. (Ver normas del ensayo en el Anexo 1).

Este ensayo consiste en aplicar una carga diametral de compresión sobre la superficie lateral de un testigo cilíndri

co, con una relación altura-diámetro de 2 a 1, colocado de canto entre dos placas de acero, de las cuales una permanece fija y la otra móvil hasta que se produzca la rotura.

Los resultados pueden ser muy divergentes, por lo cual se recomienda hacer de 10 a 20 pruebas para cada tipo de roca.

La resistencia a la tracción (σ_t) se calcula mediante la fórmula siguiente :

$$\sigma_t = \frac{2 F}{\pi d h} \quad (\text{Kp/cm}^2)$$

donde :

F = fuerza de rotura (Kp)

d = diámetro (cm)

h = altura (cm)

3.2.2.- Dureza

Este parámetro que normalmente está relacionado con la resistencia a compresión simple, es un elemento que determina la aptitud de corte de la máquina. En general, para determinar la dureza existen dos formas : una por penetración, pudiéndose definir como la resistencia que una roca opone a un útil que la desagrega, y otra por rebote, definiéndola como una altura de rebote.

A continuación, vamos a ver los distintos métodos de ensayo para determinar la dureza.

3.2.2.1.- Martillo Schmidt

En esencia, consiste en un dispositivo sencillo que registra el rebote de un cilindro metálico, que impulsado por un muelle choca contra la superficie de la roca.

El martillo tipo L permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca comprendidos entre 20 MN/m^2 y 300 MN/m^2 .

El número de rebotes en la práctica va de 10 a 60. El número más bajo corresponde a las rocas débiles (resistencia a compresión simple $\sigma_c = 20 \text{ MPa}$), mientras que el más alto es para las rocas muy duras y extremadamente duras ($\sigma_c = 150 \text{ MPa}$). Las rocas muy débiles y extremadamente débiles, no se pueden ensayar con el martillo de Schmidt tipo L.

Para una resistencia de la roca determinada, el rebote es mínimo cuando el martillo se utiliza verticalmente hacia abajo (rebote contra la gravedad) y máximo cuando se coloca verticalmente hacia arriba. (Ver normas del ensayo en el Anexo 1).

BARTON y CHOUBEY han propuesto la siguiente fórmula para calcular la resistencia a compresión simple de la roca, -- partiendo del índice de rebote.

$$\log(\sigma_c) = 0,00088 \gamma R + 1,01$$

donde :

σ_c = resistencia a compresión simple de la roca --
(MN/m^2).

γ = densidad seca de la roca (KN/m^3)

R = índice de rebote.

Para la utilización correcta de esta fórmula, el martillo debe colocarse verticalmente hacia abajo sobre una superficie horizontal, es decir, en la condición de rebote mínimo.

El movimiento de los boques al ser golpeados es una de las causas que explican los rebotes muy bajos obtenidos en al-

gunos casos. Raras veces se obtienen lecturas altas.

En el siguiente ejemplo, se ve la manera de obtener un valor medio real de los rebotes obtenidos en un grantio :

44, 36, 38, 44, 32, 44, 40, 34, 32.

Media de las cinco medidas más altas, R = 43.

3.2.2.2.- Escleroscopio Shore.

Sirve para obtener una medida de la dureza de la roca por rebote . Un gran número de ensayos da una buena medida de la dureza media, ya que, los ensayos individuales están directamente influenciados por la dureza mineralógica en el punto de impacto.

Si los ensayos de rebote se realizan de una manera constante en una parte localizada de la superficie de la roca, se crea una superficie más dura. Dentro de esta zona, la estructura intergranular de la roca es alterada a un plano homogéneo fino. Una relación del cambio de los valores de rebote durante este ensayo proporciona una medida relativa de la energía requerida para esta alteración. El escleroscopio Shore es un instrumento ideal para medir esta propiedad. Un coeficiente de plasticidad puede obtenerse por la siguiente fórmula :

$$K = \frac{H_2 - H_1}{H_1} \times 100$$

Donde : K es el coeficiente de plasticidad expresado en porcentaje; H_2 es el valor de la dureza final después de aproximadamente 20 ensayos; y H_1 es el valor medio de rebote para las rocas.

En el caso del martillo Schmidt también se puede aplicar - esta última expresión, obteniendo un coeficiente de deformación.

Las rocas muy blandas, tales como calizas no cementadas y carbón, tienen valores de K muy bajos cuando son frágiles.

Hay una amplia dispersión de valores de K dentro de cada una de las categorías de rocas sedimentarias, ya que las rocas plásticas se deforman más que las rocas frágiles.

En ensayos realizados en algunas rocas sedimentarias se vio que conforme aumenta el número de ensayos aumenta la dureza.

En estudios de corte con picas se encontró que la dificultad del corte de muestras intactas de rocas sedimentarias aumenta con :

- a) El cuadrado de la dureza estándar del cono.
- b) La raíz cúbica de coeficiente de plasticidad.

Por esto, mientras que la acción del corte de picas es -- primariamente una acción de penetración, se puede decir - que una cierta cantidad de energía es también absorbida - en la deformación plástica de rocas no frágiles. Esto explica el porqué, anomalamente, son requeridas altas energías para excavar algunas rocas evaporíticas blandas de - baja resistencia.

3.2.2.3.- Cono NCB

Este aparato trabaja de forma parecida a los ensayos de - dureza en productos metalúrgicos, en los cuales se mide - la cantidad de penetración para una fuerza conocida. Tam-

bién funciona de forma similar a los esclerómetros que determinan la dureza superficial de los metales.

El aparato está constituido por un bastidor metálico cuya dimensión es de 175 mm, sobre el que actúa un tornillo micrométrico encargado de comunicar la fuerza del ensayo a la muestra de la roca a través de un cono de carburo de tungsteno, con un ángulo en la punta de 49°. La fuerza ejercida se mide por la flexión que se produce en un muelle laminar sobre el que se apoya la muestra, medida por un comparador de esfera. El CIN (Cone Indentention Number) se define como :

$$I = \frac{D}{P}$$

donde :

D = flecha laminar que se mide en el comparador de esfera.

P = Penetración del cono en la muestra que se mide en el tornillo micrométrico.

Las muestras de la roca no deben ser mayores de 12 x 12 x 6 mm. El ensayo debe realizarse procurando que el cono de tungsteno ataque a la muestra en uno de los bordes.

Este ensayo se considera representativo para rocas con diámetro medio de grano de 0,05 mm, que corresponde a los granos visibles a simple vista. Para rocas con granos de mayor diámetro el ensayo no es representativo, ya que el punzón no puede penetrar por los espacios intergranulares.

SLAVIN ha correlacionado el CIN estándar (I_s) con la resistencia a compresión simple de la roca intacta (σ_c), mediante la expresión.

$$\sigma_c = 24,8 \text{ Is (MN/m}^2\text{)}$$

3.2.2.4.- Ensayo Cerchar.

El Cerchar define el término dureza de una roca como la resistencia que la roca opone a un útil que la desagrega. -- Por tanto, la dureza se mide por ensayos de perforabilidad.

El ensayo consiste en estudiar en función del tiempo, la penetración de una barrena de widia de 8 mm de diámetro, cuya punta de carburo de tungsteno tiene la forma de un diedro de 99º de ángulo en el vértice que gira a 190 r.p.m. y está sometida a un empuje de 20 Kg contra la muestra de roca a ensayar; ésta no necesita ninguna preparación particular. La acumulación de los residuos de perforación bajo la barrena da lugar a una disminución de la velocidad de penetración.

El índice de dureza que se escoge está en relación con la pendiente inicial de la curva penetración-tiempo registrada. El resultado es la inversa de la velocidad inicial y se expresa en s/cm. Si se realiza un segundo ensayo sobre la primera huella, una vez limpia de residuos, las tangentes en el origen tienen en ambos la misma inclinación. En el segundo ensayo, la curva se desvía más rápidamente debido a que el desprendimiento de los residuos se hace más difícil.

La dureza de los carbones se sitúa entre 0 y 4 puntos, las pizarras blandas se sitúan entre 4 y 10 puntos y las rocas más duras pueden alcanzar 200 puntos.

3.2.3.- Abrasividad

La abrasividad generalmente se determina por el tanto por ciento de granos cuarzo y su tamaño, o bien mediante el -

desgaste en la punta de un instrumento de corte producido por la roca que se perfora. A continuación vamos a ver los distintos métodos de ensayo para medir la abrasividad.

3.2.3.1.- Abrasividad por el tanto por ciento de granos de cuarzo, - tamaños de los granos y cementación.

El contenido de granos de cuarzo y su tamaño proporcionan una medida conveniente de la abrasividad de una amplia gama de rocas. Sin embargo, estos factores por sí solos no son suficientes para explicar las propiedades abrasivas de las rocas y predecir el desgaste de los instrumentos de corte. Es necesario saber también la intensidad de cementación.

Por tanto, para conocer la abrasividad de la roca se define un coeficiente de cementación como se describe a continuación :

- 1 Rocas no cementadas o que tienen unos vacíos mayores que el 20%.
- 2 Cemento ferruginoso.
- 3 Cemento arcilloso y ferruginoso.
- 4 Cemento arcilloso.
- 5 Arcilla y cemento de calcita.
- 6 Cemento de calcita y halita.
- 7 Limo, arcilla o calcita con crecimiento excesivo de cuarzo.
- 8 Limo con crecimiento excesivo de cuarzo.
- 9 Cemento de cuarzo, cementos de cuarzo mosaico.
- 10 Cemento de cuarzo con menos del 2% de vacíos.

Las medidas de esta propiedad pueden hacerse simplemente con un microscopio electrónico o un análisis de láminas delgadas, aunque el exámen de un geólogo diestro puede ser suficiente. Normalmente este estudio se aplica a rocas sedimentarias.

3.2.3.2.- Abrasividad según el coeficiente de SCHIMAZEK.

Este coeficiente se calcula mediante la fórmula siguiente:

$$F = \frac{Q \zeta_t d}{100}$$

donde : Q = contenido en cuarzo de la roca en %.

ζ_t = resistencia a tracción de la roca en Kp/cm².

d = diámetro medio de los granos de cuarzo en cm.

Las dificultades que se presentan son las siguientes :

- a) Con rocas de grano muy fino, como calizas de sílice, F tiende a 0; incluso en calizas de sílice extremadamente abrasivas.
- b) Con rocas cristalinas de cuarzo libre, como anfibolitas, etc... El contenido de cuarzo será uno, a pesar del alto contenido de minerales abrasivos como granate, horna blanda, epidota, etc.
- c) Con rocas exfoliadas. El diámetro de minerales lamina-- dos es difícil de medir en secciones delgadas.

Para demostrar el contenido de minerales abrasivos en la roca se procede de la siguiente manera :

En primer lugar, se hace un análisis cuantitativo de los minerales presentes, como p. ej., cuarzo el 30%, feldespa-- to el 50%, filosilicatos el 20%. Hay que tener en cuenta -- que todos los minerales cuyo tamaño de grano sean inferior a 20 μ se consideran siempre como filosilicatos.

En segundo lugar, hay que tener en cuenta una serie de fa-- ctores para los minerales que componen la roca, como por --

ejemplo : el cuarzo tiene el factor 100, el feldespato el factor 35 y los filosilicatos el factor 4.

Por tanto la cantidad de minerales abrasivos se determina por :

$$Q = \frac{30 \times 100 + 50 \times 33 + 20 \times 4}{100}$$

$$Q = 47,3\%$$

Otros factores de minerales típicos para rocas del carbonífero son los siguientes :

Magnetita	31
Hematites	51
Piroxenos	56
Calcita	2,9
Pirita	50
Hornablanda	23
Olivino	72

Para el cálculo del diámetro medio de los granos de cuarzo sólo se tienen en cuenta los granos que se presentan en forma de Si O₂ libre. Para ello, se hace una preparación de lámina delgada de la roca y se cuenta con el microscopio, mediante el llamado procedimiento de medición de la cuerda, el número de granos de cuarzo n, así como los largos de la cuerda "l". El microscopio no se tiene que enfocar en el centro de los granos.

El diámetro medio se calcula de la manera siguiente :

$$\frac{\text{Suma de todas las } l \times 1,5}{n} \quad (\text{cm})$$

3.2.3.3.- Abrasividad NCB

El NCB para determinar la abrasividad utiliza un instrumento normalizado de 6,4 mm de diámetro con carburo de tungsteno en la punta, con un ángulo en la punta de 120° y un ángulo de incidencia de 7°, que gira contra la roca a 1380 r.p.m., con una carga axial de 623 N, hasta que perfora un agujero de 8,1 mm de profundidad; calculándose el par transmitido a la muestra por la barrena y el tiempo requerido para perforar el agujero. La relación entre la energía necesaria para perforar el agujero y el volumen de roca arrancado se define como la energía específica, la cual es expresada en J/cm^3 .

Según avanza la perforación, la barrena se va despuntando y la energía requerida para perforar un volumen de roca dado cada vez es mayor. Se perforan diez agujeros sucesivos con las mismas dimensiones, sin afilar la barrena, y a continuación se calcula una línea de regresión por el método de mínimos cuadrados. Esta regresión tiene la siguiente forma :

$$y = mx + c$$

donde :

y = energía específica para cada agujero (variable dependiente)

x = número del agujero (variable independiente)

m = grado medio de aumento en la energía específica necesaria para perforar agujeros consecutivos.

El desgaste del taladro producido por la roca es causa de un aumento de la energía específica, lo cual da una medida de la abrasividad de la roca, que es expresada por un índice de abrasividad medido en J/cm^3 /agujero estándar. El ín-

dice de energía específica para la roca es el valor de "y" para el primer agujero e igual a $m + c$.

En la práctica, se encontró que barrenas aparentemente -- iguales pueden dar resultados muy diferentes en este ensayo, por lo que los resultados de cada barrena nueva ensayada son comparados con los resultados de una barrena estándar, de la siguiente forma :

Las dos barrenas son utilizadas para medir el índice de -- abrasividad de la misma muestra de roca. La varianza con respecto a la recta de regresión puede ser calculada para los dos grupos de lecturas. Si la varianza de las cifras -- de la nueva barrena es mayor que tres veces la de las cifras de la barrena estándar, entonces la nueva barrena es rechazada.

Si la varianza de la nueva barrena es menor que tres veces la de la estándar, entonces se comparan los índices de --- abrasividad dados por las dos barrenas. Si la diferencia -- entre los dos índices es mayor que el 10% del valor dado por la barrena estándar, entonces esta nueva barrena es -- también rechazada. Así, la nueva barrena debe satisfacer -- dos criterios antes de ser aceptada para su utilización: la varianza y la pendiente de la línea de regresión deben caer dentro de los límites descritos.

3.2.3.4.- Abrasividad Cerchar.

El ensayo normalizado para determinar la abrasividad se -- lleva a cabo con una barrena de acero que termina en un -- cono de ángulo en el vertice de 90°, sometida a un empuje de 7 Kg. La muestra se desplaza bajo la punta de la barrena 1 cm a velocidad lenta.

Para determinar la abrasividad se mide el diámetro del --- plano de desgaste de la punta de la barrena producido por el rozamiento. La medida se expresa en décimas de mm y se adopta como índice de abrasividad. Por ejemplo, los carbones presentan una abrasividad entre 0 y 1. La de las areniscas del Carbonífero, que depende de la proporción de -- cuarzo y de la dimensión de sus granos, alcanza 4 y a veces 8.

Para medir el plano de desgaste se utiliza un instrumento óptico de aumento suficiente (lupa binocular de aumento -- 70, provista de un micrómetro ocular).

En este estudio aparecen dos fenómenos de desgaste muy diferentes según el trayecto recorrido :

- a) En un principio hay un desgaste muy rápido en el curso del cual el plano de desgaste aparece entallado de estrías profundas ahondadas por los granos duros de la -- roca; durante esta fase la barrena penetra en la roca y el fondo de la marca que ha dejado está erizado de granos abrasivos con aristas vivas.
- b) En una segunda fase, el desgaste se relentiza y no hay más destrucción de la roca, también el útil desliza sobre una superficie pulida y no penetra más, por consiguiente el desgaste del mismo no tiene ninguna relación con la abrasividad de la roca.

Otro ensayo, llevado a cabo por el CERCHAR para medir la abrasividad, se realiza con una barrena de acero terminada en punta, en un diedro de 99º de ángulo y de 8 mm de -- arista, aplicada contra la roca por una carga constante -- de 7 Kg y girando alrededor de su eje con una velocidad -- de 120 r.p.m.

3.3.- TECNICAS UTILIZADAS ACTUALMENTE PARA CUANTIFICAR LAS PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO Y SU ESTRUCTURA.

El estudio de la estructura del macizo rocoso es de primordial importancia en el diseño de túneles, cimentaciones y minas.

En estos campos es donde se desarrollaron la mayoría de las técnicas que estudian las características de los macizos. Por ello, se considera importante revisar estos métodos con el fin de adoptar algún procedimiento adecuado que pueda ser aplicado fácilmente al índice de corte.

A continuación, vamos a estudiar tres técnicas que sirven para cuantificar las características del macizo rocoso y su estructura :

Sistemas de clasificación del macizo rocoso.
Análisis de testigos de sondeos.
Métodos Geofísicos.

3.3.1.- Sistemas de clasificación del macizo rocoso

3.3.1.1.- Introducción.

Las excavaciones subterráneas son enormemente complejas - por lo que para realizar tales obras es necesario poseer el máximo conocimiento del macizo rocoso donde se realiza la excavación. La mejor clasificación sería conocer realmente las propiedades mecánicas del macizo, como combinación de las propiedades de las rocas y de las discontinuidades, pero esto es prácticamente imposible y por ello se hicieron unas clasificaciones en las que se diferenciaban los macizos rocosos en diversas categorías de calidad.

Los índices de clasificación propuestos se basaron en medidas físicas tomadas en túneles o en testigos de sondeos. - La mayoría de los métodos incluyen medidas de la estructura del macizo rocoso, resistencia de la roca intacta y presencia de agua en el terreno. Pero hay que reconocer que esta forma de clasificación es básicamente una aproximación simplificada para un problema complejo basado en una multitud de variables.

3.3.1.2.- Clasificación de Terzaghi (1946)

Terzaghi mantiene que desde un punto de vista de ingeniería de túneles, puede ser mucho más importante un conocimiento del tipo y frecuencia de los defectos del macizo -- que el tipo de roca que va a aparecer en la obra.

En esta clasificación se dividen los macizos rocosos en -- los 8 tipos siguientes según su estado de fracturación;

<u>CLASE</u>	<u>TIPO DE ROCA</u>
1	DURA Y SANA
2	DURA Y ESTRATIFICADA O ESQUITOSA.
3	MASIVA. MODERADAMENTE DIACLASADA.
4	MODERADAMENTE FRACTURADA. BLOQUES Y CAPAS.
5	MUY FRACTURADA.
6	COMPLETAMENTE FRACTURADA PERO SIN METEORIZAR.
7	ROCA FLUYENTE.
8	ROCA EXPANSIVA.

El mayor problema que presenta la clasificación de Terzaghi es su falta de información acerca de las propiedades del macizo rocoso y también su excesiva generalidad como para permitir una evaluación lo suficientemente objetiva.

3.3.1.3.- Clasificación de Protodyakonov (1962)

En ella se clasifican los terrenos por medio de un parámetro "f", que es el coeficiente de resistencia. Teniendo en cuenta este coeficiente y las dimensiones del túnel, se definen las cargas de cálculo para dimensionar el sostenimiento.

Así resulta :

<u>CATEGORIA</u>	<u>DESCRIPCION</u>	<u>f</u>
1 EXCEPCIONAL	Cuarcita, Basalto y Rocas de resistencia excepcional.	20
2 ALTA RESISTENCIA	Granito, Areniscas Silíceas y Calizas muy competentes.	15-10
3 RESISTENCIA MEDIA	Caliza, Granito algo alterado y Areniscas.	8-6
	Areniscas medias, Pizarras, Lutitas, Areniscas flojas y Conglomerados friables.	4
	Lutitas, Esquistos y Margas compactas.	3
4 RESISTENCIA BAJA	Calizas y Lutitas blandas, Margas, Areniscas friables, Gravas, Bolos cementados y Morrenas.	2
	Terrazas, Lutitas fisuradas y rotas, Gravas compactas y Arcillas preconsolidadas.	1,5

5 RESISTENCIA	Arcillas, Gravas arcillosas	1
MUY BAJA	Suelos vegetales, Turbas y Arenas húmedas.	0,6
	Arenas y Gravas finas, y <u>De</u> rrubios.	0,5
	Limos, Loes y Fangos.	0,3

El coeficiente "f" viene definido por la siguiente relación :

$$F = \frac{\sigma_c}{10}$$

donde : σ_c es la resistencia a compresión simple de la roca expresada en MPa.

3.3.1.4.- Clasificación de Lauffer

Para llevar a cabo esta clasificación se realizaron estudios en una serie de excavaciones en diferentes tipos de macizos, observándose el tiempo que éstas permanecían estables.

Los factores que hay que tener en cuenta para realizar esta clasificación son :

- a) Longitud de vano libre, que es la menor de las dos dimensiones, diámetro o avance de la excavación en estudio, sin sostener.
- b) Tiempo de estabilidad, es el tiempo que permanece sin hundirse la longitud de vano libre.

Según estos factores, se clasifican los terrenos en 7 categorías.

<u>TIPO</u>	<u>LONGITUD LIBRE</u>	<u>TIEMPO ESTABILIDAD</u>	<u>DESCRIPCION</u>
A	4 m	20 años	Sana
B	4 m	6 meses	Algo fracturada
C	3 m	1 semana	Fracturada
D	1,5 m	5 horas	Friable
E	0,8 m	20 minutos	Muy friable
F	0,4 m	2 minutos	De empuje inmediato.
G	0,15 m	10 segundos	De empuje inmediato fuerte.

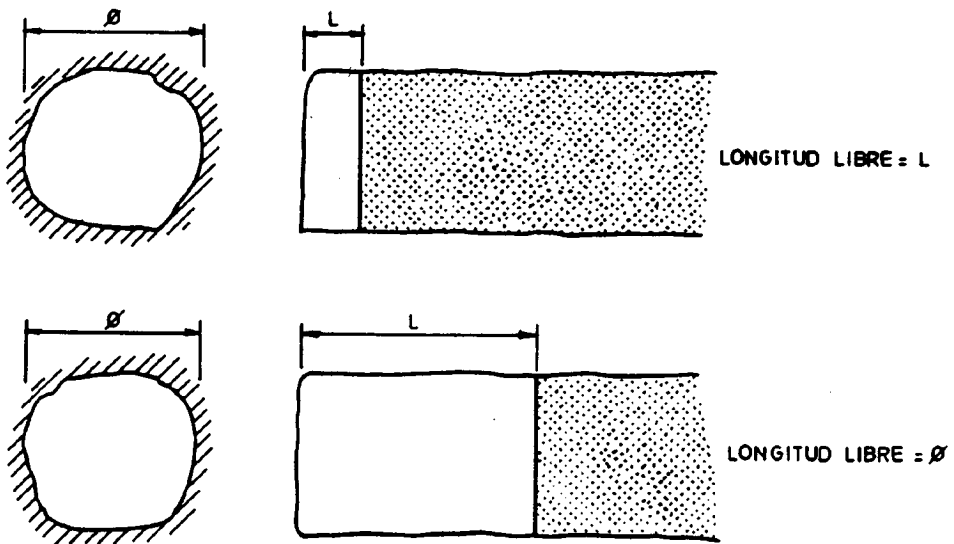
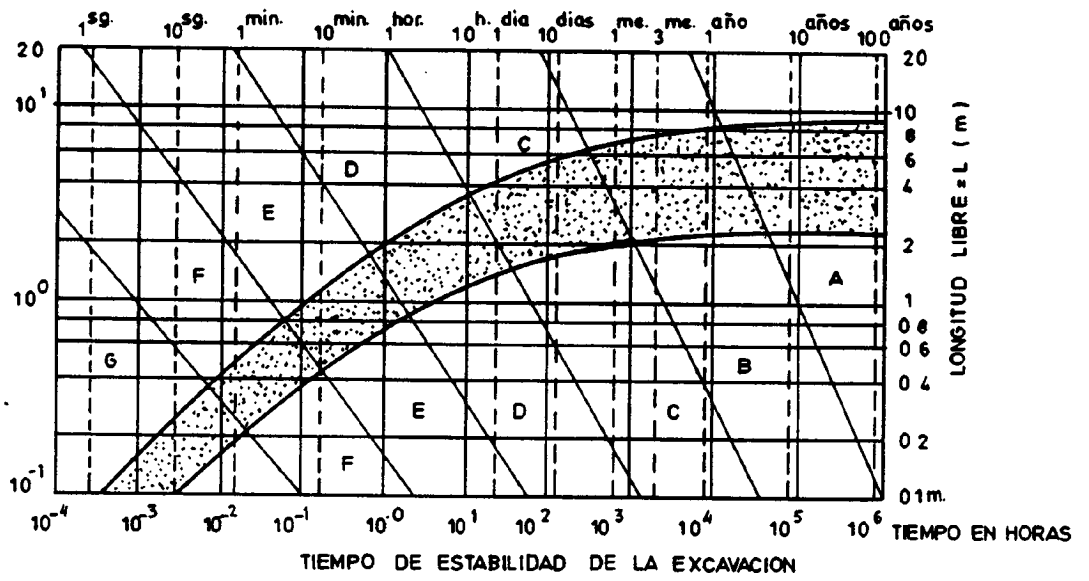
El inconveniente que plantea esta clasificación es la dificultad para determinar los dos parámetros que se definen en la clasificación, ya que es difícil poder disponer de excavaciones de distintas longitudes libres y conocer sus tiempos de estabilidad. Es una clasificación muy subjetiva y el motivo se que se utilice es su aplicación en el "Nuevo Método Austriaco" para la perforación de túneles. En la figura 69 puede verse esta clasificación.

3.3.1.5.- Clasificación de Deere a partir de RQD (1968)

El RQD podemos definirlo como un índice que mide el % de testigo recuperado en el sondeo en trozos mayores de 10 cm.

Este índice es muy sencillo de obtener, pero se presta a errores, ya que la recuperación del testigo, además de depender de la máquina utilizada para realizar el sondeo, depende también de la habilidad del sondista.

Los testigos deben ser como mínimo de 50 mm de diámetro y deben extraerse con doble tubo portatestigos y perforación con diamante.



CLASIFICACION DE LAUFFER

Cuando no se dispone de sondeos, se pueden realizar calicatas o trincheras de reconocimiento. Midiendo el número total de juntas por metro cúbico J_v , que se obtiene sumando las juntas por metro de cada familia de discontinuidades, se puede obtener el RQD mediante la siguiente aproximación:

$$RQD = 115 - 3,3 J_v$$

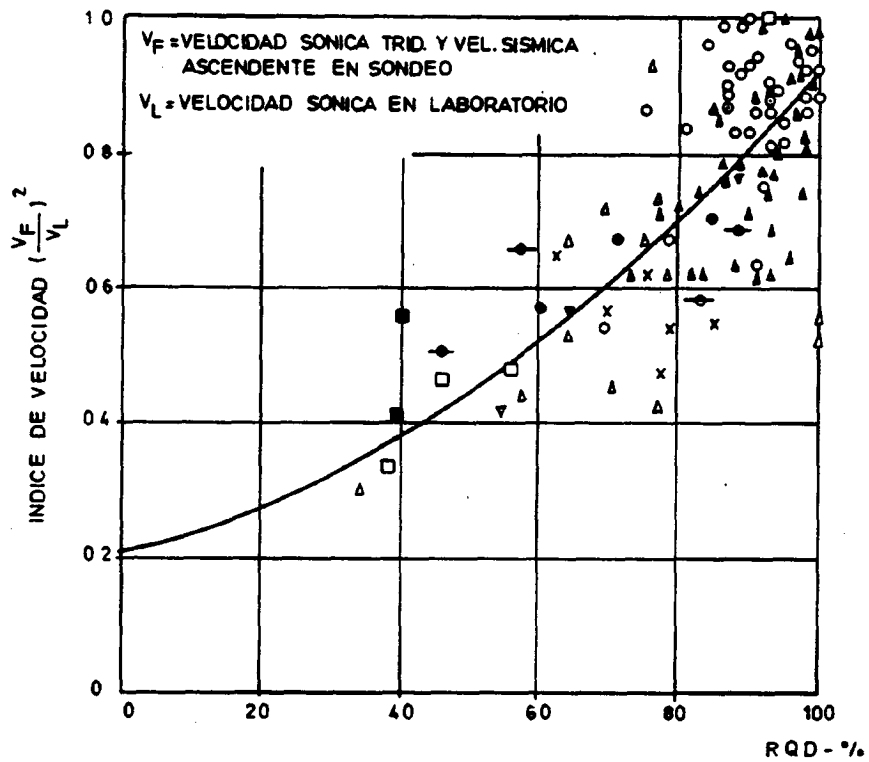
Para los valores de J_v inferiores a 4,5 el RQD se considera que es el 100%. Según el RQD, se tiene :

<u>RQD</u>	<u>Tipo de Roca</u>
90-100	Excelente
75-90	Buena
50-75	Media
25-50	Mala
0-25	Muy mala

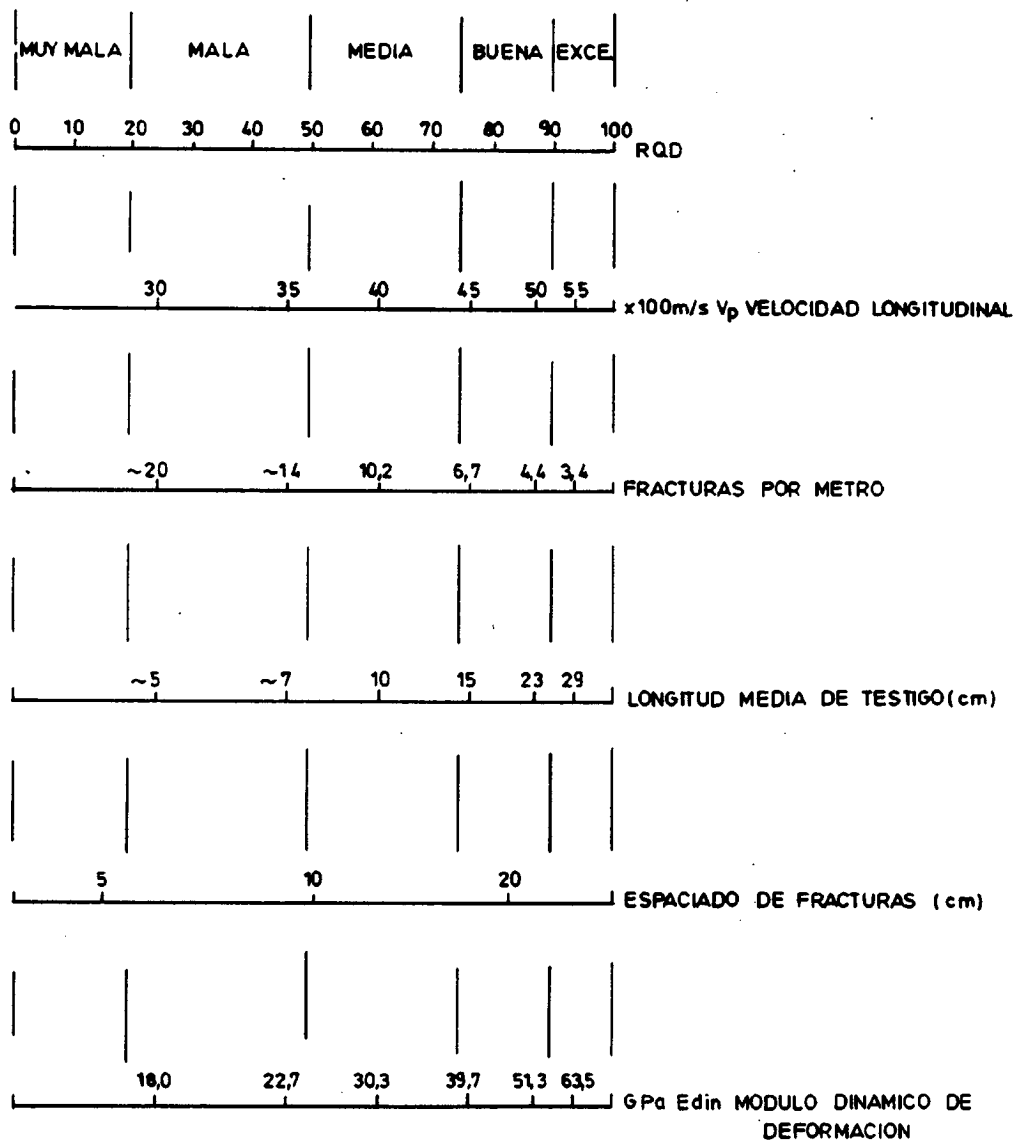
Esta clasificación no es apropiada para rocas poco resistentes.

Teniendo en cuenta los datos obtenidos de distintas obras, MERRIT (1968) ha obtenido una correlación entre el RQD y el índice de velocidad del macizo rocoso (cuadrado de la relación entre la velocidad sísmica en el sondeo y en el laboratorio). Por consiguiente, en este índice se ven reflejadas las discontinuidades del macizo rocoso. En la figura 70 puede observarse esta correlación.

SJOGREN (1979), siguiendo una línea de trabajo análoga a la de MERRIT, ha relacionado el RQD con la velocidad de transmisión longitudinal en el macizo rocoso, además de otros parámetros como son : fracturas por metro, longitud media del testigo obtenido en sondeo, espaciado de fracturas y módulo dinámico de deformación (Ver figura 71).



CORRELACION ENTRE RQD E INDICE DE VELOCIDAD (Merrit 1968)



CORRELACION ENTRE DISTINTOS PARAMETROS
 GEOMECANICOS DEL MACIZO CON EL RQD
 Y LA VELOCIDAD DE TRANSMISION LONGITUDI-
 NAL DE LAS ONDAS SISMICAS
 (SJOGREN ET AL 1979)

Existen una serie de limitaciones para utilizar este criterio de clasificación de los macizos rocosos, ya que el RQD es un parámetro que no considera propiedades tan importantes de los macizos rocosos como, por ejemplo : el tamaño de las discontinuidades, su rugosidad y la orientación de los planos de las juntas, que influyen mucho en el comportamiento de un macizo rocoso en una excavación subterránea. En el RQD tampoco se considera el material de relleno de las discontinuidades. Esto se puede traducir en inestabilidad en el macizo a pesar de que las juntas están muy espaciadas y el RQD sea alto.

La clasificación basada en el RQD solamente tiene cierta garantía en macizos rocosos regularmente fracturados y sin arcilla en sus discontinuidades.

3.3.1.6.- Clasificación de Louis (1974)

Para realizar esta clasificación hay que tener en cuenta la resistencia de la roca y el tamaño de los bloques en el macizo.

La resistencia de la roca se determina mediante ensayos de resistencia a compresión simple u otros ensayos relacionados con ella, como, por ejemplo, el ensayo de carga puntual o el martillo de Schmidt.

El tamaño de los bloques se define mediante el índice de espaciado de fracturas "IF", que es el valor modal del histograma de distribución de tamaños. En la práctica es el diámetro medio de un bloque representativo del tamaño de bloques más frecuentes existentes en el macizo rocoso que se va a clasificar.

Esta clasificación es interesante desde el punto de vista del comportamiento del macizo rocoso frente a la excavación, ya que tiene en cuenta los dos parámetros que afectan a la calidad de la roca, es decir, resistencia y fracturación de la misma.

Considerando además de los dos parámetros mencionados, -- otros dos más, que son el diámetro de la excavación y la tensión inicial mayor en el punto donde se va a efectuar la misma, se hace un pronóstico del comportamiento del -- macizo rocoso ante la excavación. Así, se obtiene el diagrama de la figura 72, que permite estimar si se producirán roturas en el macizo rocoso, así como el mecanismo de éstas.

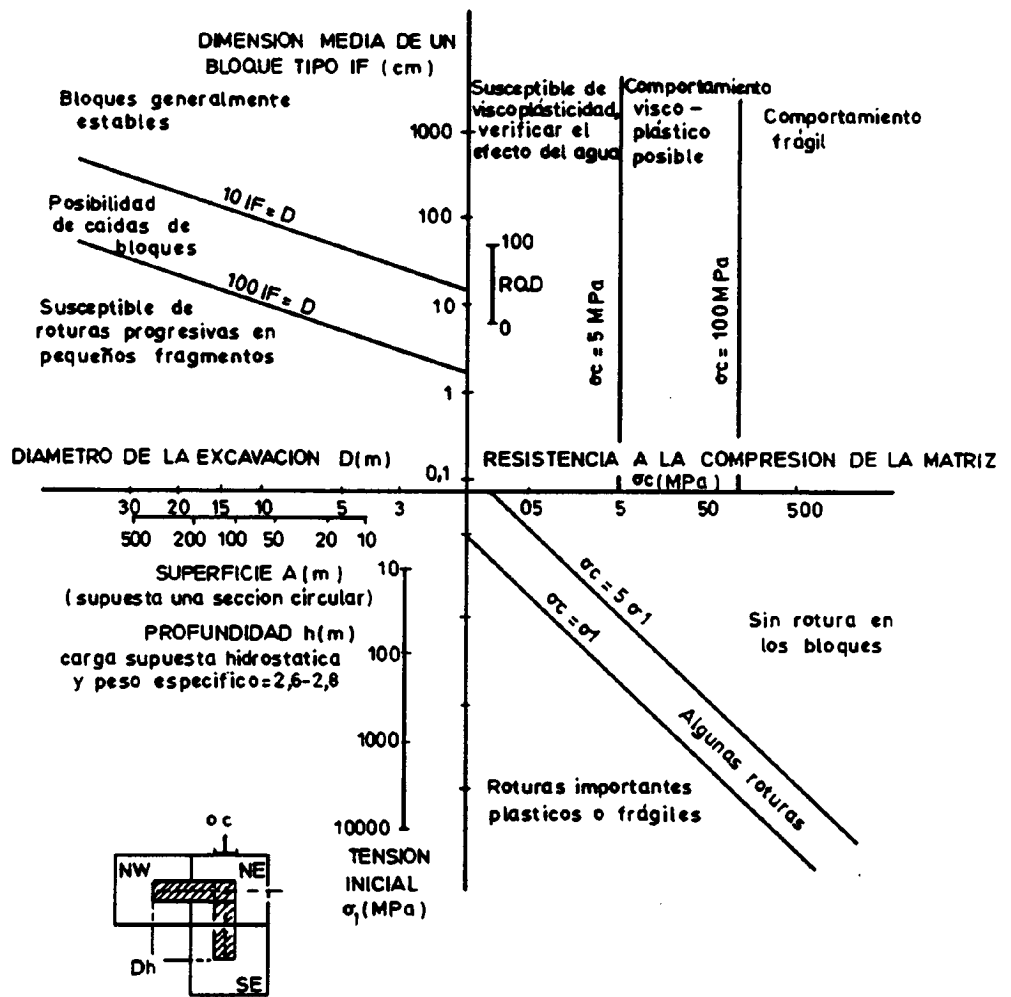
Teniendo en cuenta el IF y la resistencia a la compresión simple de la roca, se clasifican los macizos rocoso en 7 categorías de roca, A,B, C, D,E, F, G, siendo G la de inferior calidad.

3.3.1.7.- Clasificación a partir del R.S.R. (1972) (Rock Structure Rating).

El R.S.R. (Rock Structure Rating) es un índice obtenido del estudio de más de 100 casos de túneles; determina la calidad de la roca a partir de observaciones "in-situ".

El R.S.R. viene dado como la suma de tres parámetros, que son los que definen el tipo de macizo rocoso en esta clasificación, $RSR = A + B + C$.

A - Es un parámetro que depende de la estructura y de la litología del macizo rocoso.



Modo de empleo: Empezar por la profundidad h y el diámetro D; luego introducir los husos de fracturación y resistencia

PRONOSTICO DEL COMPORTAMIENTO DEL MACIZO ROCOSO ANTE LA EXCAVACION (LOUIS 1974)

TABLA 1.-PARAMETROS PARA LA OBTENCION DEL PSR (WICHPAM ET AL.1972). PSR=A-B-C

PARAMETRO A : Geología de la zona

Tipo de Terreno	Masiva	Estructura		
		Ligeramente plegada o fallada	Moderadamente plegada ó fallada.	Intensamente plegada o fallada.
Igneo.....	30	26	15	10
Sedimentario	24	20	12	8
Metamórfico	27	22	14	9

PARAMETRO B : Influencia del diaclasado

Separación media entre diaclasas - (m).	Dirección : ⊥ al eje						Dirección : // al eje					
	Sentido de avance											
	Ambas			Según buz.			Contra buz.			Ambas		
	Buzamiento de las diaclasas principales.*											
	1	2	3	2	3	1	2	3				
<0,15	14	17	20	16	18	14	15	12				
0,15-0,30	24	26	30	20	24	24	24	20				
0,30-0,60	32	34	38	27	30	32	30	25				
0,60-1,20	40	42	44	36	39	40	37	30				
>1,20	45	48	50	42	45	45	42	36				

- * 1 = 20º
 2 = 20º-50º
 3 = 50º-90º

PARAMETRO C : Efecto del agua

Afluencia de agua prevista l/min/m	Suma A + B					
	20-45			46-80		
	Estado de las diaclasas*					
	1	2	3	1	2	3
Nula.....	18	15	10	20	18	14
Ligera (2,5 l/min/m) ..	17	12	7	19	15	10
Media (2,5-12,5 l/min/m) ..	12	9	6	18	12	8
Alta (12,5 l/min/m)	8	6	5	14	10	6

- * 1 = cerradas o cementadas
 2 = ligeramente alteradas
 3 = abiertas o muy alteradas

B - Relaciona la orientación de las fracturas y la dirección de avance del túnel con la separación de las fracturas. Es el parámetro más importante en el R.S.R.

C - Relaciona las condiciones hidrogeológicas con el estado de las diaclasas. Su valor depende de A y B.

Considerando los intervalos de variación de estos tres parámetros ($8 < A < 30$; $12 < B < 50$; $5 < C < 20$), el RSR se mueve en un intervalo comprendido entre 25 y 100.

El RSR será mayor cuanto mejor sea la calidad de la roca y más favorable la disposición de las juntas respecto a la excavación.

Los valores de los parámetros se recogen en la tabla 1.

3.3.1.8.- Clasificación de Barton (1974)

Esta clasificación se basa en un índice de calidad "Q" obtenido a partir de 6 parámetros que tienen en cuenta una serie de características del macizo rocoso.

El índice Q se define como :

$$Q = \frac{RQD}{J_N} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (10)$$

donde :

RQD - Rock Quality Designation

J_N - Índice de diaclasado, que tiene en cuenta la fracturación.

J_r - Índice de rugosidad, que tiene en cuenta además de la rugosidad, la presencia de relleno y la continuidad de las juntas.

J_a - Índice de alteración de las juntas.

J_w - Coeficiente reductor, que tiene en cuenta la presencia de agua.

SRF- Factor de reducción de tensiones, tiene en cuenta el estado tensional en el macizo rocoso.

3.3.1.9.- Clasificación de Bieniawski (1973) (R.M.R)

Esta clasificación se basa en el índice R.M.R. "Rock Mass Rating", que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores (Ver tabla 2) :

- a) Resistencia de la roca matriz
- b) Condiciones del diaclasado.
- c) Efecto del agua.
- d) Posición relativa del diaclasado respecto a la excavación.

La calidad primaria del macizo rocoso, se obtiene sumando los valores numéricos que corresponden a cada uno de los 5 parámetros anteriormente mencionados. A continuación se modifica este valor primario teniendo en cuenta el valor asignado a las orientaciones de las juntas, que se suma al valor total del RMR de la calidad del macizo rocoso. - La calidad mejora al aumentar el RMR (Ver tabla 2, continuación).

3.3.1.10.- Comentarios sobre los sistemas de clasificación.

Los términos de la clasificación de TERZAGHI están basados en descripciones generales de los macizos rocosos y -

TABLA 2 - CLASIFICACION GEOMECANICA DE LOS MACIZOS ROCOSOS SEGUN EL RMR.

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORES

PARAMETRO		ESCALAS DE VALORES							
1	Resistencia de la roca intacta.	Bajo carga puntual	> 80 Kg/cm ²	40 - 80 Kg/cm ²	20 - 40 Kg/cm ²	10-20 Kg/cm ²	< 10 Kg/cm ²		
		A compresión simple	> 2000Kg/cm ²	1000-200Kg/cm ²	500-1000Kg/cm ²	250-500Kg/cm ²	100-250 Kg/cm ²	30-100 Kg/cm ²	10-30 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 m	1 - 3 m	0,3 - 1 m	50-300 mm	< 50mm			
	VALOR	30	25	20	10	5			
4	CONDICION DE LAS JUNTAS	Muy rugosas sin continuidad. Cerradas, roca labios - dura.	Ligeramente rugosa separación <1mm. Rocas labios dura.	Ligeramente rugosa separación<1mm. Roca labios blanda.	Espejo de falla o relleno de espesor <5mm. o aberturas 1-5 mm. - continuas	Relleno blando de espesor > 5 mm. ó aberturas > 5 mm. continuas.			
	VALOR	25	20	12	6	0			
5	AGUA	FLUJO EN CADA 10 m DE TUNEL.	ó NINGUNO		ó < 25 l/min	ó 25-125/lmin	ó >125 l/min		
		PRESION DEL AGUA MAYOR TENSION PRINCIPAL	ó 0		ó 0-0,2	ó 0,2-0,5	ó >0,5		
		CONDICIONES GENERALES.	Completamente seco		Húmedo agua intersticial	Agua a presión moderado	Agua a presión fuerte		
	VALOR	10		7	4	0			

TABLA 2-CLASIFICACION DE LOS MACIZOS ROCOSOS SEGUN EL VALOR DEL RMR.

(Continuación).

Clasificación

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

Características

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de mantenimiento y longitud	10 años con 5 m de vano	6 meses con 8 m de vano	1 semana con 5 m de vano	10 horas con 2,5 m de vano	30 min con 1 m de vano
Cohesión	> 4 Kp/cm ²	3-4 Kp/cm ²	2-3 Kp/cm ²	1-2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²
Angulo de rozamiento	> 45º	35º - 45º	25º - 35º	15º - 25º	15º

Orientación de las Diaclasas.

Dirección Perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0º - 20º cualquier dirección.	
Excav. con buzamiento		Excav. contra buzamiento		Buz. 45-90	Buz. 20-45		
Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45				
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavor.	Muy desfav.	Media	Desfavorable	
VALOR	0	- 2	- 5	- 10	- 12	- 5	- 10

no tienen límites precisos. Por tanto, esta clasificación es muy subjetiva ya que depende de criterios personales.

La clasificación de DEERE, basada en el RQD, ha demostrado ser muy popular y se ha utilizado como técnica estándar para la descripción de testigos de sondeos. Sin duda, una de las razones principales para su éxito se debe a que su medida es rápida, barata y sencilla y a que el resultado puede ser fácilmente deducido y expresado en términos numéricos. La crítica principal que se hace a este método o a cualquier otro basado en el estudio de la estructura del testigo de la roca, es como diferenciar entre fracturas naturales y aquellos que son inducidas por el proceso de perforación. A parte de esto, con este método no se hace ninguna medida que registre juntas que estén separadas por una distancia superior a 10 cm.

Los sistemas más completos son los de Barton y Bieniawski, ya que incluyen información suficiente para proporcionar conclusiones realistas sobre los factores que influyen en la estabilidad de una excavación subterránea.

La clasificación de Bieniawski pone más de énfasis en la orientación e inclinación de las discontinuidades en el macizo rocoso, pero no considera la tensión en la roca.

La clasificación de Barton no incluye un término de orientación de las juntas, pero, sin embargo, se consideran las propiedades de las familias de juntas más desfavorables, mediante unos números asignados a la rugosidad y alteración de las juntas, que representan la resistencia al corte del macizo rocoso.

Ambos sistemas de clasificación mantienen que la influencia de la orientación e inclinación de las discontinuidades son menos importantes de lo que en un principio se po

dría suponer y que tan sólo una clasificación con los términos "favorable" ó "desfavorable" es suficiente para la mayoría de los casos prácticos. Sin embargo, hay unos pocos casos, en materiales tales como esquistos o pizarras, donde las características estructurales están tan desarrolladas que tenderán a dominar la conducta del macizo rocoso. En otros casos, pueden dejar aislados grandes bloques mediante un número pequeño de discontinuidades y llegar a ser inestables cuando se realiza una excavación. En estos casos, no son de utilidad los sistemas de clasificación expuestos en este capítulo y se debe estudiar cada uno individualmente, teniendo en cuenta la relación entre la geometría del macizo rocoso y la de la excavación.

Se ha encontrado una relación entre la clasificación de Barton y la de Bieniawski. Esta relación es la siguiente :

$$RMR = 9 L_N Q + 44$$

Cuando se trabaja en terrenos extremadamente débiles, la clasificación de Bieniawski no da buenos resultados, y entonces, se recomienda utilizar la clasificación de Barton.

3.3.2.- Análisis de testigos de sondeos

3.3.2.1.- Introducción.

El método más común para evaluar las condiciones geológicas de una galería es mediante el exámen de testigos extraídos de una serie de sondeos perforados a lo largo de ella. Es cierto que ha aumentado el uso de los métodos geofísicos para investigar la estructura del terreno, pero sus resultados normalmente varían según los equipos utilizados. Por esto, actualmente se considera que el medio más seguro de obtener una información relativa a las condiciones del terreno de una galería es mediante el análisis de testigos de sondeos.

Los testigos de sondeos representan básicamente una serie de muestras de líneas de macizo rocoso. Características es tructurales tales como orientación de las discontinuidades espaciamiento y número de familias de discontinuidades, -- normalmente no pueden ser determinadas por medio de una -- perforación sin el conocimiento previo de la orientación y el número de familias de discontinuidad. Sin embargo, me-- diante sondeos proyectados y ejecutados cuidadosamente, se guidos de una descripción detallada del testigo y una inspección cuidadosa del agujero, puede obtenerse una informa ción sobre varios parámetros del macizo rocoso. Hay méto-- dos adecuados para medir orientaciones, espaciamientos, -- persistencias, rugosidades, resistencia de los labios, - - aperturas, rellenos, filtraciones, número de familias y ta maños de bloques de las discontinuidades. Estos han sido - descritos en un artículo publicado por la SOCIEDAD INTERNA CIONAL DE MECANICA DE ROCAS (1978). Todos estos parámetros relacionados con las discontinuidades son importantes para el corte de la roca. Sin embargo, algunos tienen más in- - fluencia que otros.

3.3.2.2.- Espaciado de las discontinuidades.

La propiedad del macizo rocoso que mayor influencia tiene en el rendimiento de corte de una máquina de ataque pun- - tual es el espaciado de las discontinuidades abiertas. Se- gún penetra la cabeza de corte de la máquina, se va produ- ciendo la rotura de la roca entre los instrumentos de cor- te adyacentes debido a que sólo hay un frente libre. Si -- hay frentes o caras libres adicionales, por causa de la -- presencia de discontinuidades abiertas, entonces el rendi- miento de corte mejorará. Las discontinuidades cuyo espa- ciado exceda de 50 cm serán de poca ayuda, mientras que a partir de una distancia de 40 a 50 cm la discontinuidad -- ayudará a la rotura. Cuando las juntas estén espaciadas --

10 cm se producirá una mejora en las velocidades de corte, y juntas espaciadas cada 1 cm darán lugar a un aumento espectacular en el avance de la máquina.

3.3.2.3.- Medida del espaciado de las discontinuidades.

El método más utilizado es el desarrollado por DEERE (1968), basado en el RQD, el cual indica la cantidad de testigo cuyo espaciado de juntas es superior a 10 cm, y esto lo expresa como un porcentaje de la longitud total del testigo. Sin embargo, según esta norma se clasifica de la misma manera - un testigo con juntas separadas 9 cm o un testigo totalmente fisurado. Cuando las juntas estén espaciadas menos de -- 5 cm la utilización del RQD para describir el macizo en términos de corte será de uso limitado.

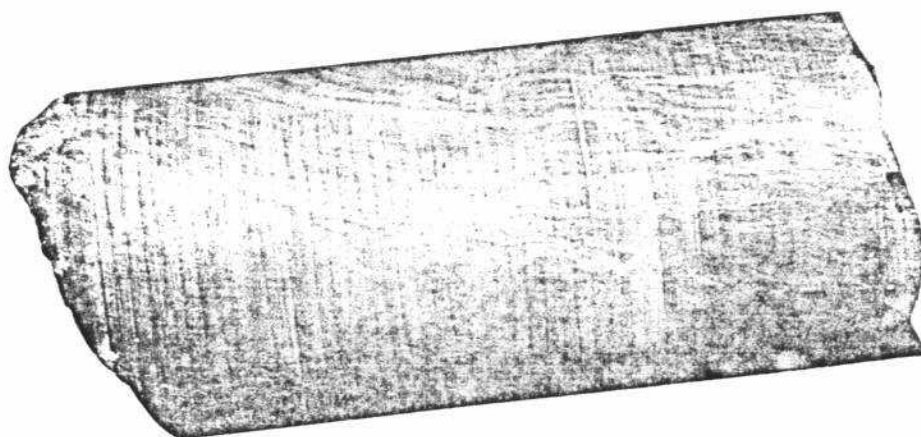
Para cuantificar el testigo, en relación con el corte de la roca, se necesita un método preciso para su análisis estructural. Los problemas que originan estas técnicas de medida se deben a que son, a menudo, complicadas, y de aquí el - - tiempo que consumen. Un ejemplo típico es el que describe - HANSAGI (1974), donde la medida se basa en el diámetro del testigo extraído, la resistencia a tracción y la densidad - de la roca, de aquí que la investigación estándar sólo podría ser llevada a cabo con un conocimiento previo de las propiedades de las rocas, o después de una serie de ensayos de laboratorio.

Durante los ensayos, para examinar los métodos de corte de testigos, se observó que el testigo rompía según ciertos -- contornos cuando era golpeado por un martillo, o bien se -- dejaba caer. Era evidente que algunas rocas contenían planos de debilidad que no eran fácilmente visibles, los cuales ayudaban al corte. Ninguno de los métodos de descripción del testigo estiman estas juntas invisibles, por esto se sugirió un sistema para cuantificar estos planos de debilidad.

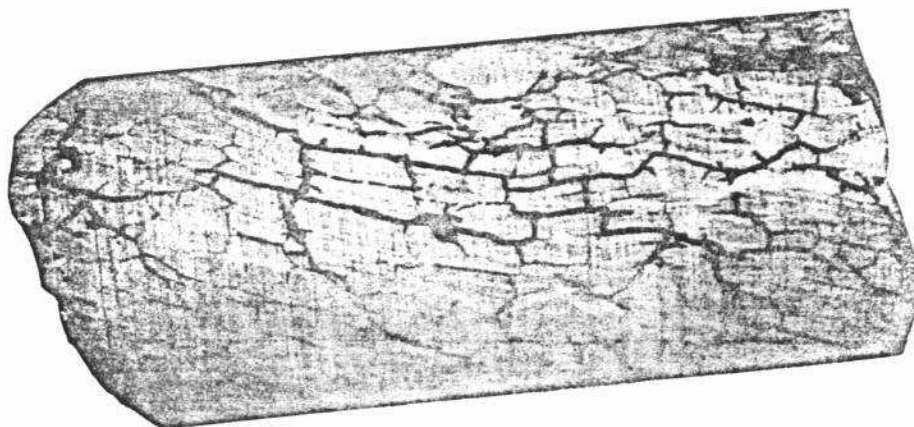
3.3.2.4.- Método de descripción del testigo por tintes penetrantes.

Con el fin de examinar estas discontinuidades invisibles, se llevaron a cabo unos ensayos que consisten en rociar testigos de rocas con tintes penetrantes. Estos tintes normalmente se utilizan para descubrir líneas de rotura en fundiciones de metales. Se encontró que en ciertas rocas eran visibles pequeñas fracturas o microfracturas. De estos ensayos con tintes penetrantes se llegó a la conclusión de que el más adecuado era el ARDROX 996 P. Este tinte es de color rojo claro y proporciona un buen contraste con los colores grises de las rocas del Carbonífero que se ensayan. Un ejemplo de la aplicación de este tinte penetrante se muestra en la figura 73. El método adoptado para registrar las microfracturas en un testigo consiste en marcar éste con el fin de indicar cada división litológica; y las microfracturas se calculan para cada litología por separado. Luego, el testigo se limpia con un disolvente y se rocía el tinte sobre la roca, dejando que penetre durante 10 minutos, y a continuación, se lava con un disolvente. Se encontró que un disolvente conocido como "Genklene" es el más adecuado. Las microfracturas abiertas se vuelven inmediatamente visibles y para contarlas se dibujan unas líneas diametralmente opuestas, anotándose el número de fracturas que cortan a la línea trazada. Otra línea se traza alrededor de la circunferencia del testigo, de esta forma se miden las fracturas en todas las orientaciones. La densidad de microfracturas se expresa por el número de grietas por metro, y se calcula dividiendo el número total de microfracturas registradas por la longitud total de las líneas de registro.

Se decidió adoptar un valor máximo de 200 microfracturas por metro como límite superior; por encima de este valor resultaba difícil contarlas, encontrándose que el testigo estaba demasiado roto, y que cualquier posterior medida no ayudaba -



A) Antes de la aplicación



B) Después de la aplicación

FIGURA 73. APLICACION DEL TINTE PENETRANTE EN UN TESTIGO.

a la cuantificación de las características del estrato con el propósito de predecir el corte de la roca. En la figura 74 suelen observarse las microfracturas en una sección de un testigo de pizarra.

3.3.2.5.- Medida de fracturas cerradas.

La técnica anteriormente descrita sólo tiene en cuenta fracturas abiertas en el testigo, pero también hay que considerar como planos de debilidad ciertas fracturas rellenas con minerales. Esto sucede normalmente en las rocas del Carbonífero donde es frecuente la existencia de pequeñas bandas de carbón y material carbonoso. En la figura 75 se presenta un ejemplo de una capa de arenisca cortada por capas de materiales carbonosos a lo largo de las cuales se puede fracturar el testigo si se golpea. En una serie de observaciones se encontró que las fracturas cerradas no facilitan la rotura de la misma forma que las abiertas, y en algunos casos no proporciona ninguna ayuda. Por lo tanto, se consideró -- que aunque estas fracturas cerradas deberían incluirse en la clasificación del testigo, dicha inclusión se haría según un sistema de medida establecido.

Con el fin de clasificar dichas juntas se dividieron en -- tres grupos ; a (débil), b (medio-fuerte) y c (fuerte), que se describen a continuación :

- a) Juntas cerradas, rellenas con material débil, por ejemplo, carbón, o materia carbonosa. Para que juntas de esta naturaleza sean incluidas en este grupo, tienen que tener una anchura mayor que 1 mm y persistir en una distancia superior al diámetro del testigo. Entonces, se cuentan de una forma similar a las microfracturas y el total se divide por cinco; añadiéndose este valor a las microfracturas abiertas anotadas anteriormente.

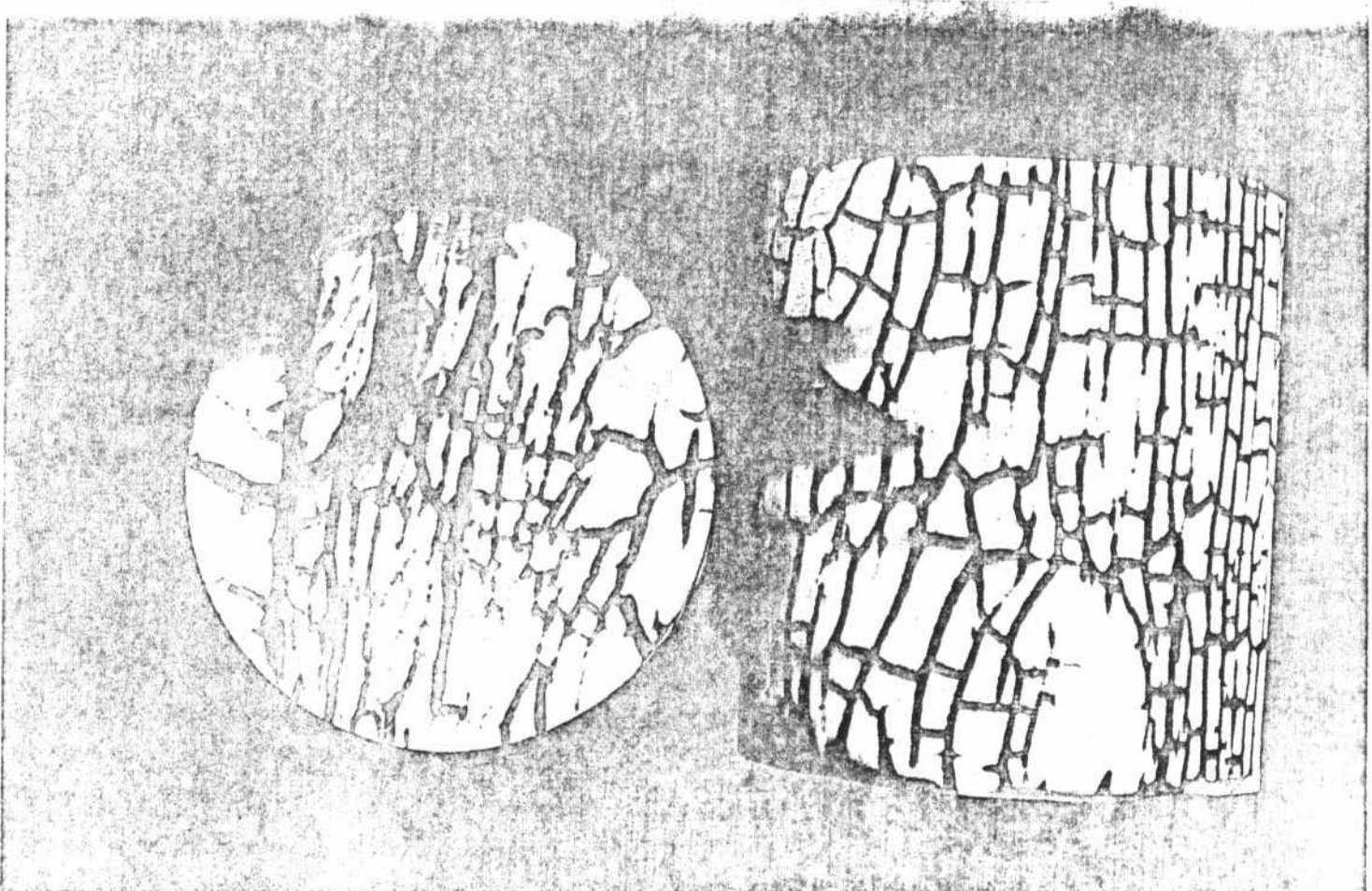


FIGURA 74. MICROFRACTURAS EN UNA SECCION DE PIZARRAS.



FIGURA 75. ROTURA DEL TESTIGO A LO LARGO DE UNA FRACTURA CERRADA.

- b) Juntas cerradas, rellenas con material de resistencia media, por ejemplo, calcita. Estas se cuentan y se anotan de la misma forma que la descrita en (a), excepto -- que el número total se divide por 10; sumándose al valor obtenido de las microfracturas abiertas.
- c) Juntas cerradas, rellenas con materiales resistentes, ejemplo cuarzo; estas juntas no son incluídas ya que, no ayudan al proceso del corte.

Los valores 5 y 10 son constantes empíricas basadas en la experiencia obtenida en el registro de testigos, y en observaciones de máquinas de ataque puntual en muchos lugares.

Para tener en cuenta de una forma exacta el valor de estas constantes, hay que considerar la resistencia del material de relleno y de la roca de caja, la unión entre ellos y el modo más probable de rotura cuando se efectúa el corte de la roca. Para entender completamente esta serie de condiciones se requiere bastante tiempo de investigación, que será de poca utilidad para este estudio.

Para valorar la importancia de estas fracturas cerradas hay que tener en cuenta que las microfracturas varían de 0 a -- 200 por metro en la mayoría de las arcillas esquistosas, y que en las limolitas sus valores normalmente exceden de -- 30/metro. Por esto, su importancia es limitada incluso en las rocas más resistentes, ya que el número de microfracturas a sumar por metro como consecuencia de las juntas cerradas suele ser inferior a cinco.

3.3.2.6.- Descripción del testigo basada en el valor "A".

El RQD da una medida razonable de las discontinuidades con espaciados mayores, mientras que la clasificación de micro-

fracturas se refiere a las más próximas. Combinando estas medidas puede desarrollarse una clasificación que tenga en cuenta el espaciado de las discontinuidades y su densidad. Esto se hizo estableciendo un parámetro conocido como "A" que se define de la siguiente forma :

$$A = MF + (100 - RQD)$$

MF = Microfracturas

RQD= designación de la calidad de la roca.

Los valores de A suelen variar de 0 a 30, disminuyendo la fracturación del macizo rocoso a medida que decrece el valor de A.

La ventaja de este método está en que establece una diferencia entre rocas con el mismo valor de RQD pero con distintos valores de microfracturas.

3.3.2.7.-Relaciones entre microfracturas y propiedades de la roca.

ALEMAN (1982) realizó una serie de investigaciones para examinar las relaciones que pudieran existir entre tipos de rocas, propiedades de las rocas determinadas en el laboratorio, fuerzas de corte y densidad de microfracturas. De estos estudios encontró que existía una fuerte correlación entre la litología y las microfracturas, y entre éstos y las propiedades determinadas en el laboratorio había poca correlación, excepto, para la abrasividad, que tenía un coeficiente de correlación de 0,66. De los resultados de los ensayos de corte de testigos llevados a cabo en el laboratorio vio que existía un alto grado de correlación entre densidad de microfracturas y fuerzas de corte y normal en el instrumento de corte.

3.3.3.- Métodos geofísicos

3.3.3.1.- Métodos sísmicos

Estos métodos consisten en generar gran cantidad de ondas, mediante una perturbación sísmica, de las cuales las ondas longitudinales o de compresión son las que, principalmente, se utilizan, ya que, generalmente, son las primeras que --llegan a la estación de detección. Sin embargo, más recientemente, también se han utilizado ondas de corte. La mayoría de las técnicas desarrolladas están basadas en la utilización de estas señales sísmicas en función de su velocidad, frecuencia, amplitud e intensidad.

3.3.3.1.1.- Velocidades sísmicas

Los métodos basados en la velocidad sísmica dependen para su buen resultado de la presencia de rocas con diferentes velocidades de transmisión del sonido. La velocidad de una onda longitudinal (V_1) puede expresarse por :

$$V_1 = \frac{E}{\rho} \frac{1 - \nu}{(1 - 2\nu)(1 + \nu)}$$

E - Módulo de Young

ρ - Densidad

ν - Coeficiente de Poisson

Estas constantes elásticas dependen de muchos factores, tales como : composición química, litología, composición mineral, textura y grado de saturación de la roca. En general, las velocidades son bajas en depósitos sin consolidar y altas en rocas cristalinas. Los factores secundarios que tienden a afectar a las velocidades son : meteorización, --fracturación extensiva, aumento de porosidad y alteración hidrotermal, ya que reducen la densidad. Las velocidades -

sísmicas generalmente se determinan utilizando ondas sísmicas reflejadas o refractadas.

Normalmente, se utilizan múltiples geófonos de reconocimiento para construir gráficos de tiempo-distancia en función de las ondas sísmicas refractadas. Las medidas de refracción se utilizan en proyectos de ingeniería civil para determinar la profundidad de la roca, pero su mayor utilización es para estudiar el estado de fracturación en los macizos rocosos. Las velocidades, frecuentemente, varían de 6 Km/seg para rocas ígneas y metamórficas sin fracturar y sin meteorizar, hasta 1 Km/seg para sedimentos sin consolidar.

Ejemplos de la utilización de esta técnica para evaluar la estructura del macizo rocoso por la variación de la velocidad sísmica a lo largo de un túnel, son dados por CRATCHELY (1972), SCOTT (1968), SZENDREI (1958) y HUDSON (1980).

Los conjuntos de geófonos lineales ocupan de 10 a 100 m, con una separación entre geófonos que suele oscilar de 0,6 m a 8 m. El origen de la señal, generalmente, se produce con una pequeña carga de explosivo, aunque Szendrie y Hudson utilizan un martillo. Los resultados se expresan en un gráfico recorrido-tiempo, representando diferentes condiciones del estrato que son detectadas por un cambio en la velocidad. Hudson y otros, observaron una gran variación de la velocidad con unas tensiones de sobrecarga iguales a $0,4 \text{ MN/m}^3$.

El método de reflexión sísmica se utiliza ampliamente en las industrias del petróleo y minería del carbón para determinar las profundidades y planos de debilidad de capas geológicas. Para que las medidas de reflexión tengan éxito deben hacerse en yacimientos estratificados de suficiente espesor y velocidad, en contraste con otros yacimientos --

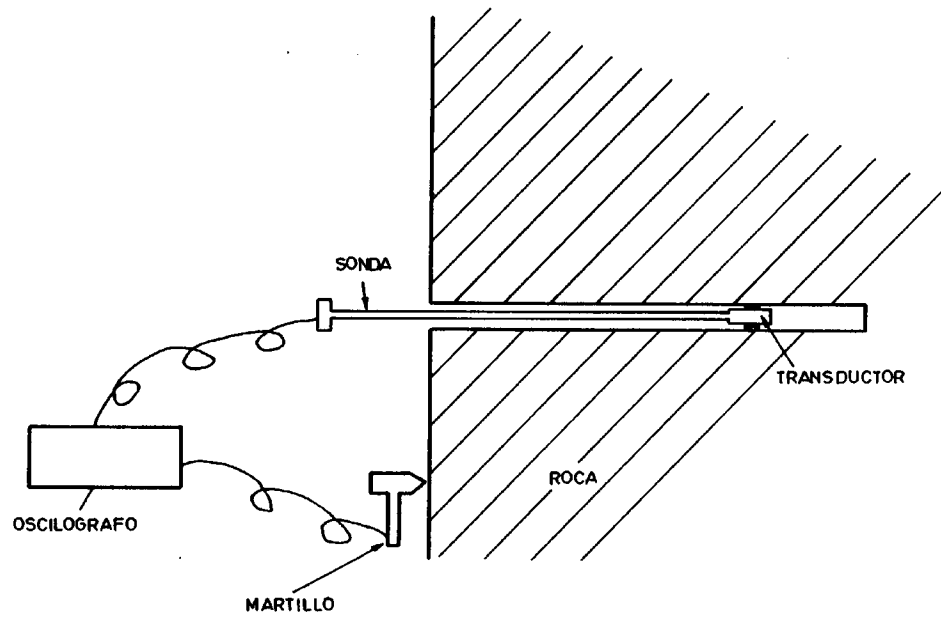
adyacentes. Cuando se miden en el terreno las reflexiones originadas por un explosivo sólo serán detectadas capas -- que tengan una profundidad superior a 100 m. En la mayoría de las investigaciones de túneles no se aplican estas técnicas.

Aplicaciones de estas técnicas fueron llevadas a cabo por Mc CANN (1975), GRAINGER (1977) y MOSSMAN (1977). El primer autor encontró que un material saturado, en parte altamente fisurado, y donde las fisuras abiertas están llenas de aire, afecta grandemente a la velocidad del sonido y -- puede alcanzarse una buena correlación entre velocidad y -- calidad de la roca. En un macizo rocoso saturado con juntas cerradas no puede estimarse la fracturación de la roca midiendo únicamente la velocidad.

Grainger concluye que la precisión con la que puede determinarse un contorno es función de la relación entre las velocidades de dos capas. Cuando se utilizan las velocidades sísmicas para identificar las condiciones del terreno, este autor las considera una ayuda útil para las investigaciones realizadas en los lugares en que se han efectuado -- sondeos.

Mossman y Heim llevaron a cabo un estudio sísmico en el -- Distrito Metropolitano de Chicago. De los resultados de este estudio obtuvieron detalles de los contornos de una estructura y unas señales de fallas en varias capas, detectando unas 30 fallas y estimando sus desplazamientos en 5m.

SZENDREI ME Y OTROS (1958) utilizaron una pequeña perforación con el fin de determinar la extensión y el grado de -- fracturación de los frentes de roca. El método consiste en colocar dentro de un agujero perforado en el frente de la roca una sonda con un transductor en un extremo (Ver figura 76) y, a continuación, golpear la superficie de la roca con un martillo. El transductor de la sonda y el martillo



METODO PARA MEDIR LA FRACTURACION DE UN FRENTE DE ROCA

se conectan a un oscilógrafo de tal modo que los tiempos de tránsito puedan calcularse para la propagación de las vibraciones entre el martillo y el receptor del transductor de la sonda. Representando gráficamente el tiempo con la profundidad de varias zonas de roca fracturada, ésta puede correlacionarse con un cambio en la velocidad. Los agujeros se perforaron a una profundidad de 3 m y los resultados que se obtuvieron midiendo las velocidades fueron comparados -- con la estructura del testigo extraído del agujero ensayado. Encontraron que estos resultados guardan una buena relación con la estructura de los testigos. También se hicieron bastantes estudios para clasificar la estructura del macizo -- rocoso mediante las medidas de la velocidad sísmica.

FOURMAINTRAUX (1975) cuantifica las discontinuidades en los macizos rocosos en función de la velocidad de una sonda longitudinal, expresándola como un "Índice de Calidad". Este lo definió como

$$IQ (\%) = 100 \frac{V_{LM}}{V_{LC}}$$

- IQ - Índice de calidad
 V_{LM} - Velocidad longitudinal medida
 V_{LC} - Velocidad longitudinal calculada.

La velocidad longitudinal medida es la velocidad medida -- in-situ, mientras que la velocidad calculada se deduce midiendo las constantes elásticas de la roca.

SJOGREN Y OTROS (1977) investigaron la correlación entre -- las velocidades longitudinales, frecuencia de fracturación y RQD para establecer la siguiente relación :

<u>Velocidad m/s</u>	3000	3500	4000	4500	5000	5500
<u>Fracturas por m.</u>	19	13,5	9,5	6,5	4	3,5
<u>RQD (%)</u>	25	45	63	78	88	94

Estas relaciones se basan en los resultados de unos 113 Km de líneas sísmicas y 2.850 metros de perforaciones. Calculando las variaciones existentes en los datos, encontraron que las desviaciones eran pequeñas y que existía una fuerte correlación entre velocidad longitudinal y fracturación.

Las principales limitaciones de este método son debidas a que esta correlación está relacionada con un conjunto de rocas ígneas y metamórficas sin meteorizar, y, por tanto, no puede aplicarse, debido a que se introducen errores serios, en lugares donde las rocas han sufrido un alto grado de alteración o meteorización.

3.3.3.1.2.- Técnicas de reflexión de vibraciones controladas

Estas técnicas son simplemente una extrapolación y un refinamiento de ensayos sónicos y ultrasónicos no destructivos de metales. Básicamente, estos métodos consisten en convertir una señal de entrada eléctrica en una señal acústica - mediante un transductor acústico que la propaga a través - de la roca. Estas señales acústicas son reflejadas por anomalías en la roca circundante. Las vibraciones reflejadas son reconvertidas en energía eléctrica por el mismo transductor.

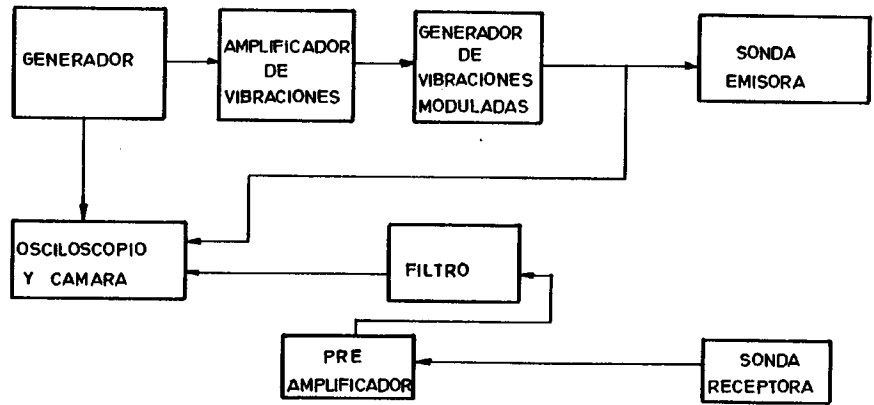
La resolución depende de la frecuencia de la señal y de la naturaleza de la anomalía. Las pérdidas están influenciadas por dos factores. El primero es que la energía decrece inversamente con el cuadrado de la distancia. Esta ley del inverso del cuadrado supone que el objeto reflectante es - una superficie plana ancha, y, por consiguiente, las pérdidas

son más importantes si el reflector es pequeño y difuso. - El segundo origen de pérdidas de energía es debido a la -- absorción de la energía acústica en la roca, lo cual, de-- pende de la frecuencia de la señal acústica, siendo las -- frecuencias más altas absorbidas más fuertemente que las - frecuencias más bajas, pero el problema con señales de fre-- cuencias más bajas es que dan un pobre resultado.

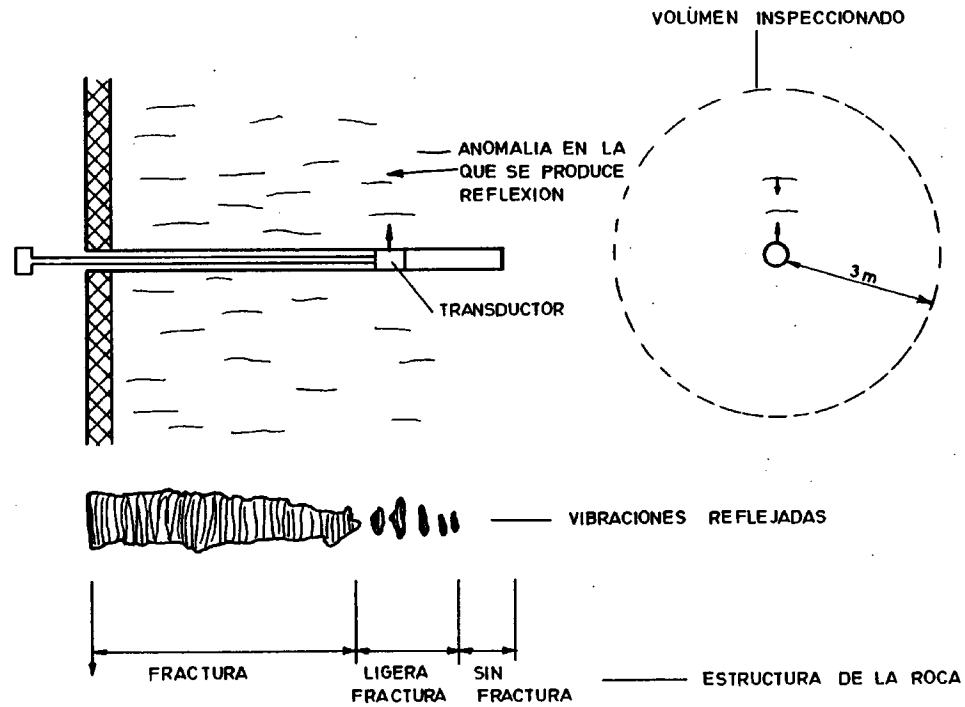
YU y TELFORD (1973) inventaron un sistema transmisor de vi-- braciones ultrasónicas con frecuencias de 60 KHz y 450 KHz (figura 77). Con la señal de 450 KHz encontraron que la ma-- yoría de la energía era reflejada en grietas estrechas o - en pequeñas juntas, mientras que muy pocas fueron transmi-- tidas más allá de la primera junta. La máxima profundidad a la cual una fractura puede detectarse con esta fuente de alta frecuencia depende de la homogeneidad de la roca, pe-- ro, normalmente, es del orden de 0,3 m. Cuando se transmi-- te con una fuente de 60 Hz, observaron que pasaban a tra-- vés de aberturas muy pequeñas y las vibraciones eran refle-- jadas a una profundidad de 1 metro. Concluyen que la fuen-- te de 450 KHz es ideal para detectar fracturas anchas a -- profundidades de un metro, pero para detectar muchas grietas la eficacia de este sistema es baja.

GUPTA (1972) siguiendo unas líneas de trabajo similares a las de Yu y Telford dedujo que las frecuencias de excita-- ción de 5-10 KHz se utilizan mucho mejor para detectar --- discontinuidades profundas con una resolución de alrededor de un metro, y las de 15-30 KHz para detectar pequeñas -- discontinuidades con una resolución de alrededor de 0,3 m.

LUSTSH (1959) utiliza un método de reflexión de vibracio-- nes ultra-sónicas para medir la integridad de pilares. El aparato consiste en un transductor montado en una varilla de sonda colocada en un agujero de perforación (Fig. 78).



TRANSMISOR DE VIBRACIONES ULTRASONICAS



METODOS DE REFLEXION DE VIBRACIONES ULTRASONICAS

El transductor emite vibraciones ultrasónicas a una frecuencia de 500 KHz dando una longitud de onda aproximada de 12 mm. Si las grietas están presentes en la roca, parte de la energía de vibración es reflejada hacia el transductor, que actúa como un receptor para ondas reflejadas; observándose el número de vibraciones reflejadas, mientras el transductor es gradualmente sacado del agujero. Esto se repite bastantes veces para distintas orientaciones.

3.3.3.2.- Métodos microsísmicos.

La actividad microsísmica fue primeramente percibida a finales de 1.930.

El fenómeno de emisión acústica o actividad microsísmica no es bien conocido pero parece que está relacionado con los procesos de deformación y rotura, que van acompañados por una descarga repentina de energía de deformación. Se registraron y analizaron sonidos de rocas, los cuales proporcionaron un camino muy útil para ver la estabilidad de los macizos rocosos. Las áreas estables de la estructura de una mina emiten muy pocos sonidos, mientras que las áreas inestables los producen en gran número.

OBERT y DUVALL (1945) muestran que las áreas estables emiten sonidos a una velocidad constante que con el tiempo de crece a cero, mientras que las áreas inestables, que tienden hacia la rotura, se caracterizan por un aumento del ruido que cambia bruscamente antes de la rotura. Se han utilizado técnicas microsísmicas para :

- . Localizar zonas de inestabilidad, alrededor de los tajos, en minas de carbón por frente largo.
- . Localización y predicción de explosiones de roca.

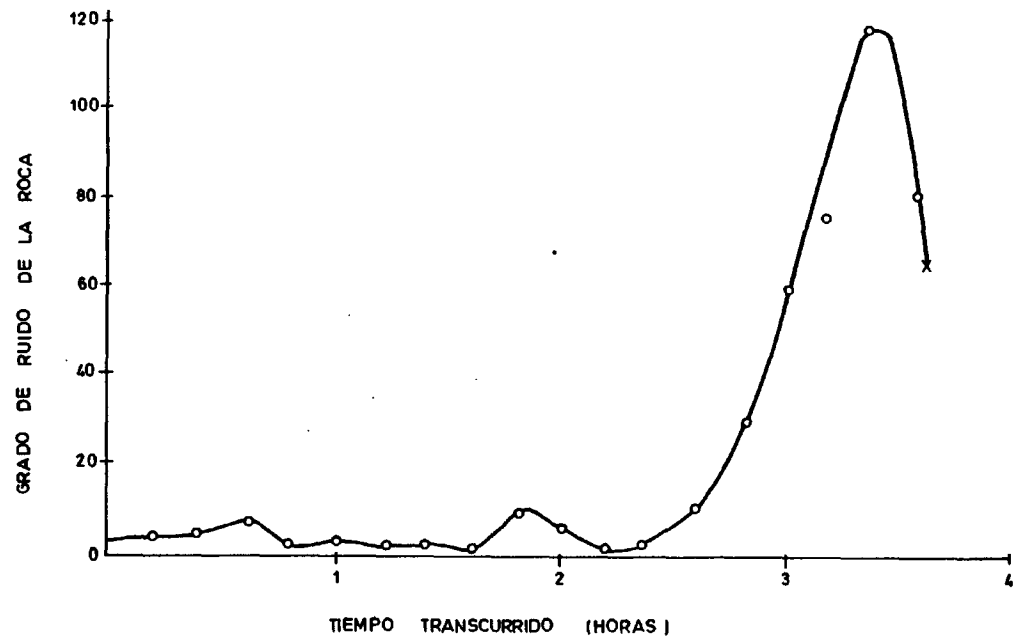
- . Determinación de zonas de menor estabilidad de la roca de techo en galerías.
- . Estabilidad de los taludes a cielo abierto.
- . Determinación de presiones óptimas en los almacenamientos de gas.

De estas aplicaciones la única que es apropiada para este campo de estudio es la utilización de microsísmica para ensayos de pequeña escala de estabilidad de techos.

LEIGHTON y STEBLAY (1975) llevaron a cabo una serie de investigaciones para el USBM en la mina experimental Bruce--ton. El instrumento utilizado era sensible para sonidos comprendidos entre 36-44Hz, excluyendo los sonidos de frecuencias bajas generados por la maquinaria. Estos autores realizaron dos experimentos controlados de caídas de techos, uno en un terreno relativamente competente y el otro en un terreno menos competente, obteniendo un gráfico como el de la figura 79. De los resultados obtenidos de este gráfico se llegaron a la conclusión de que mediante el estudio de la actividad sonora de áreas sospechosas en función del tiempo real se pueden predecir las caídas de los techos.

3.3.3.3.- Vibraciones de aire-roca producidas por ensayos de impacto.

El método convencional de ensayos de techo en minas consiste en golpear el techo y evaluar su sonido por el ruido -- producido por el impacto o por las vibraciones de la roca. Debido a que este método tiende a ser muy subjetivo, la -- USBM (1979) realizó unas investigaciones con el objeto de averiguar la posibilidad de ensayo de paredes mediante un aparato electrónico. Los ensayos se llevaron a cabo utilizando un martillo o barra para golpear la roca, las vibraciones se recogen en el aire por medio de un micrófono y --



DETECCION DE CAIDAS DE TECHO

en la roca por medio de un acelerómetro. Las señales fueron analizadas utilizando el pico y la amplitud de la onda resultante como una medida de la vibración de la roca, y la frecuencia principal para cuantificar el sonido producido por el estrato.

De este trabajo se sacaron las siguientes conclusiones :

- . Las vibraciones producidas en roca suelta tienen aproximadamente doble duración de vibración que en roca sólida, pero la diferencia no parece que sea suficiente para permitir una diferenciación satisfactoria.
- . Existe bastante diferencia entre la amplitud de señales filtradas producidas por roca floja y roca sólida, lo que permite una clara diferenciación. Sin embargo, hay una limitación como consecuencia de la gran dispersión de los datos a causa de las variaciones producidas por la intensidad de golpe del martillo.

Los resultados que se obtuvieron utilizando vibraciones aéreas, las cuales eran registradas con un micrófono, parecen ser tan buenos como los producidos por las vibraciones de la roca.

3.3.3.4.- Conclusiones sobre los métodos geofísicos.

La mayoría de los métodos convencionales de exploración geofísica parecen inapropiados para detectar con exactitud zonas de debilidad de menos de 0,5 m de anchura, tamaños que influyen fuertemente el rendimiento de corte de una máquina de ataque puntual.

El uso de velocidades sísmicas da una indicación general de la estructura del terreno, pero, sólo proporciona confianza en algunas condiciones, como muestra Sjogren (1977).

3.4.- METODOS ANTIGUOS PARA PREDECIR EL RENDIMIENTO DE ARRANQUE DE LAS MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.

La COMUNIDAD ECONOMICA EUROPEA, presentó en 1965 un informe titulado "Métodos de estudio del corte de rocas", en el que se consideran los siguientes parámetros :

<u>Parámetros</u>	<u>Método de ensayo</u>
Dureza de los minerales	Ensayo de dureza Mohs.
Resistencia a compresión	Muestras preparadas, <u>com</u> presión uniaxial.
Resistencia a compresión	Muestras sin preparar, - Protodyakonov.
Dureza por rebote	Escleroscopio Shore.
Abrasividad	Ensayo Cerchar.

<u>Parámetros</u>	<u>Método de ensayo</u>
Resistencia a la perforación	Ensayos de perforación - de agujeros pequeños.

Concluye que el ensayo de perforación de agujeros pequeños con un aparato manual en el campo tiene una serie de venta
jas sobre los otros métodos. Es más barato y da una evalua
ción in-situ de la resistencia de la roca.

El CONO DE PENETRACION (1977) fue desarrollado por el NCB para dar una estimación de la resistencia de la roca, y -- opera de forma parecida al que se emplea en los ensayos -- de dureza metalúrgicos. Proporciona la dureza de la roca - en función de su resistencia a la penetración por un cono de carburo de tungsteno. Los valores obtenidos muestran -- una fuerte correlación con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca. Sin embargo, su utilidad como método para predecir el rendimiento de corte de una máquina es re
lativa.

Se realizó un ensayo para estudiar las posibilidades de -- predicción que ofrecía el cono de penetración. Este ensayo fue efectuado con una máquina DOSCO en un macizo rocoso -- formado por capas de arenisca que contenían de un 60% a un 90% de cuarzo. Los resultados del ensayo se presentan en -- la tabla 3, en la que se relacionan los valores de la pene-- tración del cono, la eficacia del corte y el desgaste de -- las picas. Según se observa en esta tabla, para valores al-- tos del ensayo del cono, el desgaste de las picas es fuer-- te y el corte no satisfactorio.

En Alemania, SCHIMAZEK (1970) dedujo un coeficiente de -- abrasión F. Se mide determinado el contenido de cuarzo, el tamaño de grano y la resistencia a tracción de la roca.

$$F = \frac{Q \cdot d \cdot \sigma_t}{100}$$

donde Q = Contenido de cuarzo en %

D = Diámetro de los granos de cuarzo en cm.

σ_t = Resistencia a tracción en KP/cm².

Utilizando este valor F, como guía de abrasividad, se ob-- servó que por encima de una cierta velocidad de la pica -- su desgaste aumenta rápidamente y se estableció una velo-- cidad de corte crítica.

$$V_{kmt} = K e^{-F}$$

V_{kmt} = velocidad de corte crítica.

K = constante que depende de la geometría de la pica y de la temperatura crítica del metal en la punta de la pica.

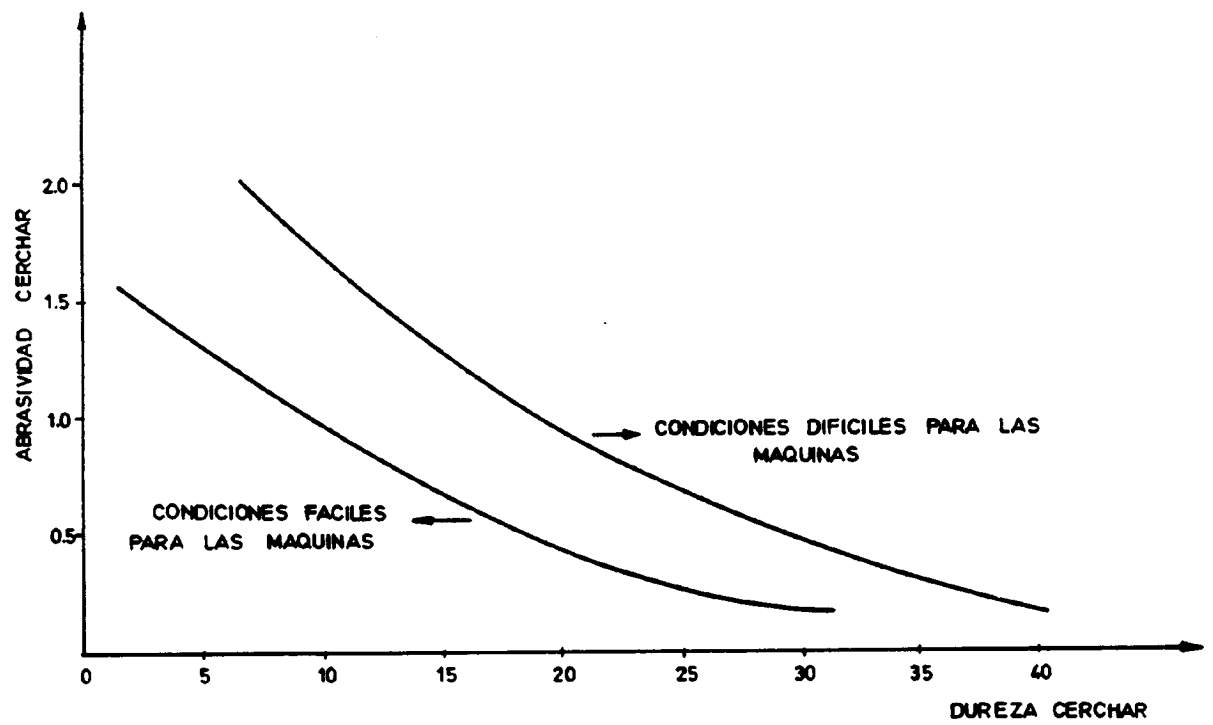
TABLA 3 RELACION ENTRE LAS DUREZAS ESTANDAR DEL CONO DE PENETRACION (NCB) Y LOS RESULTADOS DE CORTE DE UNA MAQUINA DE ATAQUE PUNTUAL.

DUREZAS ESTANDAR	Resultados del corte independiente del tiempo de paradas.	Resultados del corte de la pica donde las picas son reemplazadas por carburo de tungsteno.
6	6,0 <u>El corte es posible únicamente si las intercalaciones de roca tienen un espesor menor de 0,30 m.</u>	Desgaste fuerte (Mayor de 0,5 picas/m ³)
5	4,0 <u>Las máquinas no son adecuadas para estas rocas. Algún progreso es posible si se presentan intercalaciones de rocas blandas en el frente. Serán necesarias voladuras para ayudar a la excavación.</u>	5,3 <u>Rápido desgaste y rotura de picas.</u>
4	3,0 <u>La máquina debe cortar satisfactoriamente si las picas se cambian regularmente. Altas energías de corte (8-11 MJ/m³) y vibraciones reducen fuertemente la vida de los componentes de la máquina.</u>	3,8 <u>Velocidades de desgaste de 0,32 picas/m³ ó menos probablemente. Los resultados del corte pueden ser malos si las picas no se cambian regularmente. Es poco común la rotura de las picas.</u>
3	2,5 <u>Moderadas velocidades de avance, tan bajas como 10 m³/hr en las rocas más duras.</u>	2,8 <u>Moderada velocidad de desgaste (tan baja como 0,15 picas/m³) Cambios regulares de picas ligeramente usadas deben ayudar en la ejecución del corte.</u>
2	1,8 <u>Se pueden hacer progresos satisfactorios. Velocidades de corte de 12-15 m³/hr probablemente.</u>	1,8 <u>Velocidades de desgaste bajas aunque es necesario inspecciones regulares de picas.</u>
1	<u>La máquina es muy adecuada para estas rocas. Se pueden alcanzar buenas velocidades de avances (superiores a 20 m³/hr).</u>	1,0 <u>Velocidades de desgaste probablemente menores que 0,08 picas/m³. Son ventajosas inspecciones regulares de las picas.</u>

VALANTIN (1974) considera que el corte de las rocas depende de muchos parámetros; unos relacionados con la roca y -- otros relacionados con la máquina. Entre los parámetros relacionados con la roca considera las propiedades mecánicas, la abrasividad, el estado de tensiones y los planos de discontinuidad de la capa como los cuatro más importantes. Para medir las propiedades mecánicas y la abrasividad de la roca llevó a cabo varios ensayos y realizó un análisis general del rendimiento de corte de las máquinas en función de la dureza y de la abrasividad de las rocas (Ver figura 80). Sin embargo, el rendimiento de la máquina definido en términos de facilidad y dificultad de corte es bastante -- subjetivo, y no tiene en consideración las variables operacionales que normalmente suelen afectar a dicho rendimiento.

Uno de los estudios más completos, para medir el rendimiento de corte de una máquina en una capa de carbón, fue emprendido por MC FEAT-SMITH (1973), el cual realizó una serie de experimentos de laboratorio e in-situ para varios - tipos de rocas en distintos lugares. El programa de laboratorio consistía en medir las propiedades de la roca y efectuar unos ensayos de corte y desgaste. MC FEAT-SMITH midió 19 propiedades de la roca, correlacionándolas con la energía específica de corte y con el desgaste de la pica por - medio de un programa de regresión multilíneal.

Los resultados de estos análisis muestran que la energía - específica depende de la penetración, las propiedades mineralógicas y las propiedades resistentes de la roca y el -- desgaste por corte es controlado por la dureza y las proiedades mineralógicas. Se encontró que la precisión de -- las predicciones de corte generalmente aumenta cuando las rocas se agrupan dentro de sus respectivas divisiones mineralógicas. Para complementar el trabajo de laboratorio realizó una serie de experimentos in-situ para medir la ener-



ABRASIVIDAD Y DUREZA DE LAS ROCAS
(SEGUN VALANTIN, 1974)

gía específica de corte de una Dosco MK-2A y las propiedades del macizo rocoso. Relacionando la energía específica de corte y el desgaste obtenidos en el laboratorio con los resultados producidos en la investigación in-situ, estableció un índice de predicción (Tabla 4). Sin embargo, el estudio mostró que el rendimiento de la máquina está fuertemente relacionado con la naturaleza de las juntas del macizo rocoso, que aún así, no fueron incluidas como uno de los parámetros que determinen la excavabilidad de la roca.

Una versión revisada de este trabajo fue publicada en 1977, en el ROCK ENGINEERING. Esta resumía el primer trabajo llevado a cabo por MC FEAT-SMITH, y establecía que el corte de la roca puede estar relacionado con la dureza, medida con el cono de penetración, y la deformación plástica, mientras que el desgaste es función de la dureza Shore, coeficiente de cementación y contenido de cuarzo.

En este informe se indica que el índice de predicción es válido para macizos que no están fisurados, lo que explica las discrepancias entre los rendimientos predichos y los rendimientos reales citados en el estudio.

Este trabajo de la Universidad de Newcastle upon Tyne (U.K) fue continuado por FOWELL (1980), el cual obtuvo un índice de predicción basado en ensayos de corte de laboratorio -- que permite evaluar la facilidad del corte y el desgaste de la pica (Tabla 5).

Aunque parece que las velocidades de corte y el desgaste pueden predecirse con bastante exactitud para rocas homogéneas, sin embargo, hay las siguientes limitaciones en este estudio :

- a) El ensayo de la medida de la energía específica de corte en el laboratorio se basó en el corte efectuado por

TABLA 4 LIMITES DE APLICACION DE UNA MAQUINA DOSCO DE ATAQUE PUNTUAL (MK-2A) (MC FEAT-SMITH).

DESGASTE POR CORTE MEDIDO EN EL LABORATORIO mg/m.	2	Desgaste severo
		Desgaste rápido de las picas, afectando seriamente al rendimiento de corte si la cabeza no se inspecciona regularmente.
	1	Afecta al rendimiento de corte y carga de la máquina.
		Velocidades de desgaste intermedias. Las picas deben ser inspeccionadas al menos una vez por turno.
ENERGIA ESPECIFICA MEDIDA EN EL LABORATORIO MJ/m ³	20	Las máquinas no son adecuadas para su aplicación en estas rocas.
		Límites de aplicación de la MK-2A. El rendimiento de corte y carga de la máquina sólo es adecuado en la parte más baja de esta categoría.
	10	Las máquinas excavan satisfactoriamente si se cambian las picas regularmente.
	0	Las máquinas son adecuadas para estas rocas.

TABLA 5 APLICACION DE LAS MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL DE PESOS MEDIOS Y GRANDES (FOWELL Y PYOCROFT)

Energía específica de laboratorio. (MJ/m ³).	Rendimiento de corte de las máquinas de peso medio.	Energía específica de laboratorio -- (MJ/m ³)	Rendimiento de corte de las máquinas de peso elevado.
20	Las máquinas sólo pueden cortar estas rocas a precios económicos si se presentan en bandas delgadas (menores que 0,3 m). En corto tiempo es necesario reemplazar los componentes de la máquina debido a las vibraciones de corte. Los especialistas aconsejan una modificación de la máquina para ayudar al corte de rocas duras	32	Las máquinas pueden cortar solamente - bandas delgadas de estas rocas y el - desgaste de las picas será excepcionalmente alto. Puede dañarse la máquina en poco tiempo. Las máquinas deben ser capaces de adaptarse para el corte de rocas duras.
15	Rendimiento de corte pobre. La excavación tiene que ser ayudada por voladuras en el extremo de la escala. El reemplazamiento regular de picas ligeramente desgastadas mejorará la energía específica; reduciendo el desgaste de los componentes. Las picas de ataque en punta serán beneficiosas y los motores de corte de baja velocidad y los gatos laterales mejorarán la estabilidad.	25	Rendimiento de corte pobre, particularmente en frentes masivos. Una inspección frecuente mejorará el corte y el desgaste de las picas. Máquinas con modificaciones para el corte de rocas duras reducirán el riesgo de rotura. Imprescindible picas de ataque en punta.
12	Rendimiento de corte moderado a pobre Para rocas abrasivas las picas deben ser inspeccionadas frecuentemente, ya que con picas afiladas aumentará el rendimiento.	17	Moderado rendimiento de corte, muy bueno en el extremo de la categoría. Las picas deben ser inspeccionadas y cambiadas regularmente, en particular cuando se excavan rocas abrasivas.

TABLA 5 - APLICACION DE LAS MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL DE PESOS MEDIOS Y GRANDES (FOWELL Y PYOCROFT). (Continuación).

8	Moderado a buen rendimiento de corte con muy bajo desgaste de los componentes de la máquina. Las picas deben ser inspeccionadas y cambiadas regularmente, particularmente para rocas abrasivas.	8	Las máquinas son muy adecuadas para estas rocas y pueden esperarse avances muy rápidos. Es ventajoso inspeccionar regularmente y reemplazar las picas.
5	Máquinas muy adecuadas para estas rocas. Se pueden esperar buenos avances. La inspección regular y la sustitución de las picas desgastadas, es ventajosa.		

una simple pica que no se cambia, mientras que en la -- práctica esto nunca ocurre.

- b) No se ha tenido en cuenta la fuerza lateral ejercida por los gatos hidráulicos de giro de la máquina al medir la energía específica.

Aunque se conoce que la estructura del macizo rocoso influye de una manera directa en el rendimiento de corte de la - máquina, no se ha realizado ningún esfuerzo para incorporar dicha propiedad en el índice de predicción.

Para el cálculo del rendimiento de corte de una Alpine AM-50, GEHRING (1978) de Voest Alpine, utilizó un ensayo de -- corte estándar en una muestra extraída "in-situ". La velocidad de corte de la máquina está directamente relacionada -- con la profundidad de corte en la muestra durante el ensayo.

El rendimiento de la AM-50 puede calcularse si se cumplen las siguientes condiciones :

- a) Mínima sección transversal de corte 12 m^2
- b) Gradiente frontal inferior a 40° y ninguna inclinación -- transversal.
- c) La roca de donde se extrae la muestra, se encuentra ho-- mogeneamente sobre la sección transversal del frente.
- d) La máquina es controlada por un operador con experiencia

Este método aplicado por GEHRING sólo es razonable cuando las condiciones prescritas anteriormente prevalecen. Su utilidad como índice de predicción, incluso para una AM-50, es muy limitado, ya que es prácticamente imposible que satisfaga la condición c.

Como una indicación del rendimiento de corte de una máquina VASEK (1978) midió las propiedades siguientes :

Maquinabilidad
 Abrasividad
 Grado de fisuración de la roca.
 Resistencia a la penetración.

Este autor estimó la maquinabilidad mediante el corte efectuado con un instrumento estándar en una roca a varias profundidades. Se expresa como una relación de las fuerzas de corte máximas y mínimas relacionadas con la profundidad de corte. Cuando se trata de una galería con varios tipos de roca, el ensayo de maquinabilidad debe aplicarse a cada uno de ellos y calcular después el valor medio del frente. La abrasividad se determina midiendo la pérdida de peso de una punta de acero normalizada que se ha hecho circular sobre una superficie preparada de la muestra de roca. Si las rocas están estratificadas, este ensayo se realiza perpendicular y paralelamente a la estratificación. Los grados de fisuración se calculan midiendo los espaciados de las discontinuidades en varios testigos de perforación o en el frente de avance. La resistencia a la penetración se mide introduciendo una punta de acero en la roca a una velocidad determinada hasta que ésta se rompe; y se expresa como la carga de rotura dividida por el área de la sección transversal de la punta.

El rendimiento de corte de la máquina se calcula aplicando la relación siguiente :

$$NS = \frac{1}{R_c \cdot SP} \cdot K$$

NS = Rendimiento de corte m^3/hr

R_c = Maquinabilidad

SP = Grado de fisuración

K = Constante que depende de la máquina y del tipo de la -
cabeza de corte.

El trabajo de VASEK, que tiene en cuenta los factores que -
afectan al rendimiento de corte de la máquina, es muy com--
pleto y es uno de los métodos que mejor predicen el rendi--
miento de corte. Una de sus limitaciones es que sólo es ---
aplicable a la AM-50. Otra limitación es que el método para
cuantificar algunos de estos parámetros tiende a ser comple
jo; a esto se debe que no haya sido ampliamente aceptado.

FARMER y otros (1979) realizaron estudios de corte en tres
lugares diferentes, cuyas características son las siguien--
tes :

CASO A. El túnel tiene una longitud de 1600 m, una profundi
dad media de 400 m y un diámetro circular de 3,5 m. El tú--
nel se divide en una serie de zonas litológicas. Las rocas
presentes son calizas, areniscas y arcillas esquistosas.

CASO B. El túnel tiene una longitud de 1300 m, una profundi
dad de 30 m y una sección de 3,4 m de alto x 3,45 m de an--
cho. El túnel se divide en una serie de zonas litológicas.
Las rocas que intervienen son limos, calizas, areniscas ---
calcáreas y carbón.

CASO C. El túnel tiene una longitud de 800 m, una profundidad media de 20 m, y una sección de 6 m de alto x 4,5 m de ancho. El túnel se divide en una serie de zonas litológicas. Las rocas que intervienen son calizas, limos y arcillas esquistosas.

En los tres túneles se llevaron a cabo una serie de ensayos con el fin de establecer unas correlaciones entre el número de rebotes del martillo Schmidt, RQD, abrasividad medida -- por el % de cuarzo y el tiempo de perforación por unidad de longitud de túnel.

De los resultados se deduce que la única correlación válida fue la obtenida entre el rebote del martillo Schmidt y el tiempo de perforación por unidad de longitud.

Dentro de estos casos, la mejor correlación se obtuvo en el caso A, donde el factor de correlación fue de 0,93.

3.4.1.- Conclusiones

La tabla 6 muestra los factores que cada investigador ha incluido para predecir el rendimiento de corte de una máquina de ataque puntual.

Los primeros métodos de predicción del rendimiento consisten en una serie de ensayos de laboratorio llevados a cabo en muestras extraídas del lugar propuesto para dicho estudio. El rendimiento se expresa en términos subjetivos como: dificultad, etc. La principal limitación de este enfoque es que no tiene en cuenta la estructura del macizo rocoso in situ y no cuantifica el rendimiento de la máquina.

TABLA 6 CONCLUSIONES DE LOS METODOS USADOS PARA PREDECIR EL RENDIMIENTO DE CORTE DE UNA SERIE DE MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.

	Parámetro Considerado			Rendimiento Predicho
	Tipo de máquina	Propiedades de la roca en el laboratorio.	Propiedades del macizo rocoso - in-situ.	
NCB	Sin definir	SI	NO	Indice comparativo
Schimazek	Sin definir	SI	NO	Indice comparativo
Valantin	Sin definir	SI	NO	Indice comparativo
Mc Feat-Schmith	Dosco MK-IIA	SI	NO	Energía específica
Fowell	Dosco MK-IIA y Titan.	SI	NO	Velocidad de excavación
Ghering	AM - 50	SI	NO	Velocidad de excavación
Vasek	AM - 50	SI	NO	Velocidad de excavación
Farmer y otros.	Sin definir	SI	NO	Velocidad de excavación

MC FEAT-SMITH (1975) hizo el primer intento para medir el rendimiento de corte de una máquina de ataque puntual en función de la energía específica de corte, pero no hizo ninguna consideración sobre el empuje aplicado por la cabeza de corte. Tampoco sugirió ningún procedimiento para medir el rendimiento de corte de tal forma que pudiera -- relacionarse una máquina con otra.

Se llevaron a cabo otros intentos para evaluar la estructura del macizo rocoso in-situ pero no tuvieron éxito. -- Unicamente VASEK (1978), siguió un método que cuantifica ba una variedad de terrenos. Para predecir el rendimiento de corte de una máquina de ataque puntual, la mayoría de los autores toman en consideración todos los factores que están relacionados con las variables operacionales de la máquina. También se establecieron una serie de procedi--- mientos que tenían en consideración la estructura del macizo rocoso, algunos de ellos bastante detallados y otros más sencillos.

En la predicción del rendimiento de corte se realizaron - suficientes ensayos de laboratorio para determinar las -- propiedades mecánicas de la roca, encontrándose con que - era necesaria una estandarización. Por tanto, el problema de clasificación del macizo rocoso es crítico, y cual- -- quier método para medir estas características mejoraría - el índice de predicción.

3.5.- CORRELACIONES ESTABLECIDAS EN LA PRACTICA ENTRE LAS PRO-- PIEDADES DE LAS ROCAS Y MACIZOS ROCOSOS Y EL RENDIMIENTO DE ARRANQUE DE LAS MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.

V. P. ALEMAN (1982) llevó a cabo una serie de ensayos in-situ, que consistían en medir el rendimiento de corte de una máquina de ataque puntual y las propiedades de las ro

cas. Estos fueron hechos en muchos túneles durante un período de cuatro años. Al principio, el rendimiento de corte de la máquina se expresó en función de la energía específica - de las rocas medida en el laboratorio.

Sin embargo, más adelante se desarrollaron otros métodos -- para medir las propiedades de las rocas, los cuales fueron introducidos dentro del programa de ensayo. Por esto, los resultados se dividieron en tres grupos, basados en los métodos para cuantificar las propiedades de las rocas, y se utilizó para su análisis la técnica de regresión multi-lineal. De estos análisis se obtuvieron una serie de ecuaciones que predicen el rendimiento de corte de la máquina.

3.5.1.- Lugares de los ensayos

Los ensayos fueron realizados en una serie de lugares donde se midieron el rendimiento de corte de una máquina y una variedad de propiedades relacionadas con la roca que se cortó. El primer lugar elegido fue en STAFFORDSHIRE, COLLIERY SILVERDALE, donde se perforaron 4000 m en dos galerías dentro de nuevas reservas y en una galería que fue alargada 3000 m. Estas galerías tienen una pendiente de 1:4 y atraviesan el Carbonífero Superior y Medio, compuesto de una serie de arcillas esquistosas, margas, limos y areniscas. Inicialmente se utilizaron tres máquinas de ataque puntual, RH 1/3 DE ANDERSON STRATHCLYDE, para el avance de galerías. Sin embargo, dos de estas máquinas fueron reemplazadas respectivamente - por una DOSCO MK-3 y una máquina de TITAN THYSSEN. Se realizaron un total de 82 ensayos de corte en varios lugares con las tres máquinas.

Aparte del COLLIERY SILVERDALE, se realizaron medidas en -- otras cuatro galerías transversales; dos de estas fueron -- hechas en YORKSHIRE, COLLIERY MAIN HATFIELD y las otras dos en DOW MILL COLLIERY, WARWICKSHIRE. En HATFIELD una DOSCO

MK-2A y una DOSCO MK-3 fueron utilizadas para realizar dos avances de galerías que atraviesan una serie de arcillas - esquistosas, carbones, limos y areniscas. Los otros dos túneles en DOW MILL COLLIERY forman parte de una galería que conecta las labores de las hulleras con la superficie. Una sección de la galería fue perforada desde la superficie -- con una pendiente de 1:4, por medio de una máquina ANDERSON STRATHCLYDE RH 1/3 y la otra desde la mina con una pendiente de subida de 1:4 por medio de una DOSCO MK-3. En estas cuatro galerías, la estructura de la roca in-situ se estudió mediante unos testigos de sondeos que fueron hechos verticalmente al eje de las galerías. En las hulleras de HATFIELD y DOW MILL se llevaron a cabo otros ensayos.

3.5.2.- Resultados

El rendimiento de corte de la máquina de ataque puntual -- fue medido por diferentes métodos tales como : energía específica de corte a empuje constante, penetración por revolución a empuje constante y un sistema que relaciona empuje (KN/m^2) con penetración (m/rev.), expresado en m^3/KN -- (Ver capítulo 3). Para todos estos métodos los rendimientos de corte de las máquinas de ataque puntual son expresados en m^3/KN . Los ensayos de clasificación de las rocas se basan en seis propiedades determinadas en el laboratorio.- Los índices de resistencia in-situ utilizados han sido la cuña de expansión (ISSI) y la estructura del testigo.

Según el método aplicado para clasificar los diferentes estratos, los resultados se agruparon de la siguiente manera.

- a) Lugares donde la roca fue clasificada por sus propiedades determinadas en el laboratorio.

- b) Lugares donde la roca se clasificó por el índice de resistencia in-situ (ISSI) y por sus propiedades determinadas en el laboratorio.
- c) Lugares donde la roca se clasificó por la estructura del testigo y por sus propiedades determinadas en el laboratorio.

Estos grupos de datos, junto con los valores del rendimiento de corte de la máquina de avance, son suministrados a un computador en forma de matrices APL. La matriz llamada -- "GAST" relaciona los datos del grupo (a) mencionados anteriormente y consta de 61 conjuntos. Una segunda matriz -- "GISI" tiene 16 conjuntos de datos y relaciona el grupo (b), mientras que una tercera matriz "GBB" contiene los datos -- del grupo (c) y comprende 36 conjuntos.

3.5.3.- Análisis de los resultados

El análisis se llevó a cabo de la siguiente forma : primeramente se dibujan los gráficos de las propiedades de las rocas en función del rendimiento de corte de la máquina, y a continuación se efectúa un análisis por medio de una técnica de regresión multilínea, deduciéndose una serie de ecuaciones para predecir el rendimiento de corte de la máquina.

3.5.3.1.- Relación entre el rendimiento de corte de una máquina y las propiedades de las rocas.

La relación entre la resistencia a compresión simple y el rendimiento de corte de una máquina está representada en -- la figura 81. Los valores de la resistencia a compresión -- simple varían de 16 a 141 MPa, y cuando aumentan decrece el rendimiento de corte de la máquina, sin embargo, hay una -- gran dispersión en los resultados. La resistencia a trac--- ción, que varía de 2-24 MPa, muestra una tendencia similar

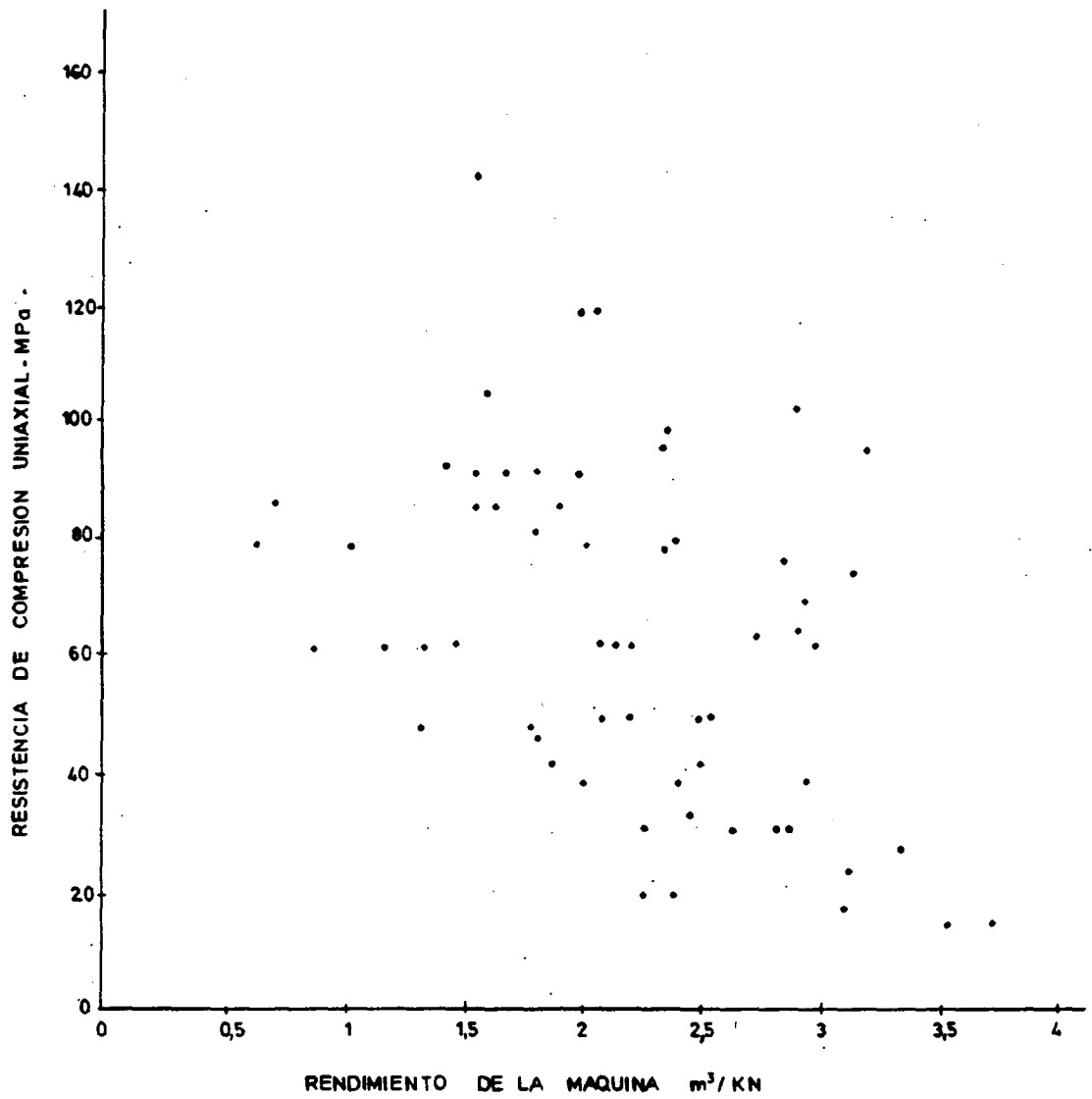
a la de la resistencia a compresión simple; pero la dispersión en los datos es incluso más grande (Ver figura 82). La dureza Shore y la abrasividad muestran un aumento general cuando decrece el rendimiento de la máquina, pero en estas relaciones existe un amplio grado de dispersión (Ver figuras 83-84).

No existe una relación muy definida entre la energía específica de perforación medida en el laboratorio y el rendimiento de corte de la máquina (Ver figura 85).

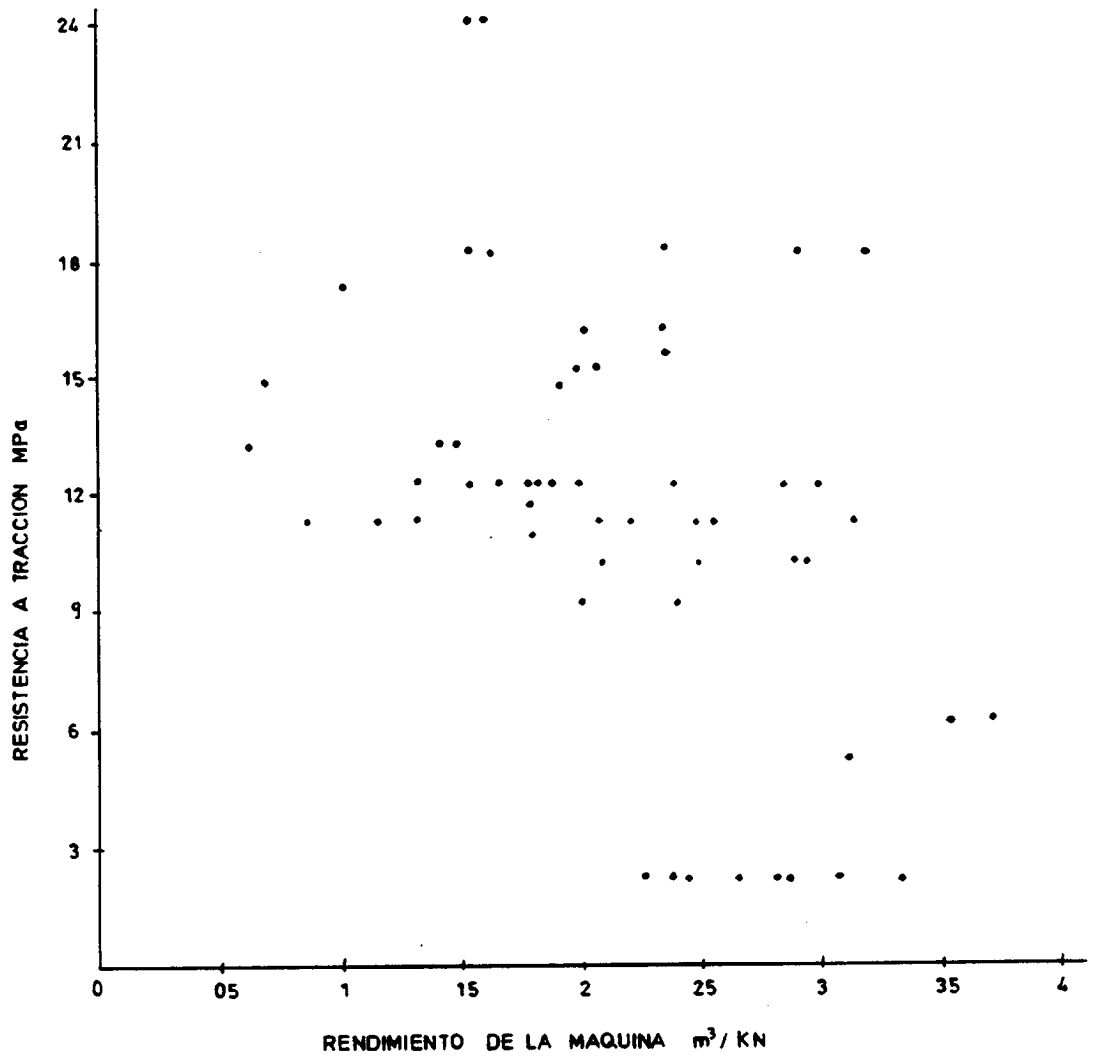
Representando gráficamente el índice de resistencia "in situ" (ISSI) en función del rendimiento de corte de la máquina, se obtuvo una función log recíproca o negativa que parece completamente representativa (Ver figura 86). El rendimiento de la máquina mejora ligeramente cuando los valores del ISSI decrecen a 7, este grado de mejora aumenta entre 7 y 4, y entre 4 y 0 se produce un fuerte aumento.

Las figuras, 87, 88, y 89 describen las relaciones entre RQD, microfracturas/m, valores de "A" y rendimiento de corte de la máquina. Es evidente que cuando aumenta el RQD disminuye el rendimiento de corte de la máquina, sin embargo hay muy pocos datos para valores de RQD entre 40 y 70 haciendo difícil su evaluación. El rendimiento de corte de la máquina aumenta con el número de microfracturas en la roca pero debido a la amplia dispersión en los resultados no existe una correlación definitiva. La relación entre el valor de "A" y el rendimiento de corte de la máquina es similar a la representada en el gráfico 88, pero no existe un grado de dispersión tan amplio.

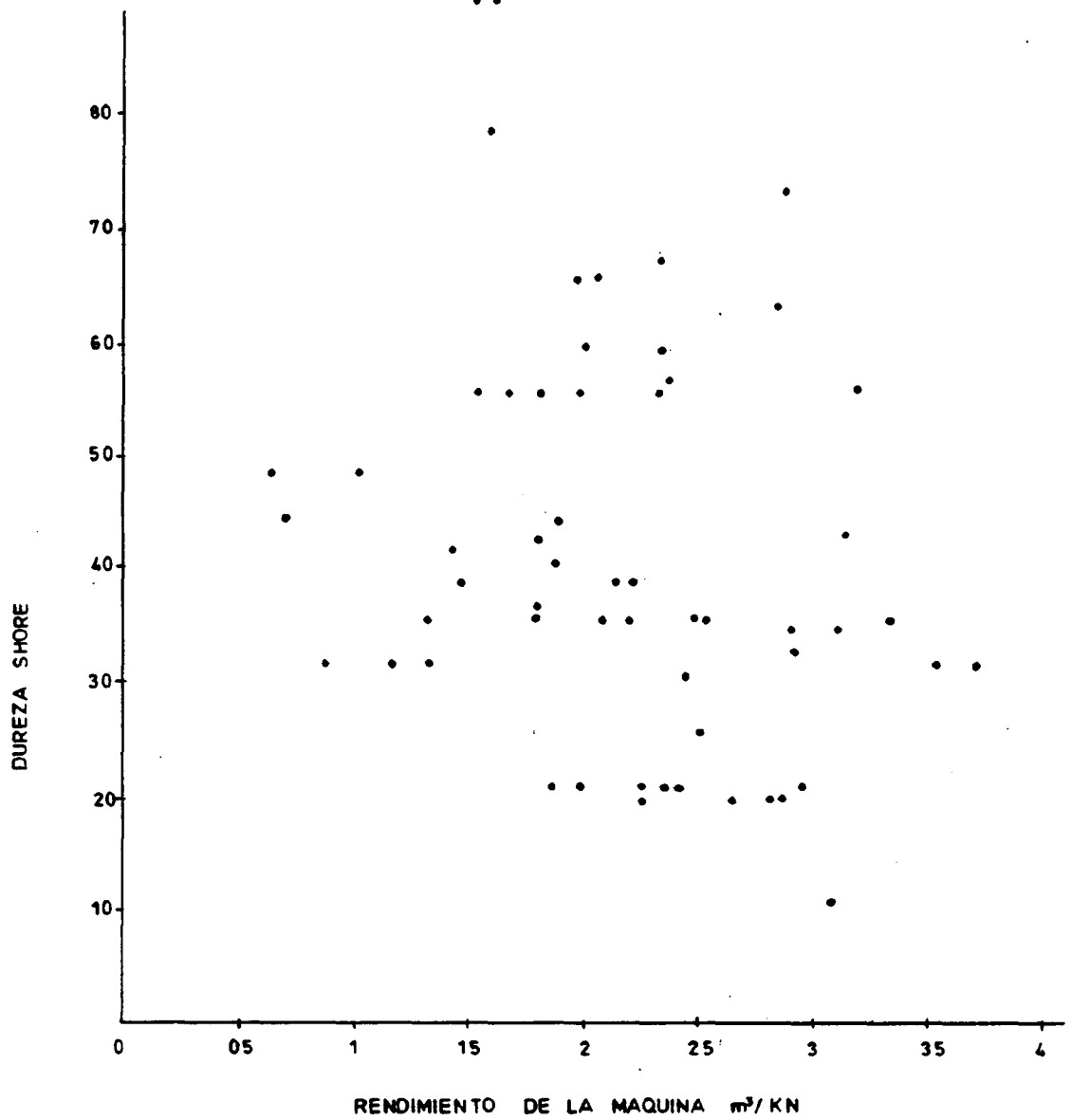
De estos gráficos ilustrados en las figuras 81-89, se deduce que, a parte del ISSI, no existe una buena correlación entre los mencionados parámetros y el rendimiento de corte de la máquina, en forma lineal o polinómica.



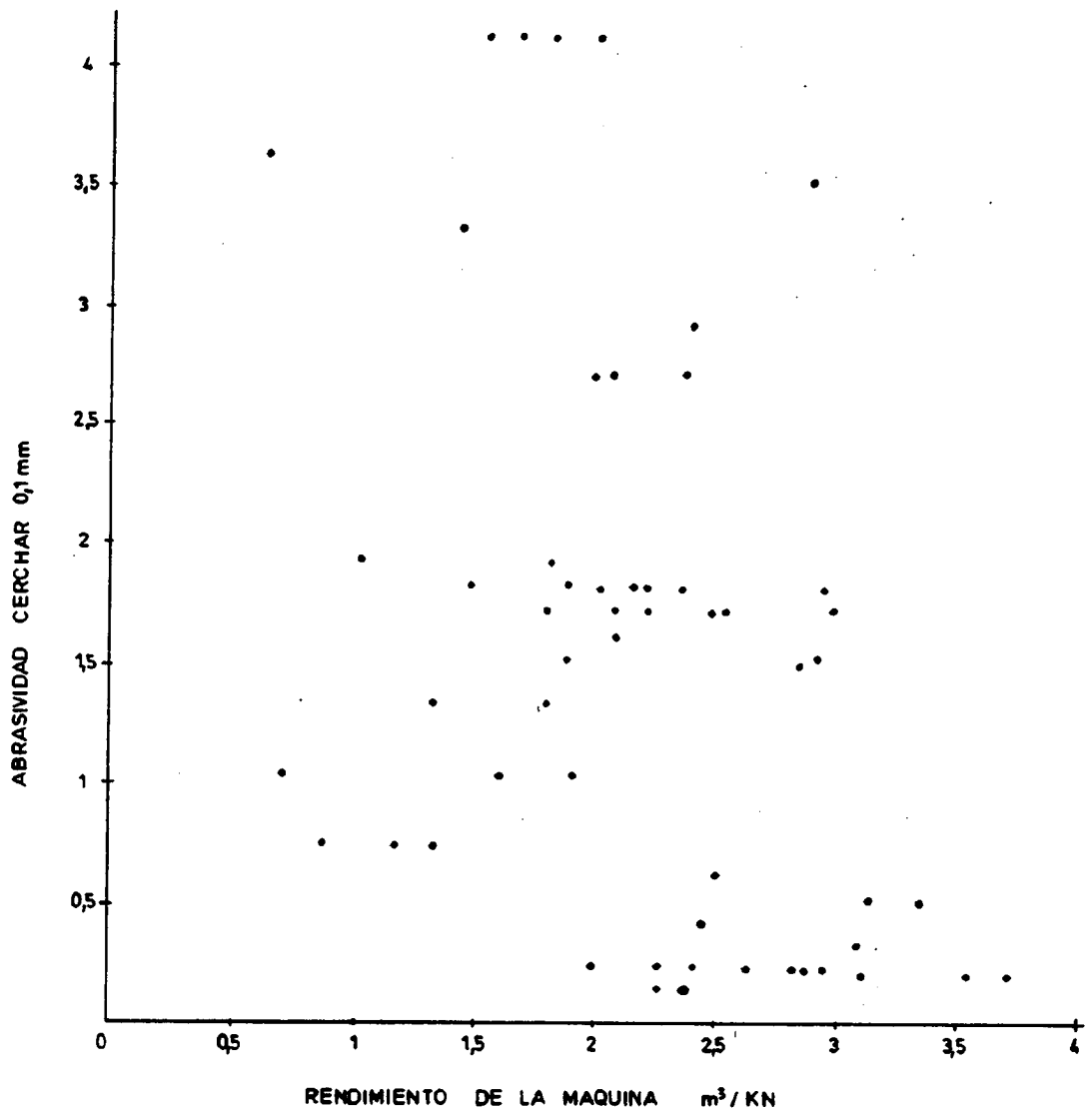
RELACION ENTRE LA RESISTENCIA A COMPRESION UNIAXIAL Y EL RENDIMIENTO DE LA MAQUINA (SEGUN ALEMAN)



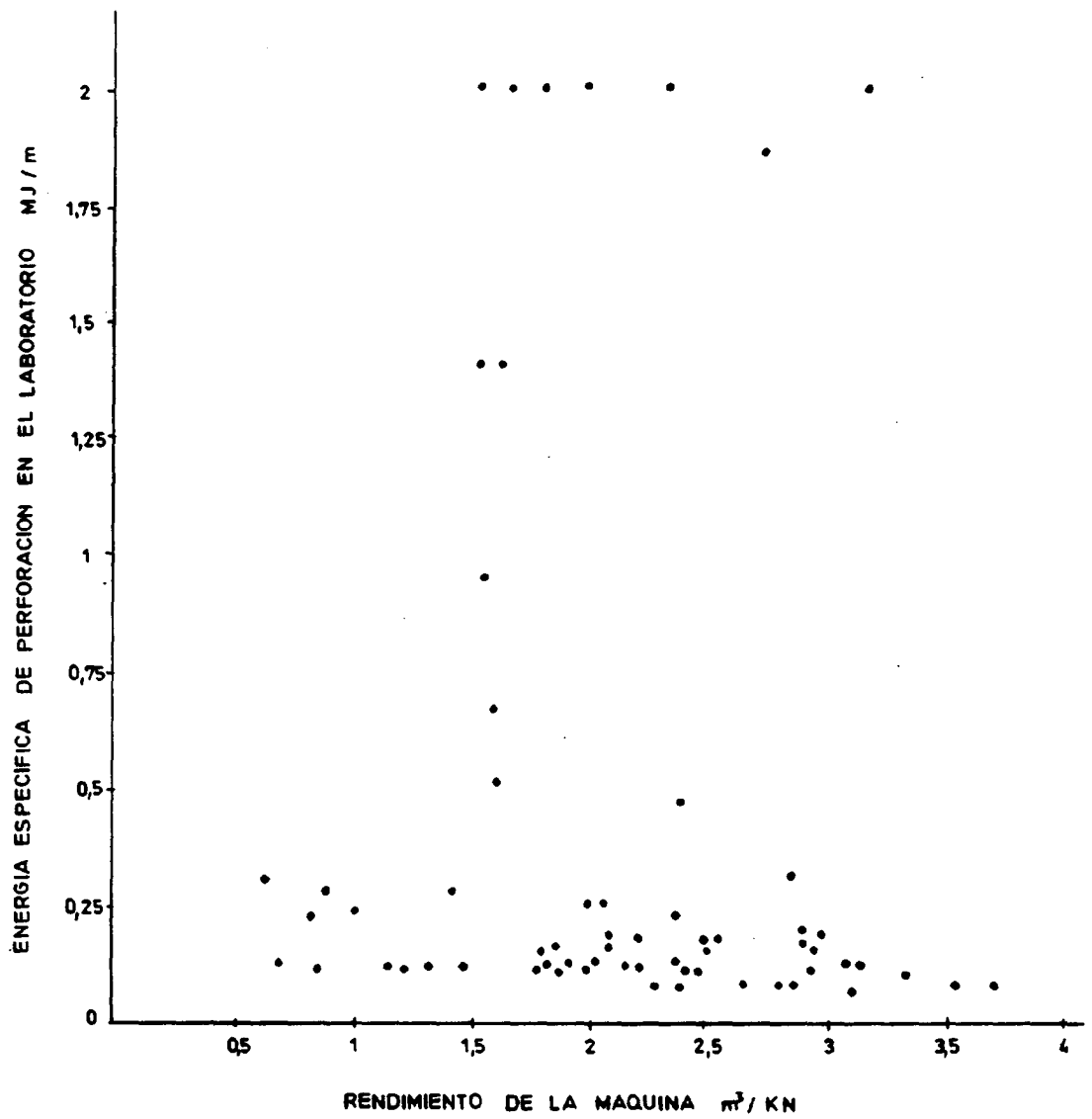
RELACION ENTRE LA RESISTENCIA A TRACCION
Y EL RENDIMIENTO DE LA MAQUINA
(SEGUN ALEMAN)



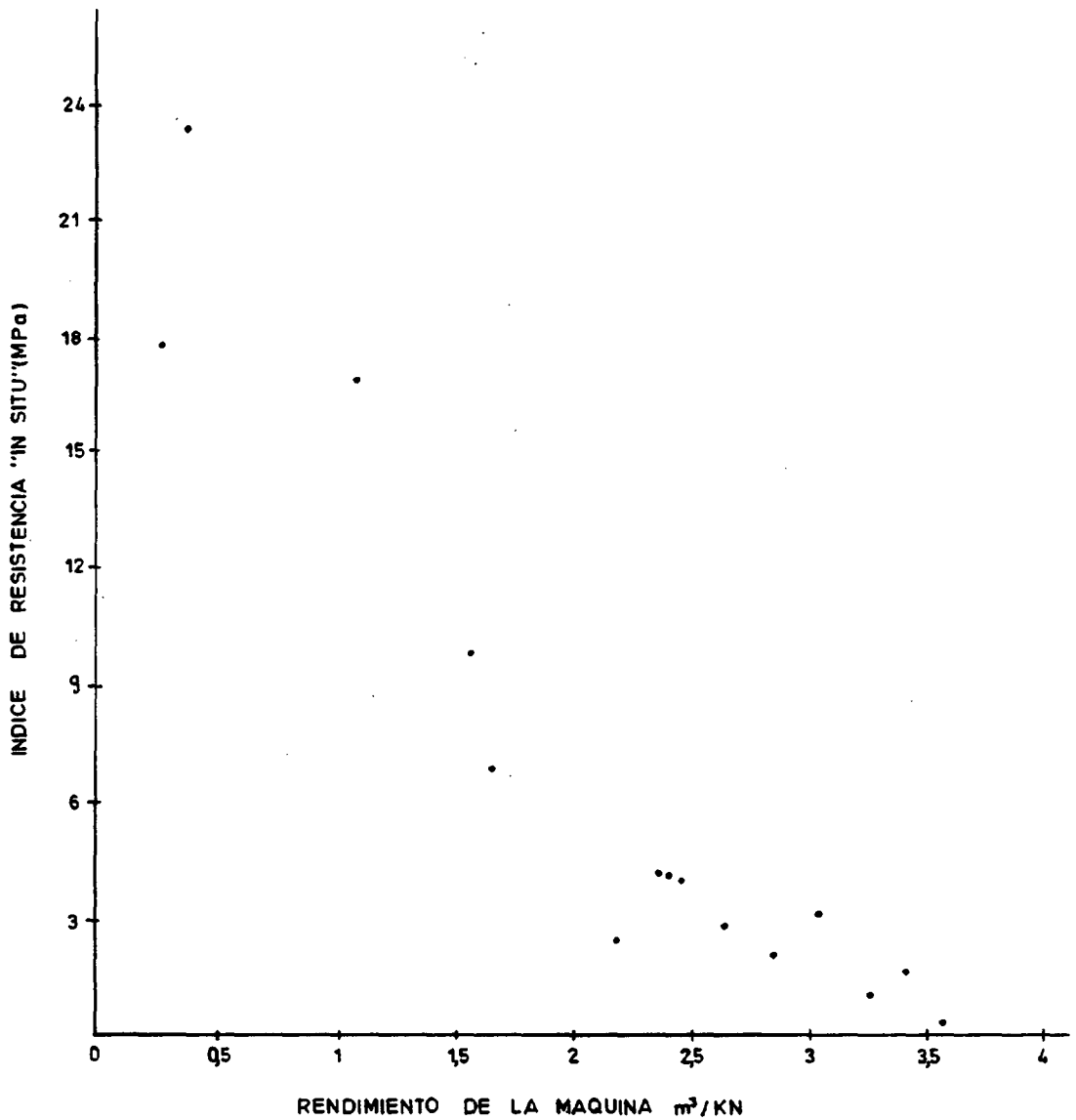
RELACION ENTRE LA DUREZA SHORE Y EL
 RENDIMIENTO DE LA MAQUINA
 (SEGUN ALEMAN)



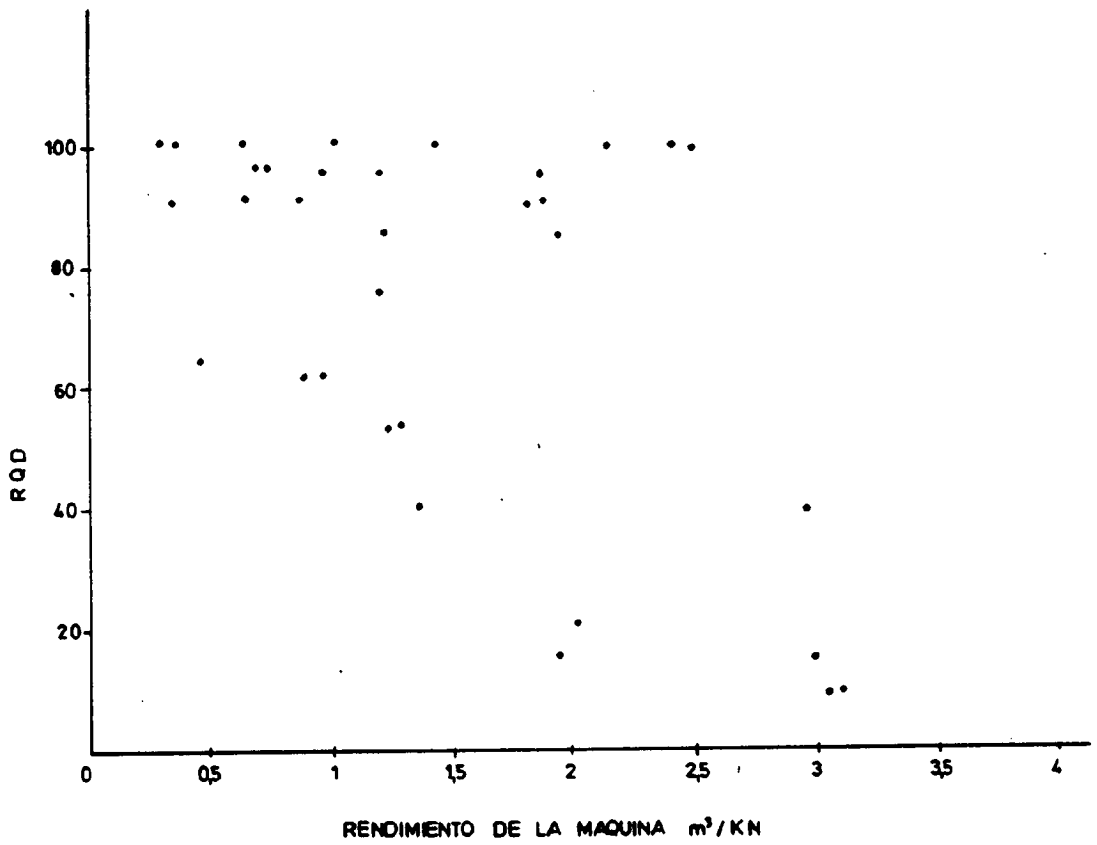
RELACION ENTRE LA ABRASIVIDAD Y EL
 RENDIMIENTO DE LA MAQUINA
 (SEGUN ALEMAN)



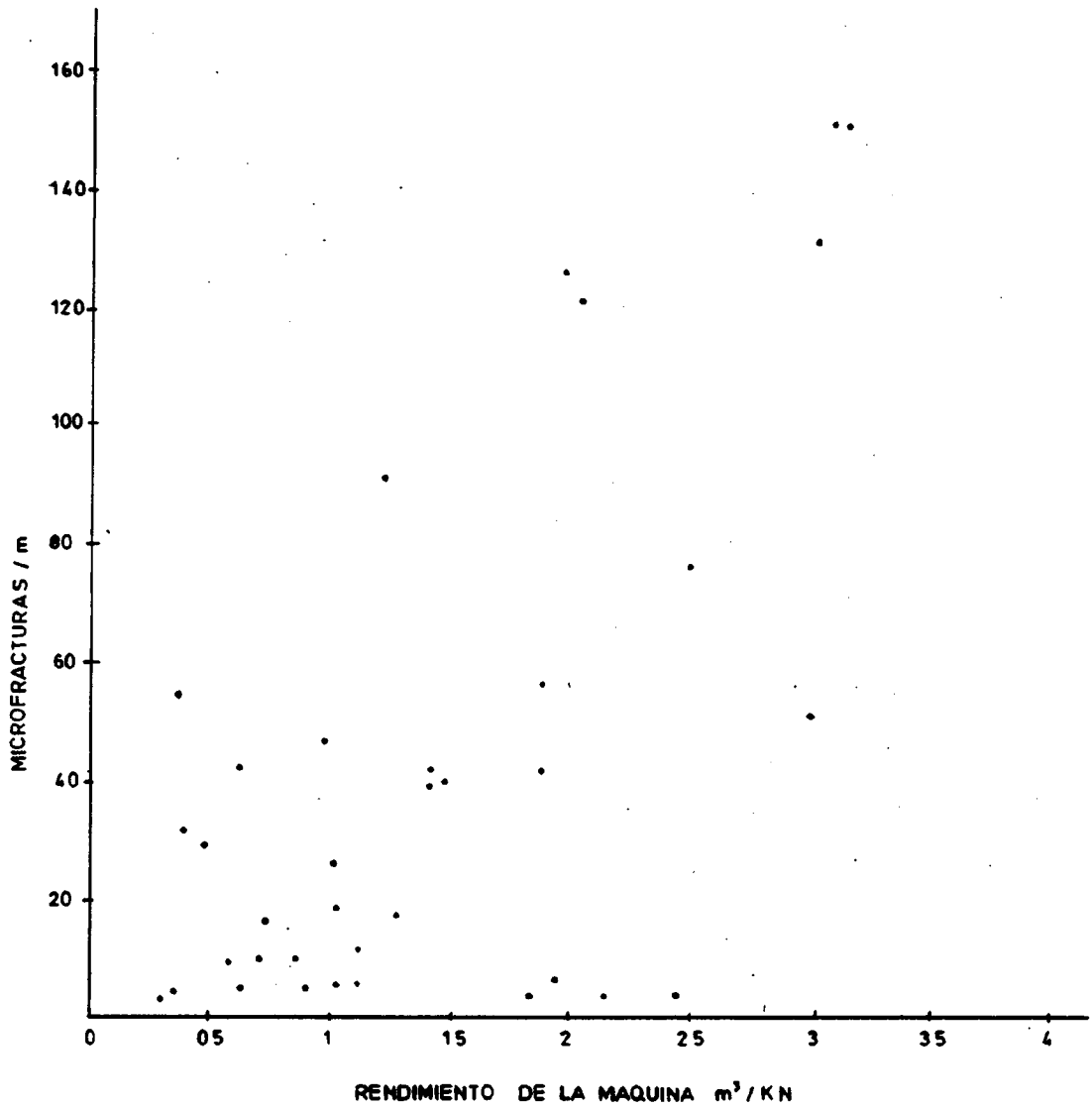
RELACION ENTRE LA ENERGIA ESPECIFICA DE PERFORACION EN EL LABORATORIO Y EL RENDIMIENTO DE LA MAQUINA (SEGUN ALEMAN)



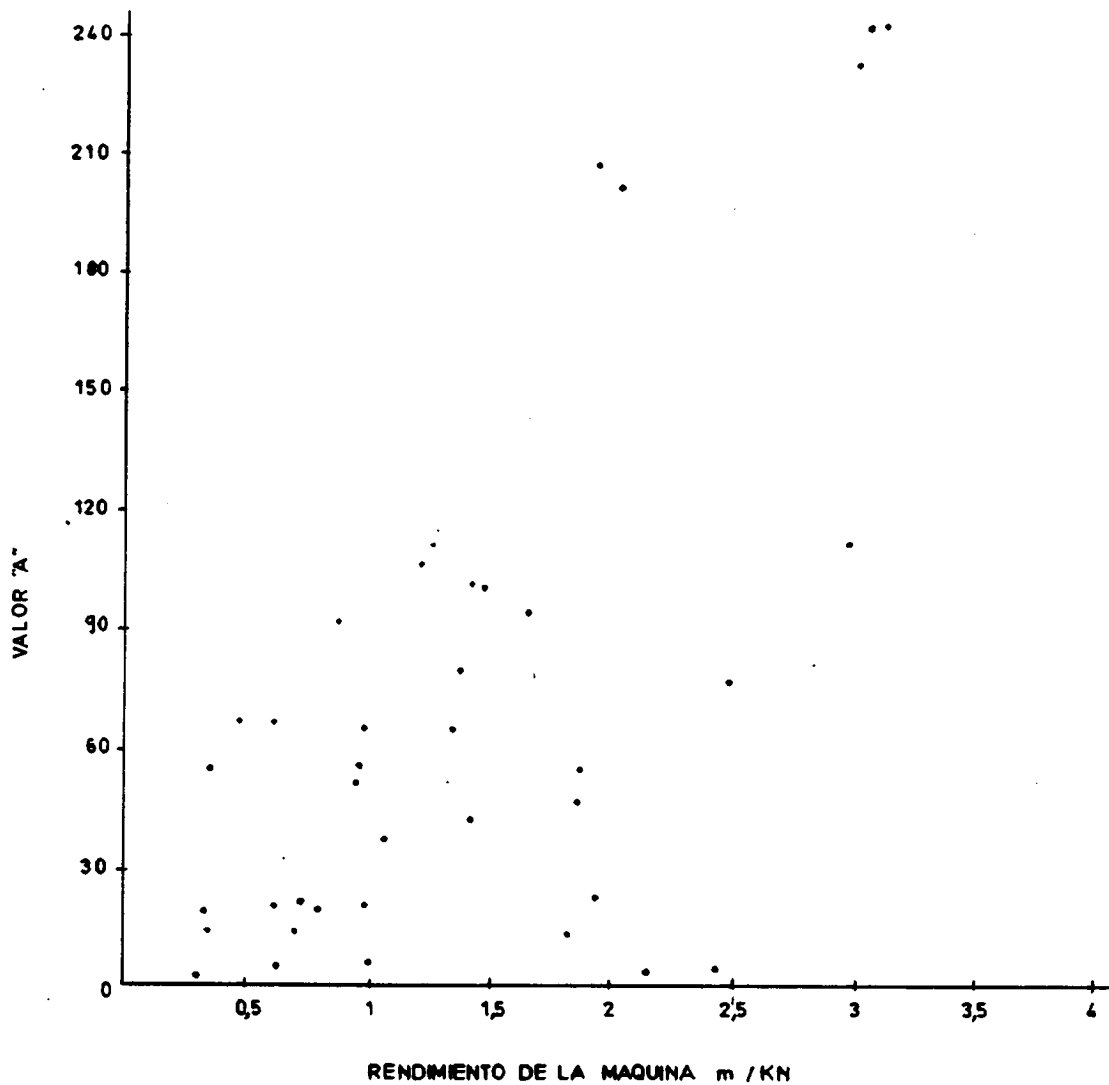
RELACION ENTRE EL INDICE DE RESISTENCIA "IN SITU"
 Y EL RENDIMIENTO DE LA MAQUINA
 (SEGUN ALEMAN)



RELACION ENTRE EL RQD Y EL RENDIMIENTO DE LA MAQUINA (SEGUN ALEMAN)



RELACION ENTRE LA MICROFRACTURACION Y
EL RENDIMIENTO DE LA MAQUINA
(SEGUN ALEMAN)



Nota.-

$$A = MF + (100 - RQD)$$

MF = Microfisuración

RELACION ENTRE EL VALOR DE 'A' Y EL
RENDIMIENTO DE LA MAQUINA
(SEGUN ALEMAN)

3.5.3.2.- Análisis estadístico

Para analizar los resultados se llevó a cabo un programa de regresión multi-lineal, basado en las medidas de las propiedades de las rocas referentes al rendimiento de corte de las máquinas de ataque puntual.

La regresión multi-lineal se obtiene formando una ecuación con todas las variables introducidas. A continuación esta expresión se ensaya estadísticamente, y si cada regresor tiene un nivel de confianza superior al 95% la regresión se para. Si algunos regresores están por debajo del 95% del nivel de confianza, entonces el menos significativo de ellos se deja y se repite el proceso hasta que se llegue a una ecuación final, de tal forma que si tal relación no existe se rechazan todas las variables.

Cuando las variables correlacionadas, son demasiado altas con respecto a las demás, automáticamente se rechazan, como si cada variable fuera independiente de las demás. En cada estado de regresión se obtiene una ecuación en la que se observan el coeficiente de correlación, los grados de libertad y la desviación estándar con respecto a la regresión.

De los gráficos representados (Figuras 81-89) se observa que cualquier relación entre las propiedades de las rocas y el rendimiento de corte de la máquina no es lineal, por esto se llevó a cabo una regresión combinada de funciones logarítmico-recíprocas en los datos. Con el fin de obtener una ecuación que prediga el rendimiento de corte de la máquina, fue sugerida una expresión cuya desviación estándar alrededor de la regresión era muy baja.

También se hicieron unas pruebas para obtener una serie de ecuaciones que predigan el rendimiento de corte de la

máquina con los siguientes parámetros :

- . Resistencia a compresión uniaxial
- . Una combinación de las propiedades determinadas en el laboratorio.
- . Índice de resistencia in-situ (ISSI).
- . Propiedades de la estructura del testigo.
- . Combinación de la estructura del testigo y de las propiedades determinadas en el laboratorio.

3.5.3.2.1.- Predicción basada en la resistencia a compresión simple.

La resistencia a compresión simple es el parámetro más utilizado para medir la resistencia de la roca. Durante muchos años fue empleada para evaluar la cortabilidad de las rocas, sirviendo de guía para investigar el rendimiento de corte de las máquinas.

Para utilizar este parámetro de predicción, se dedujeron tres relaciones entre la resistencia a compresión simple y el rendimiento de corte de la máquina (Ver tabla 7). Con el fin de obtener una ecuación de regresión GAST, con una desviación estándar de 0 a 6, es la mejor, sin embargo, se observa que tiene un coeficiente de correlación muy bajo y unos grados de libertad muy altos. Los resultados de las otras matrices, referentes al rendimiento de corte de la máquina, varían de la misma forma, pero los datos tienden a estar bastante dispersos produciendo una desviación estándar más alta. Sin embargo, considerando que los resultados en la GAST son representativos de las rocas del Carbonífero que pueden ser encontradas en una galería transversal, entonces su relación con la resistencia a compresión simple es completamente representativa y real. De aquí, -- que cuando se utiliza la resistencia a compresión simple para predecir el rendimiento de corte de una máquina puede utilizarse la siguiente ecuación :

$$RC = 1,6 + \frac{23}{\sigma_c} \quad (40)$$

donde :

RC = rendimiento de corte de la máquina, m³/KN.

σ_c = resistencia a compresión simple, MPa.

Coefficiente de correlación = 0,52.

Desviación estándar respecto de la regresión = 0,6.

3.5.3.2.2.- Predicción basada en las propiedades de la roca medidas en el laboratorio.

Las propiedades de laboratorio utilizadas con el fin de -- predecir el rendimiento de corte de las máquinas son las -- siguientes : resistencia a compresión uniaxial, resisten-- cia a tracción, abrasividad, dureza Shore, dureza y ener-- gía específica de perforación. La relación más significati-- va, respecto de la obtención de una ecuación de predicción, es la expuesta por los datos de regresión de la matriz -- GAST (Ver tabla 9). Sin embargo, el coeficiente de correla-- ción no es tan alto como el correspondiente a la matriz -- GISSI, pero la desviación estándar con respecto a la fun-- ción de regresión es más pequeña. Esta relación basada en estas propiedades determinadas en el laboratorio, es el mé-- todo más adecuado para predecir el rendimiento de corte de la máquina sin tener en cuenta la estructura del macizo -- rocoso, y puede calcularse como sigue :

$$RC = 42 - 12,4 \log \sigma_t - 4,05 \log D - \frac{35,3}{\sigma_t} - \frac{57,6}{D} - 0,014 \sigma_c + 0,66 \sigma_t + 0,035 + 0,0027 SE \quad (41)$$

coeficiente de correlación = 0,68

desviación estándar respecto de la regresión = 0,55.

TABLA 7 RELACION ENTRE EL RENDIMIENTO DE CORTE DE UNA MAQUINA Y LAS PROPIEDADES DE LA ROCA; DEDUCIDA DEL ANALISIS - DE LA REGRESION.

NOMBRE DE LA MATRIZ	VARIABLES EN LA ECUACION DE PRE <u>DI</u> CCION.	COEFICIENTE DE CORRELACION	DESVIACION ES-TANDAR RESPEC-TO DE LA REGRE <u>S</u> ION m ³ /KN	GRADOS DE LIBERTAD
GAST	σ_t	0,52	0,60	59
GAST	$\sigma_c \cdot \sigma_t \cdot D \cdot SE.$	0,68	0,55	51
GISI	σ_c	0,73	0,88	13
GISI	$\sigma_c \cdot SH$	0,85	0,70	12
GISI	ISSI	0,96	0,38	13
GBB	σ_c	0,66	0,61	34
GBB	MF	0,70	0,58	33
GBB	AB.MF.A. ROD.	0,90	0,39	26
GBB A < 10	σ_c	0,97	0,26	4
GBB A=10-200	$\sigma_c \cdot AB \cdot ROD \cdot MF \cdot A$	0,85	0,32	20
GBB A > 200	ROD.A.	0,99	0,025	3

σ_c - Resistencia a compresión simple, MPa

σ_t - Resistencia a tracción, MPa

AB - Abrasividad, Cerchar

SH - Dureza Shore.

D - Dureza

SE - Energía específica de perforación de laboratorio, MJ/m³

MF - Microfracturas/m.

A - Valor "A"

ISSI - Indice de resistencia in-situ, MPa.

donde :

σ_t = Resistencia a tracción, MPa

D = Dureza

SH = Dureza Shore

SE = Energía específica de perforación, MJ/m³.

3.5.3.2.3.- Predicción basada en la resistencia de capas in-situ.

Los ensayos de expansión de una cuña se utilizaron para medir la resistencia de la capa in-situ (ISSI) en 16 horizontes. De estos resultados se estableció una relación altamente significativa entre el ISSI y el rendimiento de corte de la máquina, que viene dada por la siguiente ecuación:

$$RC = 3,8 - 10,9 \log ISSI - \frac{0,15}{ISSI} \quad (42)$$

coeficiente de correlación = 0,96

desviación estándar respecto de la regresión = 0,38

La desviación estándar, de 0,38, se mejoró en un 30% con la relación deducida en la regresión de las propiedades de la roca en el laboratorio.

3.5.3.2.4.- Predicción basada en las propiedades estructurales del teso.

Se dedujo una regresión a partir del RQD, microfracturas y valor "A", en función del rendimiento de corte de la máquina, para obtener la siguiente relación :

$$RC = 1,40 - 0,28 \log MF + 0,02 MF \quad (43)$$

donde :

MF = microfracturas/m

coeficiente de correlación = 0,70

desviación estándar alrededor de la regresión = 0,58.

Esta ecuación no da tanta precisión en la predicción del rendimiento de corte de la máquina como la obtenida por medio de la combinación de las propiedades determinadas en el laboratorio, cuando se consideran los datos de la matriz GBB da una desviación estándar más baja que las propiedades de la roca determinadas en el laboratorio.

3.5.3.2.5.- Predicción basada en la estructura del testigo y las propiedades determinadas en el laboratorio.

De la regresión RQD, microfracturas, valor A, resistencia a compresión simple, resistencia a tracción y abrasividad en función del rendimiento de corte de la máquina se dedujo la siguiente ecuación :

$$RC = 46,32 - 13,78 \log \zeta_c + 2,36 \log AB + 1,76 \log RQD + 0,27 \log MF. \quad (44)$$

donde : AB = abrasividad 0,1 mm.

coeficiente de correlación = 0,90

desviación estándar alrededor de la regresión = 0,39

La relación deducida de la regresión anterior está basada en una serie de datos que cubren una variación bastante amplia de las condiciones de las rocas, con resistencias a compresión simple que varían de 16 - 144 MPa, la abrasividad de 0,1 - 6 y los valores de A de 1 - 240. Para estimar todas las condiciones de estas rocas es necesario incluir demasiadas variables en la ecuación de predicción, por tanto se hace un poco pesado.

Trabajando en los supuestos de que :

- . Cuando una roca es homogéneas y masiva la cortabilidad de pende de las propiedades de la roca, las cuales pueden me dirse en una muestra que es tan representativa del macizo rocoso como su conjunto.
- . Cuando hay muchas discontinuidades en una roca, el corte depende de la resistencia de la roca intacta y de las dis continuidades.
- . Cuando el macizo rocoso está altamente fracturado, la influencia de la resistencia de la roca será de poca importancia en la predicción del corte, de aquí sólo es neces ario un estudio de la estructura del macizo.

Los datos del GBB fueron divididos en grupos apropiados por medio de sus valores de A. Estos grupos fueron los siguientes :

Estrato intacto - Valor "A" < 10
 Estrato poco fracturado - Valor "A" de 10 a 200
 Estrato muy fracturado - Valor "A" > 200

Haciendo la regresión de los datos para un estrato duro, se dedujo la siguiente relación :

$$RC = \frac{118}{\sqrt{c}} - 0,651 \quad (45)$$

coeficiente de correlación = 0,97
 desviación estándar respecto de la regresión = 0,26.

En la regresión para un estrato de dureza media se obtuvo la siguiente relación :

$$RC = 6,74 + 0,7 \log AB + \frac{149,96}{\sqrt{c}} + 0,1 MF - 0,09 RQD - 0,09 \quad (46)$$

coeficiente de correlación = 0,85

desviación estándar alrededor de la regresión = 0,32

Esta ecuación muestra una mejora de la desviación estándar comparada con la ecuación de predicción. (44)

La relación entre las propiedades estructurales de la roca y el rendimiento de corte de la máquina, en el grupo de estratos débiles, representa una mejora, con una desviación estándar de 0,025.

La ecuación para predecir el rendimiento de corte de la máquina en este grupo fue la siguiente :

$$RC = 0,053 RQD + 0,04 A - 7,08 \quad (47)$$

coeficiente de correlación = 0,99

desviación estándar alrededor de la regresión = 0,025.

3.5.4.- Comentarios.

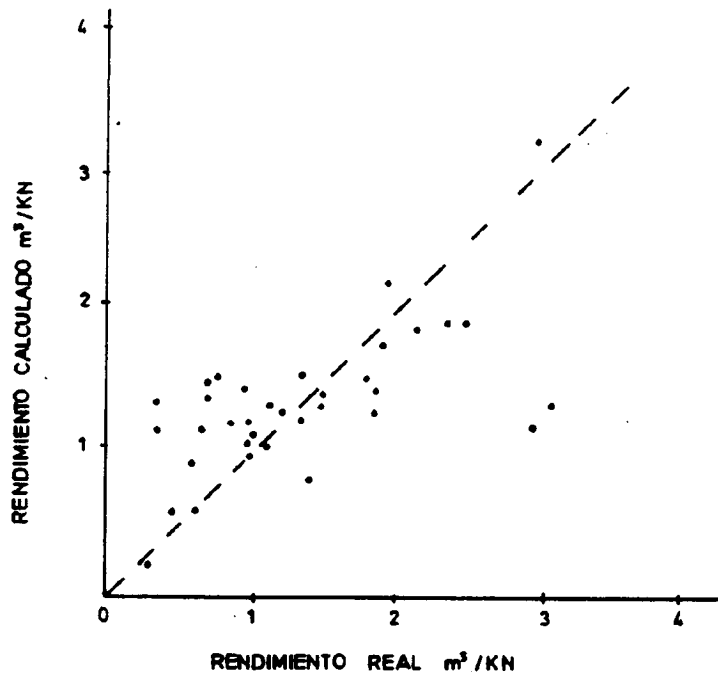
Es evidente, del análisis de los resultados, que la utilización de las propiedades de la roca determinadas en el laboratorio no da una predicción adecuada del rendimiento de corte de las máquinas. Cuando estas propiedades determinadas en el laboratorio son combinadas con alguna medida de la estructura del macizo rocoso, la precisión de la predicción mejora grandemente. Esta relación puede posteriormente mejorarse si el estrato se clasifica previamente por el valor A, deducido de la estructura del testigo de perforación.

Utilizando la predicción basada en la resistencia a compresión simple, como un valor de referencia, se compararon -- los métodos de predicción del rendimiento de corte de la máquina (Ver tabla 8). Si se consideran las propiedades de la roca determinadas en el laboratorio anteriormente mencionadas, se ve que hay un 8% de mejora. Esta mejora aumenta en más de un 50% cuando se incluye el estado estructural de la muestra obtenida del testigo de perforación. La mejora respecto a la dispersión de los resultados se observa mucho mejor en la figura 90, donde los rendimientos de corte real y predichos se representan gráficamente para unas predicciones basadas en una combinación de las propiedades determinadas en el laboratorio y en la medida estructural del testigo. La desviación estándar real de las relaciones deducidas utilizando la clasificación del valor A, es de $0,20 \text{ m}^3/\text{KN}$, que representan el 7% de la variación -- del rendimiento de corte de la máquina.

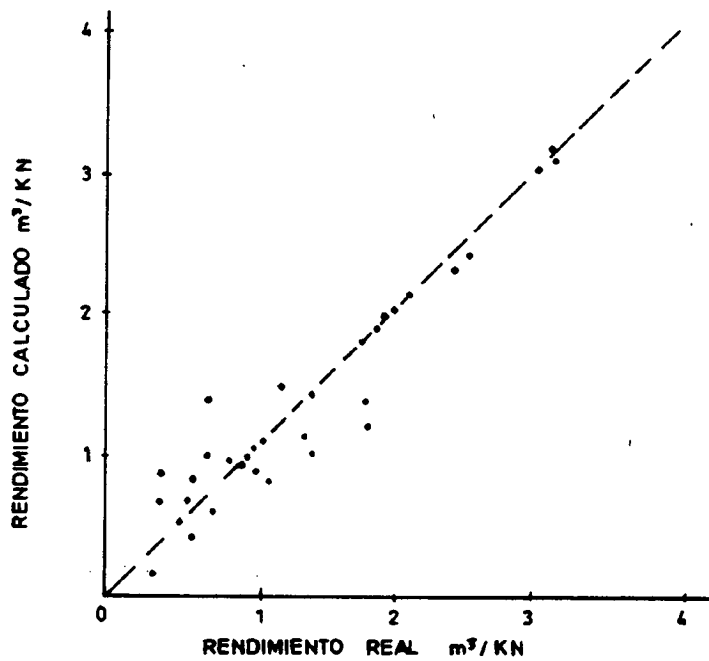
En el caso del análisis del rendimiento de corte de la máquina y de las propiedades determinadas en el laboratorio, el número de datos de la regresión influye de una manera directa en la desviación estándar respecto de la regresión. Así, una matriz que contiene 20 conjuntos de datos da una desviación estándar de $0,75 \text{ m}^3/\text{KN}$, mientras que una matriz que contiene 20 conjuntos de datos da una desviación estándar de $0,6 \text{ m}^3/\text{KN}$. Esto indica que si hubiera más resultados disponibles, relacionados con la estructura de la roca, la desviación estándar de esta ecuación de predicción mejoraría.

3.5.5.- Cálculo de los avances de corte mediante la ecuación de -- predicción.

Una vez deducida la ecuación que predice el rendimiento de corte de la máquina en términos de m^3/KN , será de poca uti



a) Predicción basada en la resistencia a compresión uniaxial



b) Predicción basada en las propiedades medidas en el laboratorio y en la estructura del testigo

RENDIMIENTO DE CORTE DE UNA MAQUINA
DE ATAQUE PUNTUAL - COMPARACION DE
LOS METODOS DE PREDICCION
(SEGUN ALEMAN)

TABLA 8 COMPARACION ENTRE LA PREDICCIÓN DEL RENDIMIENTO DE CORTE BASADA EN LA RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE CON LAS PREDICCIÓNES BASADAS EN OTROS PARAMETROS.

PARAMETROS	DESVIACION ESTANDAR	TANTO POR CIENTO DE MEJORA CON LA DESVIACION -- ESTANDART DE LA RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE
Resistencia a compresión uniaxial.	0,6	
Cinco propiedades determinadas en el laboratorio.	0,55	8
Indice de resistencia in-situ.	0,38	36
DESPUES DE QUE EL TERRENO SE HAYA CLASIFICADO POR EL VALOR A.		
Duro, $A < 10$		
Resistencia a compresión uniaxial.	0,26	56
Medio A 10-200		
Propiedades del laboratorio y estructura del testigo	0,29	47
Débil $A > 200$		
Estructura del testigo	0,025	95

lidad si no se pudiese relacionar con el avance de la máquina. La razón de que esto suceda, es debida a que el rendimiento de corte de una máquina depende del grado de penetración de la cabeza de corte y del empuje por unidad de área aplicado a la cabeza de corte que normalmente varía con la profundidad de penetración. Por esto, en un determinado tipo de rocas la misma máquina dará varios rendimientos según la profundidad de penetración de la cabeza de corte. Utilizando la ecuación (48) podemos calcular el avance óptimo de corte para una máquina que trabaje en un tipo de terreno conocido.

$$n = \frac{5 - T + \sqrt{T^2 - 10T + 5,88 P + 22,94}}{2,94} \quad (48)$$

$$ER = P \times A \times r \times 0,6 \text{ m}^3/\text{hr}$$

donde :

n = tipo de terreno (rendimiento de la máquina expresado en m^3/KN).

P = penetración por rev, cm.

A = área de cabeza en corte, m^2 .

T^1 = empuje aplicado a la cabeza, $\text{KN} \times 10^{-2}$

r = velocidad de la cabeza, rev/seg.

$T = \frac{T^1}{A}$, $\text{KN}/\text{m}^2 \times 10^{-2}$

ER = velocidad de excavación, m^3/h

como n , A , T y r son conocidos, P puede calcularse y sustituirse en la ecuación (48) para dar la velocidad de excavación ER .

3.5.6.- Conclusiones

Los ensayos fueron realizados con el objeto de medir las propiedades de las rocas y el rendimiento de corte de cua-

tro tipos de máquinas de ataque puntual en varios túneles. De los resultados de estos ensayos se dedujo una relación, por medio de una regresión multi-lineal, por la que el rendimiento de corte de la máquina podría predecirse a partir de las propiedades de las rocas. La mayoría de las ecuaciones de predicción están basadas en las siguientes propiedades :

- a) Resistencia a compresión simple. Esta propiedad de la roca da una relación significativa, pero su desviación estándar es grande; por lo que es un parámetro insuficiente para predecir el rendimiento de corte de la máquina.
- b) Un determinado número de propiedades de la roca determinadas en el laboratorio. Esto da una relación más significativa que la resistencia a compresión simple, con una desviación estándar más baja, pero tampoco es adecuado para una predicción.
- c) Índice de resistencia in-situ. Esto da una buena correlación con el rendimiento de corte de la máquina, y un 36% de mejora en la desviación estándar comparada con la resistencia a compresión simple.
- d) Una combinación de propiedades determinadas en el laboratorio y medidas estructurales de la roca basadas en el análisis de testigo de sondeos. Esto da la relación más significativa y la desviación estándar más baja, -- por tanto, es el método más adecuado para predecir el rendimiento de corte de una máquina de ataque puntual.

De estas ecuaciones de predicción puede calcularse el rendimiento de corte óptimo de una máquina de ataque puntual.

4.- PROPIEDADES MECANICAS, RELACIONADAS CON EL ARRANQUE MEDIANTE MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL, DE LAS ROCAS - QUE SE ENCUENTRAN EN LOS FRENTEROS DE LAS GALERIAS EN CARBON.

En este capítulo vamos a presentar, primeramente, la información recopilada sobre los diferentes tipos de rocas que, normalmente, suelen aparecer en las galerías en capa de las principales Cuencas Carboníferas de Asturias y León, así como sus propiedades mecánicas más relacionadas con su arranque mediante máquinas de ataque puntual.

Por último, veremos los resultados de los ensayos, llevados a cabo en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela --- Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Madrid, sobre muestras extraídas de unos sondeos efectuados en galerías en capa del Pozo San Antonio.

4.1.- DESCRIPCION Y CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS DE LAS ROCAS.

4.1.1.- Descripción de las rocas, incluido el carbón, que se encuentran normalmente en la galerías en capa.

Las galerías en capa, debido a la estrechez que presentan los estratos de carbón en la mayoría de las minas españolas, cortan normalmente una gran superficie de roca. Estas rocas pueden ser definidas con bastante precisión, puese mantienen -- con pocas variaciones en longitudes de galería de varios cientos de metros. En las galerías en estéril resulta, en cambio, más difícil definir "a priori" las rocas que van a ser cortadas, por lo que es casi imposible llegar a obtener datos estadísticos sobre ellas, es decir, determinar, por ejemplo, el porcentaje de pizarra o de arenisca que se atraviesa por término medio en las minas españolas. Por ello, ante la falta de datos sobre las galerías en estéril, nos hemos centrado en -- las galerías en carbón sobre la que hemos recogido bastante -- información.

A continuación, vamos a ver los diferentes tipos de rocas que, generalmente, se encuentran en las galerías en capa de las -- cuencas carboníferas del Nalón, Turón, Villablino y la Camo-- cha, que creemos son representativas de las minas de Asturias, León, y de las que existen datos suficientes.

4.1.1.1.- Cuenca del Nalón

Dentro de la CUENCA DEL NALON, situada en la zona norte de la Cuenca Carbonífera Central Asturiana, vamos a describir los -- diferentes tipos de rocas que, normalmente, suelen aparecer -- en los frentes de avance de galerías en capa en los siguien-- tes pozos : Ma LUISA, SAMUÑO y VENTURO. Estructuralmente, la zona o dominio de estos tres pozos está situada en la cubeta definida por los sinclinales del Entrego y Sama, intercalándo se entre ellos el anticlinal de Samuño.

El pozo Ma Luisa, situado en la margen izquierda del río del Nalón, en las proximidades de Ciaño, tiene 334 m de profundi-- dad aproximadamente y cinco plantas de explotación, algunas ya abandonadas. En la actualidad se explotan los paquetes -- Entrerregueras, Sotón y Ma Luisa, todos en 4ª y 5ª planta -- (- 20 y - 120 m de cota respectivamente), concentrándose las labores de extracción en el paquete Entrerregueras de la -- la Rama y en los paquetes Entrerregueras y Sorriego de 5ª Ra-- ma, próximos al núcleo del sinclinal del Entrego.

Según informes publicados por el INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA (1981), los tipos de rocas que aparecen en las gale-- rías en capa del pozo Ma Luisa son en promedio los siguientes (para más detalle ver tabla 9) :

<u>Potencia media</u> <u>de las capas (m)</u>	<u>Pizarra%</u>	<u>Carbón%</u>	<u>Areniscas y</u> <u>otros</u>
0,726	66	24	10

TABLA 9 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL NALON-POZO Ma LUISA.

CAPA	POTENCIA CAPA (m)	PIZARRA %	CARBON %	ARENISCA %	OTROS %
Guía Vieja Este 5a P.	0,8	90	10		
Guía 1 del E 5a P	0,45	70	10	15	5
Guía Parisu 4a P. Oeste	0,8	90	10		
Guía Ricao 4a P. Oeste	0,7	65	15		20
Guía 1 Este 4a P.	0,9	80	20		
Guía Agapi- ta O 5a P.	0,25	35	60		5
Guía 1 O 5a P.	0,65	80	20		
Ce Agapita E 5a P.	1,55	60	40		
Guía Vieja O 5a P.	1,2	40	30	30	
Guía Agapi- ta 3aR 4a P	0,72	80	20		
Guía Vieja 3a R 4a P	0,55	90	10		
Ce Agapita 3a R 4a P	0,7	80	15	5	
Ce de la — nueva 4a R 4a P.	0,6	90	15		

TABLA 9 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA
CUENCA DEL NALON-POZO MA LUISA (Continuación).

Guía 8E 4a R 4a P	1,6	60	40		
Co de la 8 4a R 4a P	0,7	80	20		
Venuca de atrás		10	70		20
Tejerona Alta 4a P	0,43	70	15		15
Julia E 4a P 5a R	0,3	30	10		60
Julia O 4aP 5a R	0,45	23	17	60	
Co Julia E 5a R 4a P	0,7	50	25		25
Guía Molinon E 4a P 5a R	0,85	60	20	15	5
Guía Ma Luisa E 4a P 5a R	1,05	50	30		20
Guía Ma Luisa O 4a P 5a R	0,75	75	20		5
Co Julia O 4a P 5a R	0,6	75	25		
Guía Ma Luisa E4a P5a R 2a Escal.	1,10	70	30		
Uno del O la R 5a P	0,55	85	15		
Co Agapita O la R 5a P	1,2	50	50		

TABLA 9 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA
 CUENCA DEL NALON-POZO Ma LUISA (Continuación).

Guía del 1 E 1a R 5a P	0,48	90	10		
Molinón O 4a R 5a P		100			
Molinón O 5a R 4a P		30		40	30
Melilla O 5a R 4a P	0,6	50	25	25	
Cº Isal Ma Luisa 5a R 4a P	0,15	85	5		10
Gaspar 5a R 4a P	0,5	65	35		
S. Luis O 5a R 4a P	0,7	60	25	10	5
Melilla E 5a R 4a P	0,63	50	20		20
Cº Julia E 5a R 4a P	0,5	45	15	30	10
Cº de la 9 O 4a R 5a P	0,75	75	20		5
Cº de la 8 4a R 5a P	0,6	80	20		
Guía 8 E 4a R 5a P	0,6	75	20		5
Tejerona Atrás 5a P	0,4	80	10		10

TABLA 9 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA
CUENCA DEL NALON-POZO Ma LUISA (Continuación).

Tejerona Alta 5a P	0,6	60	20		
Ventilación la R 5a P	0,4	20	30		40
Ce Agapita E la R 5a P	1,4	20	50	30	

El pozo SAMUÑO está situado junto a la carretera de Ciaño a la Fresnosa, a unos 2 Km de Ciaño, en la vaguada del arroyo Samuño. Las capas explotadas en este pozo llevan la dirección NE-SO del pliegue al que pertenecen, en este caso el flanco SE del anticlinal de Samuño. Las labores de dicho pozo van emplazadas actualmente en el paquete Sotón, de forma que, por el NE entrocán con la 4ª Rama de Ma Luisa, y por el SO se detienen debido al cierre periclinal del sinclinal del Entrego.

En este paquete destacan las capas : ~~Agapita~~, Parisu, Ricao, Vieja y Trabanco. Los diferentes tipos de rocas que normalmente suelen aparecer en las galerías en capa, según informes publicados por el IGME, son en promedio los siguientes (para más detalle ver tabla 10) :

<u>Potencia media</u> <u>de las capas (m)</u>	<u>Pizarras%</u>	<u>Carbón%</u>	<u>Areniscas y</u> <u>otros %</u>
0,7	67	23	10

El pozo Venturo está situado a unos 3 Km de Sotondio, carretera local a Braña. Tiene unos 110 m de profundidad y 4 plantas, comunicándose por la planta 4 con los pozos Sotón nº 1 y nº 2.

El pozo se emboquilla cerca de un nivel de gonfolitas del paquete Modesta-Oscura, en el cierre periclinal de un repliegue del sinclinal El Entrego. Las capas tienen una inclinación de 65º-70º, en dirección NE-SO, suavemente deformadas por el plegamiento transversal.

En el pozo Venturo se explota algo el paquete Ma Luisa y actualmente se empieza a cortar el paquete Generalas.

Los diferentes tipos de rocas que aparecen en las galerías en capa (Ver tabla 11), según informes publicados por el IGME (1981), se pueden resumir en los siguientes :

TABLA 10 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL NALON-POZO SAMUÑO.

PAQUETE	CAPA	POTENCIA CAPA (m)	PIZARRA %	CARBON %	ARENISCA %	OTROS %
SOTON	Corral E 7a P	1,35	75	25		
SOTON	Peña E - 7a P	0,95	60	25	15	
SOTON	Falsa E 7a P		100			
SOTON	Llamarga Atras E 7a P	0,53	80	20		
SOTON	Falsa E 6a P	0,55	80	20		
SOTON	Peña E 6a P	0,6	70	20	10	
SOTON	Corral O 6a P	0,6	70	15	15	
SOTON	Trabanco O 6a P	0,5-0,15	75	25		
SOTON	Peña O 6a P	0,55	90	10		
SOTON	Isal. Mu ro O 6a P		100			
SOTON	Guía Vent. O 6a P	0,85	75	20		5
SOTON	Trabanco E 6a P	0,7	75	25		
SOTON	Agapita E 6a P	0,9	70	30		

TABLA 10 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL NALON-POZO SAMUÑO. (Continuación).

SOTON	Peña E 7a P	0,75	50	25	25	
SOTON	Falsa E 7a P		100			
SOTON	Agapita E 7a P	0,4	50	40		10
SOTON	Vent. E. 7a P	0,95	80	20		
SOTON	Peña O 7a P	0,41	80	20		
SOTON	Corral O 7a P	0,75	75	25		
SOTON	Corral O 6a P	0,1-0,3	15	15	65	5
SOTON	Trabanco O 6a P	0,5	80	20		

TABLA 11 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA
DE LA CUENCA DEL NALON-POZO VENTURO.

CAPA	POTENCIA CAPA (m)	PIZARRA %	CARBON %	ARENISCA %	OTROS %
3a Grala Dcha. 5a C 4a P	1,18	75	75	25	
3a Grala Iz. 4a P 5a C	1	75	25		
2a Grala Dcha. 5a C 4a P	1,2	30	70		
Esteril Julia D. 4a C 4a P	0,2	50	20		30
Est. S. Gaspar I. 4a C 4a P		100			
Abundante I 5a C 4a P	0,73	75	25		
Isal. Gralas 5a C 2a P		100			
3a Grala I 5a C 2a P	0,38	90	10		
Julia I Ate 2a P 6a C	0,2	40	40		20
Julia I 5a C 2a P	0,3	40	40		20
S Gaspar D 4a C 2a P	0,7	80	20		
Julia D 4a C 2a P	0,45	60	30		10

TABLA 11 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL NALON-POZO VENTURO. (Continuación).

Julia I 4a C la P	0,7	50	40		10
S Gaspar D D 4a C la P	0,2	70	15		15
Est. 5a C a 6a C la P				100	

Potencia media de las capas (m)	Pizarra%	Carbón %	Areniscas y otros
0,58	67	27	6

4.1.1.2.- Cuenca del Turón

En esta Cuenca, situada dentro de la zona productiva oriental o del Valle del Aller-Nalón y próxima a la falla de Mieres, vamos a describir los diferentes tipos de rocas que, generalmente, suelen aparecer en los frentes de avance de las galerías en capa, en los siguientes pozos : Santa Bárbara, San José y San Victor.

El primer pozo explota los paquetes de Ma Luisa y Generalas. Antiguamente, también explotaba las capas 14, 15 y 18 del paquete Sotones.

Según informes de HUNOSA la potencia media de las capas suele ser 1,1 m y las rocas que, principalmente, suelen aparecer en el frente de las galerías en capa son pizarras y areniscas (Ver tabla 12).

El pozo San José, que explota los paquetes de Sotones, - - Ma Luisa y S. Antonio, está dividido en tres zonas :

- . Zona Norte - Explota los paquetes de Ma Luisa y Sotones.
- . Zona Sur - Explota los paquetes de Ma Luisa, Sotones y - San Antonio.
- . Zona Tablado - Explota los paquetes de Ma Luisa y San -- Antonio.

TABLA 12 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL TURON-POZO STA. BARBARA.

PAQUETE	CAPA	POTENCIA CAPA (m)	ROCA DE TECHO	ROCA DE MURO
Ma Luisa	1	1,30	A*	A
Ma Luisa	2	1,20	P*	P
Ma Luisa	3	0,50	P	P
Ma Luisa	4	0,50	P	P
Ma Luisa	5	0,50	P	P
Ma Luisa	Cro 6	1	P	P
Ma Luisa	7	1,1	P	P
Ma Luisa	8	0,5	P	P
Ma Luisa	23	1,5	P	P
Ma Luisa	Cro 23	0,66	P	P
Ma Luisa	24	0,5	P	P
Ma Luisa	25	0,5	P	P
Ma Luisa	26	0,6	P	P
Ma Luisa	27	1,7	P	P
Ma Luisa	28	1,5	A	A
Generalas	41	1,2	P	P

TABLA 12 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL TURON - POZO STA. BARBARA. (Continuación).

Generalas	43	2,5	P	P
-----------	----	-----	---	---

A* = Arenisca

P* = Pizarra

Según informes de HUNOSA la potencia media de las capas es de 0,8 m, y las rocas que aparecen en el frente son, generalmente, pizarras y areniscas (Ver tabla 13).

En la mina San Victor se explota el paquete de Ma Luisa. -- Según informes de HUNOSA la potencia media de las capas que, normalmente, aparecen en el frente es de 1 m, y las rocas - de techo y muro de la capa suelen ser pizarras (Ver tabla 14)

4.1.1.3.- Cuenca Hullera de Villablino

Esta cuenca está situada en el cuadrante noroccidental de la provincia de León. Su sector oeste, contando de techo a muro, comprende los siguientes paquetes de capas :

- . María - Bolsada, que contiene 5 capas
- . Paulina, que contiene 4 capas y 3 carboneros.
- . Calderón, que contiene 9 capas, de las que sólo 3 son explotables.
- . Orallo, que contiene 15 capas, de las cuales sólo 8 son explotables.
- . Antracitas, que contiene 8 capas, de las que sólo son explotables 4 capas y algunos carboneros.

El sector este de esta cuenca comprende los siguientes paquetes :

- . Llamas, del que sólo son explotables 6 capas y algunos -- carboneros.
- . Brañas, sólo son explotables 5 capas.
- . Carrasconte, sólo son explotables 19 capas.

La potencia media de las capas que se encuentran en dicha cuenca, así como los diferentes tipos de rocas que aparecen en las galerías en capa, se muestran en la tabla 15, y son en promedio las siguientes :

TABLA 13 TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DE TURON-POZO SAN JOSE.

CAPA	POTENCIA CAPA (m)	ROCA DE TECHO	ROCA DE MURO
CONVENIENCIA- MARIA	1,35	A	A
MATONA	0,5	P	P
Cro de PREVE- NIDA	0,55	P	P
PREVENIDA	0,55	P	P
VICENTERA	0,5	P	P
FONTINA	0,6	P	P
VALDEPOSADAS	0,6	P	P
TURQUINA	1,4	P	P
TURCA	1,4	P	P
CORRIDA	0,5	P	P
INCENDIADA	0,4	P	P
14	0,66	P	P
15	1,1	P	P
17	0,7	P	P
39	0,6	P	P
40	1,22	P	P

TABLA 13 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA DEL TURON-POZO SAN JOSE. (Continuación).

1	1,2	A	A
2	1,24	P	P
3	0,4	A	P
4	0,53	P	P
5	0,55	P	P
6	0,95	P	P
7	1,32	P	P
8	0,6	A	P
9	0,6	P	P
10	0,6	P	P
11	0,5	A	A
12	0,55	P	P

TABLA 14 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA --
CUENCA DE TURON-MINA SAN VICTOR.

PAQUETE	CAPA	POTENCIA CAPA (m)	ROCA DE TECHO	ROCA DE MURO
Ma Luisa	7VT	0,7	P	P
Ma Luisa	7VM	0,65	P	P
Ma Luisa	8	2,45	P	P
Ma Luisa	9	0,6	P	P
Ma Luisa	10	0,6	P	P
Ma Luisa	11	0,77	P	P
Ma Luisa	12	1,9	P	P

TABLA 15 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA HULLERA DE VILLABLINO (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A.)

PAQUETE	CAPA	POTENCIA CAPA (m)	PIZARRA %	CARBON %	ARENISCA %
Ma BOLSADA	MANOLO V	2 y 2,14	40	60	
Ma BOLSADA	1	0,8	75	25	
Ma BOLSADA	2	2,3	20	80	
Ma BOLSADA	3	0,67	30	26	
Ma BOLSADA	4	0,85	66	34	
Ma BOLSADA	5	1,25	34	60	6
PAULINA	PESETERA	0,8	88	12	
PAULINA	ANCHA	2 y 1,50	30	70	
PAULINA	PAULINA	0,8	53	29	18
CALDERON	2	0,68	79	21	
CALDERON	3	0,65	81	19	
CALDERON	4	0,90	64	36	
ORALLO	7	0,85	57,5	29	
ORALLO	8	0,86 y 1,2	63	37	
ORALLO	9	—	52	38	10
ORALLO	10	0,7	18	70	12

TABLA 15 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA HULLERA DE VILLABLINO (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A.) (Continuación).

ORALLO	11	0,47	78	22	
ORALLO	12	0,5	85	15	
ORALLO	13	1,05	82	18	
ORALLO	14	0,85	33	50	17
ORALLO	15	1,85	44	66	
ORALLO	16	1,16	35	60	5
ORALLO	17	0,75	68	32	
ORALLO	18	0,70	54	45	
ANTRACITAS	19	0,70	100		
ANTRACITAS	19 (bis)	0,95	85	15	
ANTRACITAS	24	1,85	18	72	
ANTRACITAS	25	2,15	25	85	
LLAMAS	A	0,95	50	50	
LLAMAS	ALFA	0,78	75	25	
LLAMAS	BETA	2,19	25	75	
LLAMAS	GAMMA	1,15	65	40	
LLAMAS	DELTA	1,20	70	30	
LLAMAS	EPSILON	1,22	50	50	

TABLA 15 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA HULLERA DE VILLABLINO (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A.) (Continuación).

LLAMAS	CARBONERO 2º	—	74	26	
LLAMAS	1a	0,68	65	45	
LLAMAS	2a	0,65	75	25	
LLAMAS	3a	0,87	75	25	
LLAMAS	3 venas	0,55	58	42	
BRAÑAS	A	0,83	75	25	
BRAÑAS	A (bis)	1,20	110		
BRAÑAS	B	1	50	50	
BRAÑAS	1	1,71	42	58	
BRAÑAS	3	0,75	55	45	
BRAÑAS	5	1,19	60	40	
BRAÑAS	NUEVA	1,25	60	40	
BRAÑAS	R	1,35	50	50	
BRAÑAS	11	1,15	43	45	12
BRAÑAS	12	0,75	32	35	33
BRAÑAS	13	0,81	45	30	25
BRAÑAS	14	1,9	45	55	
BRAÑAS	15	0,8	70	30	

TABLA 15 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA HULLERA DE VILLABLINO (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A.) (Continuación).

CARRASCONTE	RAMONA (bis)	0,95	75	25
CARRASCONTE	RAMONA	2,04	85	15
CARRASCONTE	1	1,72	35	65
CARRASCONTE	X	1,55	32	68
CARRASCONTE	SOCABON	1,35	77	23
CARRASCONTE	2	1,27	42	53
CARRASCONTE	3	0,98	70	30
CARRASCONTE	4	1,9	45	55
CARRASCONTE	5	1,8	78	22
CARRASCONTE	5 (bis)	0,58	90	10
CARRASCONTE	6	1,38	55	45
CARRASCONTE	7	1,15	65	35
CARRASCONTE	8	1,9	30	70
CARRASCONTE	9	0,95	50	50
CARRASCONTE	9 (bis)	1,18	52	48
CARRASCONTE	10	2	30	70
CARRASCONTE	11	1,28	48	52
CARRASCONTE	12	0,93	60	40

TABLA 15 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA CUENCA HULLERA DE VILLABLINO (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A.) (Continuación)

CARRASCONTE	13	1,6	75	25
CARRASCONTE	15	2,56	52	48
CARRASCONTE	16	2,56	52	48
CARRASCONTE	20	1,56	33	67
CARRASCONTE	21	1,4	60	40

Potencia media de las capas (m)	Pizarra %	Carbón %	Arenisca %
1,215	56	42	2

4.1.1.4.- Cuenca minera de la Camocha.

Esta cuenca está situada en la zona norte de Asturias. Se extiende por la región centro oriental de la provincia de Oviedo, llegando por el norte hasta la costa, y quedando limitada al oeste y al suroeste por los ríos Narcea y Nalón y al este y suroeste por las provincias de Santander y León.

Actualmente, de las 57 capas reconocidas, sólo 23 son explotables. Las capas que están situadas al noroeste del primitivo pozo de extracción se numeran de techo a muro y las que están al SE del referido pozo se cuentan de muro a techo y se reseñan mediante letras del alfabeto.

En la tabla 16 puede observarse la potencia media de las capas, así como los diferentes tipos de rocas que aparecen en las galerías en capa.

En resumen, por término medio, la potencia de las capas y los porcentajes de los tipos litológicos son los siguientes :

Potencia media de las capas (m)	Pizarra %	Carbón %	Arenisca %
1,57	57	41	2

TABLA 16 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA MINA DE LA CAMOCHA (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A.)

CAPA	POTENCIA CAPA (m)	PIZARRA %	CARBON %	ARENISCA %
1	1,42	50	40	10
2	0,7	31	27	42
3	0,98	75	25	
7	2,04	45	50	5
8	0,95	65	45	-
9	0,89	75	25	
12	2,25	25	75	
13	1,73	16	80	4
14	0,87	78	22	
15	2	33	67	
16	1,03	33	67	
22	2,12	35	65	
27	2,92	80	20	
28	1,23	65	35	
29	2,59	80	20	
31	2,35	40	60	
32	2,30	45	55	

TABLA 16 - TIPOS DE ROCAS QUE SE ENCUENTRAN EN LAS GALERIAS EN CAPA DE LA
 MINA DE LA CAMOCHA (MINERO SIDERURGICA DE PONFERRADA S.A)
 (Continuación)

33	1,13	75	20	5
34	1,15	56	36	18
37	1,10	80	20	
38	1,22	72	28	
39	1,94	55	45	
40	1,7	45	55	
41	2,05	48	52	
42	1	70	30	
A	1,15	75	25	
C	2,51	50	50	
D	1,34	77	23	
E	0,9	73	27	

4.1.2.- Características geomecánicas de las rocas y macizos rocosos.

La Cuenca Carbonífera Central de Asturias se clasifica estratigráficamente en dos grandes unidades : la serie improductiva, que comprende las formaciones de Caliza Griotte, Caliza de Montaña y los paquetes Fresnedo, Levinco, Llanón y Tendeyón; y la serie productiva en la que se deben diferenciar dos grandes unidades : La Unidad Occidental o de Riosa-Olloniego, y la Unidad Oriental o de Aller-Nalón.

Esta última es, sin duda, la más importante, ya que abarca los siguientes paquetes : Caleras, Generalas, S. Antonio - Ma Luisa, Sotón, Entrerregueras, Sorriego, Modesta y Oscura. La Unidad Riosa-Olloniego comprende los siguientes paquetes : Canales, Pudingas y Esperanza.

El informe publicado por el I.G.M.E. (1972), titulado "CARACTERIZACION GEOMECANICA DE LA CUENCA HULLERA ASTURIANA", muestra la resistencia a compresión simple y a tracción de las rocas de los paquetes San Antonio y Generalas del Valle del Aller (Ver tabla 17). En esta tabla, se observa que la resistencia media a compresión simple de las pizarras y --- areniscas suele ser de 80 MPa y 132-142 MPa respectivamente, mientras que su resistencia media a tracción es de 6,3 y -- 7,5 MPa respectivamente.

Según el informe anual de 1981, del estudio "Optimización del sostenimiento en las galerías de las minas de hulla según las características geomecánicas de las rocas y de los factores de explotación", del IGME, la resistencia media a compresión simple, estimada a partir de ensayos de carga -- puntual, de las rocas del Valle del Nalón, (Ver tabla 18), varía de la siguiente forma : 90-109 MPa para areniscas, -- 90-119 MPa para pizarras fuertes, 36-57 MPa para pizarras medias y 36-39 MPa para pizarras flojas.

TABLA 17 - RESISTENCIA DE LAS ROCAS DEL VALLE DEL ALLER (PAQUETES S. ANTONIO Y GENERALAS).

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)

ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAXIMA	MINIMA
Pizarra	100	80	104	59
Arenisca	100	139	180	112
Arenisca de grano fino	47	142	180	112
Arenisca de grano medio	53	132	142	119

RESISTENCIA A TRACCION (MPa)

ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAXIMA	MINIMA
Pizarra	30	6,3	8,7	4,6
Arenisca	30	7,5	8,5	5,3

TABLA 18 - RESISTENCIA DE LAS ROCAS DEL VALLE DEL NALON.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE ESTIMADA A PARTIR DE ENSAYOS DE
CARGA PUNTIUAL (MPa)

POZO	PAQUETE	ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAX.	MIN.
Ma Luisa	--	Arenisca	11	109	178	68
Ma Luisa	--	Pizarra fuerte	28	119	149	71
Ma Luisa	--	Pizarra media	22	57	67	52
Ma Luisa	--	Pizarra floja	32	39	49	20
SAMUÑO	SOTON	Arenisca	6	96	202	62
SAMUÑO	SOTON	Pizarra fuerte	13	105	172	71
SAMUÑO	SOTON	Pizarra media	14	36	66	6
SAMUÑO	SOTON	Pizarra floja	9	39	49	3
VENTURO	--	Arenisca	5	90	122	68
VENTURO	--	Pizarra fuerte	7	89	131	73
VENTURO	--	Pizarra media	11	44	60	22
VENTURO	--	Pizarra	16	37	48	22

HUNOSA realizó en las zonas del Caudal y de Turón ensayos de resistencia a compresión simple y a tracción en una serie de rocas, mostrando que la resistencia media a compresión simple de las areniscas es de 109 MPa y las de las pizarras 70-74 MPa; y la resistencia media a tracción de las areniscas 9,5 MPa y la de las pizarras 6-9 MPa (Ver tabla 19).

También llevaron a cabo unos ensayos de dureza con el martillo Schmidt en una serie de rocas de la zona del Caudal (Ver tabla 20), observándose que la dureza media (número de rebotes medio) varía de la siguiente forma : 30-50 para areniscas, 32-43 para pizarras fuertes y 13 para pizarras flojas.

A parte de los ensayos anteriores, HUNOSA realizó unos ensayos de abrasividad en unas pizarras y areniscas de la zona del Caudal por medio del coeficiente de abrasividad de Schimazek, en los que se midió el porcentaje y diámetro de los granos de cuarzo, mediante ensayos mineralógicos de láminas delgadas, y la resistencia a tracción de las rocas mencionadas anteriormente. Los resultados de estos ensayos (Ver tabla 21) muestran que las areniscas son las que tienen mayor porcentaje de cuarzo (42%) y un coeficiente de abrasividad de Schimazek de 0,48; siendo, por consiguiente, las más abrasivas. El mayor diámetro de los granos de cuarzo correspondió a las areniscas arcillosas (0,135 mm). Por último podemos ver que las pizarras son las que tienen el menor diámetro de granos de cuarzo (0,04 mm), menor porcentaje de cuarzo (19,5%) y menor coeficiente de abrasividad de Schimazek (0,047); por lo tanto, son las menos abrasivas.

En la zona del Turón, Pozo Sta. Bárbara, llevamos a cabo -- unos ensayos de dureza con el martillo Schmidt. Los resúmenes de los resultados de estos ensayos, (Ver tabla 22), -- muestran que las pizarras tienen una dureza media de rebote que oscila entre 37 y 45 y un coeficiente de deformación -- que varía entre 31 y 18. En el anexo 2 se presentan los valores obtenidos en todos los ensayos.

La HULLERA VASCO-LEONESA hizo un estudio geomecánico sobre las distintas rocas del pozo de Santa Lucía. Para ello realizó dos tipos de ensayos : uno de dureza mediante el martillo Schmidt, y otro de resistencia a partir del cono de penetración del National Coal Board (N.C.B.). Los resultados de estos ensayos (Ver tablas 23 y 24) muestran que las resistencias a compresión simple estimadas a partir del cono de penetración (N.C.B.) son la siguientes :

areniscas	126 MPa,
calizas	90-113 MPa y
pizarras	15-87 MPa.

La dureza Schmidt (rebote medio) para las areniscas, calizas y pizarras, mencionadas anteriormente, son respectivamente de : 56, 44-50 y 18-43.

En la tabla 25 se puede ver la resistencia a compresión simple y a tracción de las rocas de Corta Inesperada, de Hullas del Coto Cortés. En esta mina de la zona de Villablino la resistencia media a compresión simple de las areniscas y pizarras es de 107 MPa y 65 MPa respectivamente, y la resistencia media a tracción de las areniscas y pizarras es de 9,4 MPa y 4,4 MPa.

TABLA 19 - RESISTENCIA DE LAS ROCAS DE LAS ZONAS DEL CAUDAL Y DE TURON
(HUNOSA).

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)

ZONA	POZO	ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAXIMA	MINIMA
CAUDAL	POLIO	Arenisca	20	109	150	50
CAUDAL	POLIO	Arenisca Arcillosa	21	68	99	32
CAUDAL	POLIO	Pizarra Arcillosa	16	75	188	27
TURON	STA. BARBARA	Pizarra Arenisca	4	70	10	56

RESISTENCIA A TRACCION (MPa)

ZONA	POZO	ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAXIMA	MINIMA
CAUDAL	POLIO	Arenisca	11	10	16	5
CAUDAL	POLIO	Arenisca Arcillosa	16	6	10	4
CAUDAL	POLIO	Pizarra Arcillosa	7	6	8	4
TURON	STA. BARBARA	Pizarra Arenisca	4	10	15	5

TABLA 20 - DUREZA (MARTILLO SCHMIDT) DE LA ZONA DEL CAUDAL (HUNOSA).

POZO	ROCA	Nº DE MUESTRAS	REBOTE MEDIO	REBOTE MAX.	REBOTE MIN.
S. Nicolás	Arenisca	3	50	51	49
S. Nicolás	Pizarra y aren.	2	42	42	41
S. Nicolás	Pizarra fuerte	7	42	46	40
S. Nicolás	Pizarra	4	35	43	27
Mont.Sacro	Pizarra y aren.	1	56	57	56
Mont.Sacro	Pizarra fuerte	11	35	50	30
Barredo	Pizarra y Aren.	2	25	25	25
Barredo	Pizarra fuerte	8	38	49	31
Tres amig.	Arenisca	2	30	30	30
Tres amig.	Pizarra fuerte	11	32	39	25
Tres amig.	Pizarra floja	4	12	14	11
Polio	Pizarra media	7	28	36	10
Llamas	Pizarra fuerte	2	33	34	32
Llamas	Pizarra floja	2	13	16	10

TABLA 21 - ABRASIVIDAD DE LAS ROCAS DE LA ZONA DEL CAUDAL (HUNOSA).

ZONA	POZO	ROCA	% CUARZO	Ø GRANOS DE CUARZO (cm)	*COEFICIENTE DE SCHIMAZEK (F)
CAUDAL	POLIO	Arenisca	42	0,0112	0,48
CAUDAL	POLIO	Arenisca Arcillosa	32	0,0135	0,26
CAUDAL	POLIO	Pizarra	19,5	0,004	0,047

* F = % cuarzo x Ø granos de cuarzo (cm) x resistencia a la tracción (Kp/cm²/100).

TABLA 22.- RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT) DE LA ZONA DEL TURON, POZO STA. BARBARA, GUIA 24 E 6a P (HUNOSA).

MUESTRA	ROCA	REBOTE MEDIO H_1	REBOTE LOCAL MAXIMO H_2	COEF. DE DEFORMACION K	OBSERVACIONES
1	Pizarra	37	48	31	(1)
2	Pizarra	45	53	18	(2)

NOTA.- (1). Las medidas de estas pizarras están tomadas en el frente de la galería.

NOTA.- (2). Las medidas de estas pizarras están tomadas en los hastiales de la galería.

NOTA : COEF. DE DEFORMACION $K = \frac{H_2 - H_1}{H_1} \times 100$

donde H_1 = valor medio de los 10 rebotes más altos en el ensayo de rebote.

H_2 = valor máximo del ensayo de rebote localizado.

TABLA 23 - RESISTENCIA DE LAS ROCAS DEL POZO SANTA LUCIA. (HULLERA VASCO LEONESA).

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE ESTIMADA A PARTIR DEL CONO DEL NATIONAL COAL BOARD (U.K.)

POZO	ROCA	R.C.S.
STA. LUCIA	Caliza devónica	113
STA. LUCIA	Caliza devónica alterada	90
STA. LUCIA	Pizarras muy fuertes	87
STA. LUCIA	Pizarras fuertes	60
STA. LUCIA	Pizarras medias	38
STA. LUCIA	Pizarras flojas	15
STA. LUCIA	Cuarcitas	230
STA. LUCIA	Areniscas fuertes	126
STA. LUCIA	Areniscas con espato calizo	80

TABLA 24 DUREZA (MARTILLO SCHMIDT) DE LAS ROCAS DEL POZO SANTA LUCIA
(HULLERA VASCO-LEONESA).

POZO	ROCA	REBOTE
STA. LUCIA	Caliza devónica	50
STA. LUCIA	Caliza devónica alterada	44
STA. LUCIA	Pizarra muy fuerte	43
STA. LUCIA	Pizarra fuerte	39
STA. LUCIA	Pizarra media	29-32
STA. LUCIA	Pizarra floja	18
STA. LUCIA	Cuarcitas	62
STA. LUCIA	Areniscas fuertes	56
STA. LUCIA	Areniscas con espato calizo	40-43

TABLA 25 - RESISTENCIA DE LAS ROCAS DE LA ZONA DE COTO CORTES.-
CORTA INESPERADA.-

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE (MPa)

ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAXIMA	MINIMA
Arenisca	16	107	148	73
Pizarra	15	65	152	44

RESISTENCIA A TRACCION (MPa)

ROCA	Nº DE MUESTRAS	MEDIA	MAXIMA	MINIMA
Arenisca	12	9	10	8
Pizarra	12	4	7	3

TABLA 26 - CARACTERIZACION GEOMECANICA DE BEMBIBRE - SONDEO No 2 .

Profundidad (m)	Tipo de roca	Rc (MPa)	Densidad g/cm ³
11	Arenisca de grano grueso.	164,7	2,648
41	Arenisca de grano medio.	119,4	2,702
81	Pizarra arenosa con niveles de pizarra fina	68,1	2,736
99	Arenisca de grano medio	107,5	2,680
112	Alternancia de pizarra fina con pizarra arenosa.	95,8	2,707
160	Alternancia de arenisca y micropudinga.	192,7	2,658
174	Micropudingas. Cantos de cuarzo desiguales.	98	2,718
186	Arenisca de grano medio.	95,3	2,779

En la ZONA DEL BIERZO, el IGME ha realizado unos estudios de caracterización geomecánica de las rocas de la cuenca -- carbonífera. De los resultados de los ensayos de resistencia a compresión simple efectuados en una serie de muestras extraídas de un sondeo realizado en las proximidades de Bemibre se dedujo que la resistencia a compresión simple de las areniscas suele oscilar entre 95 y 164 MPa, según su tamaño de grano, y la de las pizarras, conteniendo algo de arenisca, suele ser de 68,1 a 95,8 MPa (Ver tabla 26).

4.2.- PROPIEDADES MECANICAS DE LAS ROCAS DE TECHO Y MURO DE LAS CAPAS JACOBA Y TURCA QUE INFLUYEN EN SU ARRANQUE MEDIANTE MAQUINAS DE ATAQUE PUNTUAL.

4.2.1.- Introducción.

En esta última parte del capítulo vamos a efectuar un estudio sobre las características mecánicas de las rocas de techo y muro de las capas Jacoba y Turca, paquetes Generalas y María Luisa respectivamente, del Pozo San Antonio, situado en la Cuenca del Aller.

Para este estudio se han llevado a cabo cuatro sondeos, de los que su situación, esquemas y registros correspondientes pueden observarse en el anexo 2. Estos sondeos son los siguientes :

- . Dos sondeos fueron realizados, uno al techo de la capa -- TURCA con una longitud de 7,35 metros y un diámetro de -- testigo de 56 mm, y otro al muro de dicha capa con una -- longitud de 7,03 metros.
- . Otro sondeo fue realizado de techo a muro de la capa Jacoba, con una longitud de 16,2 metros y el mismo diámetro.

- . El último sondeo, también realizado de techo a muro de la capa Jacoba, atraviesa esta capa con una longitud de 9,8-metros y un diámetro de 56 mm.

Las rocas encontradas en estos sondeos son principalmente - pizarras y areniscas y en ellas pueden observarse unas variaciones laterales de facies, en que las areniscas se han transformado en pizarras arenosas y las pizarras adquieren algo de arenisca.

En el capítulo anterior hemos visto que los parámetros de - las rocas y macizos rocosos que, generalmente, influyen en el arranque mediante picas son: resistencia, dureza, abrasividad y microfracturación.

De todos estos parámetros vamos a estudiar, mediante ensa--yos de laboratorio, los siguientes :

- . Resistencia a compresión simple
- . Resistencia a tracción
- . Densidad
- . Dureza Schmidt
- . Dureza tipo Cerchar
- . Coeficiente de cementación
- . Coeficiente de abrasividad de Schimazek
- . Microfracturación.
- . RQD
- . Valor A

Las rocas estudiadas son ocho, de las que cuatro correspon-den a la capa Turca y las otras cuatro a la capa Jacoba.

A continuación vamos a ver los resultados de los ensayos - realizados en cada una de las rocas de techo y muro de las capas Jacoba y Turca.

4.2.2.- Propiedades de las pizarras de muro de la Capa Jacoba, Paquete Generalas, Pozo San Antonio.

Las probetas utilizadas para los ensayos de laboratorio se han obtenido de los sondeos J-1 y J-2, cuyos esquemas y registros pueden observarse en el anexo 2.

Los resultados de estos ensayos de laboratorio realizados en dos pizarras de muro de la capa Jacoba son los siguientes (σ_{n-1} = desviación estándar, ϵ = coeficiente de variación en porcentaje).

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin.	Vmedio	Vmax.	σ_{n-1}	ϵ
Resistencia a comp. (MPa)	J-1	13	70	77	87	5,5	7,1
	J-2	6	50,6	57,6	70	8,5	14,1
Resistencia a trac. (MPa)	J-1	12	5,7	7,1	8,4	0,96	13,6
	J-2	13	3,8	6,7	8,3	1,3	19,9
Densidad (g/cm ³)	J-1	13	2,59	2,74	2,82	0,07	0,7
	J-2	6	2,55	2,6	2,65	0,04	1,7
Dureza Cerchar (s/cm)	J-1	2	28	52	78	21,6	0,4
Coef. de cementación.	J-1	1		4			
	J-2	1		5			
Coef. de Schimazek, F (Kp/cm)	J-1	1		0,22			
	J-2	1		0,035			
Microfract. por metro.	J-1	2		0			
RQD	J-1			60			
	J-2			80			
Valor A	J-1			40			

De estos resultados puede observarse que las pizarras del sondeo J-1 son de gran dureza y están poco microfracturadas, y, a la vez, son de mayor resistencia, densidad, - -

abrasividad y fracturación que las del sondeo J-2.

En el anexo 2 se presentan más detalladamente los resultados de estos ensayos.

4.2.3.- Propiedades de las areniscas de muro de la Capa Jacoba, -- Paquete Generalas, Pozo San Antonio.

Estas areniscas fueron obtenidas de los sondeos J-1 y J-2, que atraviesan el techo y muro de la capa Jacoba. Los esquemas de dichos sondeos, así como sus descripciones litológicas pueden verse en el anexo 2.

A continuación vamos a ver los resultados obtenidos de los ensayos realizados en el laboratorio con estas areniscas.

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	σ_{n-1}	ξ
Resistencia a compr (Mpa)	J-1	12	112	131	151	10,3	7,8
	J-2	4	89,9	102,6	114,7	12,5	12,2
Resistencia a trac. (MPa)	J-1	13	9,7	11,1	12,1	0,84	7,5
	J-2	12	5,5	8	9,9	1,2	15,2
Densidad (g/cm ³)	J-1	12	2,74	2,74	2,77	0,01	0,4
	J-2	4	2,53	2,61	2,71	0,09	3,5
Dureza Schmidt	J-1	10	40	41	43		
Dureza Cerchar (s/cm)	J-1	3	57	103	164	40,2	39
Coef. de cementación	J-1	1		4			
	J-2	1		5			
Coef. de Schimazek, F (Kp/cm)	J-1	1		4,7			
	J-2	1		0,12			
Microfracturas por metro, MF.	J-1	6		0			

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	σ_{n-1}	ϵ
RQD	J-1 J-2			90 64			
Valor A	J-1			10			

De esta tabla puede observarse que las areniscas del sondeo J-1 son resistentes, de gran abrasividad y dureza, y, apenas, están fracturadas. Las areniscas de muro del sondeo J-2, en general, tienen unas propiedades más bajas que las anteriores; va que son pizarras arenosas en realidad.

En el anexo 2 se presentan con más detalle los resultados de estos ensayos.

4.2.4.- Propiedades de las pizarras de techo de la Capa Jacoba, -- Paquete Generalas, Pozo San Antonio.

Las probetas utilizadas para los ensayos de laboratorio -- fueron obtenidas de los testigos del sondeo J-1 realizado a techo y muro de la capa Jacoba. El esquema y registro de este sondeo, así como su situación y descripción -- -- -- litológica están representados con más detalle en el anexo 2.

Los resultados de los ensayos de laboratorio quedan reflejados en la siguiente tabla :

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	σ_{n-1}	ϵ
Resistencia a comp. (MPa)	J-1	14	65	86	98	9,1	10,6
Resistencia a trac. (MPa)	J-1	12	5,3	7,3	8,8	1,07	14,7

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	δ_{n-1}	ϵ
Densidad (g/cm ³)	J-1	14	2,64	2,76	2,79	0,04	1,4
Dureza Schmidt	J-1	3	38	39	40		
Dureza Cer char (s/cm ²)	J-1	3	23	26	32	2,8	10
Coef. ce- mentación	J-1	1		5			
Coef. Schi mazer, F (Kp/cm)	J-1	1		0,14			
Microfractu ras por me- tro, MF	J-1	3		0			
RQD	J-1			85			
Valor A	J-1			15			

De los resultados de esta tabla podemos sacar en conclusión que, en general, estas pizarras de techo son de mayor resistencia, menor dureza y abrasividad que las de muro del mismo sondeo, están algo fracturadas y, apenas, contienen microfracturas.

Los resultados de estos ensayos se presentan más detalladamente en el anexo 2.

4.2.5.- Propiedades de las areniscas de techo de la Capa Jacoba, Paquete Generalas, Pozo San Antonio.

Las areniscas de techo se han obtenido mediante los sondeos J-1 y J-2, que atraviesen el techo y muro de la capa Jacoba.

En estos dos sondeos se puede observar que las rocas situadas por encima de dicha capa son primeramente pizarras y -- después areniscas. Su descripción litológica puede -- verse más detalladamente en el anexo 2.

Los resultados de los ensayos realizados en el laboratorio quedan reflejados en la siguiente tabla :

Propiedad	Sondeo	Nº Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	ϵ_{n-1}	ϵ
Resistencia a compr. (MPa)	J-1	14	101	129	163	19,6	15,2
	J-2	12	98,9	114,7	125,6	10,7	9,3
Resistencia a trac. (MPa)	J-1	14	7,5	9,2	11,4	1,53	16,7
	J-2	12	6,8	9,3	12,7	1,7	18
Densidad (g/cm ³)	J-1	14	2,75	2,77	2,78	0,009	0,3
	J-2	12	2,64	2,67	2,69	0,016	0,6
Dureza Schmidt	J-1	6	38	39,5	41		
	J-2						
Dureza Cerchar (s/cm)	J-1	3	28	53	93	21,8	41
	J-2	5	21	27	34	4,3	16
Coef. de cementación	J-1	1		5			
	J-2	1		6			
Coef. de Schimazek, F (Kp/cm ²)	J-1	1		0,41			
	J-2	1		0,14			
Microfracturas por metro, MF	J-1	3		0			
	J-2	5		21			
RQD	J-1			90			
	J-2			100			
Valor A	J-1			10			
	J-2			21			

Comparando estos resultados con los de las areniscas de muro de la misma capa, podemos ver que estas últimas areniscas del sondeo J-1 tienen una resistencia, densidad, fracturación y microfracturación similar que las de techo, pero en cambio, tienen una dureza y abrasividad mayor. Las areniscas de techo del sondeo J-2 tienen una resistencia un poco mayor y menor fracturación que las de muro. En general, podemos observar que las areniscas, tanto de techo como de muro, son resistentes (σ_c media = 118 MPa, y σ_t media = 9,5 MPa), poco fracturadas (R.Q.D. = 90%), apenas microfracturadas (MF = 0 - 21) y de dureza tipo Cerchar variable, -- generalmente grande, según las variaciones de facies.

En el anexo 2 se presentan más detalladamente los resultados de todos los ensayos.

4.2.6.- Propiedades de las pizarras de muro de la Capa Turca, Paquete M^a Luisa, Pozo San Antonio.

Estas pizarras se han obtenido mediante el sondeo realizado al muro de la capa Turca. Para una mayor información de dicho sondeo puede verse el anexo 2.

Los resultados de los ensayos de laboratorio quedan reflejados en la siguiente tabla :

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	σ_{n-1}	ϵ
Resistencia a comp. (MPa)	T-1-M	12	61,4	79,4	94	11,1	13,9
Resistencia a trac. (MPa)	T-1-M	13	3,3	5	7,3	1,1	22
Densidad (g/cm ³)	T-1-M	12	2,68	2,73	2,79	0,03	1,1

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	V _{min}	V _{medio}	V _{max}	σ_{n-1}	ϵ
Dureza Cerchar (s/cm)	T-1-M	5	16	22	27	3,4	15,4
Coef. de cementación	T-1-M	1		5			
Coef. de Schimazek, F (Kp/cm)	T-1-M	1		0,019			
Microfracturas por metro, MF	T-1-M	5	27	55	84		
RQD	T-1-M			40			
Valor A	T-1-M			117			

De aquí podemos observar que las pizarras de muro de dicha capa son fuertes, de poca dureza y abrasividad, y a la vez, están bastante fracturadas y microfracturadas.

Una información más detallada de los resultados de estos ensayos puede encontrarse en el anexo 2.

4.2.7.- Propiedades de las areniscas de muro de la Capa Turca, Paquete M^a Luisa, Pozo San Antonio.

Las areniscas utilizadas para los ensayos de laboratorio, obtenidas mediante el sondeo T-1-M, se encuentran localizadas a lo largo de una longitud que está comprendida entre 5,43 y 7,03 m. El esquema del sondeo, así como su descripción litológica, están representados con más detalle en el anexo 2.

Los resultados del ensayo quedan representados en la siguiente tabla :

Propiedad	Sondeo	N°Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	σ_{n-1}	ϵ
Resistencia a comp. (MPa)	T-1-M	7	81,3	111	146,3	24	21,6
Resistencia a trac. (MPa)	T-1-M	13	7,7	10,2	13,2	1,46	14,3
Densidad (g/cm ³)	T-1-M	7	2,36	2,6	2,9	0,19	7,1
Dureza Cerchar (s/cm)	T-1-M	3	20	103	240	83,5	81
Coef. de cementación	T-1-M	1		6			
Coef. de -- Schimazek, F (Kp/cm)	T-1-M	1		1,54			
Microfracturación por metro, MF	T-1-M	3	3	20	36		
RQD	T-1-M			60			
Valor A	T-1-M			57			

De los resultados de estos ensayos se saca en conclusión que estas areniscas de muro son resistentes, abrasivas y muy duras, están bastante fracturadas y contienen algunas microfracturas.

Estos resultados están representados más ampliamente en el anexo 2.

4.2.8.- Propiedades de las pizarras de techo de la Capa Turca, Paquete M^a Luisa, Pozo San Antonio.

Estas pizarras, obtenidas a través del sondeo T-1-T, están localizadas en dicho sondeo entre 0 - 1,23 m y 3,83 - 5,51m. En el anexo 2 se puede ver más detalladamente su esquema y su descripción litológica.

Los resultados de esta serie de ensayos realizados en el laboratorio están reflejados en la siguiente tabla :

Propiedad	Sondeo	Nº Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	σ_{n-1}	ϵ
Resistencia a comp. (MPa)	T-1-T	3	46,3	50,4	54,2	4	7,9
Resistencia a trac. (MPa)	T-1-T	12	2,6	4,2	5,3	1	24,7
Densidad (g/cm ³)	T-1-T	3	2,51	2,55	2,59	0,04	1,6
Dureza Cerchar (s/cm)	T-1-T	1	33	36	38	2,8	8
Coef. de cementación	T-1-T	1		5			
Coef. Schimazek, F (Kp/cm)	T-1-T	1		0,017			
Microfracturas por metro, MF	T-1-T	2		59	80	102	
RQD	T-1-T				20		
Valor A	T-1-T				160		

En esta tabla se puede observar que estas pizarras son bastante flojas, ya que están muy fracturadas y contienen muchas microfracturas, y, a la vez, son de baja resistencia, dureza y abrasividad.

Una mayor información de estos resultados puede encontrarse en el anexo 2.

4.2.9.- Propiedades de las areniscas de techo de la capa Turca, Paquete Ma Luisa, Pozo San Antonio.

Las areniscas están situadas por encima de la capa Turca a una distancia de 1,23 m y alcanzan hasta los 3,83 m. Las probetas se han obtenido mediante el sondeo T-1-T realizado al techo de la capa Turca.

En la siguiente tabla se observan los principales resultados obtenidos de los ensayos de laboratorio.

Propiedad	Sondeo	Nº Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	$\bar{\sigma}_{n-1}$	ϵ
Resistencia a compr. (MPa)	T-1-T	13	89,4	120,6	149,6	16,9	14
Resistencia a trac. (MPa)	T-1-T	12	7,3	8,8	10,6	1,11	12,6
Densidad (g/cm ³)	T-1-T	13	2,45	2,65	2,70	0,06	2,5
Dureza Cerchar (s/cm)	T-1-T	1	111	121	140	16	
Coef. de cementación.	T-1-T	1		6			
Coef. de Schimazek, F (Kp/cm)	T-1-T	1		1,56			

Propiedad	Sondeo	Nº Probetas	Vmin	Vmedio	Vmax	$\bar{\sigma}_{n-1}$	ε
Microfracturas por metro, MF	T-1-T	1		0			
RQD	T-1-T			90			
Valor A				10			

De esta tabla podemos sacar en conclusión que estas areniscas son bastante resistentes, duras y muy abrasivas. A parte de estas propiedades mecánicas, estas areniscas de techo están muy poco fracturadas y no contienen microfisuras; - - siendo, generalmente, más resistentes y abrasivas que las de muro.

En el anexo 2 están representados con más amplitud y detalle los resultados de estos ensayos.

4.2.10.- Relaciones establecidas entre propiedades de rocas.

En esta última parte del capítulo se han tratado de establecer una serie de correlaciones lineales de las propiedades de las rocas entre sí por el método de los mínimos cuadrados.

De los resultados de estas correlaciones se ha deducido que, en general, todos estos parámetros de la roca tienen poca relación entre sí, ya que, normalmente tienen unos coeficientes de correlación muy bajos, excepto, las correlaciones establecidas entre el coeficiente de abrasividad de Schimazek y dureza por perforación (Tipo Cerchar) y, también, las establecidas entre resistencia a compresión simple y dureza por perforación (Tipo Cerchar); dando unos coeficientes de correlación de 0,54 y 0,70 respectivamente.

Las ecuaciones lineales deducidas son las siguientes :

$$D = 102,08 AB - 1,1$$

coeficiente de correlación = 0,54

$$\bar{\sigma}_c = 0,53 D + 64,02$$

coeficiente de correlación = 0,7

donde : D = Dureza por perforación (Tipo Cerchar)

AB = Abrasividad de Schimazek, F

$\bar{\sigma}_c$ = Resistencia a compresión simple.

En el anexo 2 podemos ver los resultados de estas correlaciones expresados gráficamente.

BIBLIOGRAFIA

- ALEMAN, V.P. (1982).- Characterisation of strata with particular reference to the performance of roadway drivage machines.- Thesis submitted to the University of Nottingham for the Degree of Doctor of Philosophy. May.
- BARBARA STACK (1982).- Handbook of Mining and Tunnelling Machinery.- John Wiley & Sons. Chichester, New York, Brisbane, Toronto, Singapore.
- BARTON, N (1974).- Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.- Rock Mechanics, - - Springer Verlag, Vol. 6, pág 189-236.
- BENJUMEA, R y SIKARSKIE, D.L., (1969) A note on the penetration of a rigid wedge into a non-isotropic brittle material, Int. J. Rock Mech. Min. Sci, 6, 343-52.
- BIENIAWSKI, Z.T. (1973).- Engineering classification of - - jointed rock masses.- The Civil Engineer in South Africa, Dec, pp. 335-343.
- BLINDHEIM, O.T. (1979).- Drillability predictions on hard rock tunnelling.- Tunnelling, London IMM, pp. 284-290.
- CHATHAM, J.B. (1958).- An analytical study of rock penetration by a single bit tooth.- 8th Int. Symp. on drilling and blasting, Univ. of Minnesota, pp. 1A-25A.
- CHEATMAM, J.B. (1963).- Rock bit tooth friction analysis.- Trans. Am. Inst. Min. Engrs. 216, II-37-II-332.
- CHEATMAM, J.B. (1964).- Indentation analysis for rock having a parabolic yield envelope.- Int. J. Rock Mech. Min. SCI, pp. 431-40.

- CRATCHELY, C.R. (1972).- Some applications of geophysical -- techniques in engineering geology with special reference to the Foyers hydro-electric scheme.- Proc. 24th Int. Geologi-- cal Congress Sect. 13, pp 163-175.
- DALZIEL, J.A. y DAVIES, E (1964). Initiation of cracks in -- coal by blunted wedges.- The Engineer, London 217.
- DEERE, D.U. (1968).- Indexing rock for machine tunnelling -- rapid excavation problems and progress.- Proc. of the Tunnel and Shaft Conf. Minnneapolis, May pp. 32-38.
- ENADIMSA (1980).- Preparación de galerías en roca y carbón. Comisión del P.E.N. Ministerio de Industria y Energía. Enero.
- EVANS, I y POMEROY, C.D. (1966).- The strength, fracture -- and workability of coal.- Pergamon Press, London.
- FARMER y otros (1979).- The role of geotechnical factors in the cutting performance of tunnelling machines in rocks.- IV Congress International on Rock Mechanics Montreux (Suiza).
- FOURMAINTRAUX, D. (1975).- Quantification des discontinui-- tes des roches et des massifs rocheux.- Rock Mechanics, Vol. 7, pp. 83-100.
- FOWELL , R y PYECROFT, S. (1980).- Rock machinability, stu-- dies for the assessment of selective tunnel machine perfor-- mance.- Procs. 21 st VS Symp. Rock Mechs, May, University - of Missouri-Rolla.
- GAYE, F (1965).- Methods of assesing rock cuttability.- CEE Report Nº 65 (1).

GHERIN , K. (1978).- Möglichkeiten und wege dor gebirgsklas-
sifikation beim vortrieb mit teilschmittmaschinen.- Procee-
ding Geologische Voruntersuchugen im Tunnellay und Entwurf -
der Tunnel auskleidung Stabaske Pleso.

GNIRK P.F. y CHEATHAM, J.B.(1965).- An experimental study of
single bit tooth penetration into rock at confining presures
0-5000 p.si.- TRANS. AM. Inst. Min. Engrs. 234, 11-130.

GRAINGER, P (1977).- Inter-borehole acoustic measurements in
site investigations.- Q. J1 Engineering Geology, Vol. 10, --
pp. 241-255.

GUPTA, R.R (1972).- Seismic determination of geological dis-
continuities of rapid excavation.- Procs 1 st NA RET Congr.
Chicago, Vol. 1, pp. 217-234.

GYSS, E.E. y DAVIS, H.G. (1927).- The hardness and toughness
of rocks.- Mining and Metallurgy, June, pp. 261-266.

HANSAGI, I. (1974).- A method of determining the degree of -
fissuration of rock.- Int. J. Rock Mech. Min. Sci. and Geo--
mech. Abstr. Vol. 11, pp. 379-368.

HARLEY, G.T. (1926).- Proposed ground clasificacion for mi--
ning purposes.- Eng. and Mining Journal, V. 122, Nq 10, pp -
366-372.

HUDSON, I. (1980).- P wave velocity measurements in a machi-
ne bored chalk tunnel.- Q. J. Eng. Geol. Vol. 13, pp 33-43.

I.G.M.E. (1972).- Caracterización geomecánica de la cuenca
hullera asturiana.- Informe anual, Diciembre.

LEBRUN, M. (1978).- Etude theorique et experimentale de - - l' abattage mecanique. Aplication a la conception de machines d'abattages et de creusement.- These présentés á l'ecole nationale supérieure des mines de Paris pour obtenir le grade de docteur-Ingenieur en sciences et techniques minières.

LEIGHTON, F. & STEBLAY, B.J. (1975).- Applications of microseismics in coal mines.- Proc. 1 st Conf. on acoustic emission/microseismic activity in geological structures and materials. Penn. State Univ., June, pp. 205-230.

LOUIS, C (1974).- Un ensayo para la definición del tipo de sostenimiento en los trabajos subterráneos en rocas.- 1^{er} - Simposio nacional sobre túneles.- Madrid. Vol. 1.

LUTSCH, A. (1959).- The experimental determination of the extent and degree of fracture of rock faces by means of an ultra sonic puls reflection method.- Jour SAIMM, Marcha, pp. 412-429.

Mc CANN, D.M. (1975).- Inter-borehole acoustic measurements in a machine bored chalk tunnel.- Q. J. Eng. Geol. 1980, Vol. 3, pp. 33-43.

Mc FEAT-SIMTH I. (1975).- The machineability of coal measure with particular reference to the application of ripping and heading machine.- Univ. of Newcastle upon Tyne. Annual Report to NCB. Oct.

Mc FEAT y FOWELL (1977).- Correlation of rock properties -- and the cutting performance of tunnelling machines.- Proc. of Conf. Rock Engineering, pp. 581-602.

Mc FEAT-SIMTH, I. (1977).- Rock property testing for the -- assessment of tunnelling machine performance.- Tunnels and Tunnelling, March.

- Mc FEAT-SMITH, I (1978).- Effective and economic excavation by roadheaders.- Tunnels and Tunnelling, January.
- MERCHANT, M.E. (1942).- Basic mechanics of the metal cutting process.- J.APP MECH. 161 11, pp. A 168.
- MERRIT, A.H. (1972).- Geological predictions for underground excavations. North American rapid excavations and tunnelling conference. Chicago. Proceedings, Vol. 1, 115-132.
- MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA (1981).- Optimización del sostenimiento en las galerías de las minas de hulla según -- las características geomecánicas de las rocas y de los factores de explotación. Informe anual del I.G.M.E.
- MOSSMAN, R.W. & HEIM, E.G. (1972).- Sismic exploration - - - applied to underground excavation problems.- Proceeds of - - 1st RETC., Vol. 1, pp. 169-191.
- NISHIMATSU, Y, (1972).- The mechanics of rock cutting, Int. J. Rock Mech. Min. SCI 9, 261-70.
- N.C.B. (1977).- Cone Indentor.- MRDE Handbook S.
- OSBURN, H.J. (1968).- Some considerations of the metallurgy of rock cutting tools.- M.Sc. Thesis, Newcastle upon Tyne.
- OBERT, L & DUVALL, I. (1945).- The microseismic method of - predicting rock failure in underground mining II.- USBM RI 3803.
- PAUL, B. y SIKARSKIE, D.L. (1965).- A preliminary model for wedge penetration in brittle materials.- Trans. Am. Inst. -- Min. Engrs. 323, 372-83.

PAONE y BRUCE (1963).- Drillability studies-diamond drilling.- US Bureau of Mines Rep. N^o 6324.

PROTODYAKONOV, MM. (1962).- Mechanical properties and drillability of rocks.- 5th Symposium on Rock Mech., Minnesota. Univ. pp. 103-118.

REICHMUT , D.R. (1963).- Correlation of force-displacement data with physical properties of rock for percussive drilling systems.- Proc. 5th Symp. on Rock Mech. , Univ. of Minnesota.

ROXBOROUG , F.F. (1973).- Cutting rock with picks.- TIME. June. Vol. 132 pp. 445-452.

ROXBOROUG, F.F. y RISPIN, A. (1973).- A laboratory investigation into the application of picks for mechanized - - tunnel boring in the lower chalk.- TIME. Oct. Vol 133 - - pp. 1-13.

ROXBOROUG, F.F. y PHILIPS, H.R. (1975). Confidential Report to TRRL.

ROXBOROUG, F.F. y PHILIPS, H.R. (1975).- Experimental studies on the excavation of rock using picks. Dept. of - - Mining Engin. University of Newcastle, England.

ROXBOROUG, F.F y RISPIN, A (1975).- The mechanical cutting characteristics of the lower chalk.- Tunnels and - - Tunnelling Jan/Feb., Vol. 5, N^o 1.

SZENDREI, M.E. LOCHNER, J.P.A. (1958).- The determination of the extent of fracture of rock by sonic means.- Q.J. Eng. Geol., Vol. 13, pp. 33-43.

SCHIMAZEK, J y KNUTZ , H (1970).- The influence of rock -- structure on the cutting speed and pick wear of heading.- Guckauf, Vol. 106, 19 March, pp. 274-278.

SCOTT, J.H. (1968).- The relationship of geophysical mea-- surements to engineering and construction parameters in -- the straight Greek tunnel pilot bore Colorado.- Int. J. -- Rock Mech. Min. Sci, Vol. 5, pp. 1-30.

SHEPHERD, R. (1952).- Drillability of rock in rotary dri-- llings. Manual on rock blasting.- Vol. 1, sec. 6.2., pp -- 1-46.

SIEVERS, H (1952).- Methods of testing drillability of - - rocks. Manual on rock blasting Vol. 1, sec. 6.2, pp 1-23.

SJOGREN, B (1979).- Seismic clasification of rock mass --- qualities.- Geophysical prospecting.

SOCIEDAD INTERNACIONAL DE MECANICA DE ROCAS. (1978).- Su-- ggested Methods for he quantitative, description of discon-- tinuities in rock masses.- Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. Vol 15. pp. 319-368.

SUMMERFIELD, P.N. (1965).- A study of the air and rock vi-- brations produced by impact testing of a mine roof.- USBM Report N° 5251.

TERZAGHI, K (1946).- Forecast of pressure and working con-- ditions in rock tunnels.- Capítulo 5, pp. 87-99 de Rock Tunnelling and Steel Suports by Proctor and White. Pub the commercial shearing and stanping.

VALANTIN, A. y otros (1966).- Etude des pics des machi-- nes d'abattage.- Revue de l'Industrie Minerale, Oct., pp. 815-848.

VALANTIN (1974).- Examen des différents procédés classiques de détermination de la nocivité des roches vis-a-vis de l'abattage mécanique.- Industrie Minerale, Mine, Nov.

VALANTIN, A. (1974).- Description des tests Cerchar "Dureté et abrasivité des roches".- Ann ITBTP N° 167, pp. 88-92.

VASEK, J. (1978).- Determining the output of an AM-50 Roadheader.- Glaukauf Forschungshafte 39 H.2, pp. 45-50.

WHICKHAM, G.E. TIEDEMANN, H. R., SKINNER, E. H. (1972).-- Support determinations based on geological predictions. - Proc. North American rapid excavation and tunnelling conference, Chicago, June 5-7, Vol. 1, pp. 43-64.

WHITE, C.G. (1969).- A Rock drillability index.- Quarterly, Colorado School of Mines, Vol. 64, N° 2.

WHITTAKER, D. (1962).- Colliery Guard. Vol. 205, August, pp. 242.

WHITTAKER, BN y SZWILSKI; A.B. (1973).- Rock cutting by impact action, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 10, pp 659-71.

YU, T.R. & TELFORD, W.M. (1973).- An ultrasonic system for fracture detection in rock faces.- CIM Bulletin, Vol 66, N° 729, pp. 96-100.

TABLA 8 COMPARACION ENTRE LA PREDICCIÓN DEL RENDIMIENTO DE CORTE BASADA EN LA RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE CON LAS PREDICCIÓNES BASADAS EN OTROS PARAMETROS.

PARAMETROS	DESVIACION ESTANDAR	TANTO POR CIENTO DE MEJORA CON LA DESVIACION -- ESTANDART DE LA RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE
Resistencia a compresión uniaxial.	0,6	
Cinco propiedades determinadas en el laboratorio.	0,55	8
Indice de resistencia in-situ.	0,38	36
DESPUES DE QUE EL TERRENO SE HAYA CLASIFICADO POR EL VALOR A.		
Duro, A < 10		
Resistencia a compresión uniaxial.	0,26	56
Medio A 10-200		
Propiedades del laboratorio y estructura del testigo	0,29	47
Débil A > 200		
Estructura del testigo	0,025	95

ANEXO 1
NORMAS PARA LOS ENSAYOS DE LABORATORIO

ANEXO 1

NORMAS PARA LOS ENSAYOS DE LABORATORIO.

1 - NORMAS DEL ENSAYO DE RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE1-1 Campo de aplicación

Este método de ensayo sirve para medir la resistencia a compresión simple de muestras de roca que tienen una geometría regular; estando pensado, principalmente, para la clasificación de resistencias y caracterización de rocas intactas.

1-2 Aparatos

- a) Deberá utilizarse una máquina adecuada para aplicar y medir la carga axial a que se somete la muestra y con suficiente capacidad para aplicar dicha carga de acuerdo con las necesidades.
- b) Cualquier asiento esférico de la máquina de ensayo, si no cumple con la especificación 2 (d) posterior, deberá eliminarse o colocarse en una posición fija, quedando las dos caras de carga de la máquina paralelas entre sí.
- c) Las planchas de acero en forma de discos han de tener, -- una dureza Rockwell no menor de HRC58 y deberán colocarse sobre las caras de la probeta. El diámetro de las planchas deberá estar comprendido entre D y $D+2$ mm, siendo D el diámetro de la muestra. El espesor de las planchas deberá ser menor de 15 mm ó $D/3$. Las superficies de los discos deberán ser lisas y su magnitud debería ser menor que 0,005 mm.

- d) Una de las dos planchas deberá incorporar un asiento esférico. Este deberá colocarse sobre el borde superior de la muestra y estar ligeramente lubricado con aceite mineral, de modo que se sujete después de que el peso muerto de la cruceta haya sido alzado. La probeta, las planchas y el asiento esférico deberán estar correctamente centrados unos con respecto a otros y también con respecto a la máquina de carga. El centro de curvatura de la superficie del asiento debe coincidir con el centro de la cara superior de la probeta.

1-3 Procedimiento

- a) Las probetas deberán ser cilindros rectos circulares, teniendo una relación de altura a diámetro de 2,5-3 y un diámetro preferiblemente que no sea menor que el tamaño NX de testigo, aproximadamente 54 mm. El diámetro de la muestra deberá estar relacionado con el tamaño del grano mayor de la roca por una relación como mínimo de 10:1.
- b) Las caras de la probeta deberán ser aplanadas hasta 0,02mm y no se desviarán de la perpendicular al eje de la probeta en más de 0,001 radianes (alrededor de 3,5 min) ó 0,05 mm en 50 mm.
- c) Los lados de la probeta deberán ser lisos libres de abultadas irregularidades y rectos, dentro de 0,3 mm, sobre la longitud total de la muestra.
- d) El uso de materiales de refrendado u otros tratamientos superficiales de las rocas, a excepción de los trabajados a máquina, no está permitido.
- e) El diámetro de la probeta de ensayo deberá medirse con una aproximación de 0,1 mm, promediando la medida de dos

diámetros, medidos en ángulo recto uno con respecto a otro, aproximadamente a la altura superior, media e inferior de la muestra. El diámetro medio deberá usarse para calcular el área de la sección transversal. La altura de la muestra se determinará con una aproximación de 1 mm.

- f) Las muestras deberán almacenarse menos de 30 días, de tal forma que se preserve el contenido natural de agua en la medida de lo posible para ser ensayadas en esas condiciones. Estas condiciones de humedad deberán estar de acuerdo con el "Método sugerido para la determinación del contenido de agua de una muestra de roca" Método 1, SRM. Comité de ensayos de laboratorio, Documento normalizado 2, primera revisión, Diciembre 1.977, pág. 83.
- g) La carga sobre la probeta deberá aplicarse continuamente con un grado de tensión constante, de tal forma, que la rotura tendrá lugar a los 5 ó 10 minutos de carga; alternativamente la velocidad de carga estará dentro de los límites de 0,5 - 1 MPa/s.
- h) La carga máxima sobre la muestra deberá registrarse en Newtons, kiloNewtons o megaNewtons con una aproximación del 1%.
- i) El número de probetas ensayadas deberá determinarse según consideraciones prácticas, pero se prefiere un mínimo de cinco.

1-4 Cálculos

- a) La resistencia a compresión simple de la probeta deberá calcularse dividiendo la carga máxima soportada por la muestra durante el ensayo por el área de la sección transversal original.

1-5 Informe de resultados

- a) Descripción litológica de la roca.
- b) Orientación del eje de carga con respecto a la anisotropía de la probeta p.e. planos de estratificación, foliación, etc...
- c) Origen de la muestra, incluyendo localización geográfica, profundidad de orientación, fechas y método de muestreo e historia de almacenaje y entorno.
- d) Número de probetas ensayadas.
- e) Diámetro y altura de la probeta.
- f) Contenido de agua y grado de saturación durante el ensayo
- g) Duración del ensayo y velocidad de aplicación de los esfuerzos.
- h) Fecha de ensayo y tipo de máquina de ensayo.
- i) Modo de rotura, ej. corte, clivaje axial, etc...
- j) Cualquier otra observación o dato físico disponible, tales como peso específico, porosidad y permeabilidad, citando el método de determinación de cada uno.
- k) La resistencia a compresión simple para cada probeta en la muestra se expresa por tres cifras significativas, junto con el resultado promedio para la muestra. El Pascal ó sus múltiples serán usados como unidad de tensión y resistencia.

- 1) Si fuera necesario en algunos casos ensayar probetas que no cumplen con las especificaciones aquí contenidas, este hecho deberá indicarse en el informe del ensayo.

2 - MEDIDA INDIRECTA DE LA RESISTENCIA A TRACCION POR EL ENSAYO BRASILEÑO.

Este ensayo está pensado para medir indirectamente la resistencia a tracción uniaxial de muestras de roca preparadas para el ensayo brasileño. La justificación para este ensayo es tá basada en el hecho experimental de que la mayoría de las rocas en campos de tensión biaxial rompen por tracción siendo una tensión principal de tracción y la otra tensión principal finita de compresión, con la condición de que la tensión de compresión no exceda tres veces la tensión principal de tracción.

2-1 Aparatos

- a) Dos mordazas de acero de carga están diseñadas para que se produzca el contacto de un disco con la muestra de roca en superficies diametralmente opuestas sobre un arco de contacto de aproximadamente 10°. Las dimensiones críticas del aparato son el radio de curvatura de las mordazas, el juego y la longitud de los pernos guía de acoplamiento de las dos mordazas curvadas, y la anchura de las mismas. Estas son las siguientes : radio de mordazas 1,5 x radio de muestra, el juego del perno-guía que permite la rotación de una mordaza con respecto a la otra en 4×10^{-3} rad fuera del plano del aparato (25 mm de penetración del perno-guía con 0,1 mm de juego), anchura de mordazas 1,1 x espesor de la muestra. La mordaza superior contiene un asiento esférico convenientemente formado por un soporte simiesférico de 25 mm de diámetro.

- b) Una tira de papel adhesivo de doble espesor (0,2 - 0,4 mm) con una anchura igual o ligeramente más grande que el espesor de la muestra.
- c) Una máquina adecuada, para aplicar y medir cargas de compresión a la muestra, deberá tener la suficiente capacidad para aplicar una carga de acuerdo con las necesidades. Deberá verificarse en intervalos de tiempo adecuados y cumplirá con los requisitos nacionales aceptados.
- d) Un asiento esférico, si lo hay, deberá situarse en una posición fija en la cruceta de la máquina de ensayo, y las dos superficies de carga de la máquina deberán ser paralelas entre sí.
- e) Es preferible, pero no obligatorio, que la máquina de ensayo tenga un registro gráfico para anotar la carga según el desplazamiento, ayudando en la medida de la carga de rotura.

2-2 Procedimientos

- a) Las muestras del ensayo deberán ser cortadas y preparadas utilizando agua limpia. Las superficies cilíndricas deberán estar libres de marcas de instrumentos y de irregularidades, que normalmente no excederán de 0,025 mm. Las caras externas serán planas, dentro de 0,25 mm, o, cuadradas y paralelas dentro de 0,25 mm.
- b) La orientación de la muestra deberá ser conocida y el contenido de agua controlado o medido; estando de acuerdo con el "Método sugerido para la determinación del contenido de agua de la muestra de la roca" Método 1 ISRM Comité de ensayos de laboratorio, Documento Normalizado 2, primera revisión, Diciembre 1977, pág. 83.

- c) El diámetro de la muestra no debe ser menor que el tamaño NX del testigo aproximadamente 54 mm, y el espesor deberá ser aproximadamente igual al radio de la muestra.
- d) La muestra de ensayo deberá ser cubierta alrededor de su periferia con una capa de papel adhesivo de doble espesor (0,2 - 0,4 mm), y ha de estar montada en el aparato de ensayo de tal forma que los discos curvados carguen a la muestra diametralmente, con los ejes de rotación de la muestra y del aparato coincidentes.
- e) La carga en la muestra será aplicada continuamente con una relación constante, tal que la rotura en rocas más débiles tenga lugar a los 15-30 s. Un grado de carga de 200 N/s es recomendable.
- f) Cuando la máquina de ensayo está provista de un registro fuerza-desplazamiento deberá hacerse un registro durante el ensayo de manera que la carga para la primera fractura pueda ser determinada con precisión. Si no se tiene ó dispone de un registro de carga/desplazamiento en la máquina de ensayo, entonces el operador debe tener cuidado para detectar la carga de la primera rotura. En la primera rotura habrá una breve pausa en el movimiento de la aguja indicadora. Sin embargo, la diferencia entre la carga en la primera rotura y la carga en el límite de la resistencia debe ser de alrededor del 5%.
- g) El número de ensayos por muestra ensayada deberá determinarse por consideraciones prácticas. Normalmente se recomiendan 10 ensayos.

2-3 Cálculos

La resistencia a tracción de la muestra σ_t deberá ser calculada por la siguiente fórmula :

$$\sigma_t = 0,636 P/Dt \text{ (MPa)}$$

donde P es la carga de rotura (N), D es el diámetro de la muestra de ensayo (mm) y t es el espesor de la muestra ensayada, -- medida en el centro (mm).

2-4 Información de los resultados

- a) Descripción litológica de la roca.
- b) Orientación del eje de carga con respecto a la anisotropía de la muestra, ej. planos de estratificación, foliación, - etc.
- c) Origen de la muestra incluyendo localización geográfica, - profundidad y orientación, fecha y métodos de muestreo e - historia de almacenaje.
- d) Número de muestras ensayadas.
- e) Diámetro de la muestra y altura.
- f) Contenido de agua y grado de saturación durante el ensayo.
- g) Duración del ensayo.
- h) Fecha del testigo y tipo de máquina de ensayo.
- i) Modo de rotura.
- j) Algunas otras observaciones o datos físicos disponibles, tales como : peso específico, porosidad y permeabilidad, - citando el método de determinación de cada uno.
- k) La tensión de tracción para cada probeta en la muestra se expresa por tres cifras significativas.

3 - NORMAS PARA EL ENSAYO DEL MARTILLO SCHMIDT

3-1 Aparato

- a) El martillo Schmidt determina la dureza de rebote de una muestra de material. La cabeza se coloca contra la muestra, la cual es presionada por el empuje del martillo contra la misma. La energía es almacenada en un resorte que se suel-

ta automáticamente a un nivel de energía prescrito que hace que impacte una masa contra la cabeza.

La altura de rebote de la masa se mide en una escala y se toma como una medida de la dureza. El aparato es portátil y puede utilizarse en el laboratorio y en el campo.

Los modelos del martillo Schmidt se fabrican para diferentes niveles de energía de impacto. El martillo tipo L tiene una energía de impacto de 0,74 Nm y se utiliza como se ha descrito anteriormente.

- b) Una base de acero, de peso mínimo 20 Kg, donde las muestras deben de estar bien sujetas. Los testigos deben ensayarse en un soporte de acero con una hendidura semicilíndrica hecha a máquina y del mismo radio que el testigo, o en un bloque de acero en forma de V.

3-2 Procedimiento

- a) Antes de cada secuencia de ensayo, el martillo Schmidt debe calibrarse, para lo cual, se realiza un ensayo de calibración sobre un yunque suministrado por el fabricante para ese fin, debiendo realizarse una media de 10 lecturas
- b) Las muestras obtenidas para los ensayos de laboratorio deben ser representativas de la roca que se estudia. Cuando es posible se utilizan grandes muestras de roca para los ensayos de dureza de Schmidt. El martillo tipo L debe usarse en NX o en grandes testigos o en bloques que tengan una arista de por lo menos 6 cm.
- c) Para el ensayo de superficie todas las muestras ensayadas en el laboratorio o en el campo, deben ser lisas y planas sobre el área cubierta por la cabeza del martillo. Este área y el material de roca situado por debajo de la profun-

didad de 6 cm debe estar libre de grietas o de cualquier discontinuidad localizada en la masa de roca.

- d) Pequeñas muestras individuales de roca, mientras que son ensayadas en el laboratorio o en el campo, deben estar bien sujetas a una base rígida, asegurando la muestra contra vibraciones y movimientos durante el ensayo. La base debe colocarse en una superficie plana proporcionando un soporte firme.
- e) El valor de la dureza obtenido estará afectado por la orientación del martillo. Se recomienda que el martillo se use en una de las tres posiciones siguientes : verticalmente inclinado hacia arriba, horizontalmente o verticalmente inclinado hacia abajo, con el eje del martillo $\pm 5^\circ$ de la posición deseada. Cuando el uso de una de las tres orientaciones no es posible (ensayos in situ en un túnel circular), el ensayo deberá efectuarse con un ángulo determinado y los resultados deben corregirse con respecto a una posición horizontal o vertical, utilizando las curvas de corrección suministradas por el fabricante. La orientación del martillo para el ensayo y algunas correcciones aplicadas en orientaciones no verticales o no horizontales deben ser anotadas y llevadas a los resultados.

Por lo menos 20 ensayos individuales deben realizarse en cualquier muestra de roca. Los lugares de los ensayos deben estar separados al menos por el diámetro del pistón. Cualquier ensayo que cause rotura o cualquier otra grieta visible será causa de que el ensayo y la muestra sean rechazados. Errores en la preparación de las muestras y técnicas de ensayo tienden a producir valores de dureza bajos.

3-3 Cálculos

- a) El factor de corrección se calcula por la siguiente expresión :

factor de corrección = $\frac{\text{Valor estándar específico del yunque}}{\text{Media de 10 lecturas en el yunque}}$

- b) Los valores de los ensayos medidos para la muestra deben ordenarse en valores descendentes. El 50% de los valores más bajos deben descartarse y obtener la media del 50% de los valores más altos. Esta media debe multiplicarse por el factor de corrección para obtener la dureza de rebote Schmidt.

3-4 Información de los resultados

La información debe ser descrita así :

- a) Descripción litológica de la roca. La fuente de la muestra incluye : localización geográfica, profundidad y orientaciones.
- b) Tipo de muestra. Tamaño y forma del testigo o bloque de muestra.
- c) Fecha de muestreo, fecha del testigo y condiciones de almacenaje (expuesta a temperaturas extremas, aire seco, humedad, etc...).
- d) Orientación del eje del martillo en el ensayo.

ANEXO 2

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS.

ANEXO 2

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS

En esta última parte del anexo se presentan con detalle todos los resultados de los ensayos realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Madrid, sobre muestras extraídas de los sondeos J-1, J-2, T-1-M y T-1-T, efectuados en galerías en capa del Pozo San Antonio; y los ensayos de dureza por rebote (martillo de Schmidt) realizados en las pizarras de la guía 24 E 6a P de Pozo Sta. Bárbara de la zona de Turón (HUNOSA).

Los ensayos realizados en el laboratorio son los siguientes :

Resistencia a compresión simple.

Resistencia a tracción.

Densidad.

Martillo Schmidt.

Dureza por perforación (Tipo Cerchar)

Abrasividad mediante el coeficiente F de Schimazek.

Abrasividad mediante el coeficiente de cementación.

Microfisuración (MF).

Fracturación (R.Q.D.).

A parte de estos ensayos, también están representados los esquemas y registros que incluyen el RQD de los sondeos mencionados anteriormente, así como su situación en el terreno.

Además, se pueden observar las correlaciones lineales establecidas por el método de los mínimos cuadrados entre resistencia a compresión simple y dureza por perforación (Tipo

Cerchar) y entre esta última y el coeficiente de abrasividad de Schimazek.

Por último podemos ver unas fotos de dos pizarras y una arenisca en las que se pueden observar sus microfracturas, una vez que se ha realizado en el ensayo de microfracturación.

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT) DE LA ZONA
DEL TURON, POZO STA. BARBARA, GUIA 24 E 6^a P. (HUNOSA)

MUESTRA	ROCA	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	Pizarra	1	30	48
1	Pizarra	2	32	42
1	Pizarra	3	42	40
1	Pizarra	4	36	32
1	Pizarra	5	30	35
1	Pizarra	6	30	34
1	Pizarra	7	22	30
1	Pizarra	8	30	36
1	Pizarra	9	20	40
1	Pizarra	10	24	40
1	Pizarra	11	32	26
1	Pizarra	12	34	36
1	Pizarra	13	44	32
1	Pizarra	14	40	30
1	Pizarra	15	30	40
1	Pizarra	16	36	42
1	Pizarra	17	22	34

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT) DE LA ZONA DEL TURON, POZO STA. BARBARA, GUIA 24 E 6^a P. (HUNOSA).

MUESTRA	ROCA	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	Pizarra	18	17	34
1	Pizarra	19	26	38
1	Pizarra	20	40	38
2	Pizarra	1	40	46
2	Pizarra	2	42	50
2	Pizarra	3	30	50
2	Pizarra	4	46	50
2	Pizarra	5	48	50
2	Pizarra	6	36	50
2	Pizarra	7	42	50
2	Pizarra	8	46	50
2	Pizarra	9	28	50
2	Pizarra	10	42	45
2	Pizarra	11	46	50
2	Pizarra	12	48	53
2	Pizarra	13	45	48
2	Pizarra	14	40	46

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SMIDT) DE LA ZONA
DEL TURON, POZO STA. BARBARA, GUIA 24 E 6^a P. (HUNOSA).

(Continuación).

MUESTRA	ROCA	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
2	Pizarra	15	38	46
2	Pizarra	16	38	46
2	Pizarra	17	44	40
2	Pizarra	18	30	44
2	Pizarra	19	40	44
2	Pizarra	20	34	42

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

MUNDOGA. Pozo San Antonio. Paq. Generalas, C. Jacoba

FECHA 25-10-87

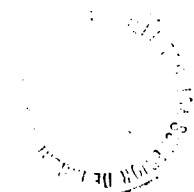
REALIZADO POR H.A. Y P.S.C.

9-82

N.º DE TRABAJO

ROCA MINERAL	RELACION Diametro Altura	N.º DE PROBETAS	MINIMA MPa	MEDIA MPa	MAXIMA MPa	DESVIACION TIPICA MPa	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
ARENISCA	0,5	12	112	131	151	10,3	7,8	SONDEO J - 1 - M
PIZARRA	0,5	13	70	77	87	5,5	7,1	SONDEO J - 1 - M
ARENISCA	0,5	14	101	129	163	19,6	15,2	SONDEO J - 1 - T
PIZARRA	0,5	14	65	86	98	9,1	10,6	SONDEO J - 1 - T

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo San Antonio, Pq. Generales, C. Jacoba

FECHA 25-10-82

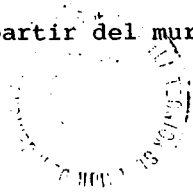
REALIZADO POR H.A. y P.R.C.

9-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-M	4,72	ARENISCA	56	112	120	(2)
2	J-1-M	4,82	ARENISCA	56	112	112	(2)
3	J-1-M	5,15	ARENISCA	56	112	151	(2)
4	J-1-M	5,27	ARENISCA	56	112	130	(2)
5	J-1-M	5,45	ARENISCA	56	112	134	(2)
6	J-1-M	5,83	ARENISCA	56	112	136	(2)
7	J-1-M	5,96	ARENISCA	56	112	141	(2)
8	J-1-M	6,10	ARENISCA	56	112	132	(2)
9	J-1-M	6,24	ARENISCA	56	112	123	(2)
10	J-1-M	6,37	ARENISCA	56	112	129	(2)
11	J-1-M	6,58	ARENISCA	56	112	126	(2)
12	J-1-M	6,66	ARENISCA	56	112	138	(2)

NOTA.- (2) Las profundidades se han medido a partir del muro de la capa.



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo San Antonio. Paq. Generalas, C. Jacobs

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J - 1-M	0,26	PIZARRA	56	112	73	(2)
2	J-1-M	0,40	PIZARRA	56	112	74	(2)
3	J-1-M	1,46	PIZARRA	56	112	72	(2)
4	J-1-M	1,60	PIZARRA	56	112	70	(2)
5	J-1-M	1,76	PIZARRA	56	112	76	(2)
6	J-1-M	1,96	PIZARRA	56	112	78	(2)
7	J-1-M	2,26	PIZARRA	56	112	70	(2)
8	J-1-M	2,45	PIZARRA	56	112	83	(2)
9	J-1-M	2,55	PIZARRA	56	112	85	(2)
10	J-1-M	2,85	PIZARRA	56	112	79	(2)
11	J-1-M	3,10	PIZARRA	56	95	74	(1) (2)
12	J-1-M	2,35	PIZARRA	56	98	87	(1) (2)
13	J-1-M	1,16	PIZARRA	56	108	77	(1) (2)

NOTA.- (1) Se ha aplicado la corrección correspondiente a la falta de altura de la probeta

NOTA.- (2) Las profundidades se han medido a partir del muro de la capa.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS



FECHA 25-9-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 9-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNDOCA. Pozo San Antonio. Paq. Generales, C. Jacobo

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-T	2,70	ARENISCA	56	112	126	
2	J-1-T	2,59	ARENISCA	56	112	105	
3	J-1-T	2,00	ARENISCA	56	112	163	
4	J-1-T	1,89	ARENISCA	56	112	141	
5	J-1-T	1,78	ARENISCA	56	112	101	
6	J-1-T	1,55	ARENISCA	56	112	105	
7	J-1-T	1,44	ARENISCA	56	112	155	
8	J-1-T	1,25	ARENISCA	56	112	114	
9	J-1-T	1,04	ARENISCA	56	112	148	
10	J-1-T	0,93	ARENISCA	56	112	116	
11	J-1-T	0,74	ARENISCA	56	112	141	
12	J-1-T	0,63	ARENISCA	56	112	123	
13	J-1-T	0,43	ARENISCA	56	112	128	
14	J-1-T	0,35	ARENISCA	56	112	140	

FECHA 25-10-52

REALIZADO POR H.A. y P.R.D.

9-22

N.º DE TRABAJO

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo San Antonio, Paq. Generales, C. Jacobe

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.D.

9-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-T	6,74	PIZARRA	56	112	87	
2	J-1-T	6,62	PIZARRA	56	112	85	
3	J-1-T	6,37	PIZARRA	56	112	96	
4	J-1-T	5,70	PIZARRA	56	112	79	
5	J-1-T	5,40	PIZARRA	56	112	98	
6	J-1-T	5,28	PIZARRA	56	112	87	
7	J-1-T	4,74	PIZARRA	56	112	78	
8	J-1-T	4,48	PIZARRA	56	110	82	(1)
9	J-1-T	4,38	PIZARRA	56	112	79	
10	J-1-T	4,21	PIZARRA	56	112	66	
11	J-1-T	4,10	PIZARRA	56	112	90	
12	J-1-T	3,98	PIZARRA	56	112	94	
13	J-1-T	3,87	PIZARRA	56	112	88	
14	J-1-T	7,77	PIZARRA	56	105	97	(1)

NOTA.- (1). Se ha aplicado la corrección correspondiente a la falta de altura de la probeta.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, P.S. Antonio, PAQ. GENERALAS, CAPA JACDBA

FECHA 23-XI-82

H.A. y S.F.

REALIZADO POR

15-82

N.º DE TRABAJO

ROCA MINERAL	RELACION Diámetro Altura	N.º DE PROBETAS	MINIMA MPa	MEDIA MPa	MAXIMA MPa	DESVIACION TIPICA MPa	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
PIZARRA ARENOSA	0,5	12	98,9	114,7	125,6	10,7	9,3	TECHO DE LA CAPA
PIZARRA CON ALGO ARENISCA	0,5	6	50,6	57,6	70,0	8,5	14,7	MURO DE LA CAPA
PIZARRA ARENOSA	0,5	4	89,9	102,6	114,7	12,5	12,2	MURO DE LA CAPA

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, P.S. Antonio, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 23-XI-82

H.A. y S.F.

REALIZADO POR

15-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-2	1,68	PIZARRA AREN.	56	112	130,1	
2	J-2	1,80	PIZARRA AREN.	56	112	125,6	
3	J-2	1,98	PIZARRA AREN.	56	112	98,9	
4	J-2	2,28	PIZARRA AREN.	56	112	120,0	
5	J-2	2,38	PIZARRA AREN.	56	112	108,0	
6	J-2	2,68	PIZARRA AREN.	56	112	102,1	
7	J-2	2,94	PIZARRA AREN.	56	112	110,7	
8	J-2	3,24	PIZARRA AREN.	56	112	106,6	
9	J-2	3,38	PIZARRA AREN.	56	112	122,9	
10	J-2	3,50	PIZARRA AREN.	56	112	104,3	
11	J-2	3,64	PIZARRA AREN.	56	112	123,3	
12	J-2	3,69	PIZARRA AREN.	56	112	123,8	

NOTA.- Se trata de la pizarra arenosa del techo de la capa

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, P.S. Antonio, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 23-XI-82

REALIZADO POR H.A. y S.F.

N.º DE TRABAJO 15-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-2	7,68	PIZARRA CON ALGO DE ARENISCA	56	112	50,6	
2	J-2	7,92	"	56	112	52,8	
3	J-2	8,08	"	56	112	49,7	
4	J-2	8,18	"	56	112	70,0	
5	J-2	8,31	"	56	112	65,9	
6	J-2	8,75	"	56	112	56,5	

NOTA.- Se trata de la pizarra con algo de arenisca del muro de la capa

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, P.S. Antonio, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBBA

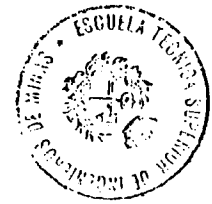
FECHA 23-XI-82

REALIZADO POR H.A. Y S.F.

N.º DE TRABAJO 15-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-2	9,25	PIZARRA AREN.	56	112	89,9	
2	J-2	9,45	PIZARRA AREN.	56	112	112,0	
3	J-2	9,58	PIZARRA AREN.	56	112	94,0	
4	J-2	9,82	PIZARRA AREN.	56	112	114,7	

NOTA,- Se trata de la pizarra arenosa del muro de la capa



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

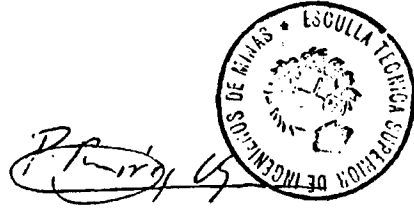
FECHA 2-11-32

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-92

ROCA MINERAL	RELACION Diametro Altura	N.º DE PROBETAS	MINIMA MPa	MEDIA MPa	MAXIMA MPa	DESVIACION TIPICA MPa	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
ARENISCA	1,5	7	81,3	111,0	146,3	24,0	21,6	SONDEO T-1-M
PIZARRA	0,5	12	61,4	79,4	94,0	11,1	13,9	SONDEO T-1-M
ARENISCA	0,5	13	89,4	120,6	149,6	16,9	14,0	SONDEO T-1-T
PIZARRA	0,5	3	46,3	50,4	54,2	4,0	7,9	SONDEO T-1-T

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUOLA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-M	6,00	ARENISCA	56	112	101,2	
2	T-1-M	6,40	ARENISCA	56	112	81,3	tiene algo de pizarra
3	T-1-M	6,60	ARENISCA	56	112	112,0	
4	T-1-M	6,80	ARENISCA	56	112	86,7	
5	T-1-M	6,90	ARENISCA	56	105	136,2	(1)
6	T-1-M	6,96	ARENISCA	56	112	146,3	
7	T-1-M	7,00	ARENISCA	56	100	113,1	(1) tiene mucha pizarra

NOTA.- (1): Se ha corregido el resultado del ensayo por no tener la probeta la esbeltez normalizada.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

[Handwritten signature]



**ESCUOLA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

N.º DE TRABAJO 12-82 REALIZADO POR H.A. Y P.R.O FECHA 8-11-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo S. Antonio, seq. M^o Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-M	0,34	PIZARRA	56	100	90,8	(1)
2	T-1-M	0,53	PIZARRA	56	112	91,2	
3	T-1-M	2,27	PIZARRA	56	112	88,5	
4	T-1-M	2,45	PIZARRA	56	100	81,9	(1)
5	T-1-M	2,70	PIZARRA	56	112	86,7	
6	T-1-M	2,85	PIZARRA	56	112	75,9	
7	T-1-M	3,64	PIZARRA	56	112	94,0	
8	T-1-M	3,77	PIZARRA	56	112	68,7	
9	T-1-M	4,20	PIZARRA	56	112	61,4	
10	T-1-M	4,48	PIZARRA	56	112	75,9	
11	T-1-M	4,60	PIZARRA	56	112	72,3	
12	T-1-M	4,86	PIZARRA	56	112	65,0	

NOTA.- (1): Se ha corregido el resultado del ensayo por no tener la probeta la esbeltez normalizada.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. Ruiz



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

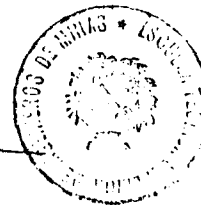
HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-T	1,50	ARENISCA	56	112	135,5	
2	T-1-T	1,60	ARENISCA	56	112	122,9	
3	T-1-T	1,73	ARENISCA	56	112	112,0	
4	T-1-T	2,00	ARENISCA	56	112	130,1	
5	T-1-T	2,10	ARENISCA	56	112	117,4	
6	T-1-T	2,20	ARENISCA	56	112	104,8	
7	T-1-T	2,30	ARENISCA	56	112	110,2	
8	T-1-T	2,48	ARENISCA	56	112	128,3	
9	T-1-T	2,80	ARENISCA	56	112	106,6	
10	T-1-T	3,12	ARENISCA	56	112	115,6	
11	T-1-T	3,58	ARENISCA	56	112	89,4	
12	T-1-T	3,72	ARENISCA	56	112	144,5	
13	T-1-T	2,92	ARENISCA	56	100	149,6	(1)

NOTA.- (1): Se ha corregido el resultado del ensayo por no tener la probeta la esbeltez normalizada.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. ...



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

FECHA 9-11-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESION SIMPLE

HUNOSA, Pozo S. Antonio, pag. M^a Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-32

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

12-32

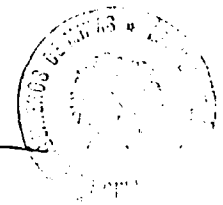
N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ALTURA	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-T	0,06	PIZARRA	56	100	46,3	(1)
2	T-1-T	4,32	PIZARRA	56	100	50,8	(1)
3	T-1-T	5,42	PIZARRA	56	112	54,2	

NOTA, - (1): Se ha corregido el resultado del ensayo por no tener la probeta la esbeltez normalizada.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. O.



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo San Antonio. Paq. Generalas, C, Jacoba

FECHA 25-10-82.

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

ROCA MINERAL	RELACION Diámetro Espesor	N.º DE PROBETAS	MINIMA MPa	MEDIA MPa	MAXIMA MPa	DESVIACION TIPICA MPa	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
ARENISCA	2	13	9,7	11,1	12,1	0,84	7,5	SONDEO J-1-M
PIZARRA	2,15	12	5,7	7,1	8,4	0,96	13,6	SONDEO J-1-M
ARENISCA	2	14	7,5	9,2	11,4	1,53	16,7	SONDEO J-1-T
PIZARRA	2	12	5,3	7,3	8,8	1,07	14,7	SONDEO J-1-T

N.º DE TRABAJO 9-82

NOTA, 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



**ESCUOLA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA. Pozo San Antonio. Paq. Generales, C. Jacoba

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.D.

N.º DE TRABAJO 9-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	9,9	(2)
2	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	10,6	(2)
3	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	10,3	(2)
4	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	9,7	(2)
5	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	11,0	(2)
6	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	11,4	(2)
7	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	12,1	(2)
8	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	10,6	(2)
9	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	12,1	(2)
10	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	11,0	(2)
11	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	11,4	(2)
12	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	11,9	(2)
13	J-1-M	6,66-7,53	ARENISCA	56	28	12,1	(2)

NOTA.- (2) Las profundidades se han medido a partir de la capa

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. D.



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA. Pozo San Antonio. Paq. Generalas, C. Jacoba

FECHA 25-10-82

H.A. y P.R.D.

REALIZADO POR

9-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-M	0,15	PIZARRA	56	26	6,6	(2)
2	J-1-M	0,18	PIZARRA	56	26	6,2	(2)
3	J-1-M	1,10	PIZARRA	56	26	5,7	(2)
4	J-1-M	1,15	PIZARRA	56	26	6,2	(2)
5	J-1-M	1,20	PIZARRA	56	26	5,7	(2)
6	J-1-M	1,52	PIZARRA	56	26	7,9	(2)
7	J-1-M	1,86	PIZARRA	56	26	7,3	(2)
8	J-1-M	1,92	PIZARRA	56	26	7,7	(2)
9	J-1-M	2,09	PIZARRA	56	26	8,4	(2)
10	J-1-M	2,16	PIZARRA	56	26	8,1	(2)
11	J-1-M	2,65	PIZARRA	56	26	7,7	(2)
12	J-1-M	3,16	PIZARRA	56	26	7,7	(2)

NOTA.- (2) Las profundidades se han medido a partir del muelle de la capa.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo San Antonio. Paq. Generalas, C. Jacoba

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-T	3,15	ARENISCA	56	28	9,9	
2	J-1-T	3,12	ARENISCA	56	28	11,4	
3	J-1-T	3,09	ARENISCA	56	28	7,5	
4	J-1-T	3,07	ARENISCA	56	28	7,9	
5	J-1-T	3,02	ARENISCA	56	28	11,4	
6	J-1-T	2,99	ARENISCA	56	28	8,1	
7	J-1-T	2,96	ARENISCA	56	28	7,7	
8	J-1-T	2,93	ARENISCA	56	28	7,5	
9	J-1-T	2,91	ARENISCA	56	28	8,8	
10	J-1-T	2,88	ARENISCA	56	28	10,1	
11	J-1-T	2,85	ARENISCA	56	28	10,6	
12	J-1-T	2,82	ARENISCA	56	28	7,5	
13	J-1-T	2,79	ARENISCA	56	28	9,9	
14	J-1-T	2,80	ARENISCA	56	28	11,0	


FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O

N.º DE TRABAJO 9-82

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. Ruiz G.




**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo San Antonio, Paq. Generalas, C.Jacoba

N.º DE TRABAJO 9-82 REALIZADO POR H.A. Y P.R.O. FECHA 25-10-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-1-T	6,89	PIZARRA	56	28	7,5	
2	J-1-T	6,87	PIZARRA	56	28	6,8	
3	J-1-T	6,84	PIZARRA	56	28	5,3	
4	J-1-T	5,90	PIZARRA	56	28	7,3	
5	J-1-T	5,86	PIZARRA	56	28	6,6	
6	J-1-T	5,83	PIZARRA	56	28	6,6	
7	J-1-T	5,61	PIZARRA	56	28	6,8	
8	J-1-T	5,57	PIZARRA	56	28	7,9	
9	J-1-T	5,54	PIZARRA	56	28	7,0	
10	J-1-T	5,17	PIZARRA	56	28	8,8	
11	J-1-T	5,13	PIZARRA	56	28	8,8	
12	J-1-T	4,82	PIZARRA	56	28	8,8	

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. O.



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA POZO S.ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 24-XI-82

REALIZADO POR H.A. Y S.F.

15-82

N.º DE TRABAJO

ROCA MINERAL	RELACION Diametro Espesor	N.º DE PROBETAS	MINIMA MPa	MEDIA MPa	MAXIMA MPa	DESVIACION TIPICA MPa	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
PIZARRA AREN.	2	12	6,8	9,3	12,7	1,7	18,0	TECHO DE LA CAPA
PIZARRA CON ALGO DE AREN.	2	13	3,8	6,7	8,3	1,3	19,9	MURO DE LA CAPA
PIZARRA AREN.	2	12	5,5	8,0	9,9	1,2	15,2	MURO DE LA CAPA

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA POZO S. ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 24-XI-82

REALIZADO POR H.A. Y S.F.

15-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-2	1,73	PIZARRA AREN.	56	28	10,6	
2	J-2	1,79	PIZARRA AREN.	56	28	12,7	
3	J-2	2,70	PIZARRA AREN.	56	28	10,4	
4	J-2	2,74	PIZARRA AREN.	56	28	9,7	
5	J-2	3,14	PIZARRA AREN.	56	28	7,2	
6	J-2	3,74	PIZARRA AREN.	56	28	8,0	
7	J-2	3,80	PIZARRA AREN.	56	28	6,8	
8	J-2	3,83	PIZARRA AREN.	56	28	10,6	
9	J-2	3,85	PIZARRA AREN.	56	28	8,7	
10	J-2	3,89	PIZARRA AREN.	56	28	8,0	
11	J-2	3,93	PIZARRA AREN.	56	28	9,5	
12	J-2	4,09	PIZARRA AREN.	56	28	9,4	

NOTA.- Se trata de la pizarra arenosa del techo de la capa

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, P.S. ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 24-XI-82

REALIZADO POR H.A. Y S.F.

N.º DE TRABAJO 15-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-2	7,64	PIZARRA CON ALGO. DE ARENISCA	56	28	3,8	
2	J-2	7,78	"	56	28	4,5	
3	J-2	7,84	"	56	28	5,7	
4	J-2	7,87	"	56	28	6,4	
5	J-2	8,35	"	56	28	8,3	
6	J-2	8,40	"	56	28	7,6	
7	J-2	8,44	"	56	28	7,2	
8	J-2	8,49	"	56	28	8,0	
9	J-2	8,53	"	56	28	6,8	
10	J-2	8,57	"	56	28	7,6	
11	J-2	8,61	"	56	28	7,2	
12	J-2	8,65	"	56	28	6,8	
13	J-2	8,68	"	56	28	7,5	

NOTA.- Se trata de la pizarra con algo de arenisca del muro de la capa.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS



RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, POZO S. ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 24-XI-82

REALIZADO POR H.A. y S.F.

15-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	J-2	9,07	PIZARRA AREN.	56	28	9,9	
2	J-2	9,10	PIZARRA AREN.	56	28	6,8	
3	J-2	9,14	PIZARRA AREN.	56	28	8,3	
4	J-2	9,18	PIZARRA AREN.	56	28	9,5	
5	J-2	9,23	PIZARRA AREN.	56	28	7,2	
6	J-2	9,27	PIZARRA AREN.	56	28	8,3	
7	J-2	9,31	PIZARRA AREN.	56	28	8,3	
8	J-2	9,50	PIZARRA AREN.	56	28	8,7	
9	J-2	9,65	PIZARRA AREN.	56	28	5,5	
10	J-2	9,69	PIZARRA AREN.	56	28	8,0	
11	J-2	9,74	PIZARRA AREN.	56	28	8,1	
12	J-2	9,83	PIZARRA AREN.	56	28	6,8	

NOTA.- Se trata de la pizarra arenosa del muro de la capa

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

FECHA 9-11-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

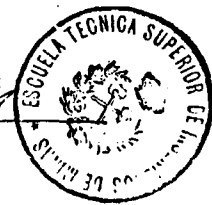
12-82

N.º DE TRABAJO

ROCA MINERAL	RELACION Diámetro Espesor	N.º DE PROBETAS	MINIMA MPa	MEDIA MPa	MAXIMA MPa	DESVIACION TIPICA MPa	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
ARENISCA	2	13	7,7	10,2	13,2	1,46	14,3	SONDEO T-1-M
PIZARRA	2	13	3,3	5,0	7,3	1,10	22,0	SONDEO T-1-M
ARENISCA	2	12	7,3	8,8	10,6	1,11	12,6	SONDEO T-1-T
PIZARRA	2	12	2,6	4,2	5,3	1,04	24,7	SONDEO T-1-T

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. O.



**ESCUOLA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-M	5,80	ARENISCA	56	28	11,4	
2	T-1-M	5,84	ARENISCA	56	28	11,0	
3	T-1-M	5,88	ARENISCA	56	28	8,8	
4	T-1-M	6,06	ARENISCA	56	28	11,2	
5	T-1-M	6,60	ARENISCA	56	28	13,2	
6	T-1-M	6,65	ARENISCA	56	28	10,8	
7	T-1-M	6,70	ARENISCA	56	28	7,7	
8	T-1-M	6,74	ARENISCA	56	28	9,0	
9	T-1-M	6,80	ARENISCA	56	28	8,8	
10	T-1-M	6,84	ARENISCA	56	28	9,5	
11	T-1-M	6,90	ARENISCA	56	28	9,7	
12	T-1-M	6,96	ARENISCA	56	28	10,6	
13	T-1-M	7,00	ARENISCA	56	28	11,0	

N.º DE TRABAJO 12-32 REALIZADO POR H.A. Y P.R.O. FECHA 8-11-32

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. O. 4



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^o Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-M	0,04	PIZARRA	56	28	3,7	
2	T-1-M	0,08	PIZARRA	56	28	3,3	
3	T-1-M	2,03	PIZARRA	56	28	4,2	plano de rotura anormal
4	T-1-M	2,93	PIZARRA	56	28	6,1	
5	T-1-M	2,99	PIZARRA	56	28	7,3	
6	T-1-M	3,03	PIZARRA	56	28	4,6	
7	T-1-M	3,55	PIZARRA	56	28	4,8	
8	T-1-M	3,91	PIZARRA	56	28	6,2	
9	T-1-M	3,97	PIZARRA	56	28	5,3	
10	T-1-M	5,10	PIZARRA	56	28	4,2	
11	T-1-M	5,16	PIZARRA	56	28	5,5	
12	T-1-M	5,32	PIZARRA	56	28	4,8	
13	T-1-M	5,38	PIZARRA	56	28	4,6	

NOTA: 1 MPa -- 10,2 Kg/cm.²

[Handwritten signature]



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA. Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

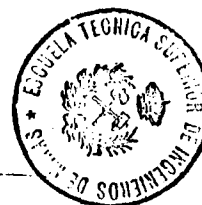
12-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-T	1,76	ARENISCA	56	28	9,0	
2	T-1-T	1,90	ARENISCA	56	28	8,8	
3	T-1-T	2,57	ARENISCA	56	28	7,9	
4	T-1-T	2,65	ARENISCA	56	28	7,5	
5	T-1-T	2,71	ARENISCA	56	28	10,1	
6	T-1-T	2,80	ARENISCA	56	28	10,6	
7	T-1-T	3,10	ARENISCA	56	28	9,0	
8	T-1-T	3,25	ARENISCA	56	28	7,3	
9	T-1-T	3,30	ARENISCA	56	28	8,8	
10	T-1-T	3,37	ARENISCA	56	28	7,5	
11	T-1-T	3,41	ARENISCA	56	28	9,5	
12	T-1-T	3,46	ARENISCA	56	28	10,1	

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

P. R. O.



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCION (BRASILEÑO)

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	DIAMETRO	ESPESOR	RESISTENCIA MPa	OBSERVACIONES
				mm	mm		
1	T-1-T	0,85	PIZARRA	56	28	2,6	
2	T-1-T	0,90	PIZARRA	56	28	2,9	
3	T-1-T	0,95	PIZARRA	56	28	5,1	
4	T-1-T	1,00	PIZARRA	56	28	5,3	
5	T-1-T	1,05	PIZARRA	56	28	5,3	
6	T-1-T	1,10	PIZARRA	56	28	5,3	
7	T-1-T	4,22	PIZARRA	56	28	3,3	Plano de rotura anormal
8	T-1-T	4,27	PIZARRA	56	28	4,2	Plano de rotura anormal
9	T-1-T	5,86	PIZARRA	56	28	3,7	
10	T-1-T	5,91	PIZARRA	56	28	4,0	
11	T-1-T	5,97	PIZARRA	56	28	5,3	
12	T-1-T	6,05	PIZARRA	56	28	3,3	

[Handwritten signature]



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, Pozo San Antonio, Fca. Generalas, C. Jacobs

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

9-82

N.º DE TRABAJO

ROCA MINERAL	N.º DE PROBETAS	MINIMA g/cm ³	MEDIA g/cm ³	MAXIMA g/cm ³	DESVIACION TIPICA g/cm ³	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
ARENISCA	12	2,74	2,746	2,77	0,01	0,4	SONDEO J-1-M
PIZARRA	13	2,59	2,742	2,82	0,07	0,7	SONDEO J-1-M
ARENISCA	14	2,75	2,771	2,78	0,009	0,3	SONDEO J-1-T
PIZARRA	14	2,64	2,764	2,79	0,04	1,4	SONDEO J-1-T

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR DE INGENIEROS DE MINAS DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, Pozo San Antonio, Paq. Generales, C. Jacoba

N.º DE TRABAJO 9-22 REALIZADO POR H.A. Y P.R.D. FECHA 25-10-50

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	J-1-M	4,72	ARENISCA	276	761	2,76	(2)
2	J-1-M	4,82	ARENISCA	276	757	2,74	(2)
3	J-1-M	5,15	ARENISCA	276	757	2,74	(2)
4	J-1-M	5,27	ARENISCA	276	757	2,74	(2)
5	J-1-M	5,45	ARENISCA	276	760	2,75	(2)
6	J-1-M	5,83	ARENISCA	276	757	2,74	(2)
7	J-1-M	5,96	ARENISCA	276	758	2,74	(2)
8	J-1-M	6,10	ARENISCA	276	758	2,74	(2)
9	J-1-M	6,24	ARENISCA	276	757	2,74	(2)
10	J-1-M	6,37	ARENISCA	276	759	2,74	(2)
11	J-1-M	6,55	ARENISCA	276	760	2,76	(2)
12	J-1-M	6,66	ARENISCA	276	764	2,77	(2)

NOTA.- Se han utilizado las mismas probetas que en los ensayos de comprobación simple.

NOTA.- (2) Las profundidades han sido medidas a partir del muro de capa.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUMOSA, Pozo San Antonio, Paq. Generales, C. Jacobs

N.º DE TRABAJO 9-22 REALIZADO POR H.L. y P.J.C. FECHA 26-10-22

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	J-1-I	0,26	PIZARRA	276	715	2,59	(2)
2	J-1-II	0,40	PIZARRA	276	725	2,62	(2)
3	J-1-III	1,46	PIZARRA	276	760	2,78	(2)
4	J-1-IV	1,60	PIZARRA	276	778	2,82	(2)
5	J-1-V	1,76	PIZARRA	276	760	2,78	(2)
6	J-1-VI	1,96	PIZARRA	276	770	2,82	(2)
7	J-1-VII	2,26	PIZARRA	276	753	2,76	(2)
8	J-1-VIII	2,45	PIZARRA	276	771	2,80	(2)
9	J-1-IX	2,55	PIZARRA	276	772	2,80	(2)
10	J-1-X	2,85	PIZARRA	276	753	2,76	(2)
11	J-1-XI	3,10	PIZARRA	234	627	2,68	(2)
12	J-1-XII	2,35	PIZARRA	241	658	2,73	(2)
13	J-1-XIII	1,15	PIZARRA	266	724	2,71	(2)

NOTA.- Se han utilizado las mismas probetas que en los ensayos de compresión simple.

NOTA.- (2) Las profundidades han sido medidas a partir del muro de capa.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUMOSA, Pozo San Antonio. Pac. Generales, C. Jacoba

PROBI	PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1		J-1-T	2,70	ARENISCA	276	768	2,78	
2		J-1-T	2,59	ARENISCA	276	760	2,75	
3		J-1-T	2,00	ARENISCA	276	767	2,78	
4		J-1-T	1,85	ARENISCA	276	754	2,77	
5		J-1-T	1,78	ARENISCA	276	768	2,78	
6		J-1-T	1,55	ARENISCA	276	762	2,76	
7		J-1-T	1,44	ARENISCA	276	754	2,77	
8		J-1-T	1,25	ARENISCA	276	764	2,77	
9		J-1-T	1,04	ARENISCA	276	762	2,78	
10		J-1-T	0,93	ARENISCA	276	766	2,78	
11		J-1-T	0,74	ARENISCA	276	765	2,77	
12		J-1-T	0,63	ARENISCA	276	763	2,77	
13		J-1-T	0,43	ARENISCA	276	764	2,77	
14		J-1-T	0,35	ARENISCA	276	765	2,77	

NOTA.- Se han utilizado las mismas probetas que en los ensayos de compresión simple.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, Pozo San Antonio. Pq. Generales. C. Jacoba

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	J-1-T	6,74	PIZARRA	276	767	2,76	
2	J-1-T	6,62	PIZARRA	276	767	2,76	
3	J-1-T	6,37	PIZARRA	276	768	2,78	
4	J-1-T	5,70	PIZARRA	276	770	2,79	
5	J-1-T	5,40	PIZARRA	276	765	2,77	
6	J-1-T	5,28	PIZARRA	276	767	2,78	
7	J-1-T	4,74	PIZARRA	276	765	2,78	
8	J-1-T	4,48	PIZARRA	276	650	2,64	
9	J-1-T	4,38	PIZARRA	276	768	2,78	
10	J-1-T	4,21	PIZARRA	276	770	2,79	
11	J-1-T	4,10	PIZARRA	276	769	2,79	
12	J-1-T	3,98	PIZARRA	276	760	2,75	
13	J-1-T	3,87	PIZARRA	276	769	2,79	
14	J-1-T	3,77	PIZARRA	259	709	2,73	

NOTA.- Se han utilizado las mismas probetas que en los ensayos de compresión simple.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

N.º DE TRABAJO 19-22
REALIZADO POR H.A. Y P.R.D.
FECHA 25-10-82

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, P.S. ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 23-XI-82

H.A. y S.F.

REALIZADO POR

15-82

N.º DE TRABAJO

ROCA MINERAL	N.º DE PROBETAS	MINIMA g/cm ³	MEDIA g/cm ³	MAXIMA g/cm ³	DESVIACION TIPICA g/cm ³	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
PIZARRA ARENOSA.	12	2,64	2,67	2,69	0,016	0,59	
PIZARRA CON ALGO DE ARENISCA	6	2,55	2,60	2,65	0,045	1,73	
PIZARRA - ARENOSA.	4	2,53	2,61	2,71	0,093	3,50	

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR DE INGENIEROS DE MINAS DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, P. S. ANTONIO, PAG. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 23-XI-82

REALIZADO POR H.A. Y S.F.

15-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	J-2	7,68	PIZARRA CON ALGO DE ARENISCA.	276	733,0	2,65	
2	J-2	7,92	"	276	703,5	2,55	
3	J-2	8,08	"	276	710,5	2,55	
4	J-2	8,18	"	276	730,7	2,65	
5	J-2	8,31	"	276	720,8	2,61	
6	J-2	8,75	"	276	720,5	2,61	

- NOTA,- 1. Se trata de la pizarra con algo de arenisca del muro de la capa
2. Se han utilizado las mismas probetas que para los ensayos de compresión simple.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, P. S. ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

FECHA 23-XI-82

REALIZADO POR H.A. Y S.F.

15-82

N.º DE TRABAJO

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	J-2	9,25	PIZARRA ARE.	276	749,5	2,71	
2	J-2	9,45	PIZARRA ARE.	276	741,5	2,68	
3	J-2	9,58	PIZARRA ARE.	276	700,8	2,54	
4	J-2	9,82	PIZARRA ARE.	276	699,5	2,53	

NOTA.- 1. Se trata de la pizarra arenosa del muro de la capa.

2. Se han utilizado las mismas probetas que para los ensayos de compresión simple.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, P.S. ANTONIO, PAQ. GENERALAS, CAPA JACOBA

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	J-2	1,68	PIZARRA AREN.	276	732,0	2,65	
2	J-2	1,80	PIZARRA AREN.	276	728,5	2,64	
3	J-2	1,98	PIZARRA AREN.	276	735,5	2,66	
4	J-2	2,28	PIZARRA AREN.	276	742,5	2,69	
5	J-2	2,38	PIZARRA AREN.	276	738,4	2,67	
6	J-2	2,68	PIZARRA AREN.	276	742,2	2,69	
7	J-2	2,94	PIZARRA AREN.	276	740,0	2,68	
8	J-2	3,24	PIZARRA AREN.	276	738,5	2,67	
9	J-2	3,38	PIZARRA AREN.	276	743,5	2,69	
10	J-2	3,50	PIZARRA AREN.	276	742,0	2,69	
11	J-2	3,64	PIZARRA AREN.	276	738,2	2,67	
12	J-2	3,69	PIZARRA AREN.	276	738,9	2,67	

NOTA.- 1. Se trata de la pizarra arenosa del techo de la capa

2. Se han utilizado las mismas probetas que para los ensayos de compresión simple.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²



ESCUOLA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD APARENTE

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^a Luisa, Capa Turca

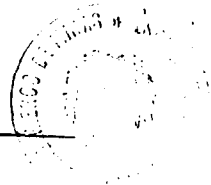
FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

ROCA MINERAL	N.º DE PROBETAS	MINIMA Kg/m ³	MEDIA Kg/m ³	MAXIMA Kg/m ³	DESVIACION TIPICA Kg/m ³	COEF. DE VARIACION %	OBSERVACIONES
ARENISCA	7	2,36	2,66	2,90	0,19	7,1	SONDEO T-1-M
PIZARRA	12	2,68	2,73	2,79	0,03	1,1	SONDEO T-1-M
ARENISCA	13	2,45	2,65	2,70	0,06	2,5	SONDEO T-1-T
PIZARRA	3	2,51	2,55	2,59	0,04	1,6	SONDEO T-1-T

P.R.O. 47



**ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID**

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

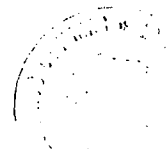
HUNOSA, Pozo S. Antonio, pag. M^a Luisa, Capa Turca

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	T-1-M	0,34	PIZARRA	246,3	672,5	2,73	
2	T-1-M	0,53	PIZARRA	275,9	765,5	2,77	
3	T-1-M	2,27	PIZARRA	275,9	752,5	2,73	
4	T-1-M	2,45	PIZARRA	246,3	680,5	2,76	
5	T-1-M	2,70	PIZARRA	275,9	769,0	2,79	
6	T-1-M	2,85	PIZARRA	275,9	752,5	2,73	
7	T-1-M	3,64	PIZARRA	275,9	753,2	2,73	
8	T-1-M	3,77	PIZARRA	275,9	747,0	2,71	
9	T-1-M	4,20	PIZARRA	275,9	754,0	2,73	
10	T-1-M	4,48	PIZARRA	275,9	747,0	2,71	
11	T-1-M	4,60	PIZARRA	275,9	740,0	2,68	
12	T-1-M	4,86	PIZARRA	275,9	744,5	2,70	

NOTA,- Se han utilizado las mismas probetas que para los ensayos a compresión simple.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

[Handwritten signature]



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, Pozo S. Antonio, pag. M^a Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	T-1-T	1,50	ARENISCA	275,9	734,7	2,66	
2	T-1-T	1,60	ARENISCA	275,9	736,3	2,67	
3	T-1-T	1,73	ARENISCA	275,9	743,8	2,70	
4	T-1-T	2,00	ARENISCA	275,9	737,8	2,67	
5	T-1-T	2,10	ARENISCA	275,9	737,7	2,67	
6	T-1-T	2,20	ARENISCA	275,9	721,8	2,61	
7	T-1-T	2,30	ARENISCA	275,9	739,7	2,68	
8	T-1-T	2,48	ARENISCA	275,9	734,3	2,66	
9	T-1-T	2,80	ARENISCA	275,9	735,7	2,67	
10	T-1-T	3,12	ARENISCA	275,9	736,0	2,67	
11	T-1-T	3,58	ARENISCA	275,9	744,0	2,70	
12	T-1-T	3,72	ARENISCA	275,9	743,2	2,69	
13	T-1-T	2,92	ARENISCA	246,3	603,3	2,45	

NOTA.- Se han utilizado las mismas probetas que para los ensayos de compresión simple



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

P. R. O.

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DENSIDAD

HUNOSA, Pozo S. Antonio, paq. M^{ra} Luisa, Capa Turca

FECHA 8-11-82

REALIZADO POR H.A. Y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 12-82

PROBETA	SONDEO MUESTRA	PROFUNDIDAD m.	ROCA MINERAL	VOLUMEN cm ³	MASA g	DENSIDAD g/cm ³	OBSERVACIONES
1	T-1-T	0,06	PIZARRA	246,3	618,5	2,51	
2	T-1-T	4,32	PIZARRA	246,3	630,0	2,56	
3	T-1-T	5,42	PIZARRA	275,9	714,5	2,59	

NOTA,- Se han utilizado las mismas probetas que para los ensayos de compresión simple



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

Phiny

NOTA: 1 MPa = 10,2 Kg/cm.²

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA, Pozo San Antonio, Paq. Generalas, C. Jacoba

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 9-82

MUESTRA	ROCA MINERAL	REBOTE MEDIO H ₁	REBOTE LOCALIZ. MAXIMO H ₂	COEFICIENTE DE DEFORMACION K	OBSERVACIONES	
1	ARENISCA	41	43	4,8	(1)	(2)
2	ARENISCA	40	42	5,0	(1)	(2)
3	ARENISCA	40	42	5,0	(1)	(2)
4	ARENISCA	41	42	2,4	(1)	(2)
5	ARENISCA	40	42	5,0	(1)	(2)
6	ARENISCA	41	43	4,8	(1)	(2)
7	ARENISCA	40	42	5,0	(1)	(2)
8	ARENISCA	43	44	2,3	(1)	(2)
9	ARENISCA	42	44	4,8	(1)	(2)
10	ARENISCA	42	43	2,3	(1)	(2)

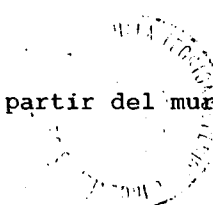
NOTA.- (1). Sondeo J - 1 - M

NOTA.- (2) Las profundidades han sido medidas a partir del muro de capa.

NOTA: COEF. DE DEFORMACION $K = \frac{H_2 - H_1}{H_1} \times 100$

donde H₁ = valor medio de los 10 rebotes mas altos en el ensayo de rebote.

H₂ = valor máximo del ensayo de rebote localizado.



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESUMEN DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA, Pozo San Antonio, Paq. Generalas, C. Jacoba

FECHA 25-11-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.C.

9-82

N.º DE TRABAJO

MUESTRA	ROCA MINERAL	REBOTE MEDIO H ₁	REBOTE LOCALIZ. MAXIMO H ₂	COEFICIENTE DE DEFORMACION K	OBSERVACIONES
1	ARENISCA	39	40	2,7	(1)
2	ARENISCA	40	42	5,0	(1)
3	ARENISCA	38	40	5,0	(1)
4	ARENISCA	39	42	7,7	(1)
5	ARENISCA	40	42	5,0	(1)
6	ARENISCA	41	42	2,4	(1)
7	PIZARRA	39	42	7,7	(1)
8	PIZARRA	40	42	5,0	(1)
9	PIZARRA	38	41	7,3	(1)

NOTA.- (1). Sondeo J - 1 - T

NOTA: COEF. DE DEFORMACION $K = \frac{H_2 - H_1}{H_1} \times 100$

donde H₁ = valor medio de los 10 rebotes mas altos en el ensayo de rebote.

H₂ = valor máximo del ensayo de rebote localizado.



ESCUELA TECNICA SUPERIOR
DE INGENIEROS DE MINAS
DE MADRID

LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA, Pozo S. Antonio, Papi. Generales, C. Jacobs

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
1	ARENISCA	370	0	0	SONDEO J - 1 - M PROFU. 6,66 - 7,53
2	ARENISCA	296	0	0	SONDEO J - 1 - M PROFU. 6,66 - 7,53

MUESTRA 1

MUESTRA 2

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	41	40	1	41	41
2	44	42	2	41	41
3	39	41	3	40	42
4	45	42	4	40	41
5	41	43	5	41	42
6	40	42	6	38	42
7	41	42	7	32	41
8	41	43	8	38	40
9	40	41	9	42	41
10	37	43	10	39	42
11	40	41	11	40	42
12	42	42	12	40	41
13	41	42	13	40	42
14	41	42	14	41	42
15	39	41	15	42	42
16	42	42	16	40	42
17	42	42	17	42	41
18	40	43	18	41	42
19	41	42	19	41	42
20	42	42	20	42	42

NOTAS: 1 Orientación mortillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O

9-82

N.º DE TRABAJO

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNDOCA, Pozo S. Antonio, Paq. Generales, C. Jacoba

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
3	ARENISCA	221	0	0	SONDEO J - M - 1 PROF. 6,66 - 7,53
4	ARENISCA	222	0	0	SONDEO J - M - 1 PROF. 4,62

MUESTRA 3

MUESTRA 4

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	41	40	1	41	41
2	39	41	2	41	42
3	41	40	3	42	42
4	40	41	4	41	42
5	40	40	5	41	41
6	39	41	6	42	42
7	38	42	7	41	42
8	41	42	8	41	42
9	42	41	9	40	42
10	41	42	10	41	41
11	39	43	11	41	42
12	40	42	12	42	42
13	40	41	13	41	42
14	41	43	14	42	41
15	41	42	15	40	41
16	42	41	16	41	42
17	40	42	17	42	42
18	41	42	18	42	42
19	40	41	19	42	42
20	41	42	20	42	42

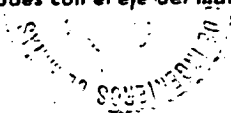
NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 9-82



RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA. Pozo S. Antonio. Ped. Generales. C. Jacobs

MUESTRA	ROCA MINERAL	T A M A Ñ O cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
5	ARENISCA	172	0	0	SONDEO J - 1 - M PROF. 5,71
6	ARENISCA	222	0	0	SONDEO J - 1 - M PROF. 3,53

M U E S T R A 5

M U E S T R A 6

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	39	41	1	39	42
2	40	41	2	40	42
3	40	41	3	38	41
4	41	42	4	39	43
5	40	41	5	41	42
6	40	42	6	40	42
7	41	41	7	41	43
8	41	42	8	41	43
9	41	41	9	40	43
10	39	42	10	41	42
11	38	42	11	41	42
12	40	41	12	42	41
13	40	41	13	40	42
14	41	42	14	40	42
15	41	42	15	42	43
16	40	42	16	41	43
17	39	42	17	42	43
18	41	42	18	41	43
19	42	42	19	42	43
20	41	42	20	41	43

FECHA 25-10-82

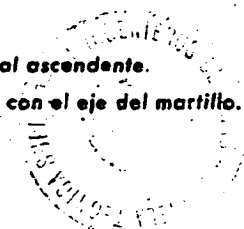
H. A. y P. R. O.

REALIZADO POR

N.º DE TRABAJO 9-82

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.



RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

MUNOSA. Pozo S.-Antonio. Pao.-Generales, C. Jacobs

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
7	ARENISCA	419	0	0	SONDEO J - 1 - M PROF. 3,63
8	ARENISCA	419	0	0	SONDEO J - 1 - M PROF. 4,4

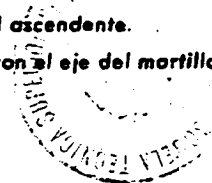
MUESTRA 7

MUESTRA 8

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	40	41	1	42	43
2	40	40	2	42	43
3	39	41	3	43	43
4	41	42	4	43	43
5	40	41	5	43	43
6	39	42	6	43	44
7	39	40	7	42	44
8	41	42	8	43	43
9	42	42	9	44	43
10	42	41	10	44	44
11	41	41	11	42	44
12	40	42	12	42	42
13	41	42	13	43	43
14	40	42	14	43	43
15	39	42	15	42	43
16	40	41	16	43	44
17	39	42	17	42	44
18	40	42	18	43	43
19	39	41	19	43	43
20	40	42	20	42	44

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que formo el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.



N.º DE TRABAJO 9-82 REALIZADO POR H.A. y F.P.O. FECHA 75-10-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA. Pozo S. Antonio. Pac. Generales, C. Jacobe

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
9	ARENISCA	308	0	0	SONDED J - 1 - M PROF. 4,23
10	ARENISCA	554	0	0	SONDED J - 1 - M PROF. 4,43

M U E S T R A 9

M U E S T R A 10

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	41	44	1	41	42
2	42	44	2	42	42
3	43	44	3	43	43
4	42	43	4	43	43
5	42	43	5	43	42
6	42	43	6	43	42
7	41	44	7	42	42
8	42	44	8	42	43
9	42	43	9	43	42
10	43	43	10	43	42
11	41	44	11	43	43
12	42	44	12	42	42
13	43	44	13	42	43
14	43	43	14	42	43
15	43	44	15	43	43
16	43	43	16	41	42
17	42	43	17	42	42
18	43	43	18	42	43
19	43	44	19	42	43
20	43	44	20	42	43

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O

N.º DE TRABAJO 9-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNDSA, Pozo S. -Antonio, Paq. Generalas, C. Jacoba

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
1	ARENISCA	160	0	0	SONDEO J - 1 - T PROF. 0,10
2	ARENISCA	271	0	0	SONDEO J - 1 - T PROF. 0,22

MUESTRA 1

MUESTRA 2

MUESTRA 1			MUESTRA 2		
ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	38	38	1	41	42
2	36	36	2	42	41
3	37	37	3	41	41
4	39	39	4	42	41
5	40	38	5	40	40
6	41	39	6	40	41
7	39	40	7	41	41
8	40	41	8	41	41
9	41	40	9	40	41
10	40	39	10	41	40
11	40	39	11	40	40
12	39	40	12	40	42
13	37	41	13	39	40
14	40	40	14	40	41
15	41	40	15	41	41
16	40	40	16	38	41
17	38	39	17	40	41
18	37	40	18	41	40
19	38	40	19	40	41
20	36	39	20	39	42

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

FECHA 26-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 9-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA. Pozo S.º Antonio. Paq. Generales, C. Jacobs

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
3	ARENISCA	160	0	0	SONDEO J - 1 - T Prof. 0,35
4	ARENISCA	197	0	0	SONDEO J - 1 - T Prof. 0,50

MUESTRA 3

MUESTRA 4

MUESTRA 3			MUESTRA 4		
ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	37	40	1	39	42
2	36	40	2	39	42
3	38	40	3	37	42
4	39	40	4	39	41
5	39	41	5	37	42
6	36	39	6	35	41
7	35	39	7	38	41
8	38	39	8	35	42
9	37	40	9	38	41
10	39	38	10	40	40
11	35	39	11	41	42
12	36	40	12	40	42
13	39	40	13	38	40
14	35	39	14	41	42
15	38	39	15	40	42
16	40	39	16	39	42
17	39	39	17	41	41
18	40	39	18	39	42
19	39	40	19	39	42
20	39	38	20	40	42

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A y P.R.O.

N.º DE TRABAJO 9-82

NOTAS:

1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA. Pozo S. Antonio. Pac. Generales. C. Jacobs

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
5	ARENISCA	197	0	0	SONDEO J - 1 - T PROF. 2,47
6	ARENISCA	707	0	0	SONDEO J - 1 - T PROF. 3,30

MUESTRA 5

MUESTRA 6

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	37	41	1	40	41
2	39	41	2	42	41
3	40	42	3	40	40
4	39	42	4	41	41
5	41	43	5	41	41
6	40	41	6	40	42
7	41	41	7	41	40
8	41	41	8	39	41
9	40	41	9	40	40
10	39	42	10	41	41
11	41	42	11	41	42
12	41	40	12	40	42
13	40	42	13	42	41
14	38	40	14	42	42
15	40	40	15	41	41
16	41	43	16	40	42
17	39	42	17	41	41
18	37	42	18	41	42
19	40	42	19	40	42
20	39	42	20	40	42

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

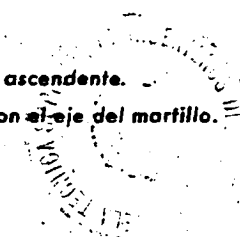
2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O.

9-82

N.º DE TRABAJO



RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNOSA, Pozo S. Antonio, Pac. Generales. C. Jacobs

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
7	PIZARRA	246	0	0	SONDED J - 1 - T Prof. 5,38
8	PIZARRA	276	0	0	SONDED J - 1 - T Prof. 6,50

MUESTRA 7

MUESTRA 8

MUESTRA 7			MUESTRA 8		
ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	39	40	1	39	42
2	38	40	2	41	42
3	36	41	3	40	41
4	37	40	4	42	40
5	40	40	5	40	41
6	39	42	6	39	42
7	40	41	7	39	42
8	40	42	8	40	42
9	39	42	9	41	42
10	39	40	10	40	41
11	40	42	11	41	42
12	40	41	12	40	42
13	38	40	13	41	42
14	40	41	14	41	42
15	39	42	15	41	42
16	40	41	16	41	42
17	38	40	17	39	42
18	38	42	18	40	42
19	39	42	19	40	42
20	38	42	20	40	42

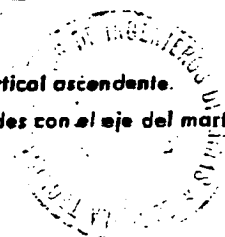
FECHA 25-10-52

REALIZADO POR H.A. y P.S.O.

N.º DE TRABAJO 9-07

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.



RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA (MARTILLO SCHMIDT)

HUNDSA, Pozo S: Antonio, Paq. Generalas, C. Jacoba

MUESTRA	ROCA MINERAL	TAMAÑO cm. ³	ORIENTACION MARTILLO GRADOS	ORIENTACION DISCONTINUID. GRADOS	OBSERVACIONES
9	PIZARRA	276	0	0	SONDED J - 1 - T Prof: 7,53

M U E S T R A 9

M U E S T R A

ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO	ENSAYO	REBOTE	REBOTE LOCALIZADO
1	40	40			
2	39	40			
3	39	41			
4	39	40			
5	40	41			
6	39	40			
7	40	41			
8	39	41			
9	36	41			
10	38	41			
11	36	41			
12	40	41			
13	38	41			
14	37	41			
15	36	41			
16	39	41			
17	37	40			
18	38	41			
19	39	40			
20	38	40			

NOTAS: 1 Orientación martillo = Angulo que forma el eje del martillo con la vertical ascendente.

2 Orientación discontinuidades = Angulo que forman las discontinuidades con el eje del martillo.

FECHA 25-10-82

REALIZADO POR H.A. y P.R.O

N.º DE TRABAJO 9-82

N.º DE TRABAJO 9-82

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA POR PERFORACION (TIPO CERCHAR).

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD (m)	ROCA	TIEMPO s	PENETRACION cm	DUREZA s/cm
1	J-1	10,6	Pizarra	30	1,061	28
				30	0,862	35
				30	0,868	34
2	J-1	11,4	Pizarra	30	0,446	67
				30	0,386	78
				30	0,443	68
3	J-1	11,9	Arenisca	30	0,246	122
				30	0,183	164
				30	0,253	118
4	J-1	13,4	Arenisca	30	0,360	83
				30	0,198	151
				30	0,273	110
5	J-1	13,6	Arenisca	60	0,998	60
				60	1,057	57
				60	1,012	59
6	J-1	0,3	Arenisca	30	1,087	28
				30	0,974	31
				30	1,122	27

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA POR PERFORACION (TIPO CERCHAR)

(Continuación)

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD m	ROCA	TIEMPO s	PENETRACION cm	DUREZA s/cm
7	J-1	0,6	Arenisca	30	0,478	63
				30	0,420	71
				30	0,321	93
8	J-1	3,6	Arenisca	30	0,534	56
				30	0,542	55
				30	0,533	56
9	J-1	4,7	Pizarra	30	1,267	24
				30	1,056	28
				30	0,927	32
10	J-1	6	Pizarra	30	1,062	28
				30	1,102	27
				30	1,104	27
11	J-1	6,7	Pizarra	30	1,311	23
				30	1,231	24
				30	1,195	25
12	J-2	1,7	Pizarra arenosa	30	1,388	22
				30	1,187	25
				30	1,388	22

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA POR PERFORACION. (TIPO CERCHAR)

(Continuación)

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD m	ROCA	TIEMPO s	PENETRACION cm	DUREZA s/cm
13	J-2	2,1	Pizarra arenosa	30	1,110	27
				30	1,140	26
				30	0,873	34
14	J-2	4,6	Pizarra arenosa	30	1,184	25
				30	1,415	21
				30	1,365	22
15	J-2	5,4	Pizarra arenosa	30	0,915	33
				30	1,087	28
				30	0,924	32
16	J-2	7,9	Pizarra arenosa	30	1,077	28
				30	0,973	31
				30	0,984	30
17	T-1-M	0,5	Pizarra	30	1,174	25
				30	1,269	24
				30	1,329	23
18	T-1-M	1	Pizarra	30	1,699	18
				30	1,485	20
				30	1,571	19
19	T-1-M	2,6	Pizarra	30	1,262	24
				30	1,246	24
				30	1,286	23

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE DUREZA POR PERFORACION (TIPO CERCHAR)

(Continuación)

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD	ROCA	TIEMPO	PENETRACION	DUREZA
		m		s	cm	s/cm
20	T-1-M	3,9	Pizarra	30	1,833	16
				30	1,768	17
				30	1,809	17
21	T-1-M	5,1	Pizarra	30	1,314	23
				30	1,318	23
				30	1,113	27
22	T-1-M	6,6	Arenisca	30	1,244	24
				30	1,47	20
				30	1,354	22
23	T-1-M	7,3	Arenisca	30	0,431	69
				30	0,342	87
				30	0,336	89
24	T-1-M	7,8	Arenisca	30	0,186	161
				30	0,140	214
				30	0,125	240
26	T-1-T	2,38	Pizarra	30	0,785	38
				30	0,905	33
				30	0,79	38
27	T-1-T	5,67	Arenisca	30	0,271	111
				30	0,214	140
				30	0,267	112

PIZARRA DE MURO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-1Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, arcillas

Accesorios : Opacos, partículas micáceas, tumalina, calcita
clorita.

Proporciones

Cuarzo : 57%

Arcilla : 37%

Pirita : 6%

Tamaños

Cuarzo : 50 micras

Descripción

Granos de cuarzo fino empastados en una matriz arcillosa micácea y clorítica. Esporádicamente aparecen granos de moscovita, turmalina, calcita, circón y opacos, de tamaño similar al de los granos de cuarzo.

Clasificación

Limolita

Coefficiente de Cementación : 4

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo	= 57 x 1	= 57
Filosilicatos	= 37 x 0,04	= 1,48
Pirita	= 6 x 0,5	= 3
<hr/>		
TOTAL		61,48

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{61,48 \times 71 \times 50 \times 10^{-4}}{100} = 0,218$$

ARENISCA DE MURO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-1Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, material arcilloso

Accesorios : Calcita, moscovita, circón, plagioclasa peder--
dernal, clorita, opacos, turmalina.

Proporciones

Cuarzo : 60%

Material arcilloso y micáceo : 35%

Otros : 1%

Tamaños

Cuarzo : 700 micras

Calcita : 600 micras

Descripción

Granos irregulares de cuarzo, feldespatos alterados peder--
dernal y moscovita, y fragmentos de cuarcita, caliza y otras
rocas aparecen cementados por una matriz limolítica y ar-
cillosa. Mala clasificación del material y granos angulo-
sos (microbrecha).

Clasificación

Grawacka litica

Coefficiente de cementación : 4

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo	= 60 x 1 =	60
Filosilicatos	= 35 x 0,04 =	1,4
<hr/>		
TOTAL		=61,4

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{61,4 \times 111 \times 700 \times 10^{-4}}{100} = 4,7$$

PIZARRA DE TECHO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-1Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, calcita

Accesorios : Moscovita, clorita, opacos

Proporciones

Cuarzo : 25%

Calcita : 70%

Matriz cloriticas : 5%

Tamaños

Cuarzo : 70 micras

Calcita: 70 micras

Descripción

Granos de cuarzo y calcita de tamaño homogéneo y algunas placas de moscovita aparecen cementados por una matriz - fundamentalmente clorítica. Existe un bandeo con alter_unancias ricas en cuarzo y calcita. Presenta grietas re-- llenas de calcita.

Clasificación

Caliza arenosa

Coeficiente de cementación : 5PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo =	25 x 1	=25
Calcita=	70 x 0,03	= 2,1
Filosilicatos =	5 x 0,04	= 0,2
<hr/>		
TOTAL		27,3

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{27,3 \times 73 \times 70 \times 10^{-4}}{100} = 0,14$$

ARENISCA DE TECHO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-1Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, calcita

Accesorios : Clorita, circón, moscovita, esfena, turmalina,
opacos.

Proporciones

Cuarzo : 20%

Calcita: 75%

Otros : 5% (filosilicatos)

Tamaños

Cuarzo : 120 micras

Calcita : 120 micras

Descripción

Se trata de una caliza impura formada por granos de carbonato y cuarzo con placas de mica y otros minerales. En realidad es una roca detrítica (calcarenita).

Clasificación

Caliza arenosa

Coefficiente de Cementación : 5

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo =	20 x 1 =	20
Calcita=	75 x 0,03 =	2,25
Filosilicatos=	5 x 0,04 =	0,2
<hr/>		
TOTAL		22,45

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{22,45 \times 92 \times 20 \times 10^{-4}}{100} = 0,41$$

PIZARRA CON ALGO DE ARENISCA DE MURO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-2Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, moscovita-illita, clorita

Accesorios : Opacos (seguramente pirita e ilmenita y mat. orgánico).

Tamaños

Todos los minerales muestran una granulometría fina, y bastante homogénea alrededor de las 15 micras.

Proporciones

Cuarzo : 30%

Moscovita-illita : 40%

Clorita : 15%

Opacos : 5%

Descripción

Matriz de grano fino formada por limo cuarzoso y minerales hojosos (mica y clorita) orientados. Opacos dispersos y formando relleno de grietecillas. Algunos de ellos son redondeados, (pirita), otros alargados (ilmenita) y (mat. orgánico).

Clasificación

Limolita

Coef. de cementación : 5

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo =	30 x 1	= 30
Clorita =	15 x 0,03	= 0,45
Filosilicatos =	40 x 0,04	= 1,6
Pirita =	5 x 0,5	= 2,5
<hr/>		
TOTAL		34,55

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{34,55 \times 67 \times 15 \times 10^{-4}}{100} = 0,035$$

PIZARRA ARENOSA DE MURO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-2Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, moscovita-illita, mat. orgánico,
clorita.

Accesorios : opacos (ilmenita)

Tamaños

Bandas de diferente composición y tamaño, las más gruesas de 40 micras y las más finas de 10 micras. Dentro de -- ellas los tamaños de todas las especies son bastante homogéneos.

Proporciones

Cuarzo : 35%

Moscovita-illita : 50%

Clorita : 10%

Opacos : 5%

Descripción

Bandas de diferente composición y granulometría, en las - más gruesas predomina el cuarzo, en las más finas la materia orgánica y los minerales hojosos.

Clasificación

Limolita

Coef. de cementación : 5

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo =	35 x 1	= 35
Filosilicatos	=65 x 0,047	2,6
<hr/>		
TOTAL		37,6

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{37,6 \times 80 \times 40 \times 10^{-4}}{100} = 0,12$$

PIZARRA ARENOSA DE TECHO DE LA CAPA JACOBA. SONDEO J-2Mineralogía

Fundamentales : Cuarzo, calcita, moscovita, opacos (pirita)
 Accesorios : Clorita, circón, opacos (pirita).

Tamaños

Todos los granos minerales muestran un tamaño bastante homogéneo de alrededor de 50 micras de diámetro.

Proporciones

Cuarzo : 25%
 Calcita : 60%
 Moscovita : 3%
 Opacos : 7%
 Otros : 5%

Descripción

Granos angulosos de cuarzo, calcita y láminas de moscovita aparecen cementados por calcita.
 Los opacos rellenan fisuras y oquedades.

Clasificación

Caliza detrítica arenosa

Coef. de cementación : 6

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo =	25 x 1 =	25
Calcita =	60 x 0,03 =	1,8
Pirita =	7 x 0,5 =	3,5
Filosilicatos =	3 x 0,04 =	0,12
<hr/>		
TOTAL		30,42

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{30,42 \times 93 \times 50 \times 10^{-4}}{100} = 0,14$$

PIZARRA DE MURO DE LA CAPA TURCA. SONDEO T-1-MMineralogía

Fundamentales : Cuarzo, sericita (material arcilloso-micáceo)
 Accesorios : Moscovita, calcita, opacos, turmalina

Tamaños

Cuarzo : 25 micras
 Sericita : 15 micras

Proporciones

Cuarzo : 30%
 Sericita y material arcilloso : 50%
 Pirita : 15%
 Otros : 5%

Descripción

Matriz homogénea de grano fino de cuarzo, calcita, material arcilloso-micáceo, y opacos.

Clasificación

Limolita

Coef. de Cementación : 5

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo	= 30 x 1	= 30
Filosilicatos	= 50 x 0,04	= 2
Pirita	= 15 x 0,5	= 7,5
<hr/>		
TOTAL		39,5

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{39,5 \times 50 \times 25 \times 10^{-4}}{100} = 0,09$$

ARENISCA DE MURO DE LA CAPA TURCA. SONDEO T-1-MMineralogía

Fundamentales : Cuarzo, calcita

Accesorios : Moscovita, circón, clorita, material arcilloso micáceo, pedernal.

Tamaños

Cuarzo : 200 micras

Calcita: 200 micras

Proporciones

Cuarzo : 70%

Calcita: 25%

Otros : 5% (pedernal)

Descripción

Granos angulosos de tamaño bastante homogéneo de cuarzo y en menor proporción de calcita, aparecen cementados por calcita.

Clasificación

Arenisca calcárea

Coef. de Cementación : 6

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo 70 x 1 = 70

Calcita 25 x 0,03= 0,75

Pedernal 5 x 1 = 5

TOTAL 75,75

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{75,75 \times 102 \times 200 \times 10^{-4}}{100} = 1,54$$

PIZARRA DE TECHO DE LA CAPA TURCA. SONDEO T-1-TMineralogía

Fundamentales : cuarzo, calcita, material arcilloso micáceo
 Accesorios : moscovita, opacos (pirita), clorita.

Tamaños

Cuarzo : 15 micras
 Calcita: 10 micras
 Material arcilloso micáceo : 10 micras
 Opacos : 15 micras

Proporciones

Cuarzo : 20%
 Calcita: 20%
 Material arcilloso micáceo : 45%
 Opacos : 10%
 Otros : 5%

Descripción

Matriz homogénea de grano fino sin orientación

Clasificación

Limolita a pizarra

Coef. de Cementación : 5

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo =	20 x 1 =	20
Calcita=	20 x 0,03=	0,6
Pirita =	10 x 0,5 =	5
Filosili		
catos	= 50 x 0,04=	2
<hr/>		
TOTAL		27,6

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{27,6 \times 42 \times 15 \times 10^{-4}}{100} = 0,017$$

ARENISCA DE TECHO DE LA CAPA TURCA. SONDEO T-1-TMineralogía

Fundamentales : Cuarzo, calcita

Accesorios : Pedernal, material arcilloso-micáceo, moscovita, plagioclasa, clorita.

Tamaños

Cuarzo : 300 micras

Calcita : 300 micras

Proporciones

Cuarzo : 50%

Calcita : 40%

Pedernal : 8%

Otros : 2%

Descripción

Granos angulosos de cuarzo, calcita y otros aparecen cementados por calcita.

Clasificación

Arenisca calcárea

Coef. de cementación : 6

PORCENTAJE PONDERADO DE MINERALES ABRASIVOS

Cuarzo = 50 x 1	=50
Calcita= 40 x 0,03	= 1,2
Pedernal= 8 x 1	= 8
<hr/>	
TOTAL	59,2

Coeficiente de abrasividad de Schimazek

$$F = \frac{59,2 \times 88 \times 300 \times 10^{-4}}{100} = 1,56$$

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE MICROFRACTURACION

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD (m)	ROCA	MICROFRACTURAS POR METRO	OBSERVACIONES
1	J-1	10,6	Pizarra	0	
2	J-1	11,4	Pizarra	0	
3	J-1	11,9	Arenisca	0	
4	J-1	13,4	Arenisca	0	
5	J-1	13,6	Arenisca	0	
6	J-1	0,3	Arenisca	0	
7	J-1	0,6	Arenisca	0	
8	J-1	3,6	Arenisca	0	
9	J-1	4,7	Pizarra	0	
10	J-1	6	Pizarra	0	
11	J-1	6,7	Pizarra	0	

RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE MICROFRACTURACION

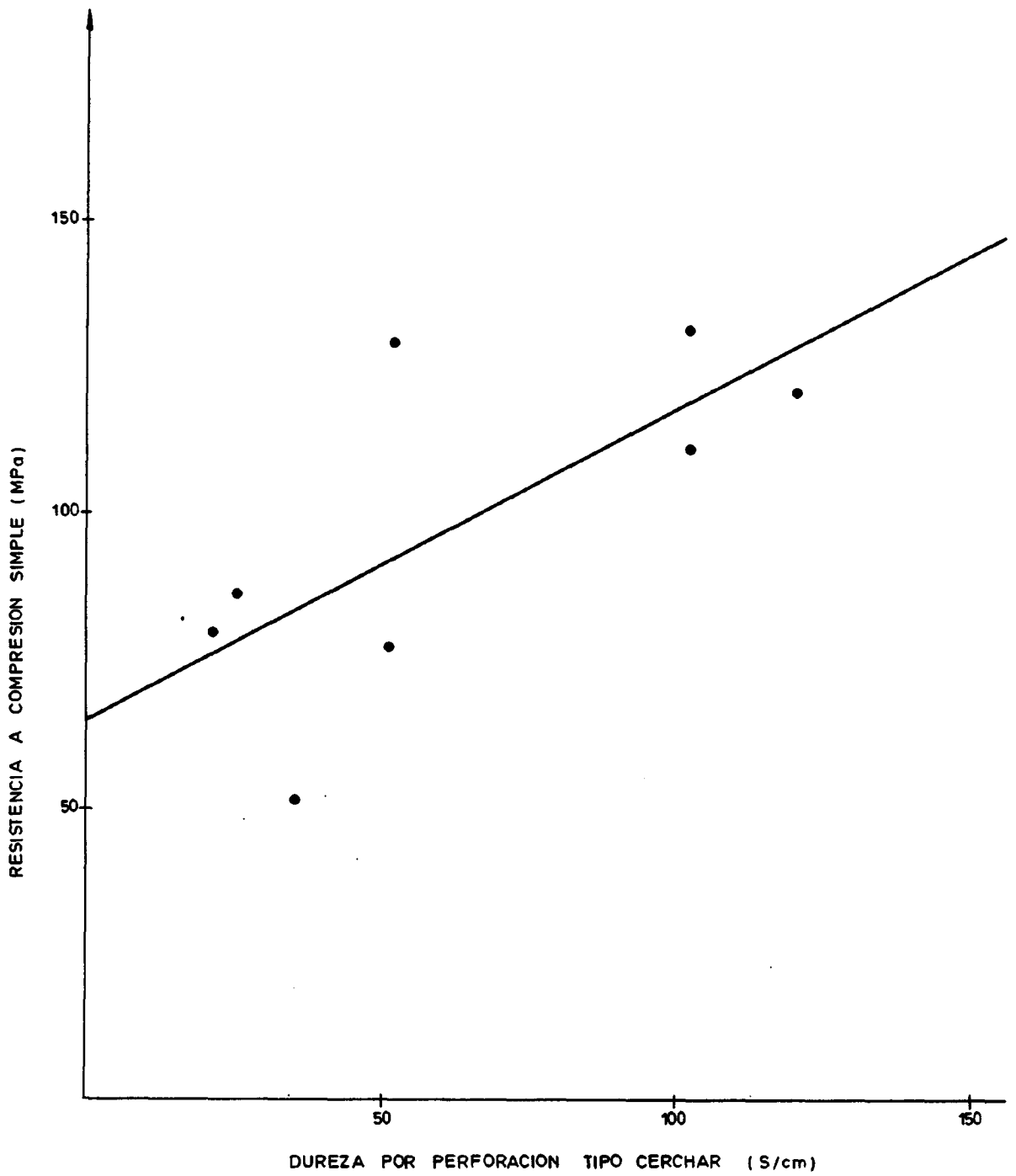
(Continuación)

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD (m)	ROCA	MICROFRACTURAS POR METRO	OBSERVACIONES
12	J-2	1,7	Pizarra arenosa	7	
13	J-2	2,1	Pizarra arenosa	13	
14	J-2	4,6	Pizarra arenosa	33	
15	J-2	5,4	Pizarra arenosa	26	
16	J-2	7,8	Pizarra arenosa	24	
17	T-1-M	0,5	Pizarra	38	
18	T-1-M	1	Pizarra	84	
19	T-1-M	2,6	Pizarra	27	
20	T-1-M	3,9	Pizarra	68	
21	T-1-M	5,1	Pizarra	60	
22	T-1-M	6,6	Arenisca	21	

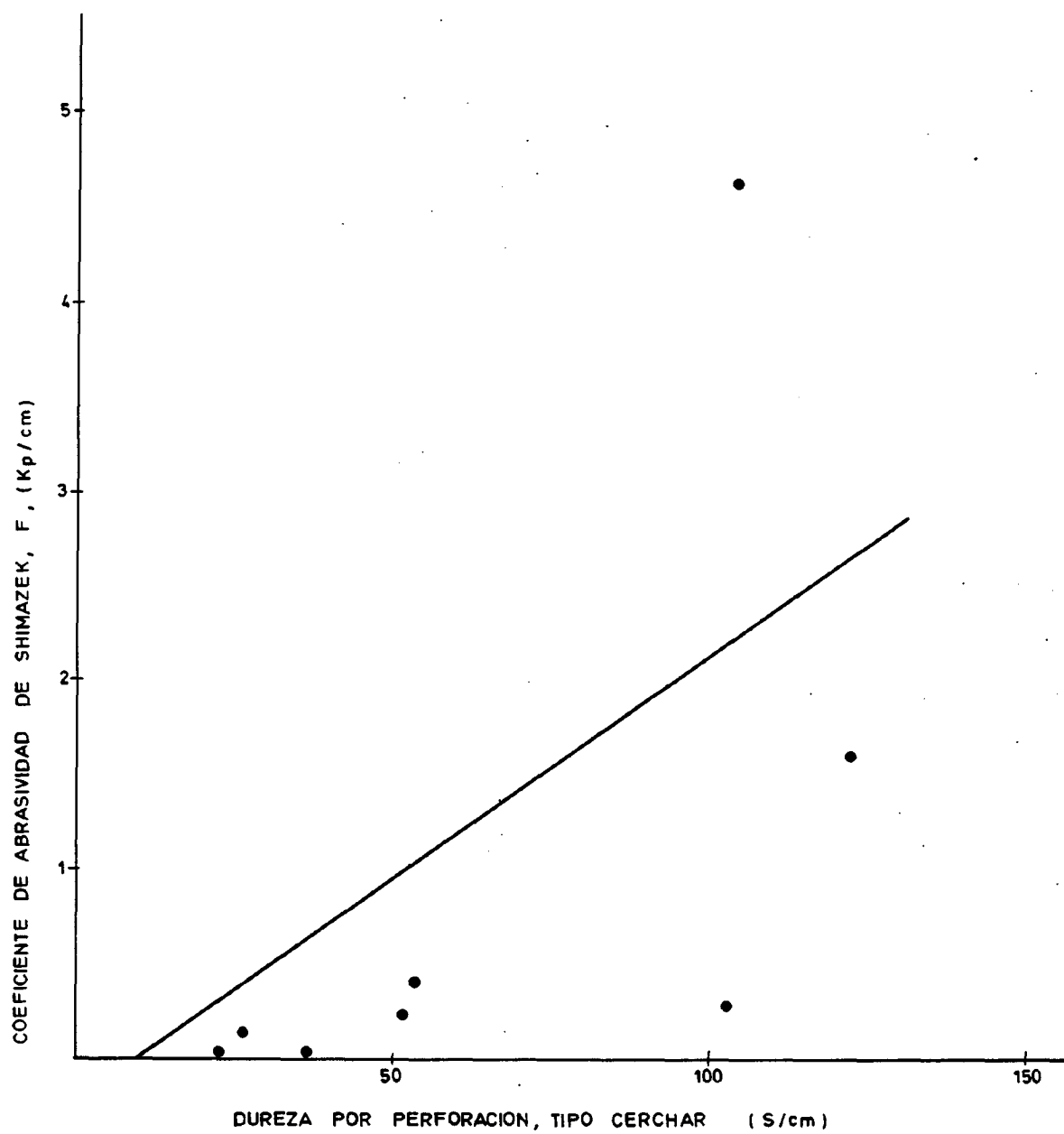
RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE MICROFRACTURACION

(Continuación)

PROBETA	SONDEO	PROFUNDIDAD (m)	ROCA	MICROFRACTURAS POR METRO	OBSERVACIONES
23	T-1-M	7,3	Arenisca	36	
24	T-1-M	7,8	Arenisca	3	
26	T-1-T	2,4	Pizarra	59	
28	T-1-T	3,8	Pizarra	102	
27	T-1-T	5,7	Arenisca	0	



RELACION ENTRE DUREZA POR PERFORACION (TIPO CERCHAR) Y RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE



RELACION ENTRE DUREZA POR PENETRACION (TIPO CERCHAR)
Y EL COEFICIENTE DE ABRASIVIDAD DE SHIMAZEK



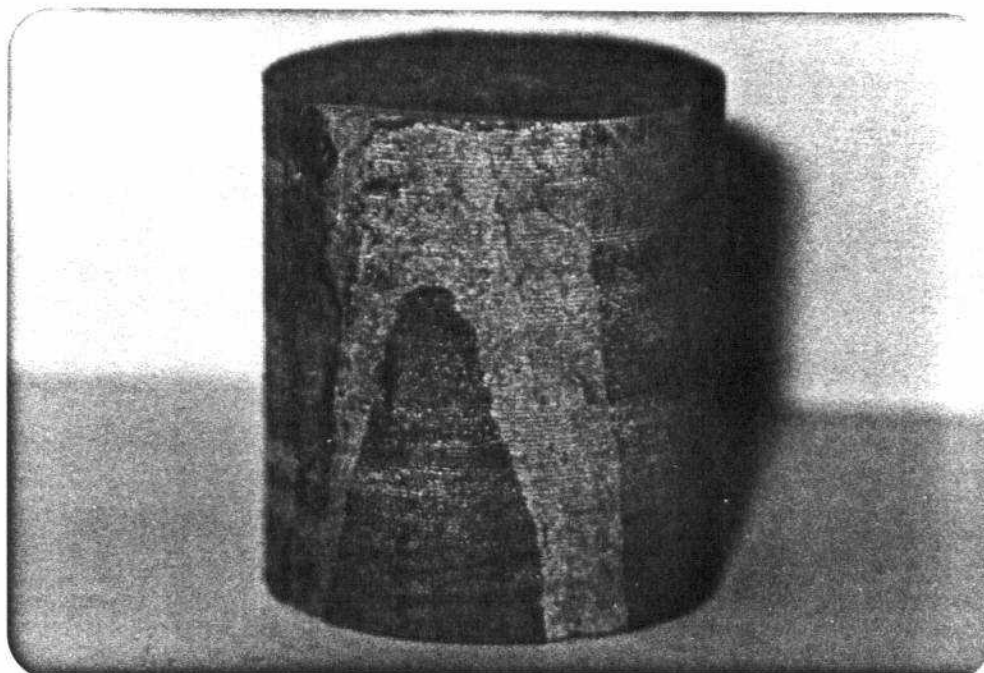
Pizarra de techo, capa Turca, Paquete Ma Luisa, Pozo San Antonio (HUNOSA).

PROBETA SOBRE LA QUE SE HA EFECTUADO ENSAYO DE MICROFRACTURACION.



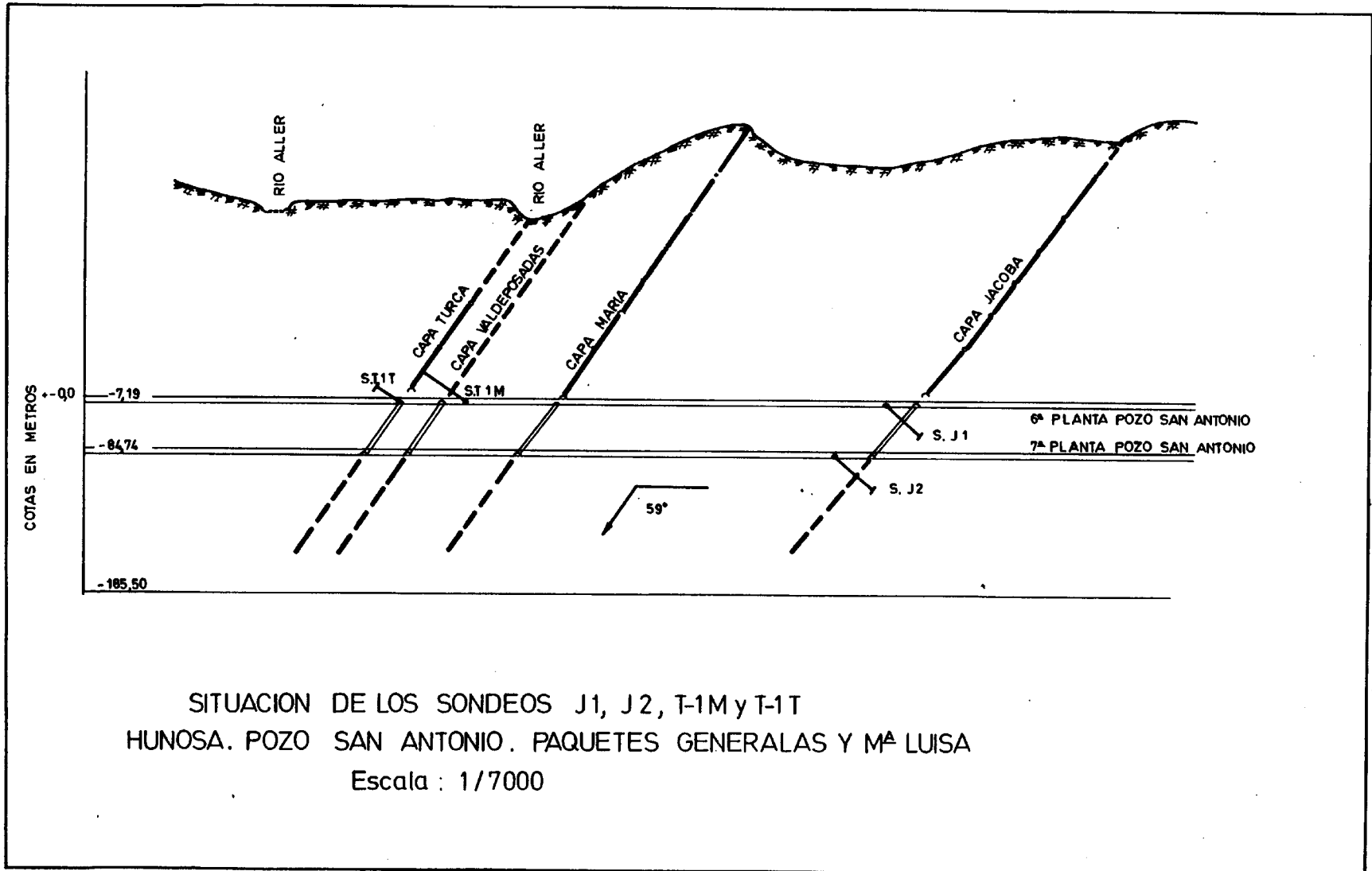
Pizarra de muro, capa Turca, Paquete M^a Luisa, Pozo San Antonio (HUNOSA).

PROBETA SOBRE LA QUE SE HA EFECTUADO ENSAYO DE MICROFRAC-
TURACION.



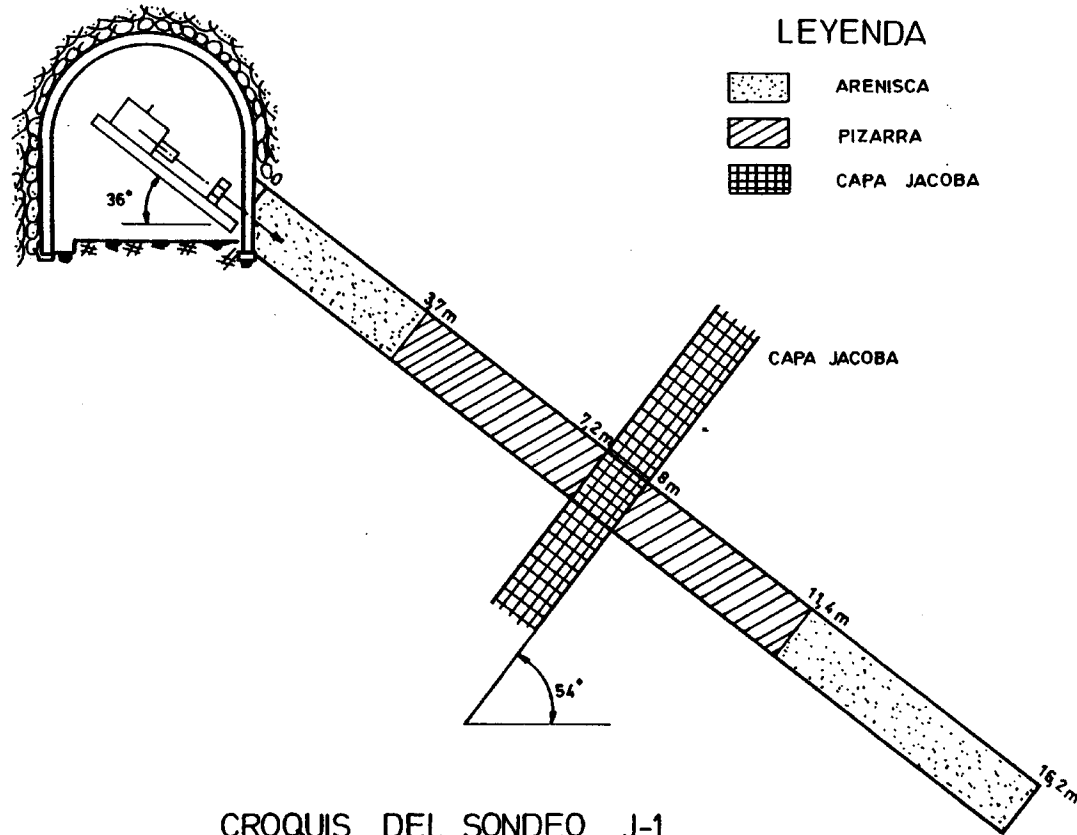
Arenisca de muro, capa Jacoba, Paquete Generalas,
Pozo San Antonio. (Se observa veta de calcita).

PROBETA SOBRE LA QUE SE HA EFECTUADO ENSAYO DE MICRO
FRACTURACION.



SITUACION DE LOS SONDEOS J1, J2, T-1M y T-1T
 HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETES GENERALAS Y M^A LUISA

Escala : 1/7000



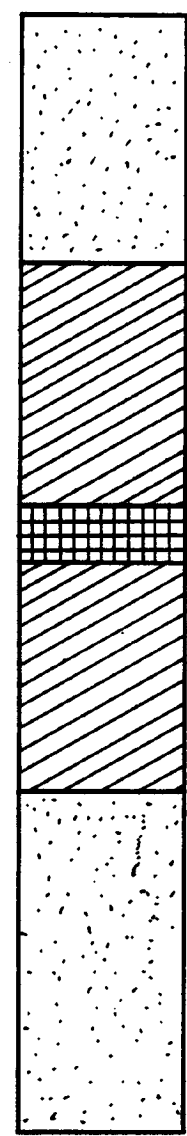
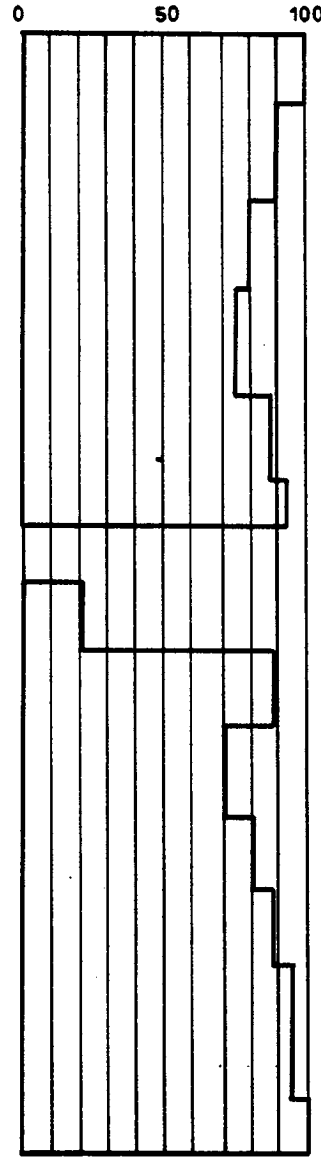
CROQUIS DEL SONDEO J-1
 HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE GENERALAS. CAPA JACOBA
 5 Planta Acceso a Jacoba Norte
 Escala : 1/100

PROFUNDIDAD
(m)

R.Q.D.

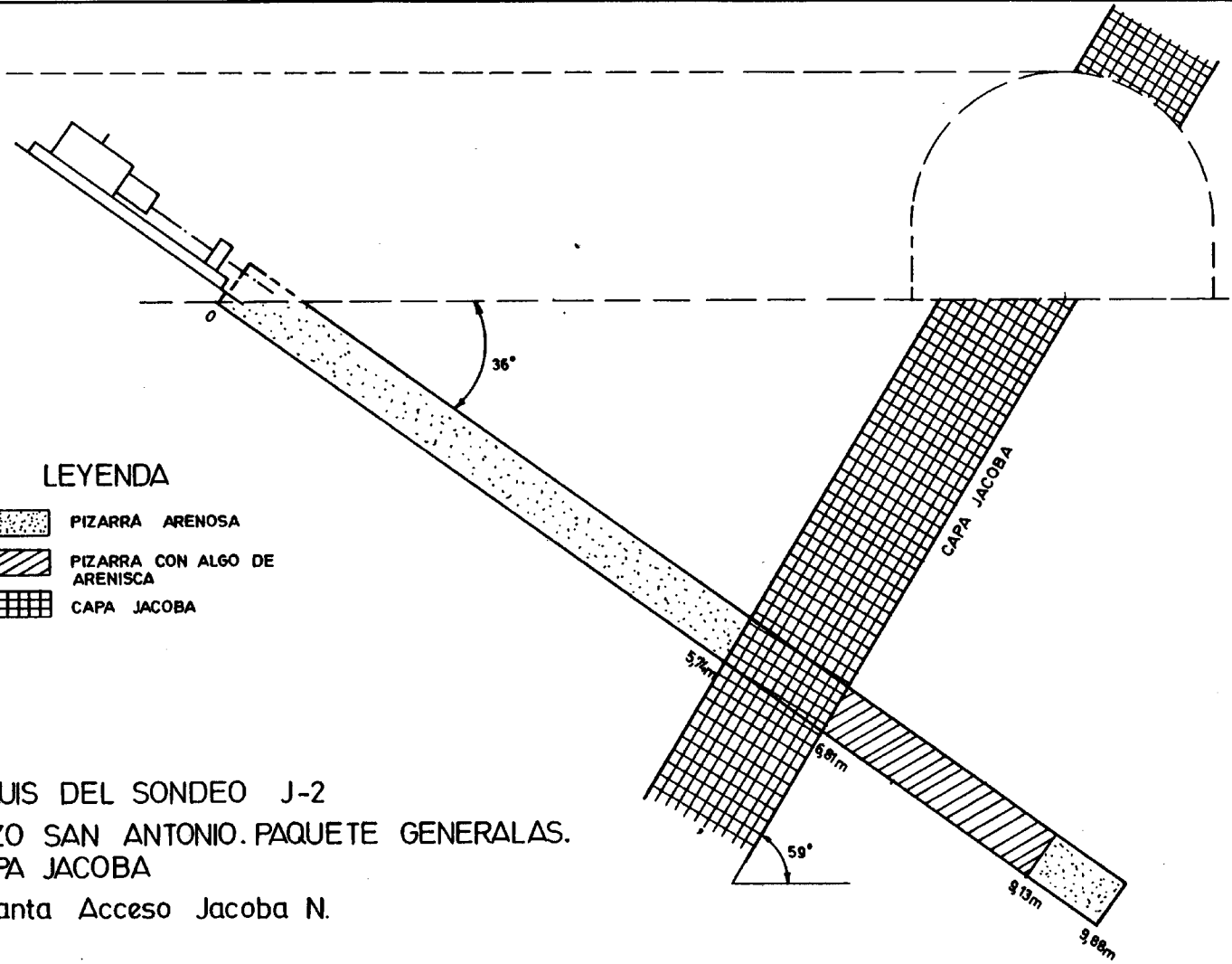
SIMBOLO

LITOLOGIA






ARENISCA
PIZARRA
CAPA JACOBA
PIZARRA
ARENISCA

REGISTRO DEL SONDEO J-1
HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE GENERALAS.
CAPA JACOBA



LEYENDA

-  PIZARRA ARENOSA
-  PIZARRA CON ALGO DE ARENISCA
-  CAPA JACOBA

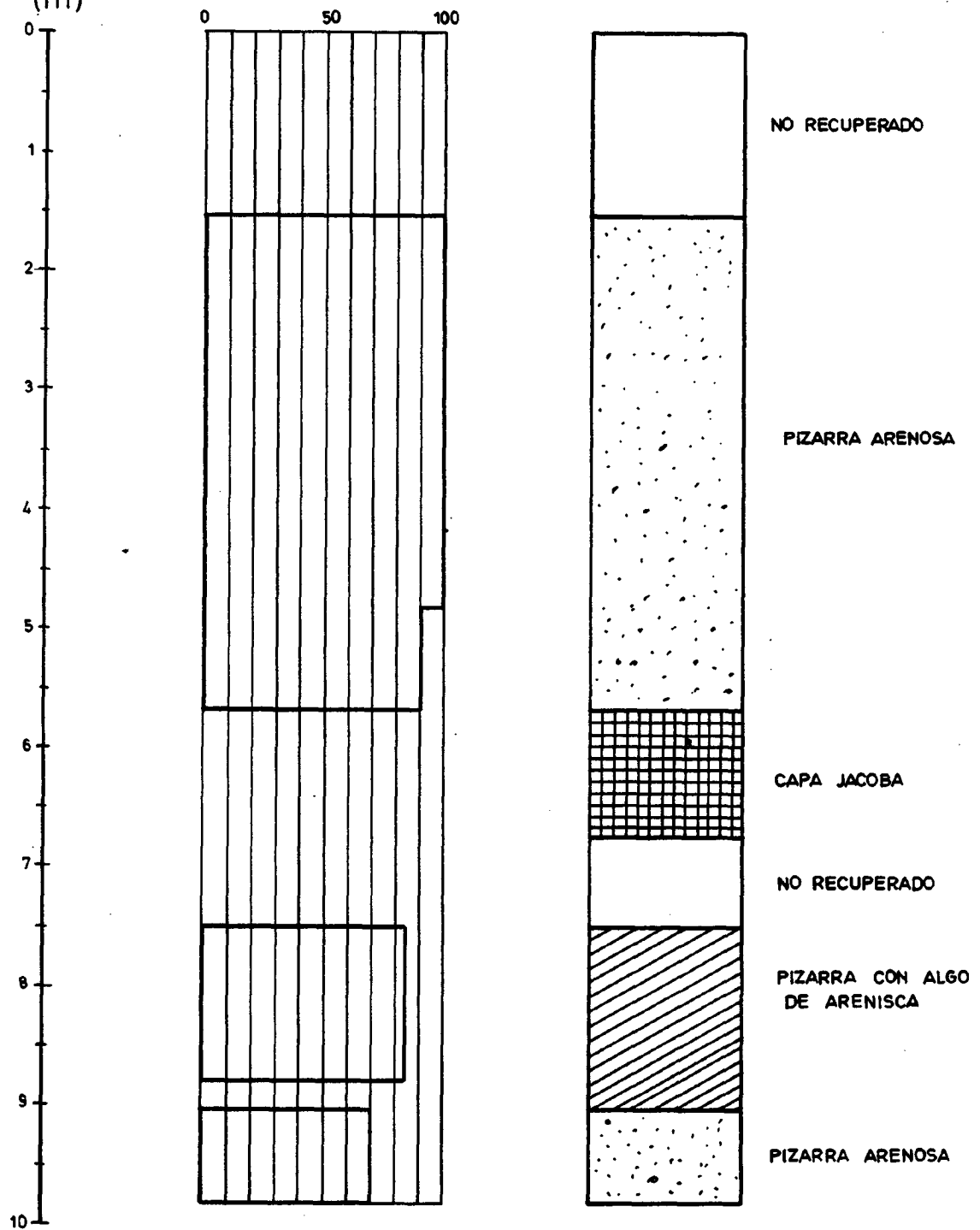
CROQUIS DEL SONDEO J-2
 HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE GENERALAS.
 CAPA JACOBA
 7ª Planta Acceso Jacoba N.

PROFUNDIDAD
(m)

R. Q. D.

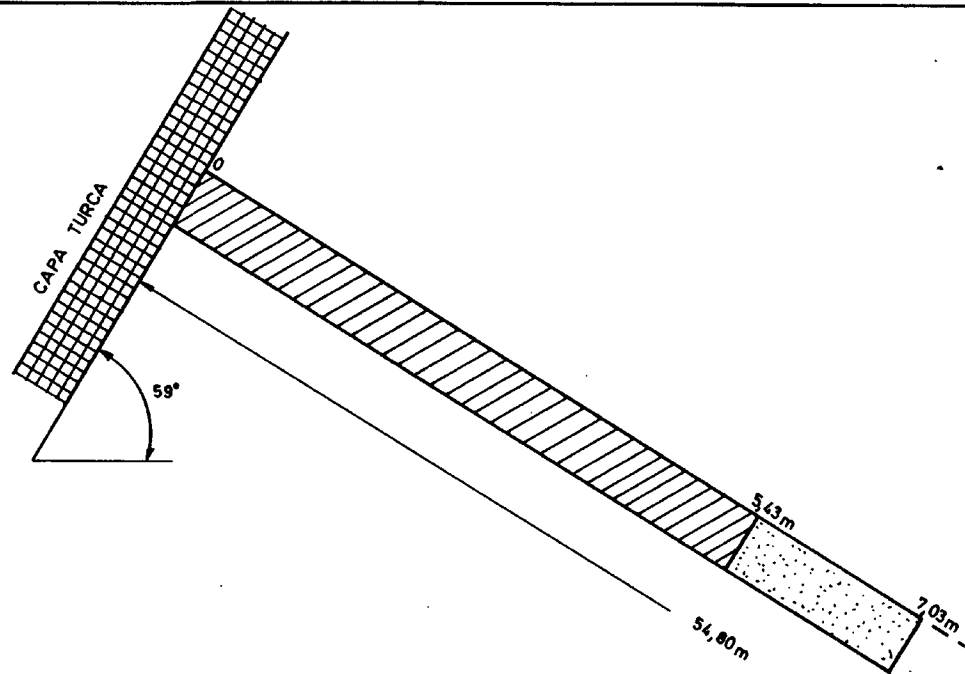
SIMBOLO

LITOLOGIA



REGISTRO DEL SONDEO J-2

HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE GENERALAS.
CAPA JACOBA

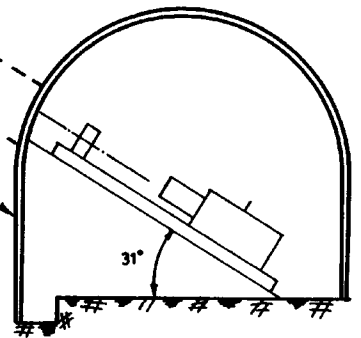


LEYENDA

-  ARENISCA
-  PIZARRA
-  CAPA TURCA

NOTA: LA PROFUNDIDAD DEL SONDEO SE HA MEDIDO A PARTIR DE LA CAPA

CROQUIS DEL SONDEO T-1-M
 HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE M^A LUISA. CAPA TURCA
 7^A Fontina N. 1^{er} Cuartel

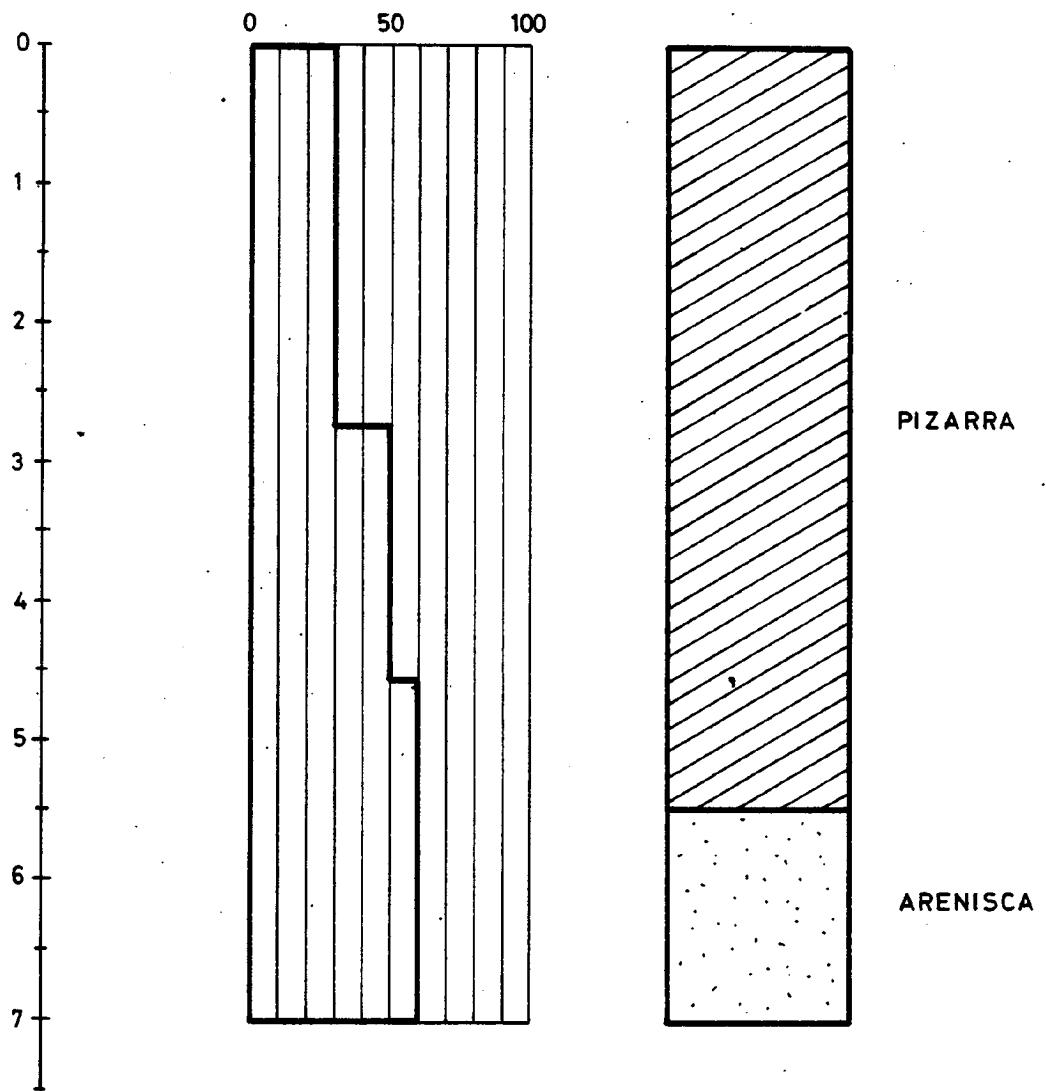


PROFUNDIDAD

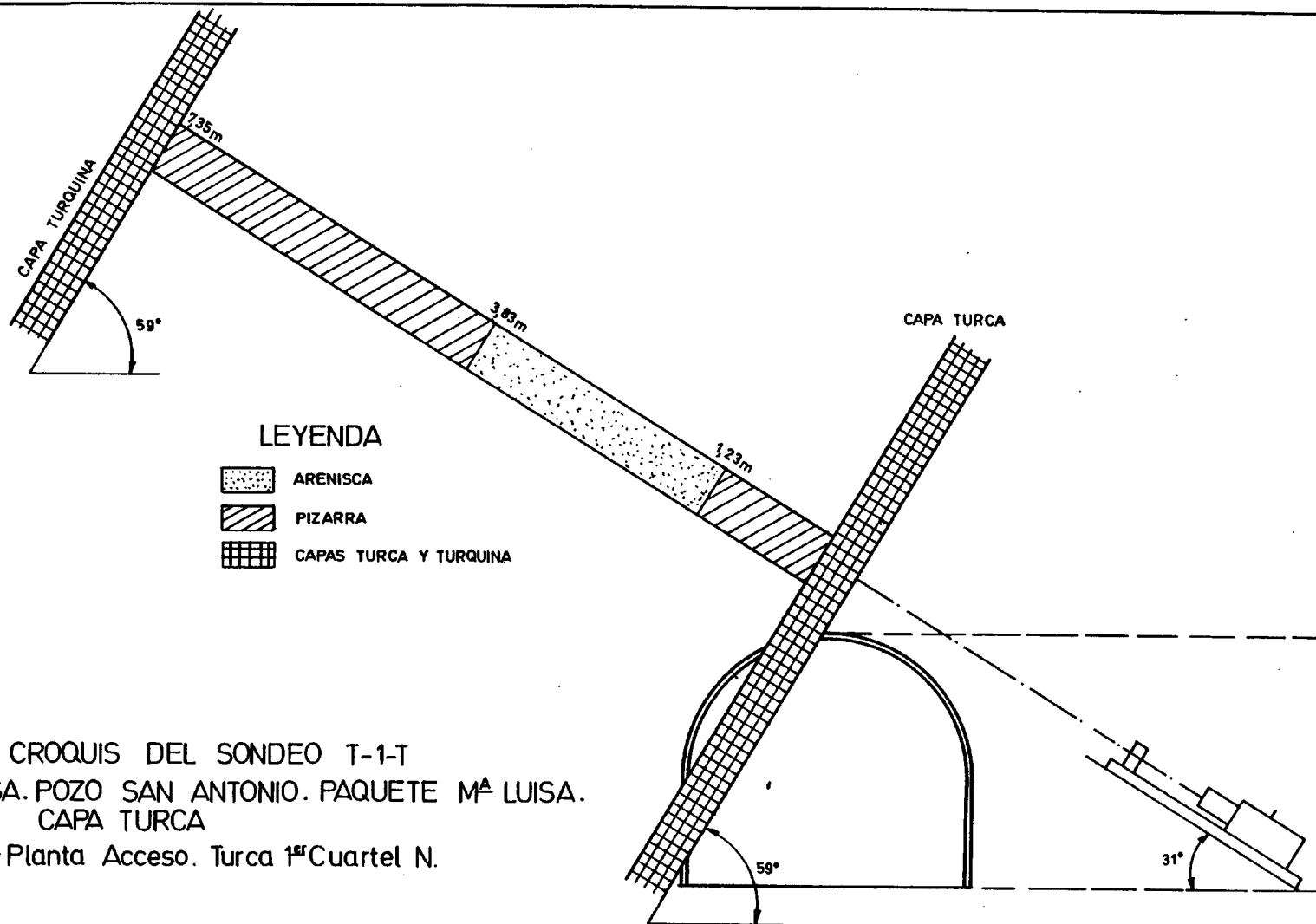
R. Q. D.

SIMBOLO




LITOLOGIA



REGISTRO DEL SONDEO T-1-M
HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE M^A LUISA.
CAPA TURCA



LEYENDA

-  ARENISCA
-  PIZARRA
-  CAPAS TURCA Y TURQUINA

CROQUIS DEL SONDEO T-1-T
 HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE M^A LUISA.
 CAPA TURCA

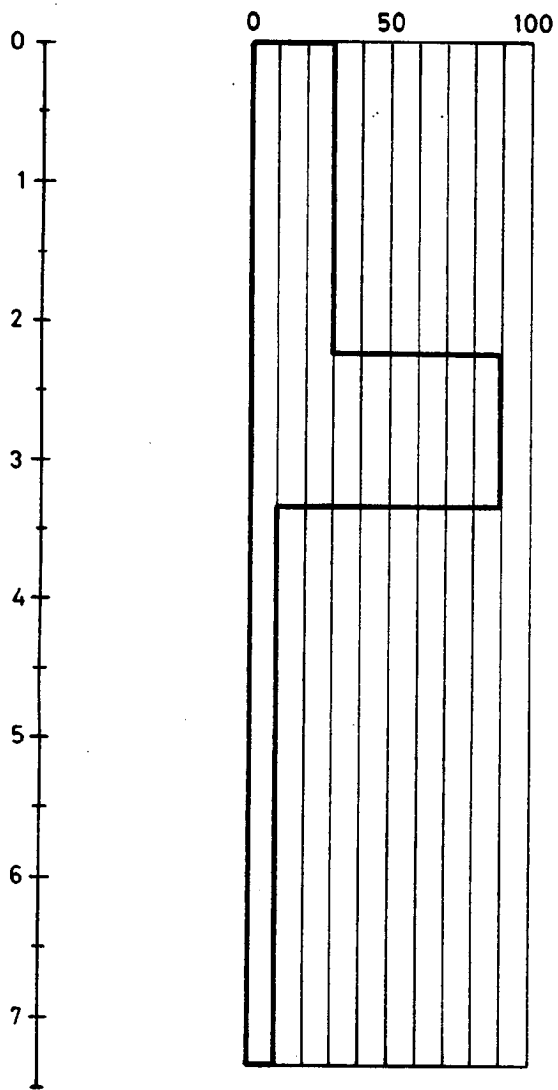
7^A Planta Acceso. Turca 1^{er} Cuartel N.

PROFUNDIDAD
(m)

R. Q. D.

SIMBOLO

LITOLOGIA



PIZARRA

ARENISCA

PIZARRA

REGISTRO DEL SONDEO T-1-T
HUNOSA. POZO SAN ANTONIO. PAQUETE MA LUISA.
CAPA TURCA