



Instituto Tecnológico
GeoMinero de España

INFLUENCIA MUTUA DE VARIAS CAPAS DE
CARBON EXPLOTADAS EN PROXIMIDAD

1989



MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA

01058

INFLUENCIA MUTUA DE VARIAS CAPAS DE CARBON

EXPLOTADAS EN PROXIMIDAD

Este estudio ha sido desarrollado por el Departamento de Explotación de Minas de la E.T.S.I. de Minas de Madrid para el Area de Seguridad Minera del Instituto Tecnológico GeoMinero de España.

En la realización de este trabajo han participado:

Por el I.T.G.E.:

J. M^a Pernía Llera
Ingeniero de Minas

Por la E.T.S.I.M.:

P. Ramírez Oyanguren
Dr. Ingeniero de Minas

R. Laín Huerta
Dr. Ingeniero de Minas

J. J. Rodrigo López
Estudiante de 6º curso

J. A. Ojeda Ruiz
Ingeniero de Minas

AÑO 1989

INDICE

	Página
1. <u>INTRODUCCION</u>	1
2. <u>DESCRIPCION DEL METODO DE EXPLOTACION DE TESTEROS</u>	2
3. <u>ESTUDIOS ANTERIORES SOBRE LA DISTRIBUCION DE CARGAS EN UNA EXPLOTACION</u>	7
3.1. <u>Distribución de tensiones en sólidos semiinfinitos bajo cargas puntuales</u>	7
3.1.1. Ecuaciones generales de equilibrio y de compatibilidad	8
3.1.2. Fuerza concentrada en un punto de un borde rectilíneo	10
3.2. <u>Distribución de tensiones y desplazamientos en los frentes de testeros (RAMIREZ, LAIN et al, 1985-b)</u>	14
3.3. <u>Volumen de influencia de una explotación en una capa de carbón de fuerte pendiente (DEJEAN Y ENCHAYAN, 1979)</u>	22
3.4. <u>Planificación de la explotación en capas inclinadas (MARROQUIN et al, 1989)</u>	27
3.5. <u>Interacción de explotaciones en capas próximas (WU et al, 1987)</u>	27

4.	<u>DESCRIPCION DEL MODELO DE CALCULO</u>	31
4.1.	<u>Consideraciones teóricas. Elección del método</u>	31
4.2.	<u>Programa de cálculo</u>	32
4.3.	<u>Dimensiones y geometría del modelo</u>	34
4.3.1.	Disposición de los materiales incluidos en el modelo	36
4.4.	<u>Justificación de los parámetros</u>	37
4.4.1.	Inclinación	37
4.4.2.	Anchura	38
4.4.3.	Tensiones naturales	38
4.4.4.	Propiedades del carbón	39
4.4.5.	Propiedades del estéril	41
4.4.6.	Características del relleno	42
4.5.	<u>Datos de entrada</u>	43
5.	<u>ANALISIS PARAMETRICO EN UN SOLO CUARTEL</u>	46
5.1.	<u>Fases de explotación</u>	46
5.2.	<u>Características del relleno</u>	46
5.3.	<u>Anchura de la capa</u>	47
5.4.	<u>Roca de caja</u>	47
5.5.	<u>Tensiones naturales</u>	54
6.	<u>INFLUENCIA MUTUA DE DOS CAPAS PROXIMAS</u>	55
6.1.	<u>Resultados obtenidos</u>	56
6.2.	<u>Distribución de tensiones y convergencias</u>	57
6.2.1.	Isolíneas de tensiones (S_{zz}) perpendiculares a la capa	57
6.2.2.	Isolíneas de convergencias (D_z) perpendiculares a la capa	61

6.3.	<u>Tensiones normales a la capa por delante del frente en función de la distancia a éste y del desfase entre talleres</u>	65
6.3.1.	Forma general de las curvas	80
6.3.2.	Capa de techo	80
6.3.3.	Capa de muro	81
6.4.	<u>Angulo de influencia lateral de los frentes de los talleres</u>	82
6.5.	<u>Tensión en el frente, en función del desfase, según la separación entre capas</u>	84
6.5.1.	Descripción de las curvas	89
6.5.2.	Angulo de descompresión	89
6.6.	<u>Comparación de la tensión en el frente entre el caso de dos capas y una sola capa</u>	92
6.6.1.	Descripción de las curvas	92
6.7.	<u>Tensión normal mínima por delante del frente</u>	96
6.7.1.	Descripción de las curvas	96
7.	<u>INFLUENCIA DE UN PILAR DE CARBON</u>	101
7.1.	<u>Isolíneas de tensiones normales</u>	101
7.2.	<u>Tensiones producidas por el pilar</u>	107
7.2.1.	Tensión normal según la separación entre capas	107
7.2.2.	Incremento de la tensión normal provocada por el pilar	110
8.	<u>CRITICA DEL MODELO ELASTICO</u>	114
9.	<u>CONCLUSIONES</u>	119
10.	<u>REFERENCIAS</u>	123

1. INTRODUCCION

Una gran parte de las explotaciones de carbón en España se desarrollan en capas fuertemente inclinadas y de poca potencia. La proximidad entre ellas origina unas condiciones de trabajo un tanto difíciles; cuando se explotan dos capas, debido a la influencia mutua hay que tomar precauciones.

El método de explotación empleado en la mayoría de los casos es el de testeros, el cual se adapta bien a las características de la Cuenca Asturiana. Sin embargo, la seguridad minera en este tipo de explotaciones se ve continuamente afectada por una serie de fenómenos geodinámicos sobre los cuales poco se ha investigado hasta ahora, debido en parte a que el ámbito de aplicación de este método se reduce a zonas de España muy concretas. Los estudios llevados a cabo hasta la fecha acerca de la influencia de varias capas próximas explotadas progresiva o simultáneamente han simplificado, en general, el problema tratándolo bidimensionalmente. Los análisis tridimensionales sólo se han realizado, a nivel práctico, recogiendo experiencias de minas, en la URSS.

El presente estudio evalúa las variaciones del estado tensional producidas por la extracción del carbón, que pueden dar como resultado desprendimientos de roca y carbón, particularmente en las capas de fuerte pendiente.

A partir de los resultados del análisis realizado se han deducido algunos criterios de operación tendentes a racionalizar más las explotaciones, sobre todo desde el punto de vista de la seguridad minera. En concreto, se ofrecen recomendaciones sobre: pilares abandonados, secuencias de avance de los talleres y evaluación del efecto protector de unas capas sobre otras.

2. DESCRIPCION DEL METODO DE EXPLOTACION DE TESTEROS

De los métodos de relleno utilizados en las capas estrechas y de fuerte pendiente, el de testeros es el que se viene empleando sistemáticamente y de forma tradicional en las explotaciones españolas. Este método tiene una clara limitación, ya que los rendimientos están basados en el esfuerzo personal del hombre que arranca el carbón con martillo de aire comprimido y postea el hueco que abre en su avance.

En la Cuenca Asturiana se puede considerar que aproximadamente el 70% de la producción de hulla se obtiene en testeros, al igual que en gran parte de las capas de León y Palencia (RAMIREZ, LAIN et al, 1985-a). El arranque es manual, con ayuda del martillo picador; el sostenimiento se hace con madera y el tratamiento del hueco con relleno, cada vez más calibrado y preparado.

En el método de testeros el arranque se realiza dividiendo el macizo de capa comprendido entre las guías de

cabeza y base, cuya longitud según la pendiente oscila entre 80 y 120 m, en series de escalones invertidos a los que se denomina testeros (fig. 1). Un testero se compone del "tajo", que es el frente en el que se realiza el arranque de carbón por el minero y de la niveladura, que le sirve de protección frente a la caída de carbón o piedra de los testeros superiores.

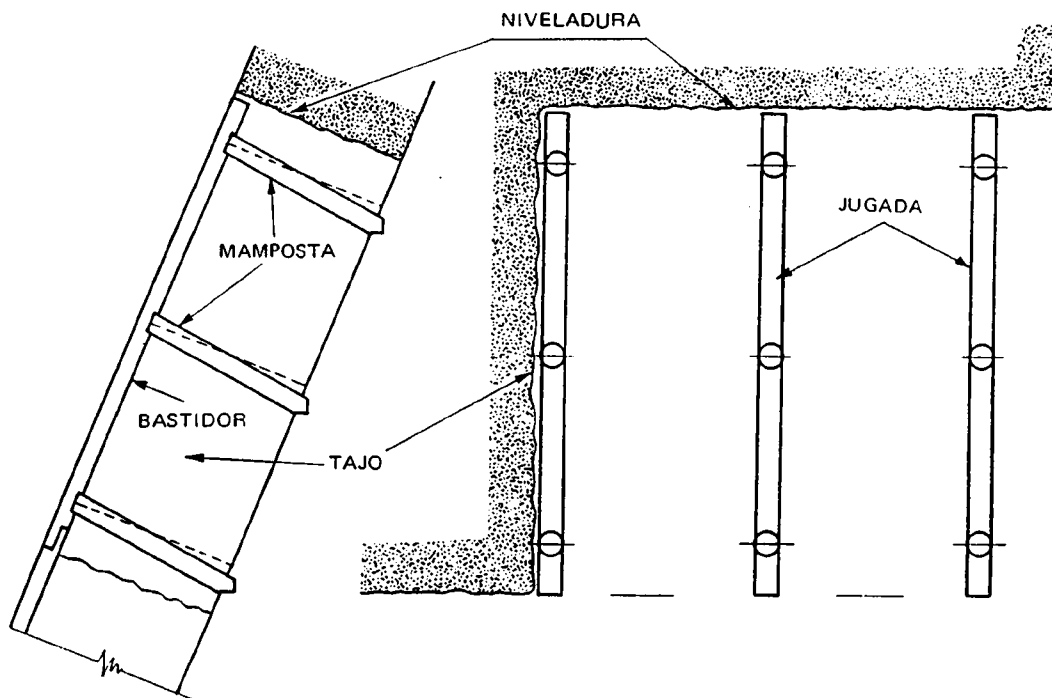


Figura 1

Las dimensiones del testero vienen determinadas por las longitudes del tajo y la niveladura. Lo corriente es que cada tajo sea una "serie" de múltiplos de 2,5 m; lo más normal son las series de 5 m.

El tajo unitario tiene la longitud del bastidor, que sirve para armar el elemento de la entibación, denominado jugada.

La jugada está compuesta de un bastidor de 2,5 m de largo que apoya en tres piezas de madera llamadas "mampostas", que por la parte del techo se encajan en el bastidor y por la parte del muro en una pequeña cavidad que se abre en el hastial, llamada "balsa".

Cuando el muro es falso se añade otro bastidor al muro, suprimiendo las balsas; a este tipo de jugada se le llama "posteo de chulana".

Las jugadas se colocan siguiendo la línea de máxima pendiente, bien alineadas, de modo que las puntas de los bastidores enlacen unas con otras ("encadenadas") y formando calles paralelas al avance del frente, cuyas anchuras oscilan alrededor del metro, según la consistencia de los hastiales y capa.

Como el relleno tiene que seguir la línea de crestas de los testeros, en capas verticales las niveladuras serán iguales a los tajos si se lleva el relleno con talud de 45°.

En algunas ocasiones la niveladura es más corta y hay que contener o frenar el relleno con barreras de tableros, o bien se lleva el frente inclinado.

El picador trabaja apoyándose en andamios, colocando tablas entre las mampostas.

En las cuencas hulleras del Norte se utilizan sólo dos calidades de madera en el posteo:

- Pino

- Eucalipto

El número de mampostas por m² de techo sostenido es función de la altura de la serie, de los frenos de seguridad que sean precisos y de la anchura de la calle.

El freno es un elemento de refuerzo de la entibación que se coloca cuando la niveladura presiona o es falsa, para sujetarla mejor.

Los frenos son de distintos tipos según las funciones que vayan a desempeñar; pueden ser de simple refuerzo de la mamposta más próxima a la niveladura, para lo cual se coloca en la "jugada" una cuarta mamposta, próxima a aquella y se afianzan entre sí con una pieza o "codal" (fig. 2-a).

Si la calle es demasiado ancha para la niveladura, por haber hecho un posteo espaciado, se coloca un "freno intermedio" para disminuir el vano libre de la niveladura a la mitad; este freno es una mamposta con "balsa" a techo y muro o balsa y bastidor según los casos (fig. 2-b).

Finalmente se puede colocar un freno de refuerzo sobre los anteriores, si la corona (carbón de la niveladura) presiona: este "freno de refuerzo" o "longarina de refuerzo" (fig. 2-c) lleva una pieza de apoyo de las mampostas superiores de las jugadas y frenos intermedios, que se sujeta con ayuda de tornapuntas a techo y muro.

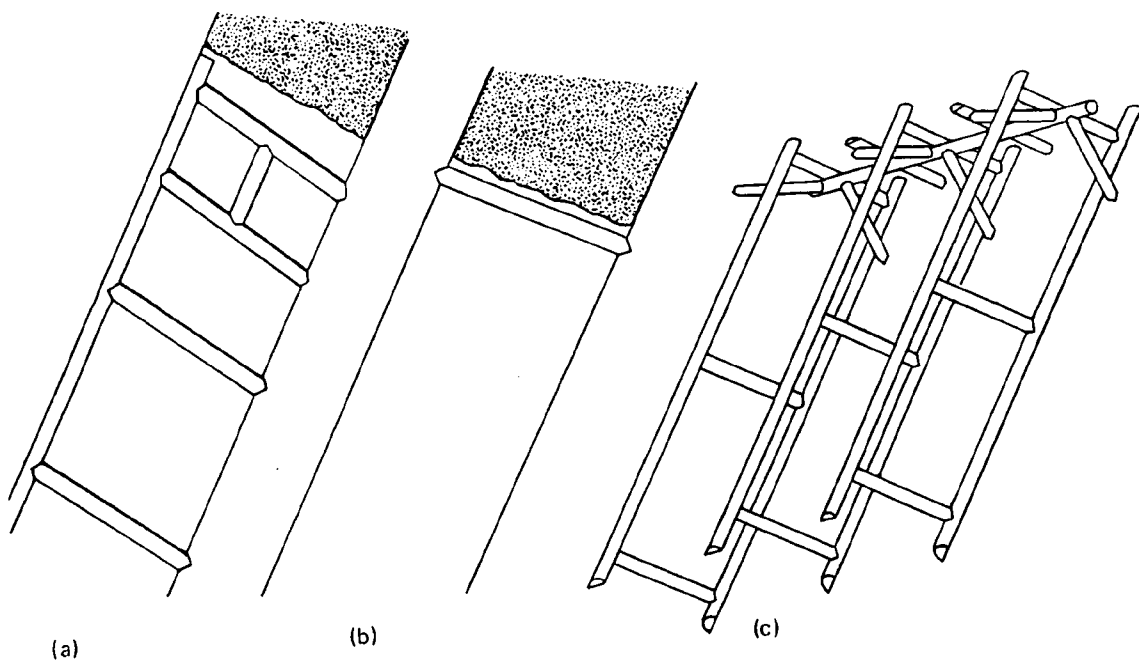


Figura 2

La disposición más general de las explotaciones es la de "rasgado", es decir, sin el empleo de macizos de protección de carbón en las galerías; con esta disposición el número de talleres es el 86% del total, mientras sólo el 14 % sigue utilizando macizos.

La galería inferior se lleva, en el 79% de los casos, por la misma capa y sólo el 21% de los talleres tienen esta galería en estéril.

3. ESTUDIOS ANTERIORES SOBRE LA DISTRIBUCION DE CARGAS EN UNA EXPLOTACION

3.1. Distribución de tensiones en sólidos semiinfinitos bajo cargas puntuales

El problema de la distribución de tensiones en sólidos semiinfinitos bajo cargas puntuales o repartidas aplicadas en su superficie fue resuelto por Boussinesq (1892) y ha sido recogido posteriormente por Timoshenko (1968). Se podrá observar la relación existente entre el caso que se va a exponer (fuerza sobre un borde) y una explotación minera subterránea, en donde las fuerzas son debidas a los macizos de carbón en otros elementos estructurales (pilares abandonados, etc.).

3.1.1. Ecuaciones generales de equilibrio y de compatibilidad

Considérese el elemento plano de la figura 3

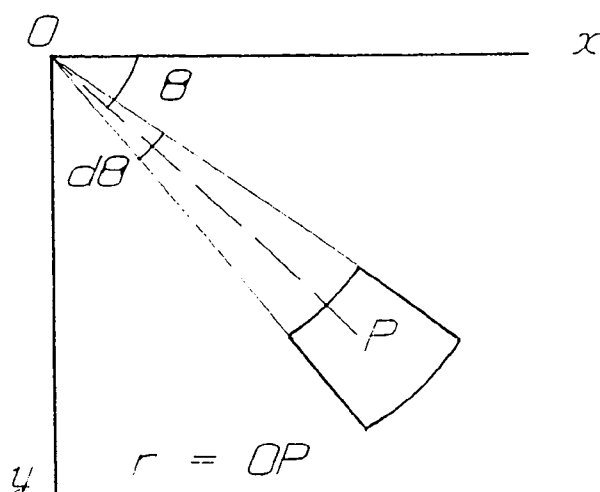


Figura 3

Las componentes normales de la tensión en dirección radial y tangencial son designadas por σ_r y σ_θ respectivamente y la componente tangencial por $\tau_{r\theta}$, refiriéndose todos estos símbolos a la tensión en el punto central P del elemento, definido por r y θ .

Estableciendo el equilibrio de fuerzas en el elemento se llega a las siguientes ecuaciones, considerando nulas las fuerzas másicas

$$\sigma_r = \frac{1}{r} \frac{\partial \phi}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 \phi}{\partial \theta^2}$$

$$\sigma_\theta = \frac{\partial^2 \phi}{\partial r^2} \quad (1)$$

$$\tau_{r\theta} = \frac{1}{r^2} \frac{\partial \phi}{\partial \theta} - \frac{1}{r} \frac{\partial^2 \phi}{\partial r \partial \theta} = -\frac{\partial}{\partial r} \left(\frac{1}{r} \frac{\partial \phi}{\partial \theta} \right)$$

en las que ϕ , función de r y θ , es la función de tensión. Para que la función ϕ represente una distribución de tensiones posible ha de satisfacer la condición de compatibilidad, que en coordenadas polares tiene la forma

$$\left[\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2}{\partial \theta^2} \right] \left[\frac{\partial^2 \phi}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial \phi}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 \phi}{\partial \theta^2} \right] = 0 \quad (2)$$

Esta ecuación diferencial en derivadas parciales permite resolver el siguiente problema de elasticidad plana.

3.1.2. Fuerza concentrada en un punto de un borde rectilíneo

Sea una fuerza vertical concentrada P que actúa sobre el borde recto y horizontal AB de una placa semiinfinita (fig. 4-a). La distribución de la carga a través de la placa es uniforme, tal como se muestra en la figura 4-b, y el espesor es uno, de forma que P es la carga por unidad de espesor.

La distribución de tensiones que se origina recibe el nombre de distribución radial simple. Cualquier elemento C distante r del punto de aplicación de la carga se encuentra sometido a una tensión de compresión en la dirección radial, de valor

$$\sigma_r = \frac{-2P \cos \theta}{\pi r} \quad (3)$$

En cuanto a la tensión de dirección tangencial σ_θ y a la tensión tangencial cortante propiamente dicha $\tau_{r\theta}$, son en este caso nulas.

Se ve fácilmente que estos valores de las componentes de la tensión satisfacen las ecuaciones de equilibrio (1); también quedan satisfechas las condiciones de contorno porque σ_θ y $\tau_{r\theta}$ son nulas a lo largo del borde rectilíneo de la placa, que está libre de fuerzas exteriores. En el punto de aplicación de la carga ($r = 0$), σ_r alcanza un valor infinito. La resultante de las fuerzas que actúan sobre una superficie cilíndrica de radio r

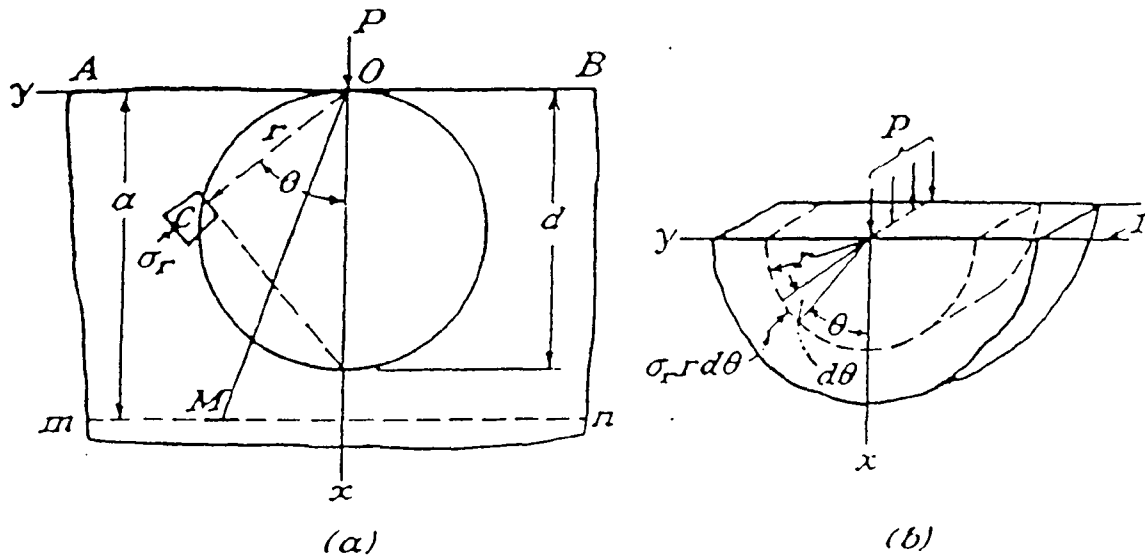


Fig. 4

debe equilibrar a la fuerza P (fig. 4-b) y se obtiene por integración de las componentes verticales elementales, $\sigma_r \cos \theta r d\theta$, que obran sobre cada elemento $r d\theta$ de la superficie

$$2 \int_0^{\frac{\pi}{2}} \sigma_r \cos \theta r d\theta = - \frac{4P}{\pi} \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos^2 \theta d\theta = - P$$

Para probar que la expresión (3) es la solución exacta del problema hay que hacer intervenir también la ecuación de compatibilidad (2). Dicha solución se deduce de la función de tensión

$$\phi = \frac{-P}{\pi} r \theta \operatorname{sen} \theta \quad (4)$$

como puede verificarse, utilizando las ecuaciones (1)

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{1}{r} \frac{d\phi}{dr} + \frac{1}{r^2} \frac{d^2\phi}{d\theta^2} = - \frac{2P}{\pi} \frac{\cos \theta}{r} \\ \sigma_\theta &= \frac{d^2 \phi}{dr^2} = 0 \\ \tau_{r\theta} &= - \frac{d}{dr} \left(\frac{1}{r} \frac{d\phi}{d\theta} \right) = 0 \end{aligned} \quad (5)$$

que dan como resultado la ecuación (3). Sustituyendo la función (4) en la ecuación (2) se puede ver fácilmente que esta ecuación es satisfecha, por lo que (4) representa la verdadera función de tensión y las ecuaciones (5) dan la distribución de tensiones correcta.

Si se considera una circunferencia de cualquier diámetro d centrada en el eje x y tangente al eje y en O (fig. 4-a) ocurre que para cualquier punto C de la misma $d \cos \theta = r$. En consecuencia, como se deduce de las ecuaciones (3), resulta

$$\sigma_r = \frac{-2P}{\pi d}$$

lo que significa que la tensión vale lo mismo en todos los puntos de la circunferencia salvo en el O, punto de aplicación de la carga.

En un punto cualquiera M de un plano horizontal mn distante a del borde de la placa, las componentes normal y tangencial de la tensión se calculan partiendo del valor de la compresión simple radial. Se tiene así (fig. 4-a):

$$\sigma_x = \sigma_r \cos^2 \theta = \frac{-2P}{\pi} \frac{\cos^3 \theta}{r} = \frac{-2P}{\pi a} \cos^4 \theta$$

$$\sigma_y = \sigma_r \sin^2 \theta = \frac{-2P}{\pi a} \sin^2 \theta \cos^2 \theta$$

$$\tau_{xy} = \sigma_r \sin \theta \cos \theta = \frac{-2P}{\pi} \frac{\sin \theta \cos^2 \theta}{r} = \frac{-2P}{\pi a} \sin \theta \cos^3 \theta$$

A partir de este caso se puede llegar al caso general de una placa sobre cuyo borde recto actúan normalmente varias fuerzas P_1, P_2, P_3, \dots o una fuerza de intensidad q sobre una determinada porción del borde.

3.2. Distribución de tensiones y desplazamientos en los frentes de testeros (RAMIREZ, LAIN et al, 1985-b)

En este trabajo se modelizó una capa de carbón, de poca potencia, inclinada (80°) y explotada por el método de testeros (fig. 5):

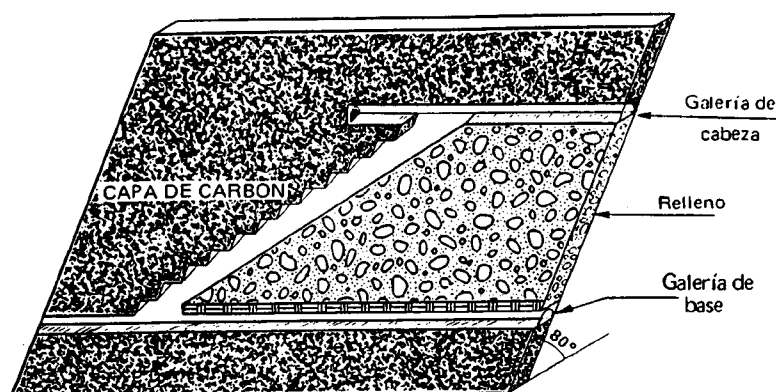


Figura 5

Para llevar a cabo el análisis de tensiones, deformaciones y desplazamientos que se producen en las capas de carbón delgadas y muy inclinadas explotadas por este método, se utilizó el modelo numérico tridimensional de elementos de contorno BESOL/55201 del profesor Crouch. Este modelo calcula las tensiones normales y cortantes, los desplazamientos y las deformaciones en el techo y muro de la capa, y suministra datos de tensiones y deformaciones en el macizo rocoso a diversas distancias de la capa.

El modelo se preparó eligiendo primeramente la extensión de la zona objeto de estudio; se tomó 150 m según el rumbo y 150 m según el buzamiento de la capa, y una potencia de 1,5 m.

La zona objeto de estudio comprendía cuatro tipos de materiales:

- El carbón, con un módulo de elasticidad de 5000 MPa y un módulo de rigidez de 1923 MPa.
- Un primer relleno, poco compacto, próximo al hueco de la explotación y con un módulo de elasticidad de 10 MPa y una rigidez de 4 MPa.
- Un segundo relleno más compacto, para simular el que lleva ya un cierto tiempo colocado y se ha compactado debido a su propio peso y a la convergencia de los hastiales. Las características de este segundo relleno son: módulo de elasticidad 30 MPa y rigidez 11,5 MPa.
- El macizo rocoso de los hastiales con módulo de elasticidad 15000 MPa y coeficiente de Poisson 0,25.

Por otra parte se consideró la igualdad de tensiones horizontales y verticales en cualquier punto del macizo rocoso, con un aumento de tensión en función de la profundidad de 27 KPa/m.

La parte inferior del modelo se supuso situada a 500 m de profundidad. En la figura 6 se presenta esquemáticamente el cuartel de explotación y la línea de referencia para representar las tensiones.

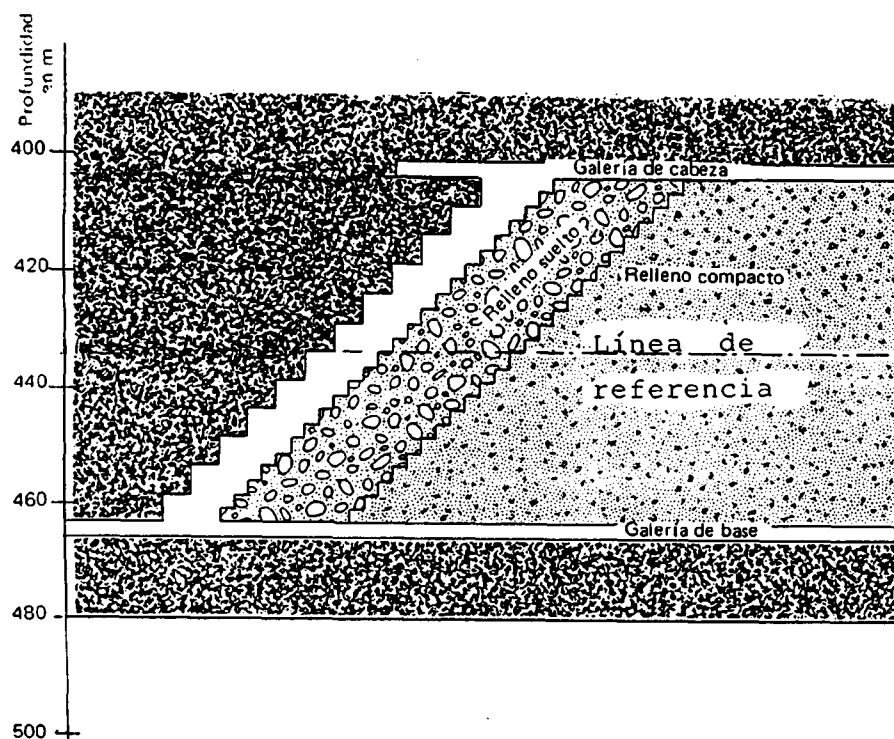


Figura 6

Se obtuvieron las siguientes distribuciones tensionales:

- Tensiones en el techo paralelas al rumbo, paralelas al buzamiento y perpendiculares a la capa
- Tensiones paralelas al rumbo a 3 y 9 m de distancia de la capa

- Tensiones paralelas al buzamiento a iguales distancias

- Tensiones perpendiculares a la capa a las mismas distancias

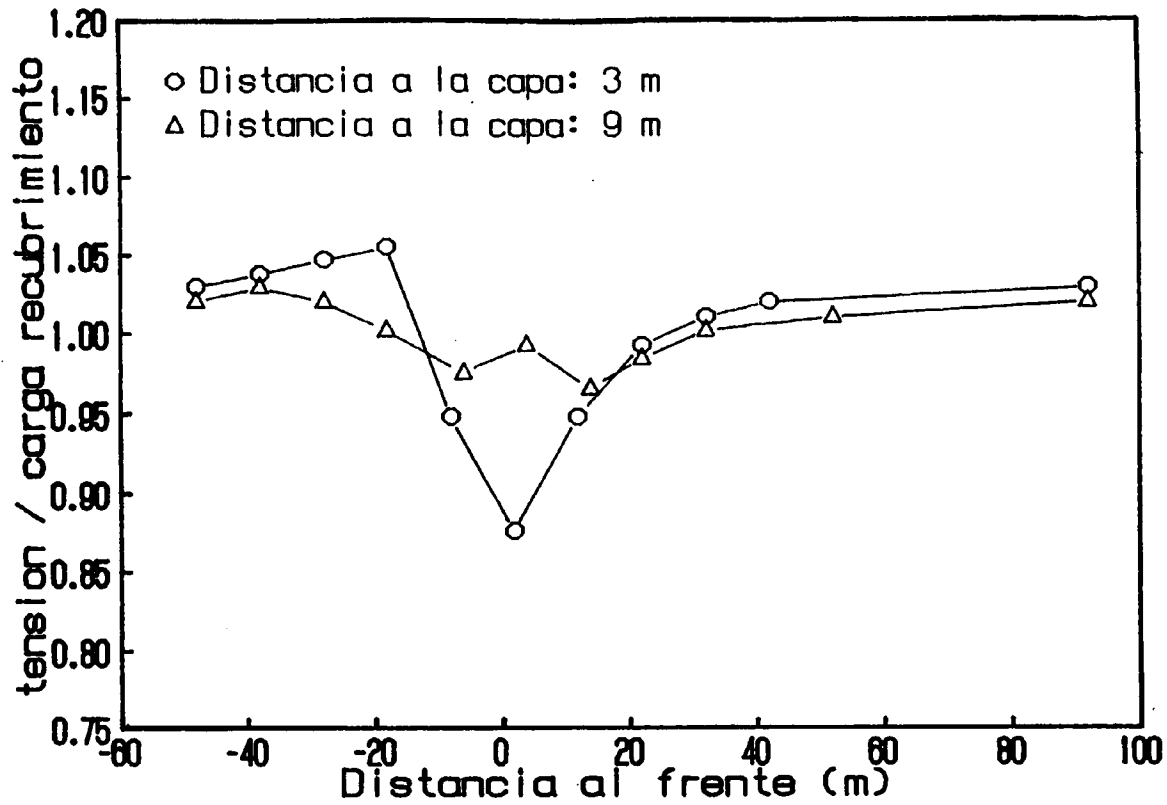
- Desplazamientos perpendiculares a la capa a 3 y 9 m de distancia

El análisis de la información obtenida de los cálculos permitió emitir varias conclusiones:

En lo referente a las tensiones paralelas al rumbo (fig. 7):

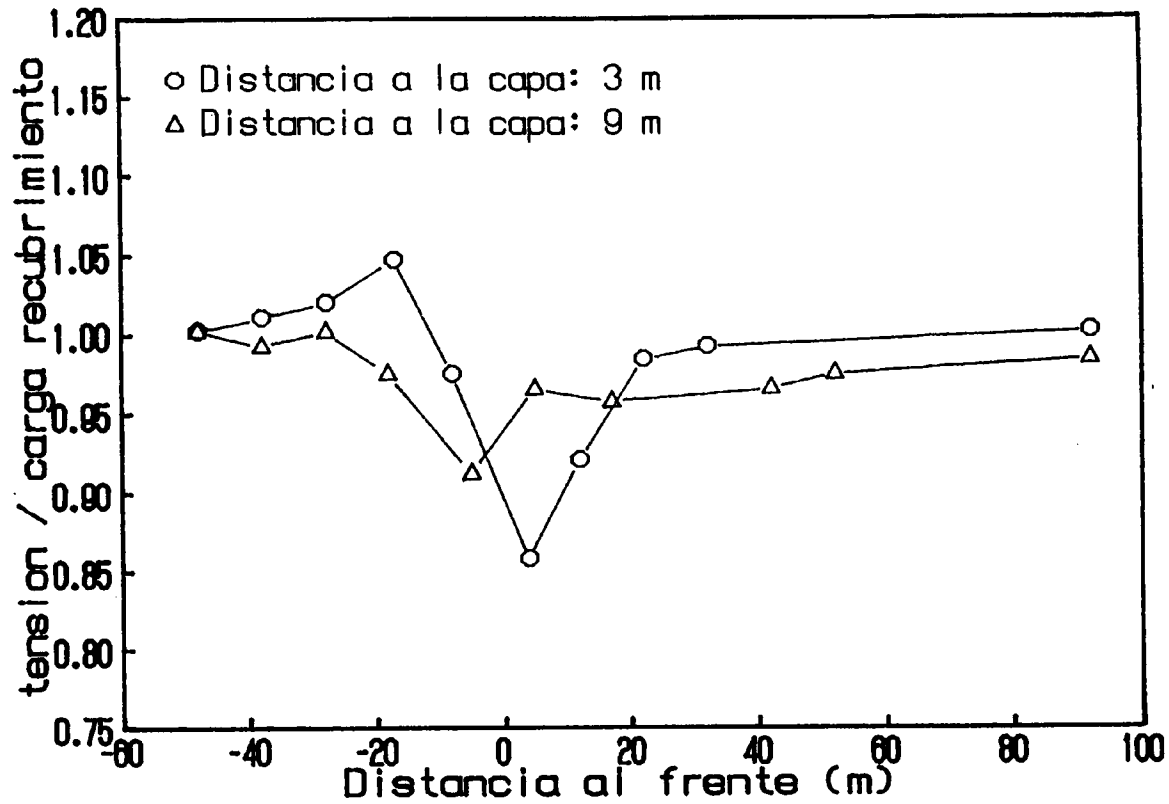
- Hay una zona de fuerte concentración de tensiones entre el frente y unos 15 m por delante de éste que puede también distinguirse a 3 m de la capa. A esta distancia la máxima concentración de tensiones alcanza un valor bastante menor que en la capa y aparece en una zona situada a unos 10 m del frente. En el macizo rocoso, a 9 m de distancia del techo de la capa, apenas se puede apreciar la concentración de tensiones.

- En la zona de trabajo la tensión disminuye rápidamente hasta un valor mínimo cercano a cero a unos dos metros por detrás del frente. A tres metros de la capa esta disminución de tensiones es mucho más pequeña. A 9 m de la capa la influencia de la explotación es despreciable.



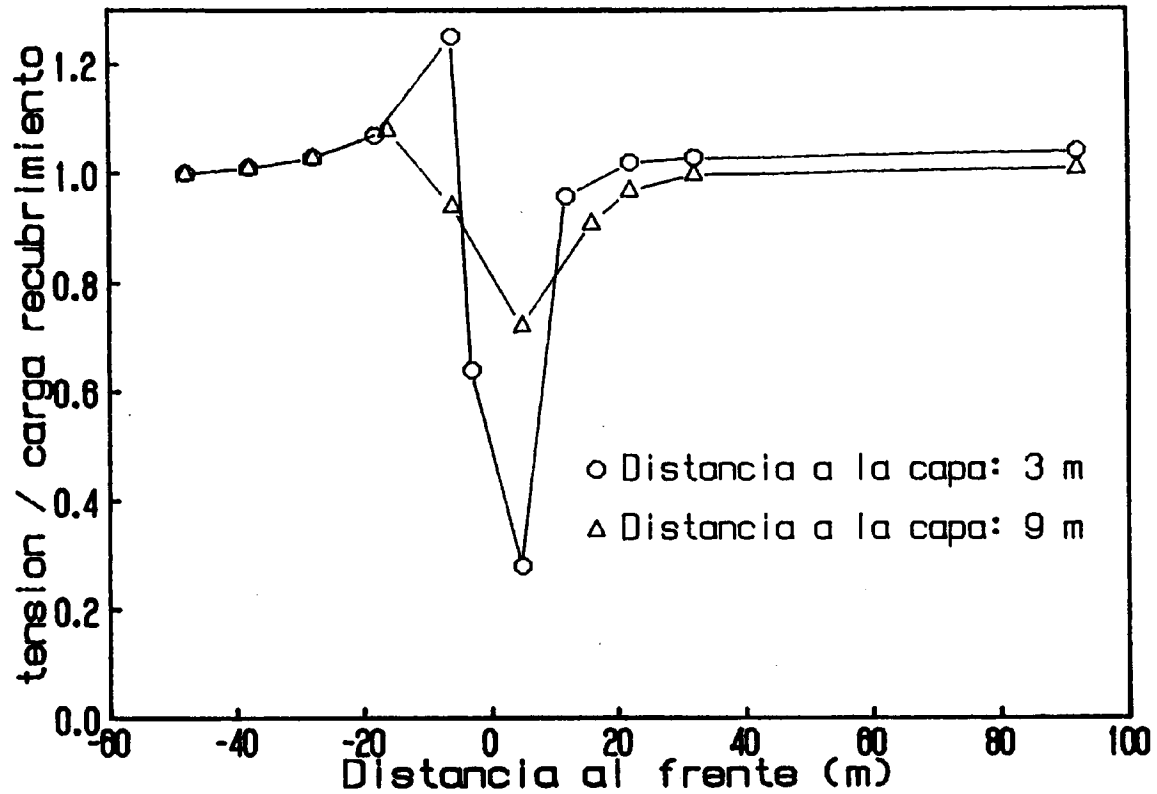
TENSIONES PARALELAS AL RUMBO EN EL MACIZO
 ROCOSO A 3 Y 9 m DE DISTANCIA A LA CAPA

FIGURA 7



TENSIONES PARALELAS AL BUZAMIENTO EN EL MACIZO
 ROCOSO A 3 Y 9 m DE DISTANCIA A LA CAPA

FIGURA 8



TENSIONES NORMALES A LA CAPA EN EL MACIZO
 ROCOSO A 3 Y 9 m DE DISTANCIA

FIGURA 9

- Alrededor de las galerías de base y de cabeza aparece una zona de pequeña concentración de tensiones que también es apreciable a 9 m de la capa.
- La zona extraída y rellena alcanza una presión más o menos igual a la carga de recubrimiento sin ninguna concentración ulterior de tensiones.

Los valores de las tensiones paralelas al buzamiento de la capa (fig. 8) son análogos a los anteriores.

En lo referente a las tensiones perpendiculares a la capa (fig. 9), las únicas diferencias con las tensiones previamente mencionadas fueron las siguientes:

- La concentración de tensión delante del frente es un poco mayor.
- La disminución de tensión correspondiente a la zona de trabajo se nota claramente a una distancia de 3 m sobre la capa.
- A 9 m la distribución de tensiones esta aún influenciada por la explotación.

3.3. Volumen de influencia de una explotación en una capa de carbón de fuerte pendiente (DEJEAN y ENCHAYAN, 1979)

La investigación se llevó a cabo en las capas de las Hulleras de Lorena, que tienen pendientes entre 60° y 90° y están separadas unos 20 m entre sí. El método de explotación es de frente ascendente y relleno hidráulico, en ciclos de 4 m de avance.

En primer lugar se trató de determinar la zona de influencia general de la explotación. Para esta primera parte del estudio se utilizó un modelo numérico de elementos finitos.

Los cálculos se realizaron con modelos de elementos finitos en dos dimensiones.

En el primer cálculo realizado se modelizó un taller aislado con un avance de unos 60 m, dos metros de potencia y 60° de pendiente, no habiéndose considerado el relleno.

En la figura 10 se representan las curvas de igual tensión perpendicular a los hastiales. El valor "1,0" corresponde al estado virgen, es decir, a la carga del recubrimiento. Hay dos zonas de sobrecarga: el frente y el montaje.

En la figura 11 se presenta el caso de un taller relleno, que se simula mediante un material elástico de rigidez variable.

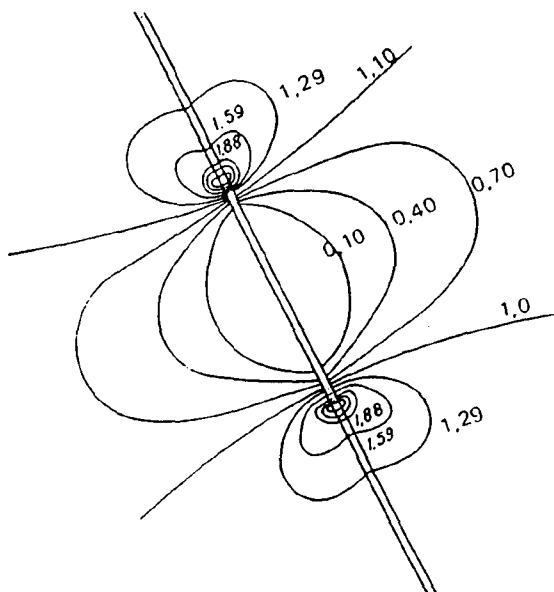


Figura 10

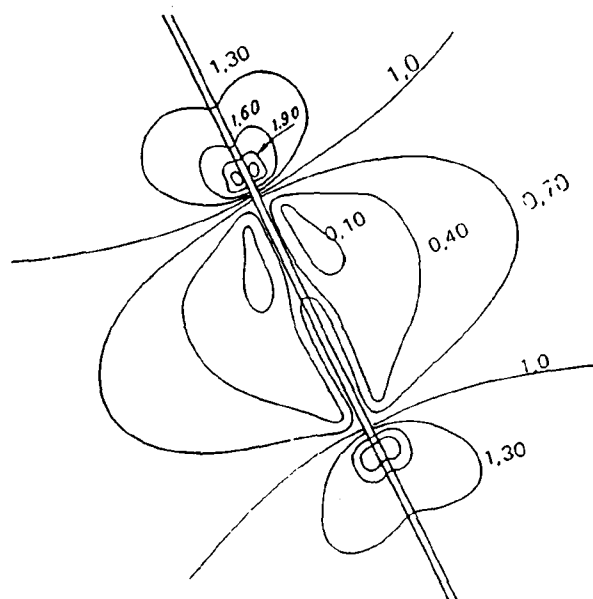


Figura 11

La única variación de importancia que se observó entre ambos casos fue la ligera disminución de la sobrecarga en la parte baja del taller, análogamente a lo que ocurre en los tajos largos en capa echada.

Además, se analizó la evolución de las compresiones y expansiones en líneas paralelas al tajo y sobre el techo de éste. La figura 12 representa la evolución de las tensiones normales a los hastiales en dirección normal a la capa.

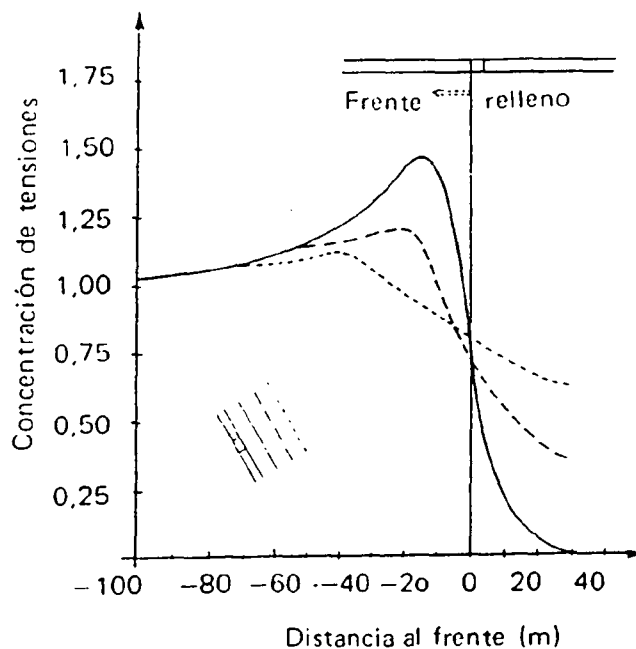


Figura 12

Se compararon los resultados del modelo con medidas in situ, estudiando la situación de las tensiones máximas en planos paralelos a la capa. En las figuras 13 a y b se presentan las tensiones resultantes del cálculo y de las medidas in situ, respectivamente. Las medidas se realizaron con captadores de presión situados en el relleno, en capas sometidas a la influencia de explotaciones a techo y muro. La magnitud de la expansión sobre la zona explotada disminuye al alejarse del plano de la capa.

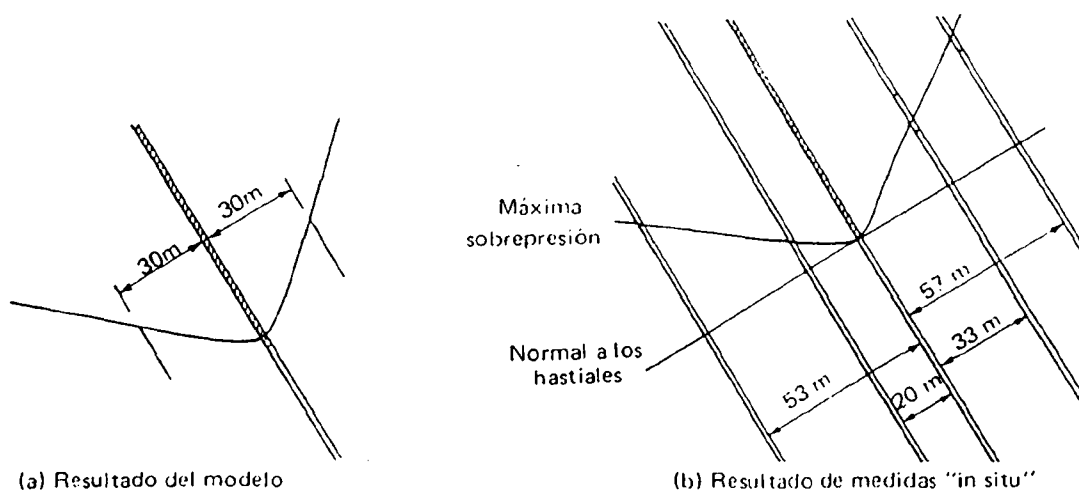


Figura 13

Se observó que las tensiones apenas están influenciadas por la potencia de la capa. En los desplazamientos del techo sí influye, pero no proporcionalmente. Así, si la potencia pasa de 2 m a 6 m, el desplazamiento aumenta un 29 %. Las convergencias son proporcionales a la potencia.

Se observó también que, según los resultados proporcionados por el modelo, las curvas de compresión y expansión no dependen de la pendiente de los estratos.

El avance de la explotación sí modifica el volumen de influencia. La figura 14 muestra las curvas de sobrecarga y de expansión para tres avances del frente.

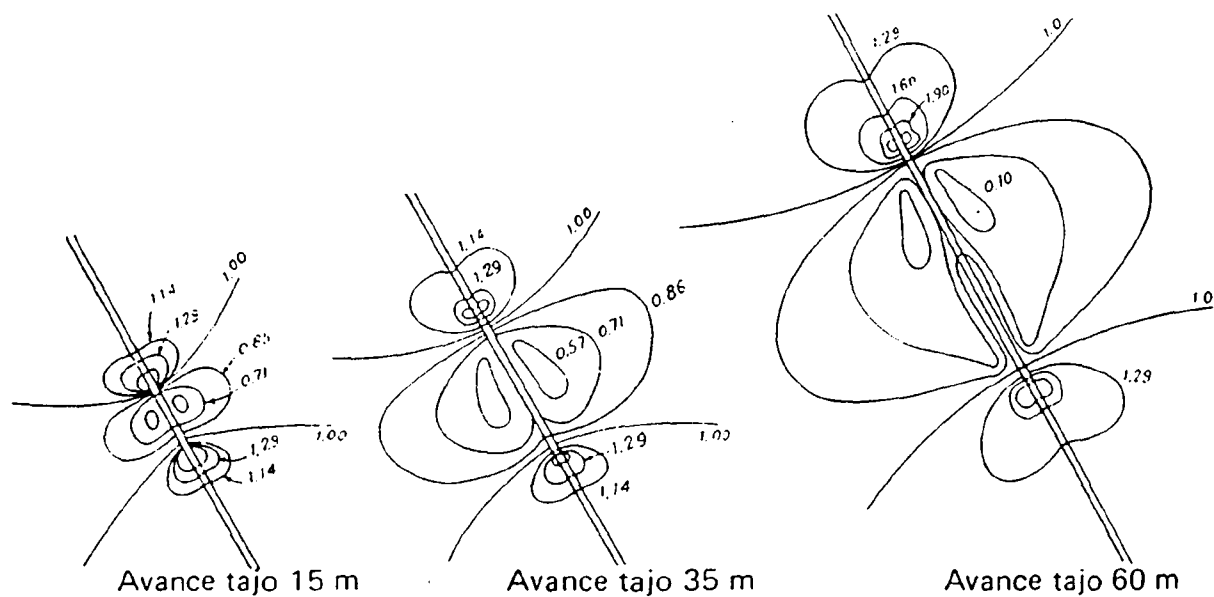


Figura 14

Al haberse considerado en el modelo un medio isótropo y en realidad ser ortótropo, con módulos de elasticidad diferentes en dirección paralela y perpendicularmente a la estratificación, los resultados obtenidos son solamente aproximados.

3.4. Planificación de la explotación en capas inclinadas (MARROQUIN et al, 1989)

Este estudio se realizó en paquetes de capas de carbón muy próximas unas a otras y de fuerte pendiente. En ciertos casos puede ser necesario, por diversas razones, dejar pilares residuales; para estudiar sus efectos se desarrolló un algoritmo basado en las fórmulas de Boussinesq. Estas fórmulas han sido adaptadas para pasar de macizos horizontales a inclinados mediante las hipótesis de Bräuner, que permiten descomponer un macizo inclinado en rebanadas horizontales.

3.5. Interacción de explotaciones en capas próximas (WU et al, 1987)

En este estudio se analizó la transmisión de cargas entre explotaciones en capas próximas.

La carga del recubrimiento se concentra en los pilares de las capas superiores y se transmite a una cierta distancia a través del terreno, de modo que llega a afectar a los trabajos en niveles inferiores. Esta influencia puede llegar hasta explotaciones 60 m más profundas, dependiendo del modelo de distribución de cargas, la litología y la estratificación.

La magnitud y la distribución de las tensiones bajo los pilares fue calculada por dichos investigadores usando una solución analítica modificada basada en la Teoría de la Elasticidad.

La determinación inicial de tensiones en un punto $P(x,z)$ bajo un pilar en una capa superior se puede obtener a partir de las siguientes ecuaciones:

$$\sigma'_x = \sum_i \left[\frac{2}{\pi} \int_{x_{11}}^{x_{12}} \frac{z(x-\epsilon)^2 q_1(\epsilon)}{[(x-\epsilon)^2 + z^2]^2} d\epsilon \right]$$

$$\sigma'_z = \sum_i \left[\frac{2}{\pi} \int_{x_{11}}^{x_{12}} \frac{z^3 q_1(\epsilon)}{[(x-\epsilon)^2 + z^2]^2} d\epsilon \right]$$

$$t'_{xz} = \sum_i \left[\frac{2}{\pi} \int_{x_{11}}^{x_{12}} \frac{z^2(x-\epsilon) q_1(\epsilon)}{[(x-\epsilon)^2 + z^2]^2} d\epsilon \right]$$

$$q_1(\epsilon) = K_1 f(\epsilon)$$

donde

σ'_x es la tensión horizontal
 σ'_z es la tensión vertical
 t'_{xz} es la tensión cortante
 x_{11} y x_{12} son los límites de integración
 x es la distancia horizontal
 z es la distancia vertical
 $f_1(\epsilon)$ es la función de carga en el elemento i
 k_1 es el factor de concentración de tensiones
 ϵ es una variable intermedia

De acuerdo con el principio de superposición de tensiones, la tensión final en una capa inferior es igual a la suma del incremento de carga más la carga de recubrimiento.

Las tensiones calculadas por las ecuaciones anteriores suponen condiciones de elasticidad e isotropía, en consecuencia, han de modificarse para incluir los efectos de la estratificación. Se utilizan para ello dos factores de intensidad de tensión:

Para capas de más de 1,5 m de espesor

$$\alpha = 0,0172 n^2 - 0,284 n + 1,03$$

Para capas de menor espesor

$$\alpha = 0,00956 n^2 - 0,1977 n + 0,9889$$

donde, α es el factor de intensidad de tensión y n la relación entre distancia vertical bajo el pilar y su anchura.

La tensión final en los puntos de las capas inferiores viene dada por:

$$\sigma = \alpha \cdot \sigma'$$

4. DESCRIPCION DEL MODELO DE CALCULO

4.1. Consideraciones teóricas. Elección del método

El análisis matemático permite abordar de varias maneras diferentes los problemas de la Mecánica. En líneas generales se puede disponer, según sea el enfoque teórico del cálculo, de métodos continuos como elementos finitos, diferencias finitas y elementos de contorno y de métodos discontinuos como el de bloques (U.D.E.C.).

Los elementos finitos y las diferencias finitas son adecuados para modelizar materiales no lineales, aspecto éste en el que tropiezan los elementos de contorno.

Para obtener los valores de la función en cualquier punto de la región en estudio, el método de elementos finitos calcula primero la solución en los nodos del mallado y, a partir de ahí, los valores en otros puntos son asignados según combinaciones lineales de esas soluciones. En los elementos de contorno, por el contrario, se calcula la solución directamente en cada punto, sin el paso intermedio de los nodos.

Los elementos de contorno, como su propio nombre indica, sólo precisan la discretización del contorno de la región (una superficie, si se considera el espacio, o una línea, si se trata de un dominio plano). Los elementos finitos, en cambio, requieren la modelización de la región en estudio o del dominio exterior si, como en el caso de una mina, el objeto del estudio es un hueco; habrá que mallar, por tanto, una extensión más amplia. Aunque se pueda concentrar el mallado alrededor del contorno más que en los puntos alejados, existe un límite de afinamiento de la malla que viene impuesto por las inestabilidades derivadas de un brusco gradiente entre elementos.

4.2. Programa de cálculo

Como modelo numérico se ha usado el realizado por Crouch Research, Inc. denominado BESOL (Boundary Elements Solution), versión MS221 (1987), que permite modelizar varias capas en una región semiinfinita.

Este programa calcula tensiones, deformaciones y desplazamientos alrededor de excavaciones tridimensionales en yacimientos tabulares. Es, pues, una herramienta adecuada para la modelización de capas inclinadas de carbón y el estudio de la interacción entre ellas. El modelo considera macizos homogéneos, isotrópicos y constituidos por materiales de comportamiento linealmente elástico.

El paquete informático lleva incorporado un preprocesador gráfico para la construcción del modelo de la explotación. Con esta herramienta se discretiza la geometría mediante una malla de elementos cuadrados y se asigna a cada elemento su función (mineral, hueco o relleno) y su altura correspondiente.

La obtención de resultados ha de hacerse sólo en determinadas áreas denominadas "ventanas", que son cuadrados de 30 elementos de lado y cuya situación ha de elegirse antes de ejecutar el programa, con la ayuda del preprocesador.

El modelo proporciona unas láminas en las que se visualizan las tensiones y las convergencias existentes en las explotaciones. Las líneas dibujadas en cada lámina representan:

- Las curvas de isovalores (tensión y convergencia) con su correspondiente leyenda en la que cada número representa un valor.

- La geometría de la explotación, que establece el límite entre mineral y hueco.

En los bordes de cada ventana se encuentra la numeración de las filas y de las columnas de elementos del mallado.

4.3. Dimensiones y geometría del modelo

Se ha representado una explotación tipo, cuya estructura y dimensiones son usuales en los talleres de testers (fig. 15). En RAMIREZ, LAIN et al (1985-a) se sientan las bases de gran parte de las suposiciones que se han hecho en este modelo.

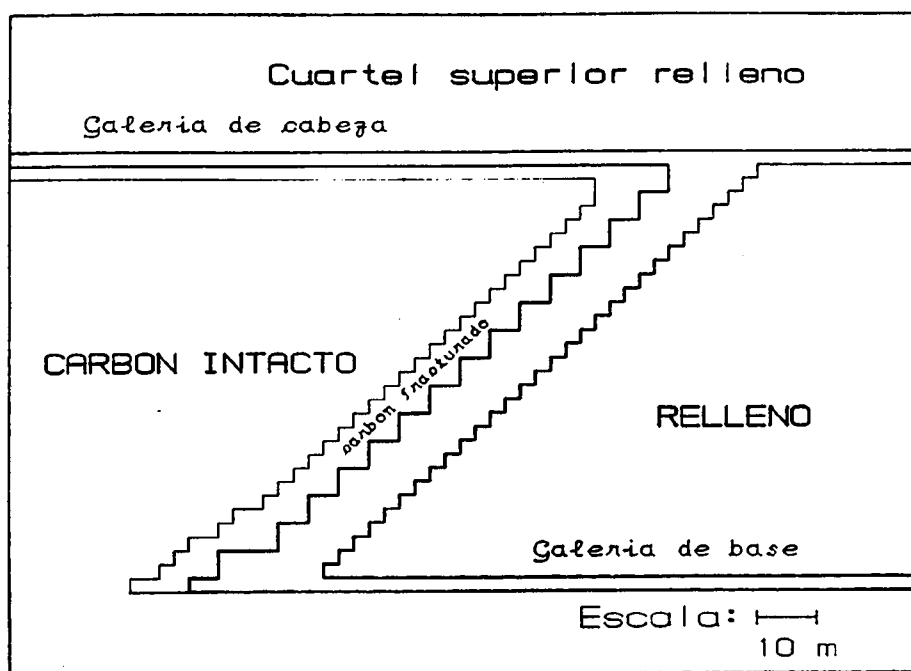


Figura 15

Se han considerado dos cuarteles en cada capa:

- Cuartel superior, cuya galería de cabeza está a unos 340 m de profundidad, explotado y con el relleno ya introducido

- Cuartel inferior, en la misma capa de carbón que el anterior y por debajo de él y que se encuentra en fase de explotación

Cada cuartel tiene una altura (en la dirección del buzamiento) de unos 80 m, no planteándose limitación en el sentido de la corrida.

La unidad elemental del mallado es de 2,5 m, la cual se adapta bastante bien a las dimensiones de los tajos y de las niveladuras, que son de 5 m. Se considera que cuando la pendiente de la capa está comprendida entre 65° y 90° , la relación óptima entre niveladura y altura de tajo es 1/1; además, por razones de seguridad, no deben sobrepasarse las niveladuras de 6 m. En el modelo planteado, la capa tiene una pendiente de 80° .

Se ha añadido a los talleres una galería de cabeza y otra de base. Sus alturas son las de la unidad de mallado (2,5 m) y están situadas en la misma capa, pues en la realidad sólo en un 20% de los casos se llevan en estéril.

En la última parte de este estudio se simula una explotación en la que se ha dejado un pilar de carbón de 17,5 m de lado (7 elementos de mallado).

4.3.1. Disposición de los materiales incluidos en el modelo

El taller superior se ha supuesto que está explotado y completamente relleno.

En el cuartel inferior, según la dirección de avance, aparecen los siguientes materiales:

- Relleno, que forma un ángulo de talud de 45° , compatible con la pendiente de la capa.

- Hueco sin rellenar de unos 13 m.

- Carbón fracturado en unos 8 m.

- Carbón intacto.

4.4. Justificación de los parámetros

Para poder obtener unos resultados acordes con la realidad es necesario que los datos de partida introducidos en el modelo tengan un fundamento sólido. Este es un aspecto muy importante cuando se trabaja sobre un caso concreto; sin embargo, al plantearse este estudio de una forma general, no se pueden tomar como datos los de una mina en particular ni intentar afinar demasiado en las estimaciones. Habrá que procurar, más bien, elegir unos parámetros que cubran un amplio espectro de valores posibles y ver cuáles de ellos tienen mayor influencia en los resultados. La bibliografía y las estadísticas existentes son las fuentes más apropiadas para la asignación de valores a los diversos parámetros.

4.4.1. Inclinación

Una característica muy propia de las cuencas carboníferas del Norte de España es la fuerte inclinación de las capas, causada por la intensa actividad tectónica sufrida a lo largo de su historia geológica. Es bastante representativo tomar una inclinación de 80° para las explotaciones de testers, que corresponde a la denominación de talleres verticales.

4.4.2. Anchura

Se ha tomado un valor de 1,5 m para la potencia de la capa, que es un valor medio.

Más adelante se exponen los resultados derivados de considerar distintas potencias.

4.4.3. Tensiones naturales

Debido a la ausencia de medidas de las tensiones naturales en las cuencas carboníferas y con el propósito de generalizar el presente estudio, se han hecho las siguientes suposiciones:

- Igualdad entre tensiones verticales y horizontales.
- Eje z de las tensiones principales naturales perpendicular a la superficie del terreno.
- Peso específico del recubrimiento igual a $24,5 \text{ kN/m}^3$ ($2,5 \text{ g/cm}^3$), es decir, un gradiente de tensión con la profundidad de $24,5 \text{ kPa/m}$.

4.4.4. Propiedades del carbón

Módulo de Young

A continuación se presentan diversos valores del módulo de elasticidad según dos direcciones perpendiculares (E_1 y E_2), obtenidos a partir de ensayos de laboratorio (SZWILSKI, 1984):

a) Tensión aplicada paralelamente al plano de estratificación

Nº del ensayo	E_1 (GPa)	E_2 (GPa)
1	3,69	3,57
2	3,88	3,66
3	3,43	3,53
4	3,57	3,67

b) Tensión aplicada perpendicularmente a la estratificación

Nº del ensayo	E_1 (GPa)	E_2 (GPa)
1	3,08	2,10
2	4,16	2,67
3	6,04	3,20
4	9,50	3,61

Sin considerar las posibles anisotropías, se ha tomado en el modelo un valor del módulo de elasticidad de 4000 MPa.

Coefficiente de Poisson

En la siguiente tabla (van HEERDEN, 1985) se presentan diversos valores del coeficiente de Poisson del carbón:

μ	tipo de ensayo
0,38	campo (velocidades de ondas sísmicas)
0,35	campo (frecuencia de ondas transversales)
0,30	dinámico de laboratorio

Para este modelo se ha tomado

$$\mu = 0,35$$

Módulo cortante

Se calcula a partir del módulo de Young y del coeficiente de Poisson, según la relación:

$$G = \frac{E}{2(1 + \mu)} = \frac{4000}{2(1 + 0,35)} = 1480 \text{ MPa}$$

Por otra parte, se ha tenido en cuenta que en el frente de avance el carbón está más fracturado que en el resto, por lo cual se ha supuesto que su rigidez es menor. Para simular la distinta rigidez del carbón fracturado, se le ha asignado una potencia de 2 m, ya que en este modelo se introducen distintas rigideces de un mismo material variando la potencia de la capa.

4.4.5. Propiedades del estéril

Es frecuente que el carbón se encuentre entre estratos de pizarras, las cuales poseen las siguientes características elásticas:

Módulo de elasticidad: según información proporcionada por HUNOSA, su valor depende del tipo de pizarra:

- Pizarra fuerte: 15000 MPa
- Pizarra media: 8000 MPa
- Pizarra floja: 3000 MPa

Para el modelo se ha elegido una pizarra media-fuerte, con módulo de Young: 10000 MPa.

Módulo de Poisson: se ha tomado un valor de 0,2 que es el que corresponde a este tipo de pizarras según la fuente anterior.

4.4.6. Características del relleno

Se ha caracterizado el comportamiento del relleno según una curva tensión-deformación como la representada en la figura 16, que se ha obtenido a base de experiencias y responde a una ecuación del tipo:

$$\sigma_n = a \cdot e_n / (b - e_n)$$

donde,

σ_n : presión normal

e_n : deformación normal

b = deformación máxima que puede experimentar el relleno, que se ha supuesto igual a 0,4

a = presión correspondiente a una deformación igual a la mitad de la máxima, en este modelo 2 MPa.

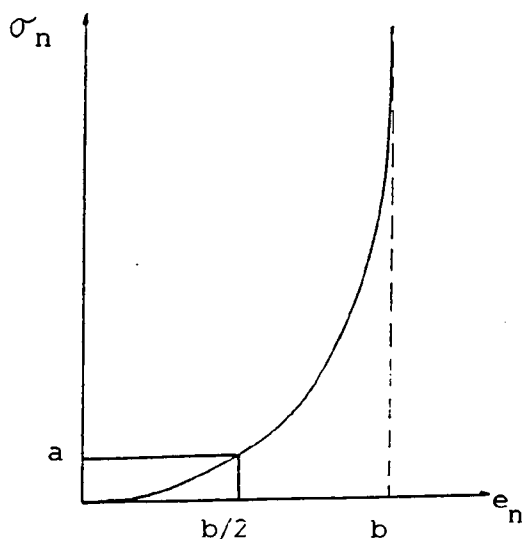


Figura 16

Se pueden encontrar curvas de comportamiento del relleno en The Institution of Mining and Metallurgy (1981).

4.5. Datos de entrada

A continuación se presentan los datos que se han proporcionado al programa de ordenador:

- Número de capas: 2

- Número de ventanas: 3 (una en la capa de techo y dos en la de muro).

- Número de diferentes tipos de relleno: 1

- Tipo de relleno: 2 (quiere decir que el comportamiento del relleno está definido por una fórmula empírica).

- Curva tensión - deformación del relleno:

$$\sigma_n = a \cdot e_n / (b - e_n)$$

$$a = 2 \text{ MPa}$$

$$b = 0,4$$

- Número de grupos de filas de 9 elementos: 18. El programa pide el número de filas con las que se va a representar la explotación (se eligen de 9 en 9). En total se han cogido $9 \times 18 = 162$ filas de elementos, suficientes para representar dos cuarteles de testeros en cada capa, ya que cada cuadrícula es de 2,5 m y, por consiguiente, con 81 filas en cada capa se cubren $81 \times 2,5 = 202,5$ m en la dirección del buzamiento de las capas.

- Angulo de inclinación de la capa: 80°

- Profundidad del elemento superior discretizado: 320 m

- Módulo de Young del macizo rocoso: 10000 MPa

- Coeficiente de Poisson del macizo rocoso: 0,20

- Módulo de Young de la capa: 4000 Mpa

- Módulo cortante de la capa: 1480 MPa

- Dimensión de cada elemento o unidad de mallado: 2,5 m de lado.

- Peso específico del recubrimiento: $24,5 \text{ kN/m}^3$.

- Tensor de tensiones en la superficie: todas las componentes nulas.
- Tensor de tensiones a 400 m de profundidad:

$$\begin{bmatrix} 9,8 & 0 & 0 \\ 0 & 9,8 & 0 \\ 0 & 0 & 9,8 \end{bmatrix}$$

5. ANALISIS PARAMETRICO EN UN SOLO CUARTEL

Con el fin de sentar las bases para el estudio de la influencia mutua de dos capas próximas explotadas simultáneamente, se ha analizado en primer lugar la influencia de los siguientes factores:

5.1. Fases de explotación

En un principio se consideró que el mineral era extraído y el relleno introducido en fases de explotación distintas, simulando así el decalage que existe en el tiempo entre estas dos acciones. Sin embargo, al comparar los resultados con los del supuesto de una sola fase de explotación, es decir arranque y relleno simultáneos, se observó que se alcanzaban valores muy similares para las tensiones y los desplazamientos, por lo que se decidió operar con un solo paso de explotación.

5.2. Características del relleno

Dado que este material absorbe poca carga, las variaciones en los resultados del modelo al considerar distintos parámetros en la curva tensión-deformación son de escasa importancia.

5.3. Anchura de la capa

Para estudiar la influencia de este parámetro se realizó otra pasada de programa con idénticos datos que la anterior salvo la potencia, a la que se asignó un valor doble (3 m). Las figuras 17 y 18 son las isolíneas de tensiones correspondientes al caso de 1,5 m de potencia y las figuras 19 y 20 son las de potencia 3 m. Comparando las isolíneas de ambas se ve que la distribución de tensiones es muy similar en los dos casos.

También Dejean et al. (1979) observó en su estudio que los cambios de potencia apenas influyen en las tensiones.

5.4 Roca de caja

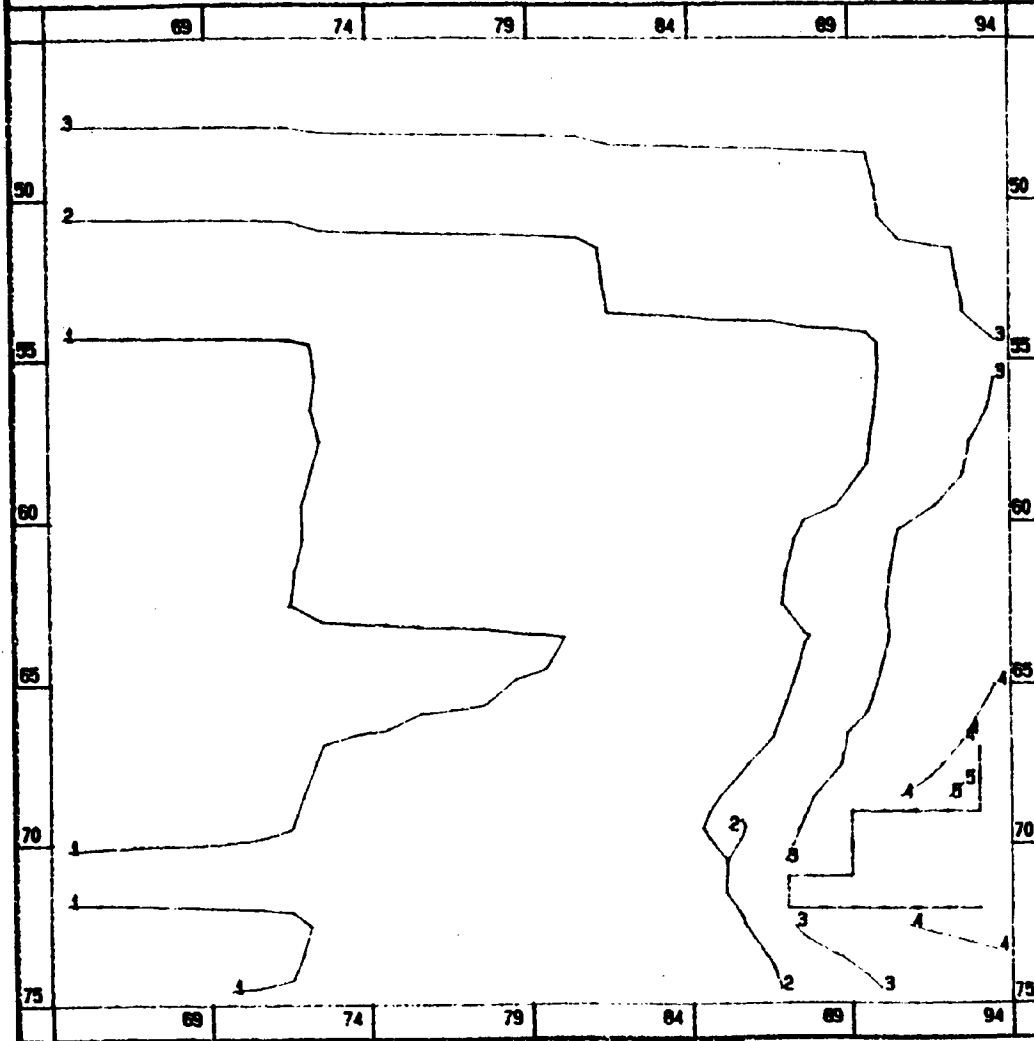
Con objeto de estudiar la influencia de los materiales de techo y muro se ejecutó una pasada en la que se asignó a estos un módulo de elasticidad de 4000 MPa, correspondiente a la pizarra media-floja. El carbón se mantuvo con el valor que tenía previamente (4000 MPa).

Comparando las isolíneas de tensiones obtenidas con el nuevo módulo (figs. 21 y 22) con el caso general (E del macizo rocoso: 10000 MPa) se observa que la repartición de tensiones adopta una distribución similar. Sin embargo, cuando el macizo tiene un módulo más alto, debido a que la deformación que sufre es menor, las tensiones se reparten en una zona más amplia por delante del frente del taller.

MSPOSTA - isolines de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE; 1 capa--



Ventana : 1
Fase de explotación: 1

Nota:

----- Explotacion

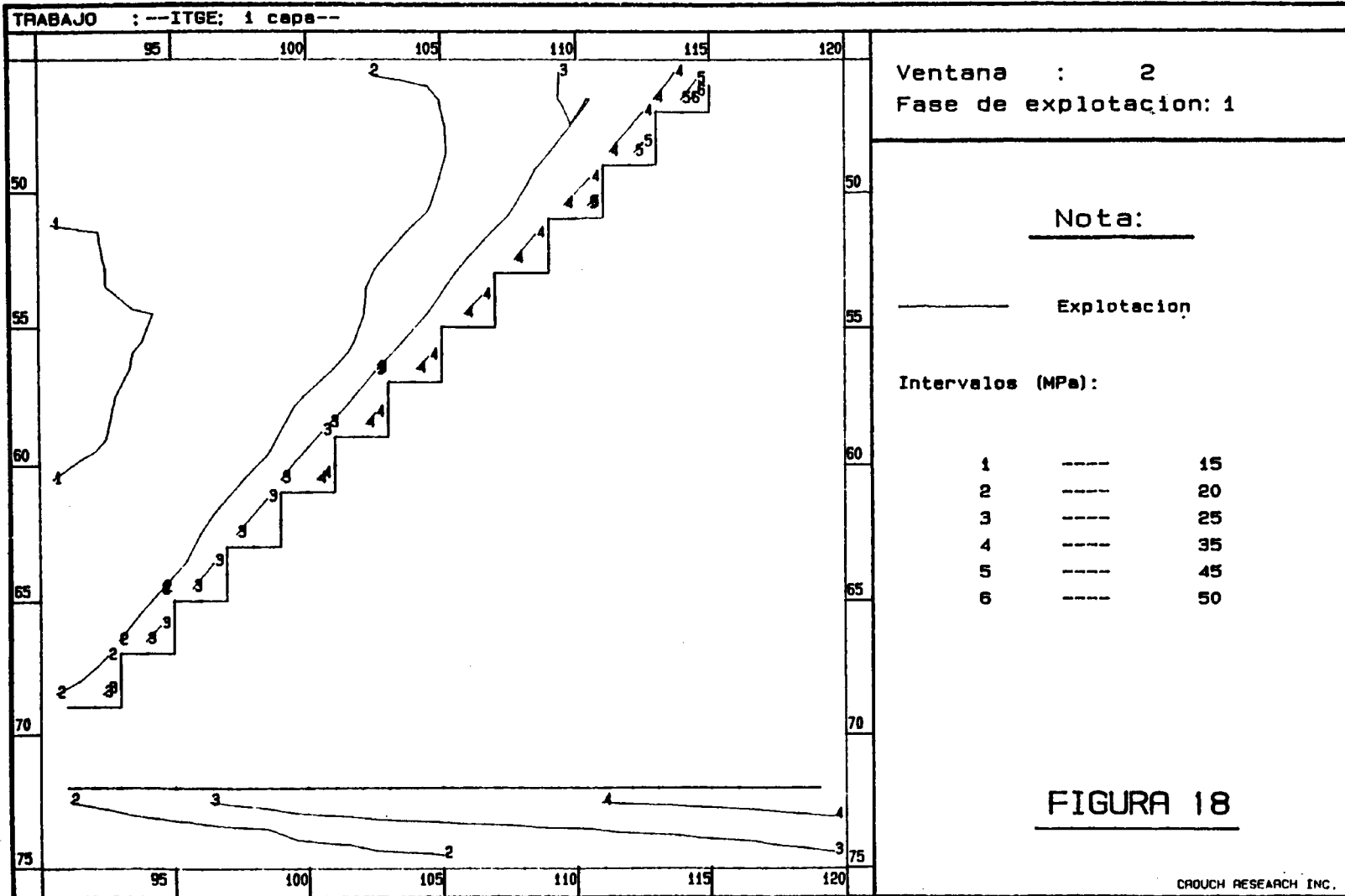
Intervalos (MPa):

1	-----	13
2	-----	14
3	-----	15
4	-----	20
5	-----	25

FIGURA 17

MSPOSTA - isolneas de tensiones (SZZ)

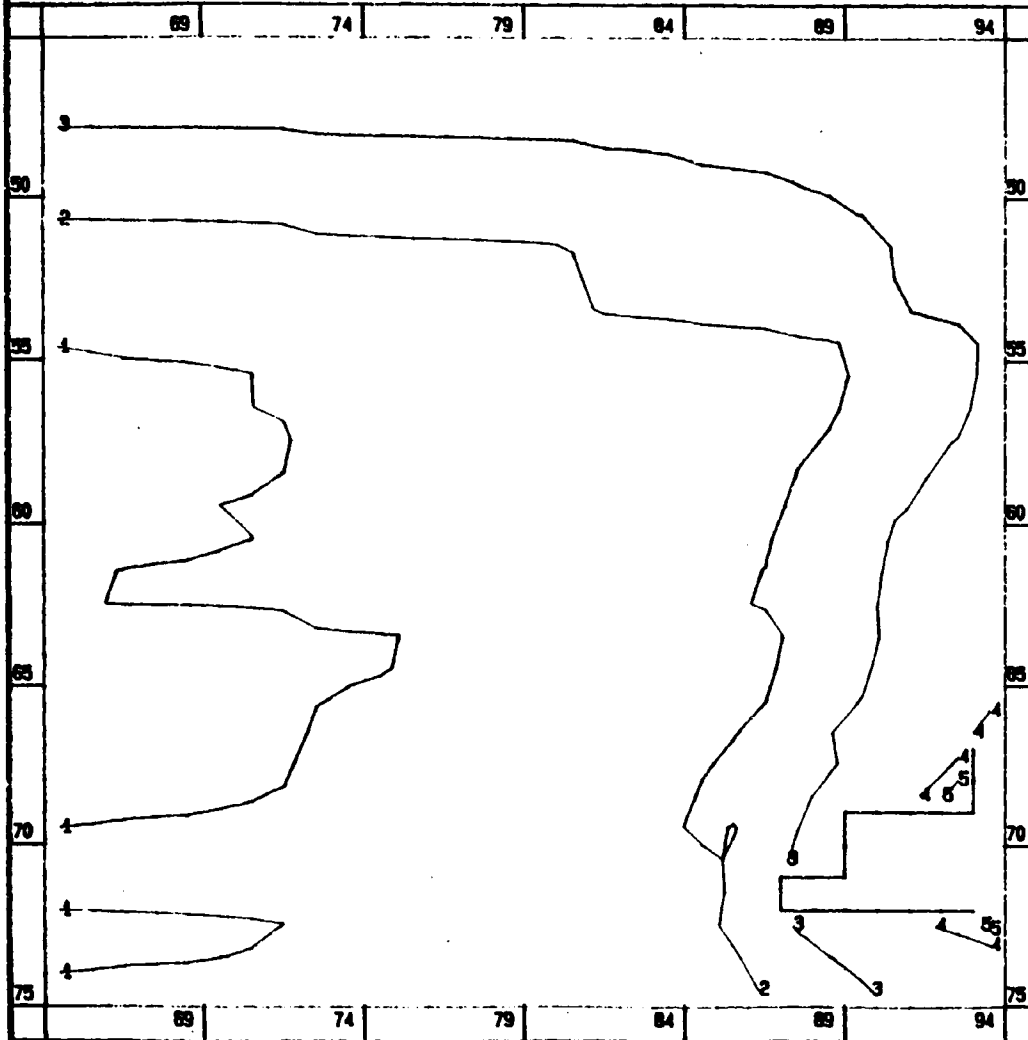
ETSI DE MINAS - MADRID



MSPOSTA - isoclines de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE: 1 capa - Influencia de la potencia--



Ventana : 1
Fase de explotacion: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (MPa):

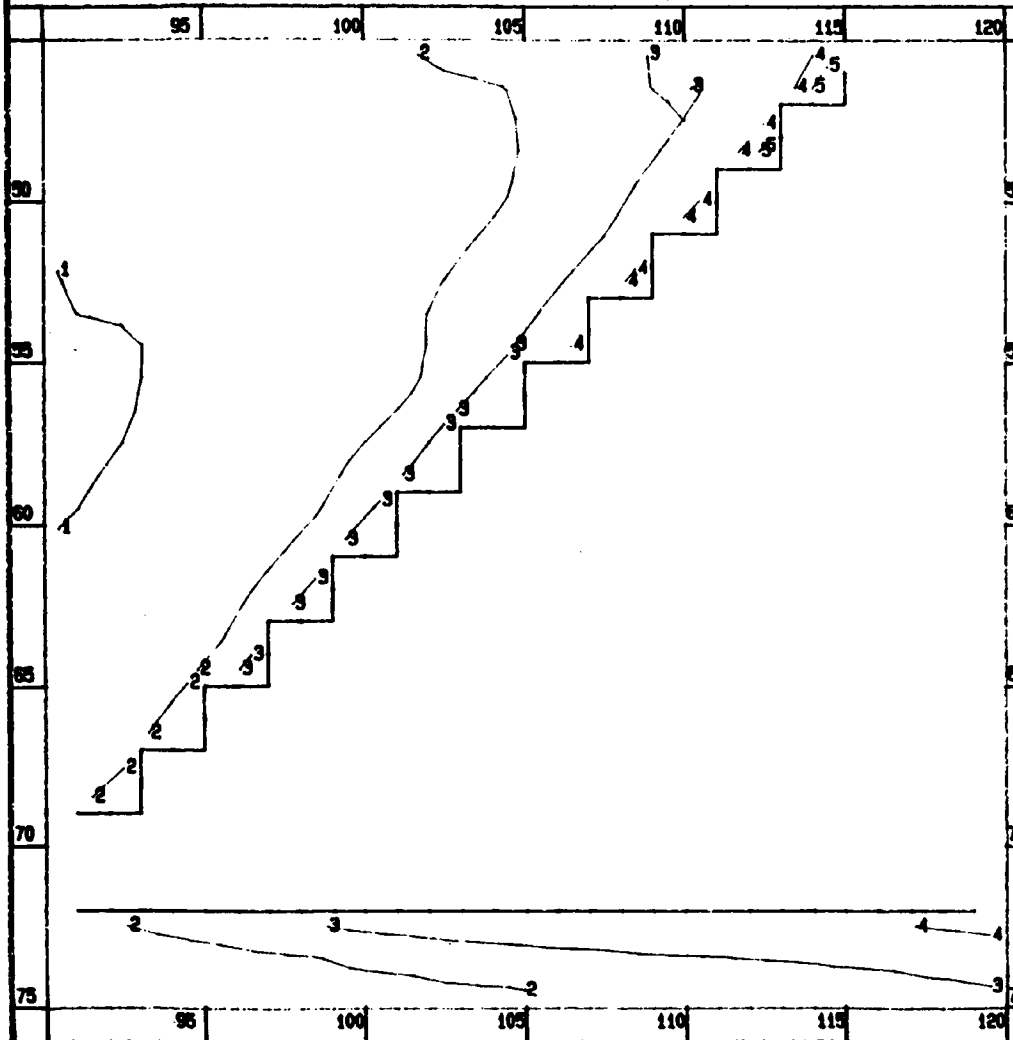
1	----	13
2	----	14
3	----	15
4	----	20
5	----	22

FIGURA 19

MSPOSTA - isolneas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE: 1 capa - Influencia de la potencia--



Ventana : 2
Fase de explotacion: 1

Nota:

————— Explotacion

Intervalos (MPa):

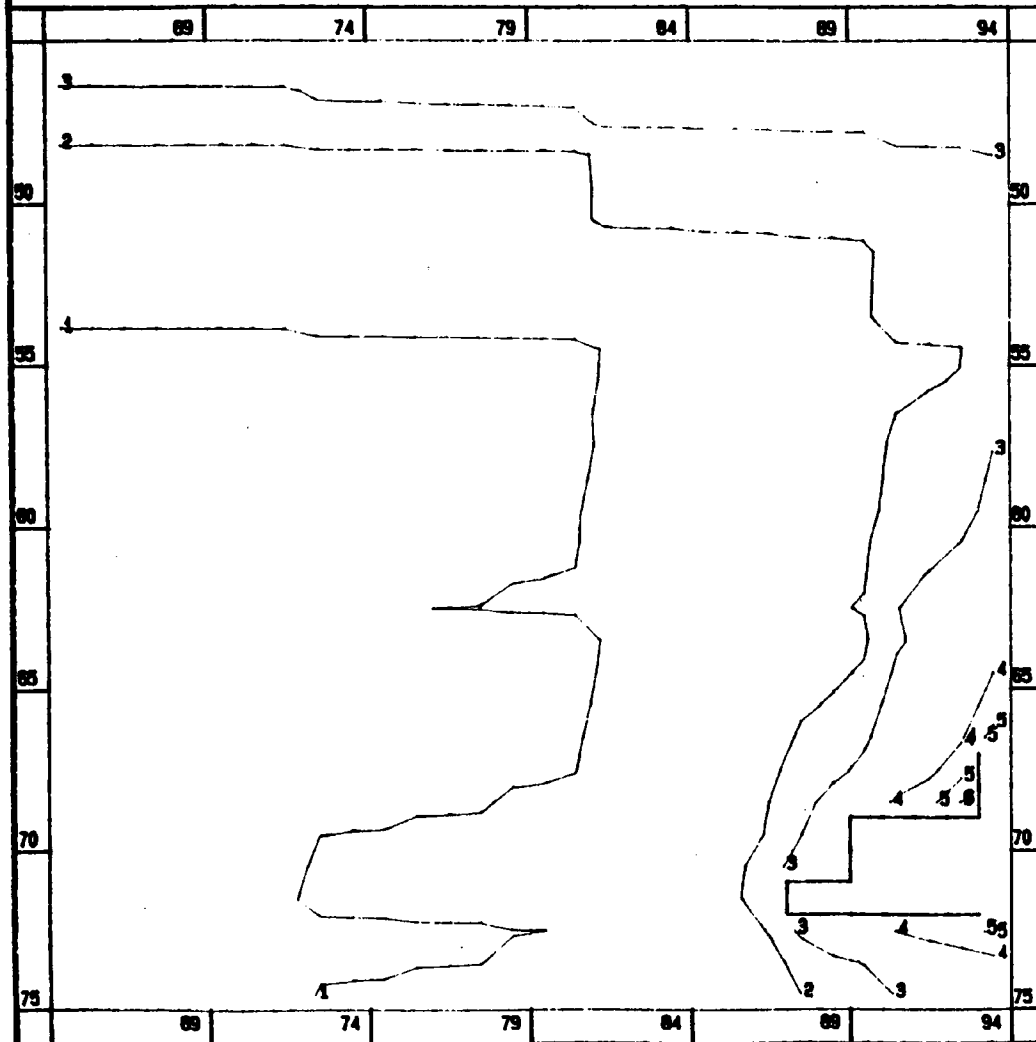
1	-----	15
2	-----	20
3	-----	25
4	-----	35
5	-----	40

FIGURA 20

MSPOSTA - isoclinas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE; 1 capa - Influencia de los materiales--



Ventana : 1
Fase de explotación: 1

Nota:

————— Explotacion

Intervalos (MPa):

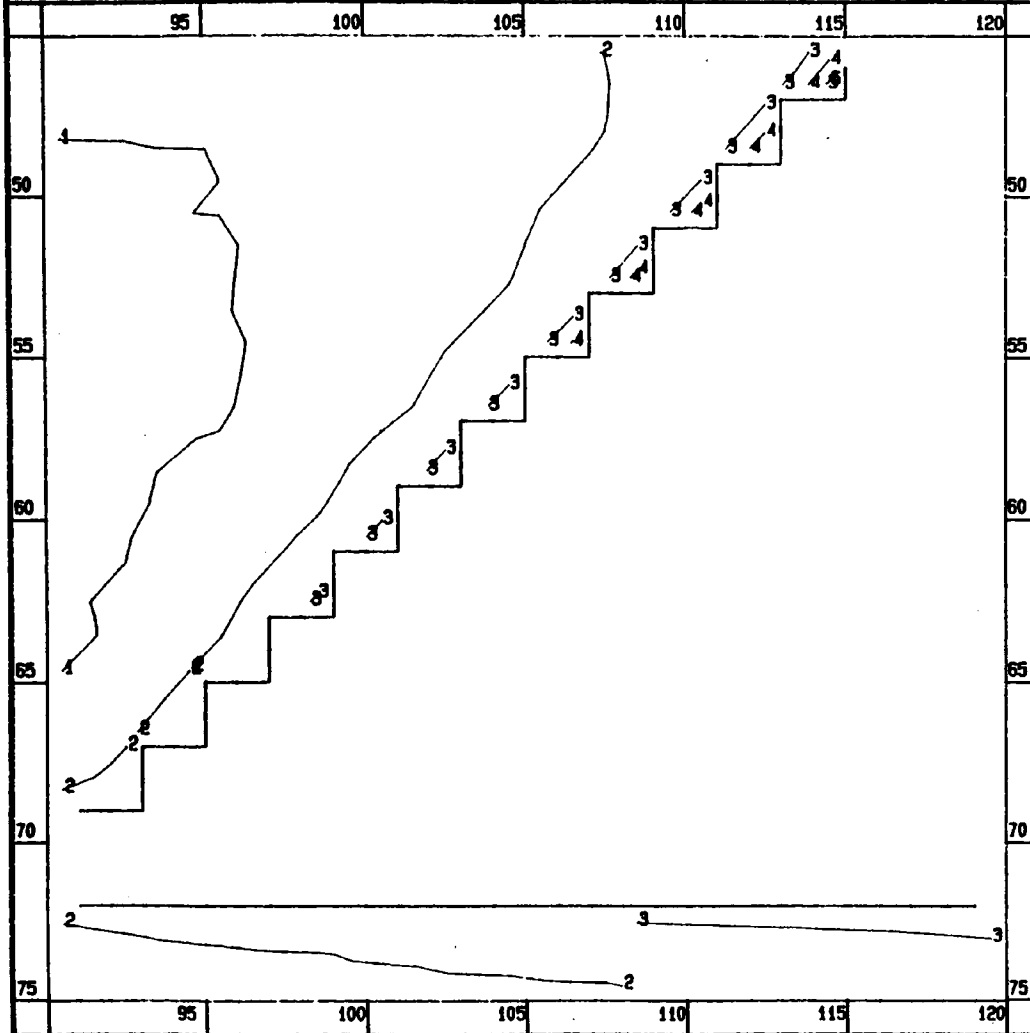
1	----	13
2	----	14
3	----	15
4	----	20
5	----	25
6	----	30

FIGURA 21

MSPOSTA - isoclines de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE: 1 capa - Influencia de los materiales--



Ventana : 2
Fase de explotación: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (MPa):

1	----	15
2	----	20
3	----	35
4	----	45
5	----	55

FIGURA 22

De todas maneras, las diferencias no son tan grandes como para quitar representatividad a los datos adoptados para este modelo.

5.5. Tensiones naturales

Evidentemente, este es un factor de importancia considerable. Sin embargo, como no se conocen los valores reales de las tensiones naturales en las cuencas carboníferas no se ha investigado la influencia de este parámetro y se ha adoptado una hipótesis neutra consistente en suponer que el tensor de tensiones es de tipo hidrostático.

De los cálculos que con esta hipótesis realizó DEJEAN (1979) se deduce que al variar la pendiente de la capa entre 60° y 90° apenas se modifican las tensiones en el taller.

6. INFLUENCIA MUTUA DE DOS CAPAS PROXIMAS

Una vez que los distintos parámetros quedaron plenamente definidos se diseñó una metodología de operación que permitiera obtener un volumen suficiente y representativo de datos para el estudio propuesto. Se decidió actuar sobre dos parámetros fundamentales:

- El desfase entre el frente de una capa y la otra, es decir, los metros que va adelantado (o atrasado) el taller de la capa de techo respecto del de la de muro. Se estudiaron los siguientes casos:

- 50 m (más adelantado el de la capa de techo)
- 25 m
- 12,5 m
- 5 m
- 0 m (ambos tajos igual de avanzados)
- 5 m (el de la capa de muro está más avanzado)
- 12,5 m
- 25 m

- La separación (en horizontal) entre capas. Unos valores muy normales en las minas españolas, contrastados con la realidad, son:

- 30 m
- 20 m
- 10 m

6.1. Resultados obtenidos

La visualización de los cálculos realizados tras cada ejecución del programa se ha llevado a cabo mediante el postprocesador gráfico que BESOL lleva incorporado y que permite obtener, por ejemplo, curvas de isovalores de tensión o de convergencia en cada "ventana" (área en la que se muestran los resultados del cálculo) de las capas.

Sin embargo, la necesidad de comparar diversas ejecuciones del programa de una forma clara y cómoda aconsejó la realización de ábacos y gráficos a partir de los datos numéricos proporcionados por el modelo. De esta manera se ha podido analizar el efecto de las distintas separaciones entre capas explotadas, el desfase entre frentes en una capa y otra, etc.

Para facilitar la presentación de los resultados se han utilizado las siguientes abreviaturas:

SC : separación entre capas (en horizontal).

ST : separación entre talleres o desfase entre frentes en la dirección de la corrida.

En todos los ábacos, la distancia al frente se considera positiva cuando es del lado del relleno y negativa cuando se encuentra del lado del carbón, tomando como referencia el taller en la capa de techo.

6.2. Distribución de tensiones y convergencias

Para estudiar esta distribución se presentan las láminas de isolíneas proporcionadas por el modelo, correspondientes al caso de 30 m de separación entre capas y 50 m de desfase de talleres (la capa de muro va más atrasada). Es éste el caso de los simulados en el que los talleres están más alejados uno de otro y por tanto, en el que se nota menos la influencia mutua de las explotaciones.

6.2.1. Isolíneas de tensiones (S_{zz}) perpendiculares a la capa (figs. 23,24 y 25)

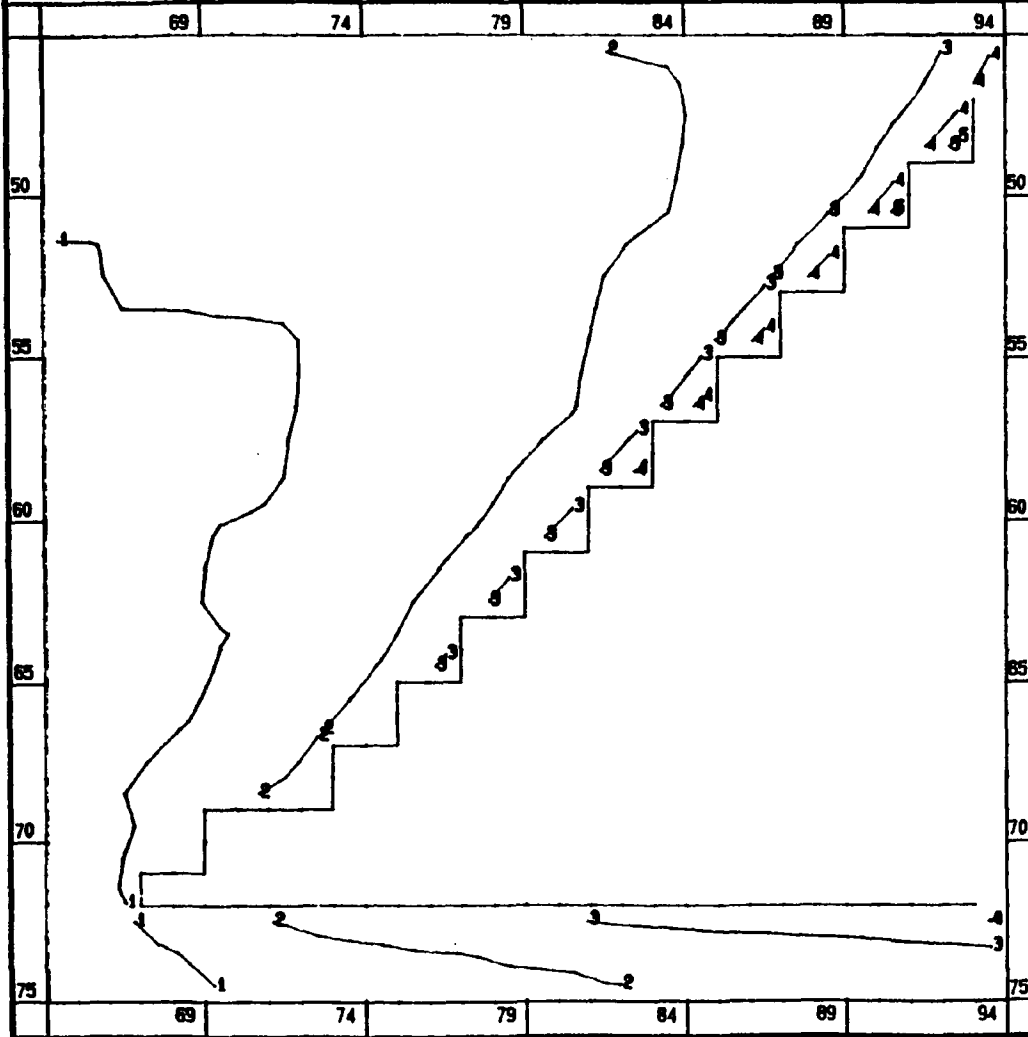
En los dos talleres: techo (Ventana 1) y muro (Ventanas 2 y 3), se ve que las isolíneas se disponen más o menos paralelamente a la línea de testeros; a medida que la distancia al frente es mayor, estas líneas tienden a ser horizontales ya que al desaparecer la influencia del hueco lo que quedan son las isolíneas de carga del recubrimiento.

En un mismo cuartel, la tensión va creciendo al acercarse a la parte superior, de modo que la galería de cabeza está expuesta a tensiones mayores que la de base. Esto es debido a que en la parte superior del cuartel el volumen del hueco es más grande (la esquina forma un ángulo obtuso) que en la parte inferior (ángulo agudo), donde el hueco no es más que un mero "entrante" en el carbón.

MSPOSTA - isolneas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 30; ST: 50 --



Ventana : 1
Fase de explotacion: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (MPa):

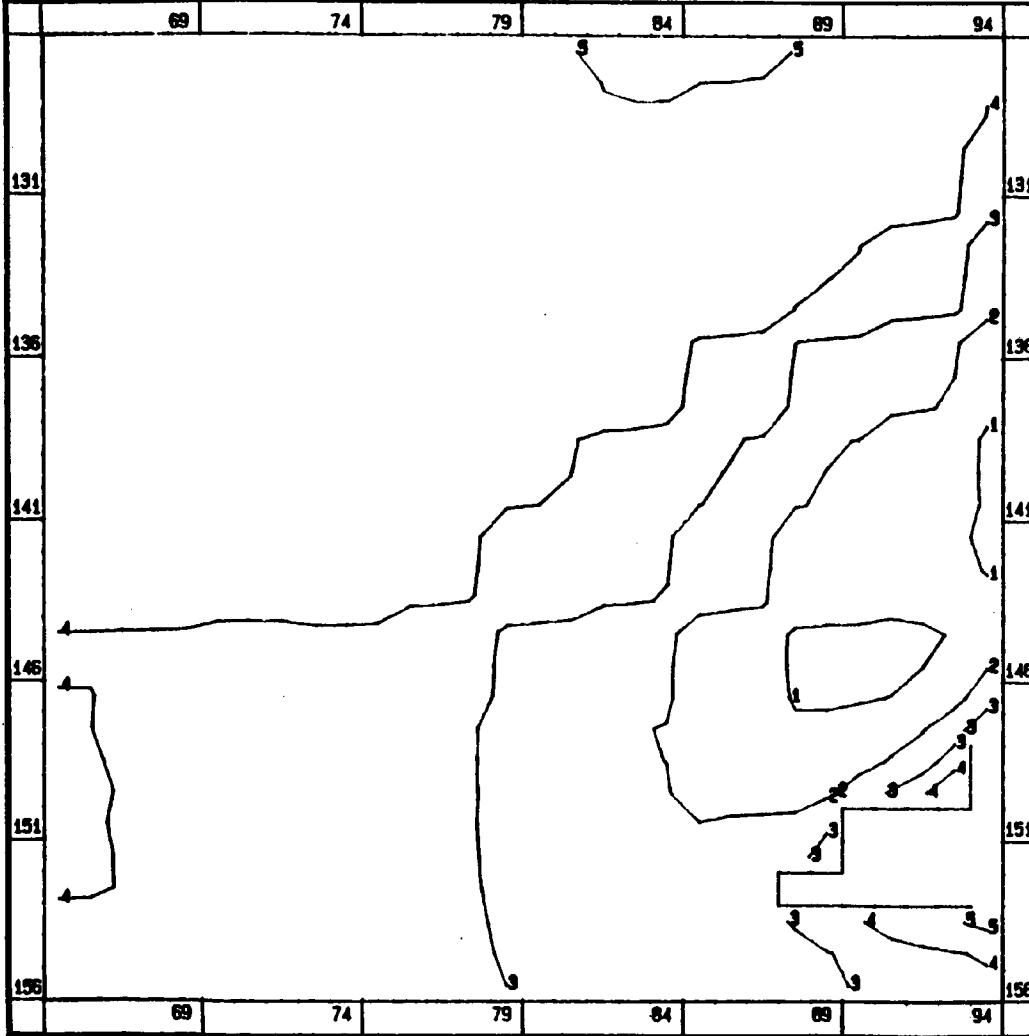
1	----	15
2	----	20
3	----	30
4	----	40
5	----	50

FIGURA 23

MSPOSTA - isolíneas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : ---ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 30; ST: 50 ---



Ventana : 2
Fase de explotacion: 1

Nota:

————— Explotacion

Intervalos (MPa):

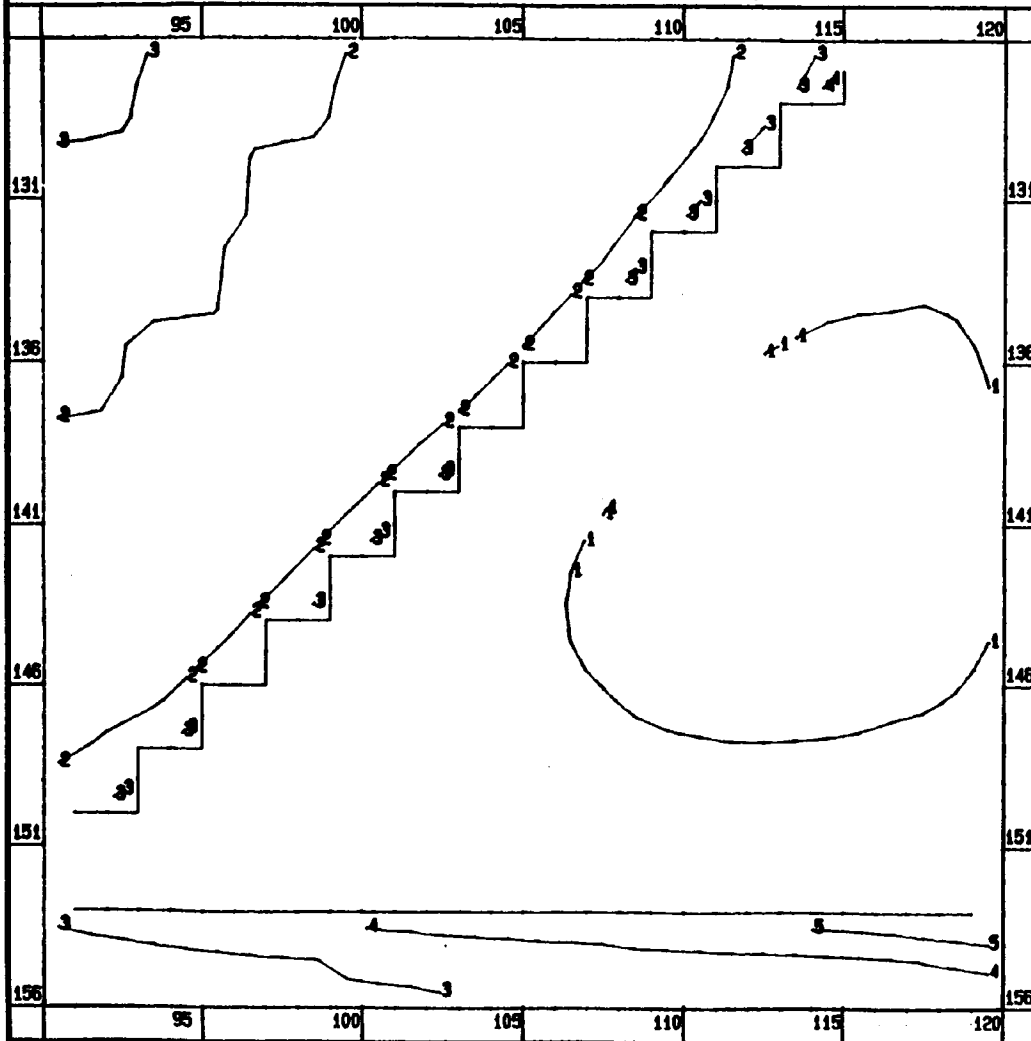
1	-----	8
2	-----	10
3	-----	12
4	-----	14
5	-----	17

FIGURA 24

MSPOSTA - isolíneas de tensiones (SZZ)

ETEX DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --IT9E - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 30; ST: 50 --



Ventana : 3
Fase de explotación: 1

Nota:

————— Explotación

Intervalos (MPa):

1	----	0.3
2	----	10
3	----	15
4	----	20
5	----	25

FIGURA 25

Estas mismas diferencias se dan también, dentro del cuartel, en cada tajo y niveladura unitarios (véase Ventana 1). Se observa que la esquina superior del testero está sometida a una mayor tensión, ya que se adentra en el hueco. En los ábacos posteriores se verá claramente esta particularidad, al analizar las tensiones en dos filas de un tajo.

Finalmente, al comparar los valores alcanzados en los talleres de techo y de muro, se observa que la explotación de muro está protegida por la de techo ya que el taller de aquella está situado en zona relajada, debajo del relleno de techo. En los ábacos que se presentan más adelante se verá como este efecto protector se acentúa al disminuir la separación entre capas.

6.2.2. Isolíneas de convergencias (Dz) perpendiculares a la capa (figs. 26, 27 y 28)

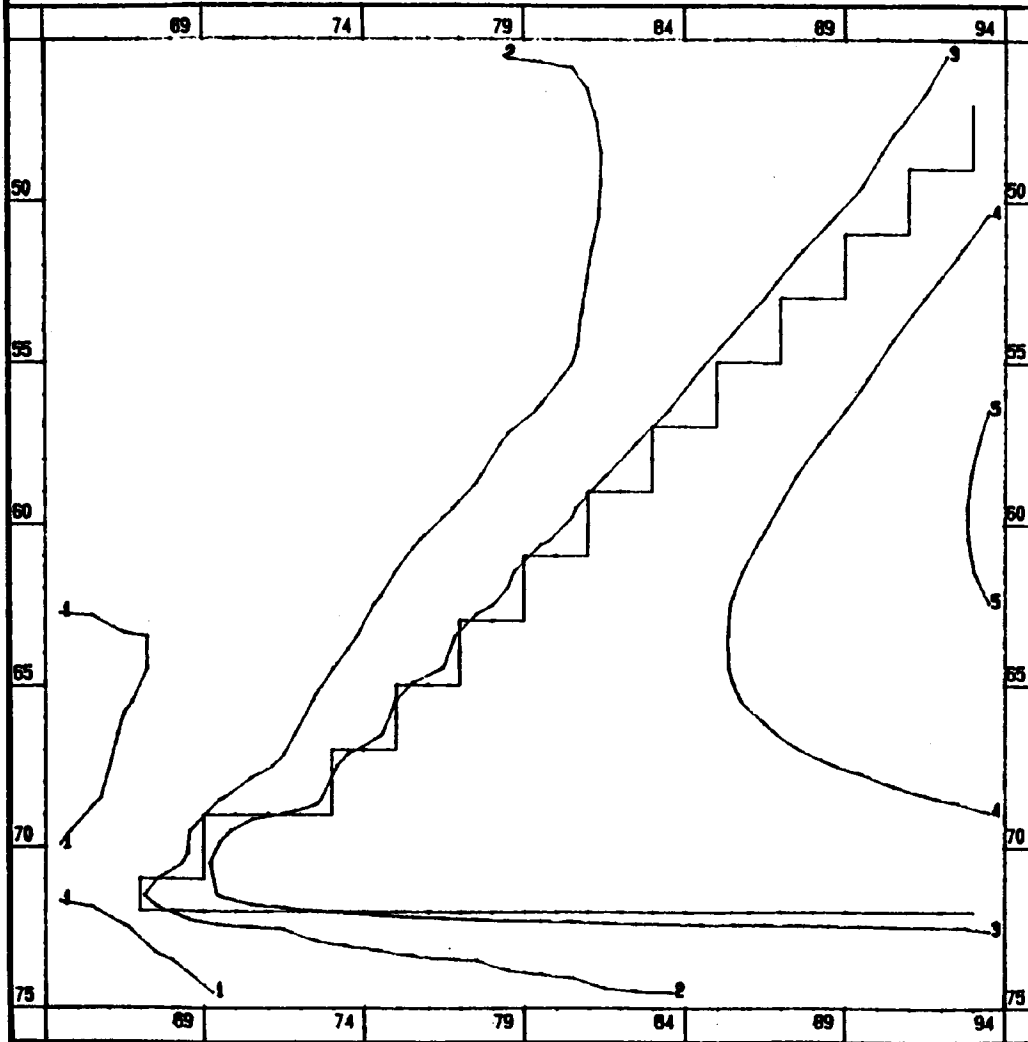
Se observa, al igual que con las tensiones, una distribución de isolíneas paralelamente a la línea del frente, de modo que las convergencias van creciendo en la dirección del relleno. En la ventana 1 (capa de techo) se llega hasta los 15 cm.

Algo menores son las convergencias en la capa de muro (Ventanas 2 y 3). En la zona de relleno se llega a los 7 cm y por delante del frente se observa, al igual que ocurría con las tensiones, el efecto despresurizador del tajo de la capa de techo: las convergencias disminuyen inmediatamente por delante del frente para volver a aumentar al irse adentrando en la capa.

MSPOSTA - isolneas de converg. DZ

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 30; ST: 50 --



Ventana : 1
Fase de explotacion: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (m):

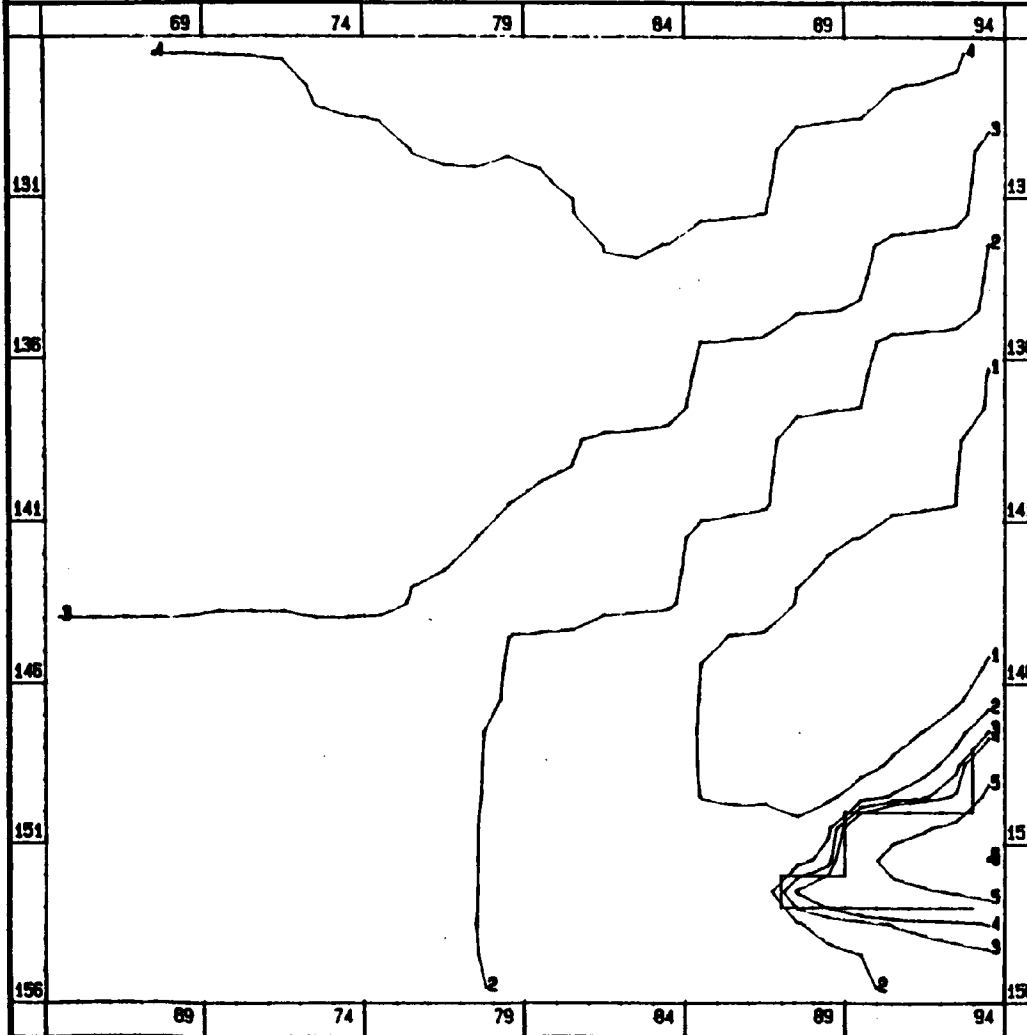
1	----	0.001
2	----	0.003
3	----	0.01
4	----	0.1
5	----	0.14

FIGURA 26

MSPOSTA - isoclineas de converg. DZ

ETEX DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 30: ST: 50 --



Ventana : 2
Fase de explotacion: 1

Nota:

— Explotacion

Intervalos (m):

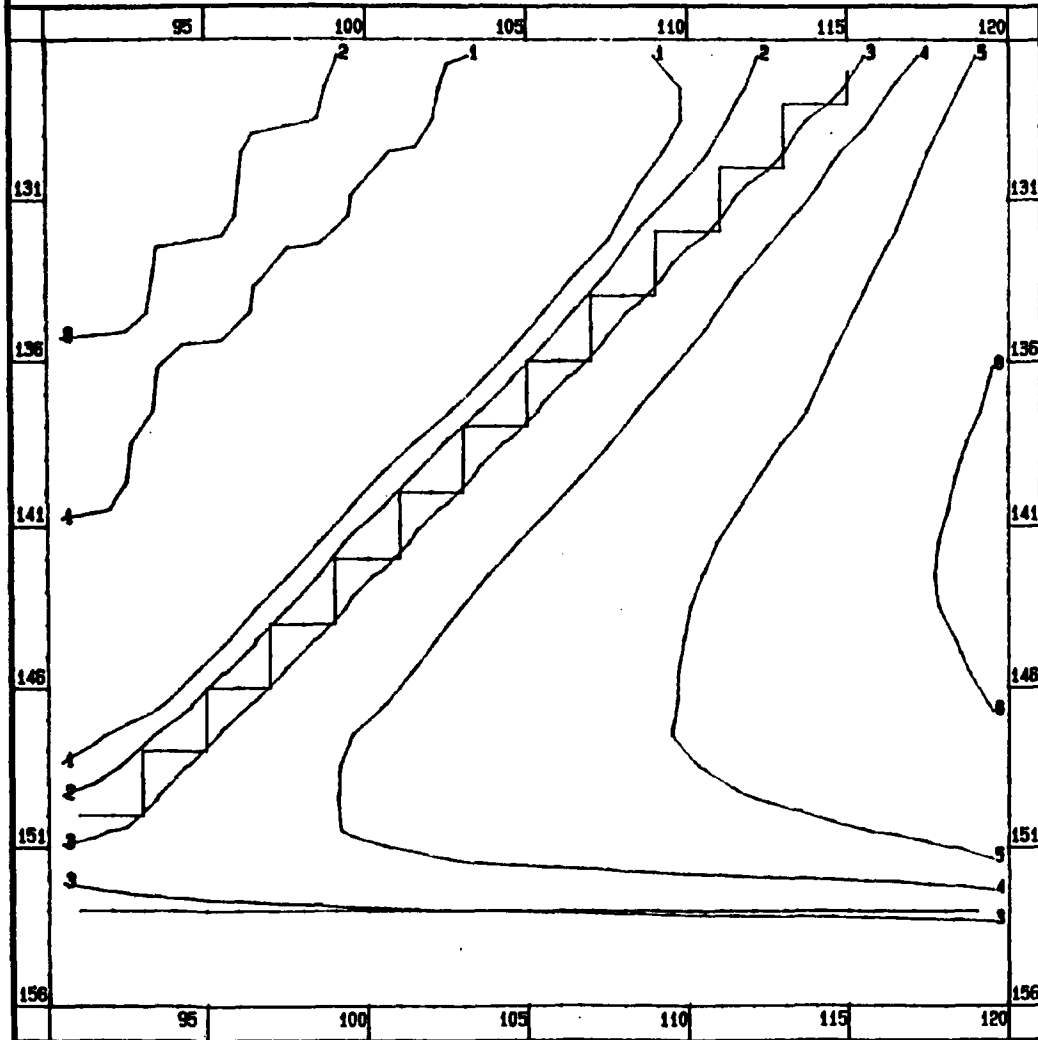
1	----	-0.001
2	----	0
3	----	0.001
4	----	0.002
5	----	0.01
6	----	0.02

FIGURA 27

MSPOSTA - isolineas de converg. DZ

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 30; ST: 50 --



Ventana : 3
Fase de explotacion: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (m):

1	-----	-0.001
2	-----	0
3	-----	0.01
4	-----	0.03
5	-----	0.05
6	-----	0.07

FIGURA 28

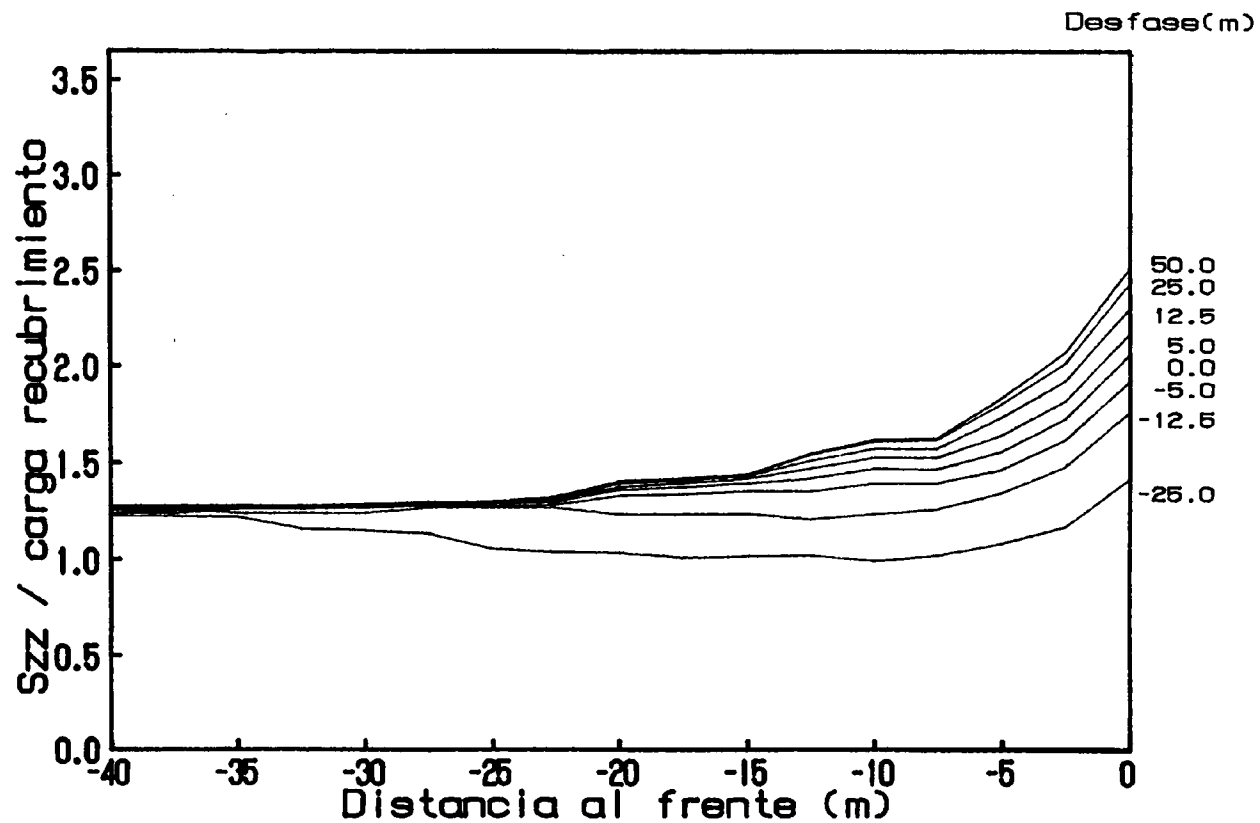
6.3. Tensiones normales a la capa por delante del frente en función de la distancia a éste y del desfase entre talleres

En los ábacos de las figuras 29 a 40 se representa la tensión normal (en forma de concentración de tensiones, es decir, en relación con la carga del recubrimiento) a lo largo de una fila horizontal del modelo, que discurre por el carbón hasta llegar al frente (abscisa cero).

En cada ábaco se han dibujado ocho curvas, que corresponden a los ocho diferentes desfases (en la dirección de la corrida) simulados entre talleres. A la derecha del ábaco se encuentran los desfases a que corresponde cada curva.

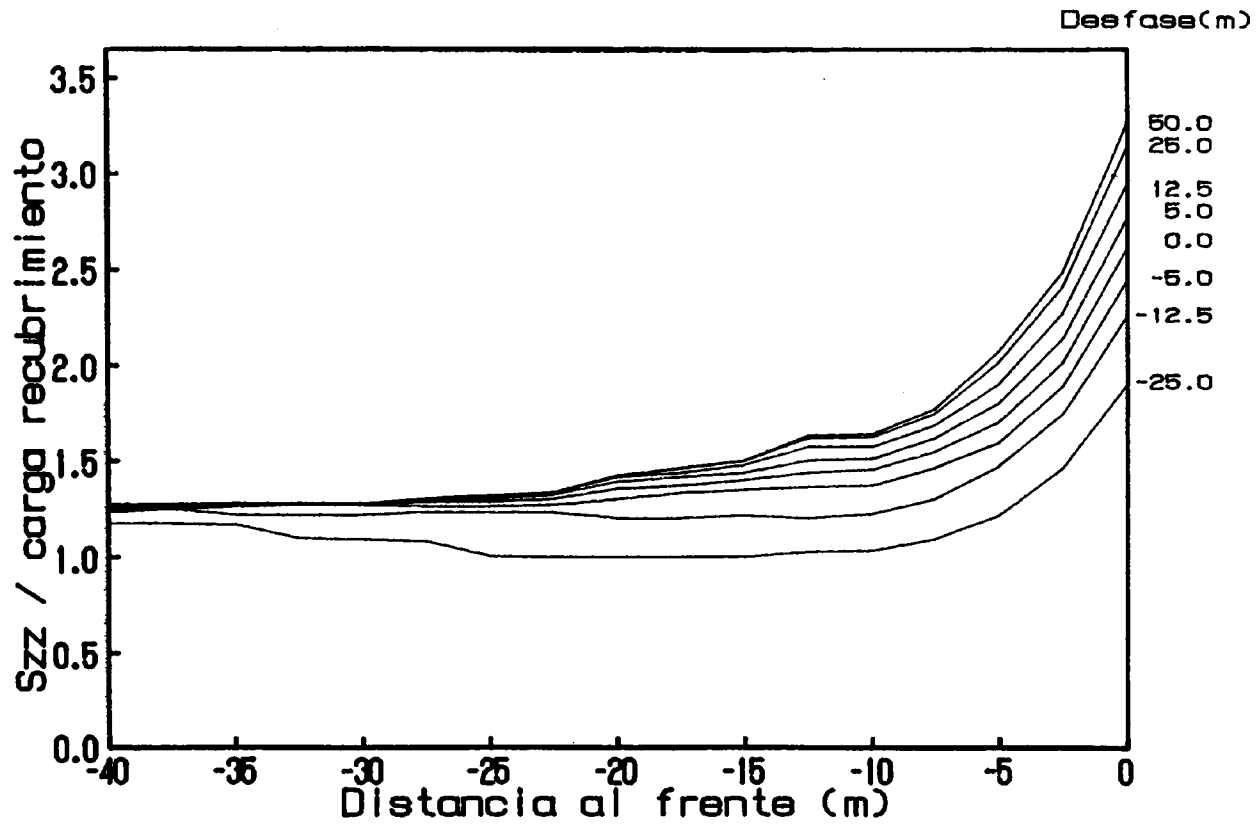
Se han elegido cuatro filas para representar las tensiones: filas 60 y 61 en la capa de techo (su situación en el cuartel se puede apreciar en la figura 41) y filas 141 y 142, de igual profundidad que las anteriores, en la capa de muro (fig. 42). La razón de coger dos filas consecutivas en cada capa estriba en el hecho, ya apuntado anteriormente, de su diferente posición relativa en un mismo tajo. Las filas inferiores (61 y 142), al encontrarse cerca de la niveladura del testero de abajo, reciben mayor tensión que las superiores (60 y 141).

Parece más indicado seguir las filas que dan menor tensión pues, como más adelante se explica con la Teoría de Wilson, el carbón del frente suele estar fracturado y esto provoca una fuerte caída de tensión en los dos o tres metros próximos al frente.



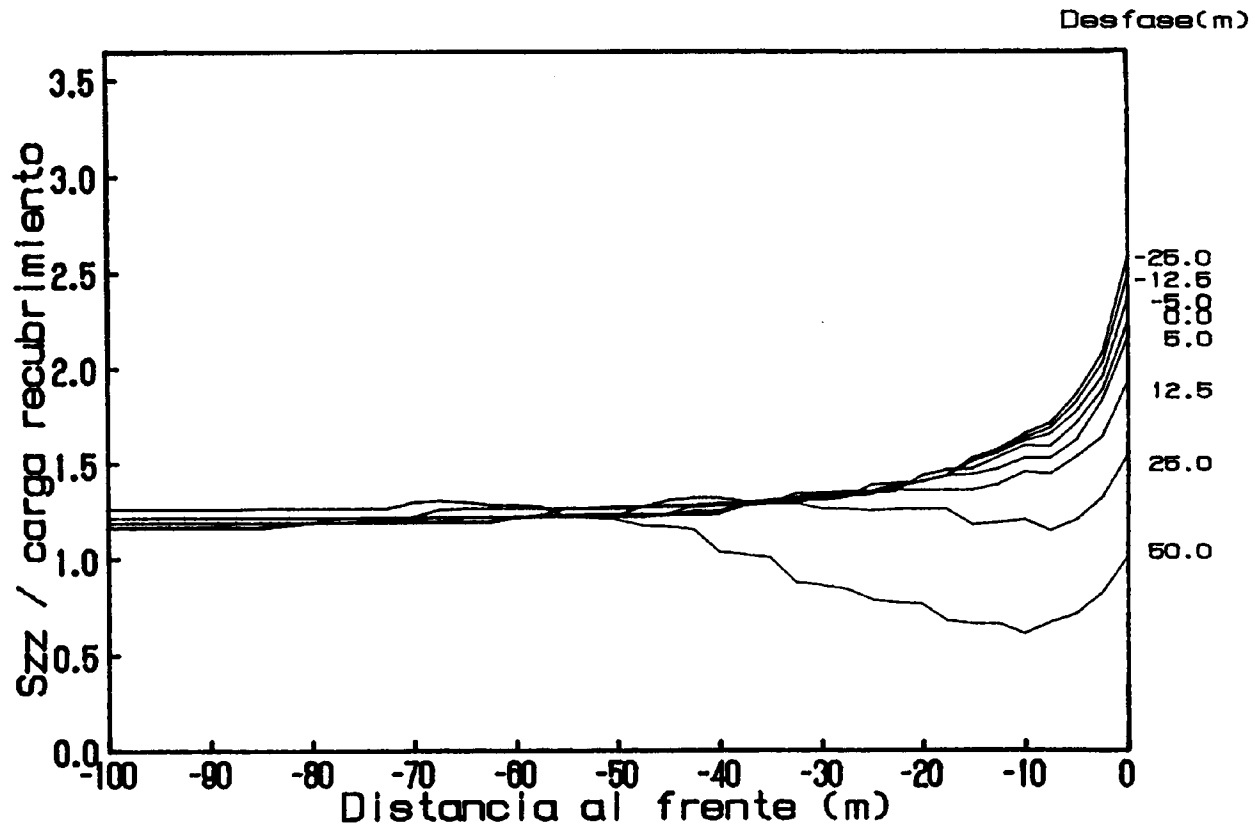
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 30 m. CAPA DE TECHO (fila 60).

FIGURA 29



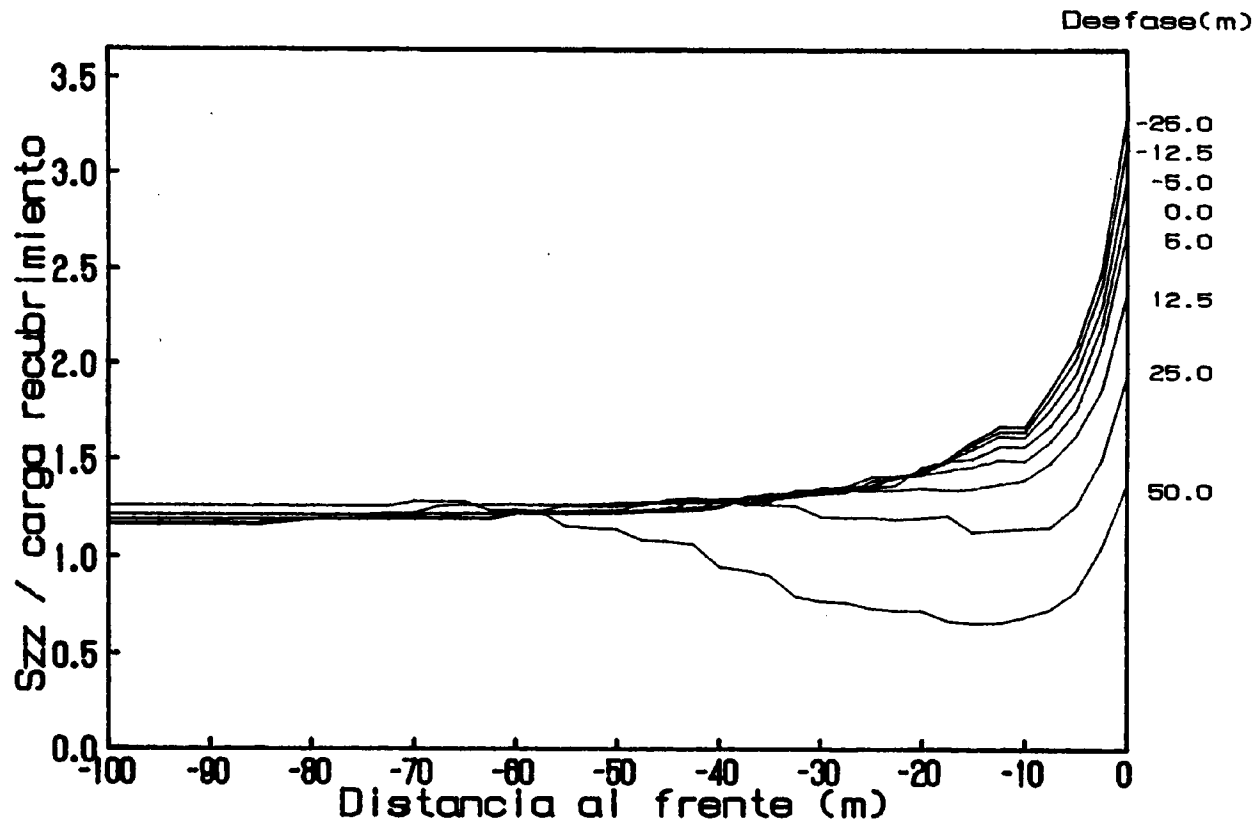
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 30 m. CAPA DE TECHO (fila 61).

FIGURA 30



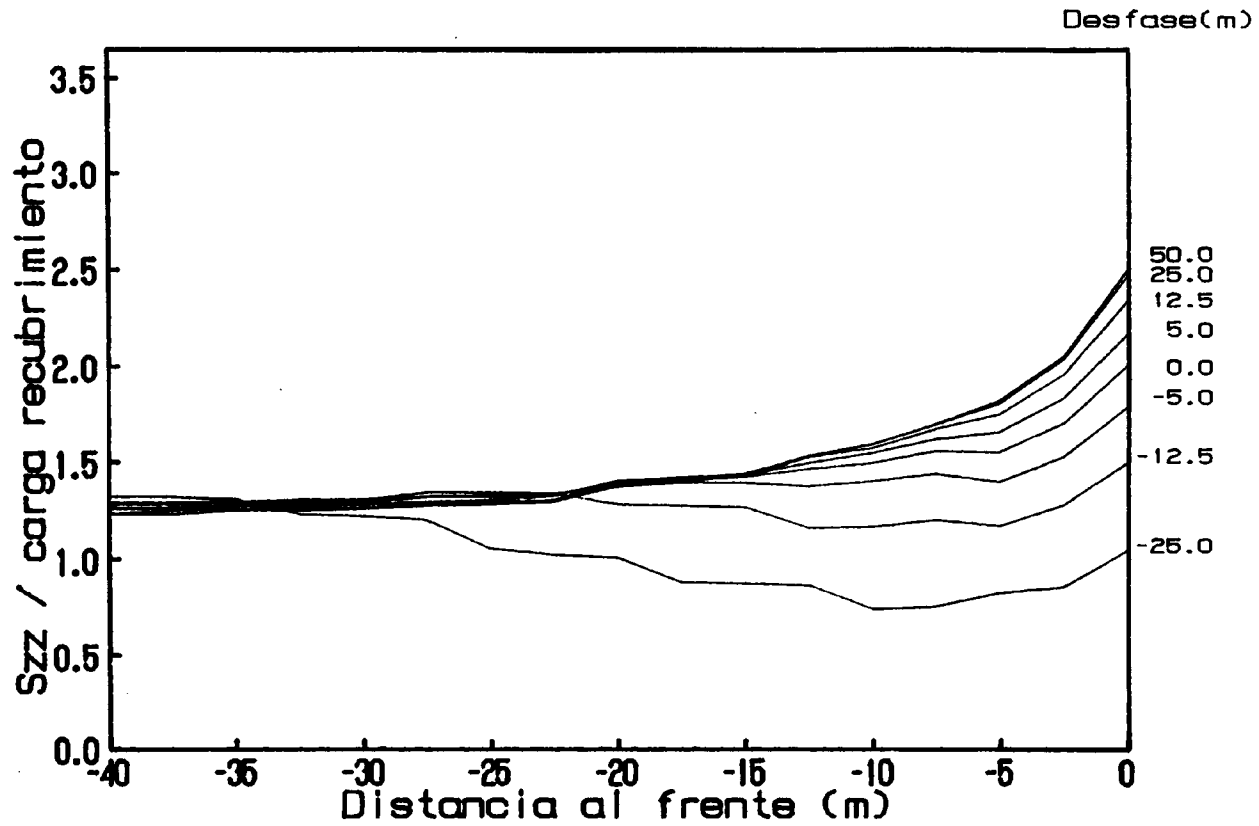
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 30 m. CAPA DE MURO (fila 141).

FIGURA 31



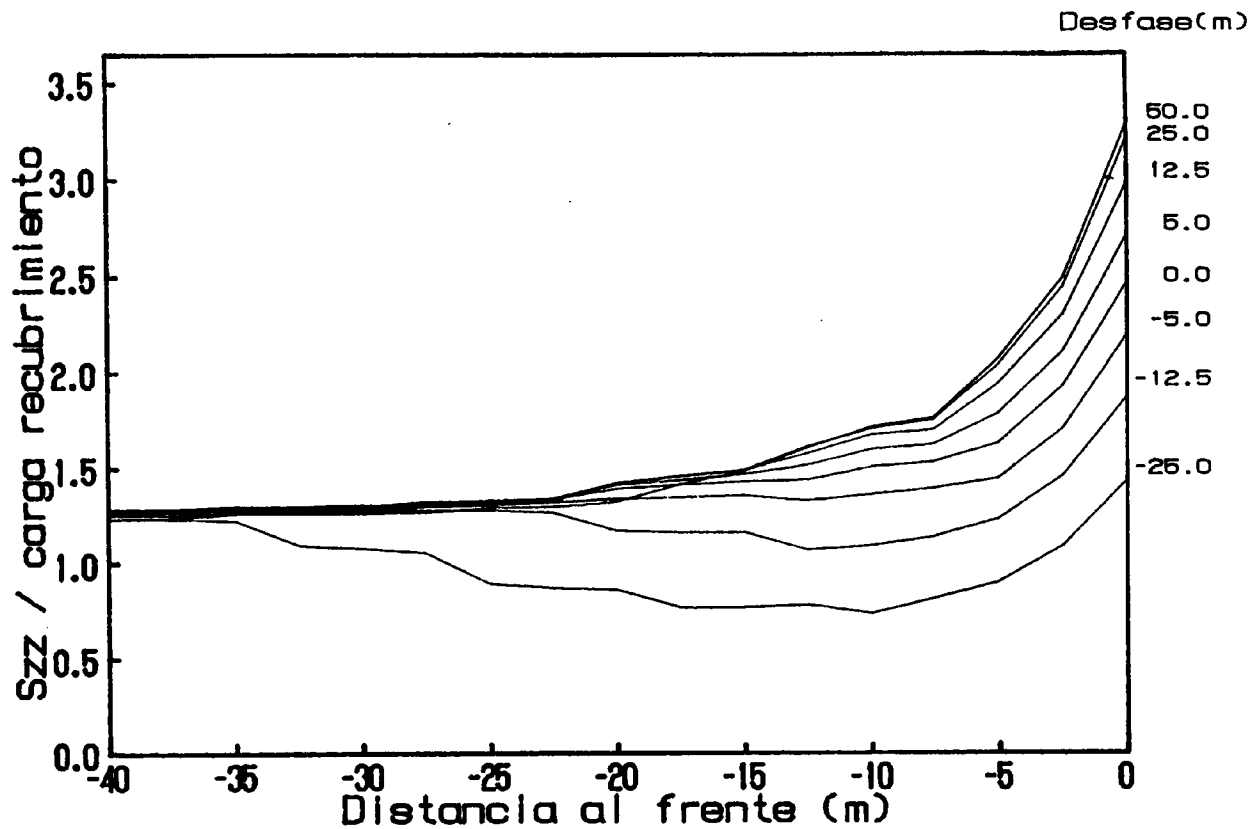
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
 CAPAS DE 30 m. CAPA DE MURO (fila 142).

FIGURA 32



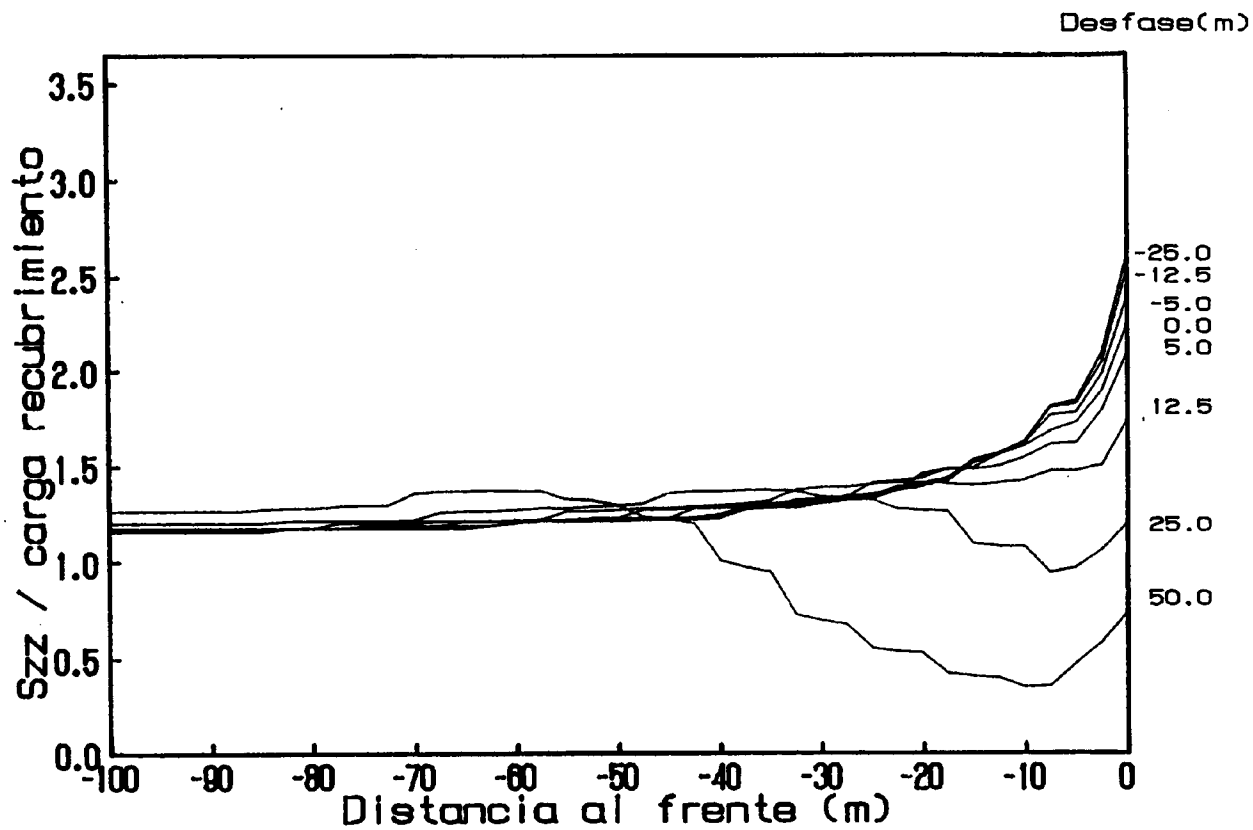
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 20 m. CAPA DE TECHO (fila 60).

FIGURA 33



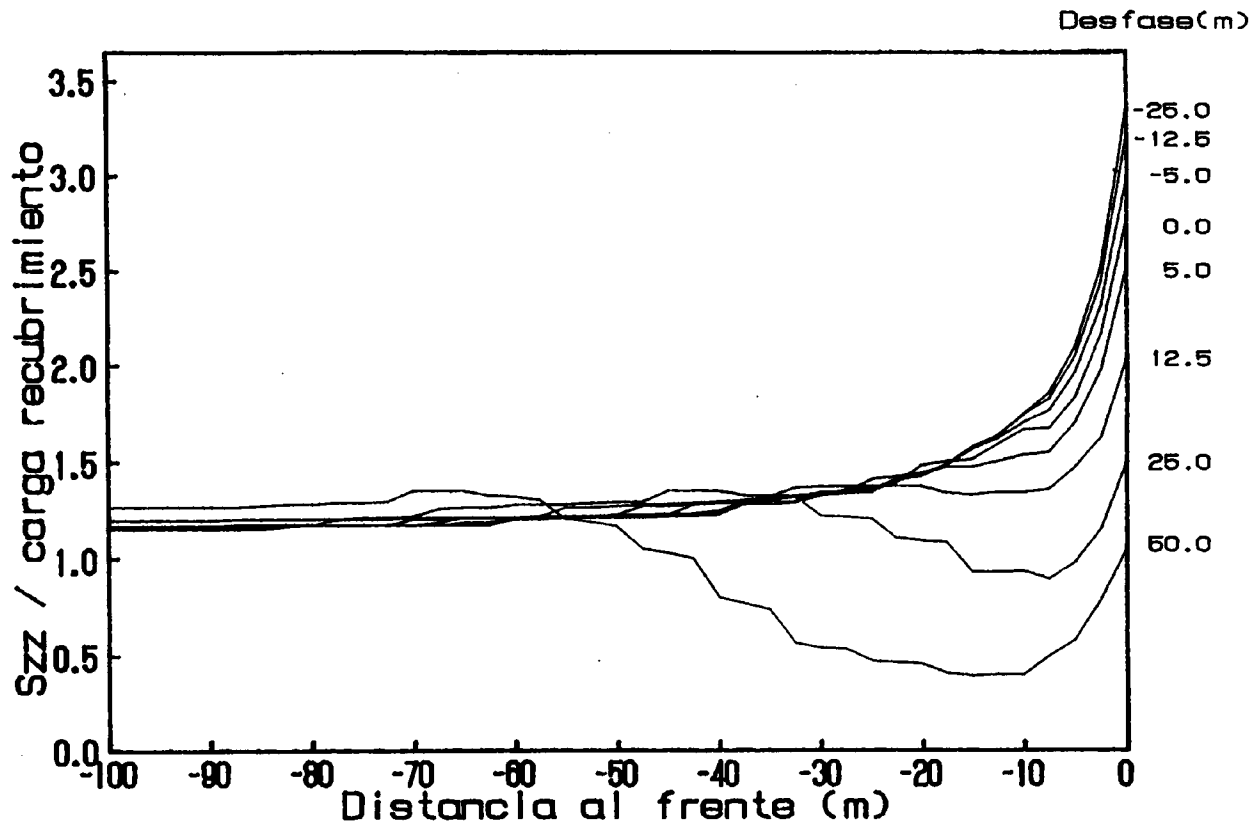
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 20 m. CAPA DE TECHO (fila 61).

FIGURA 34



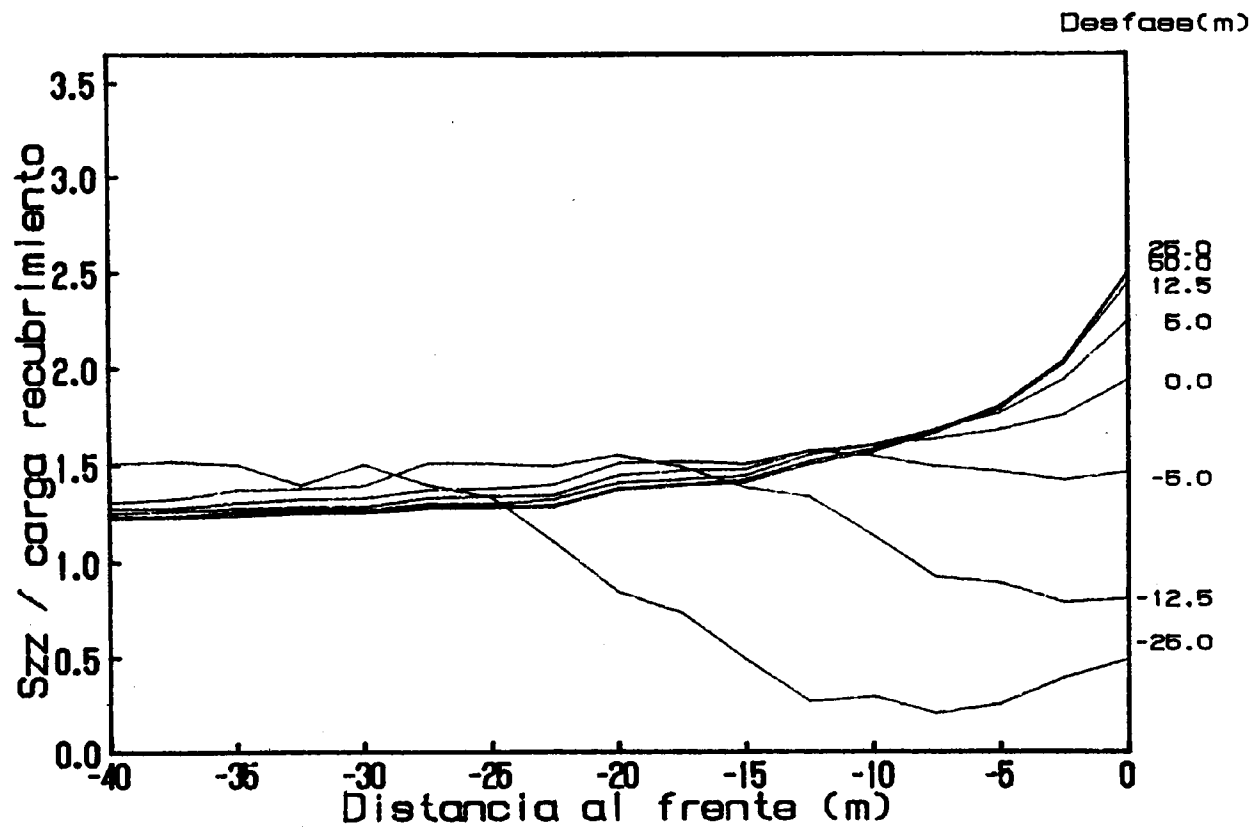
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 20 m. CAPA DE MURO (fila 141).

FIGURA 35



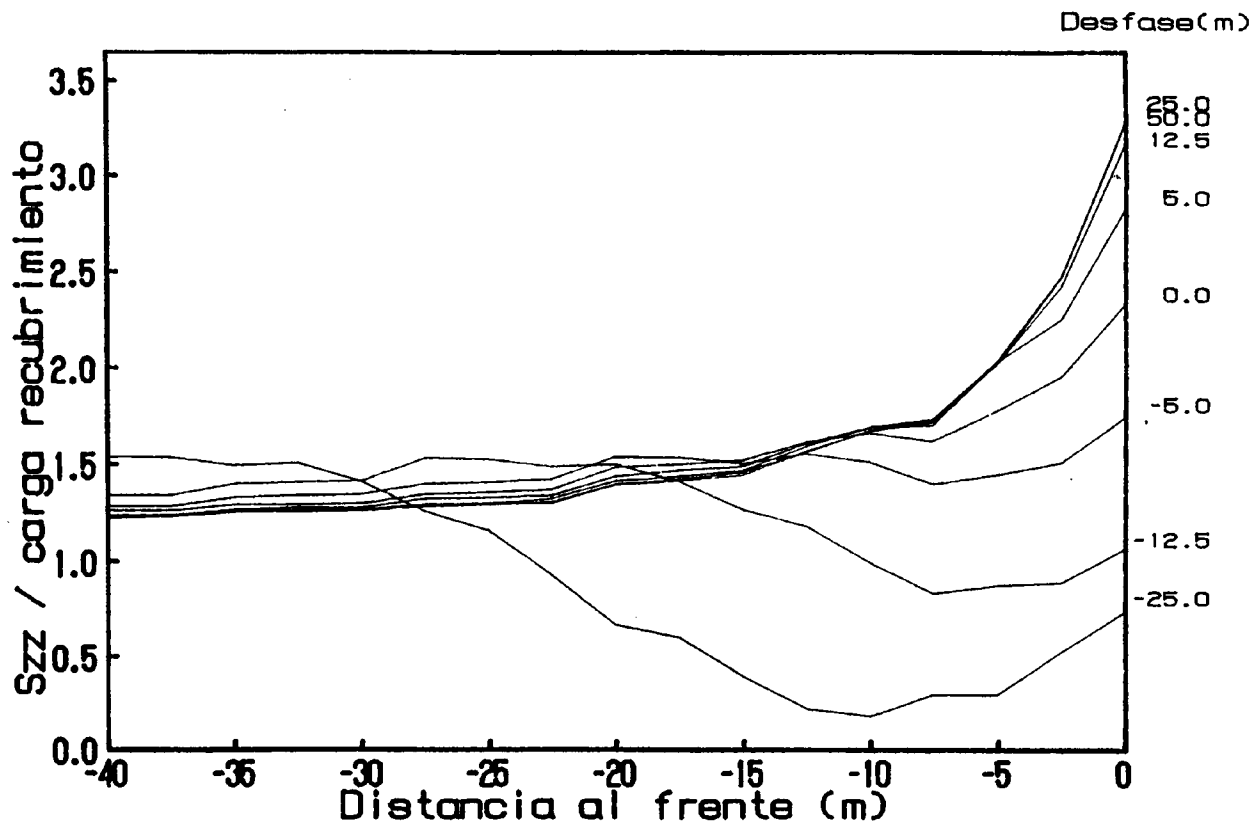
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 20 m. CAPA DE MURO (fila 142).

FIGURA 36



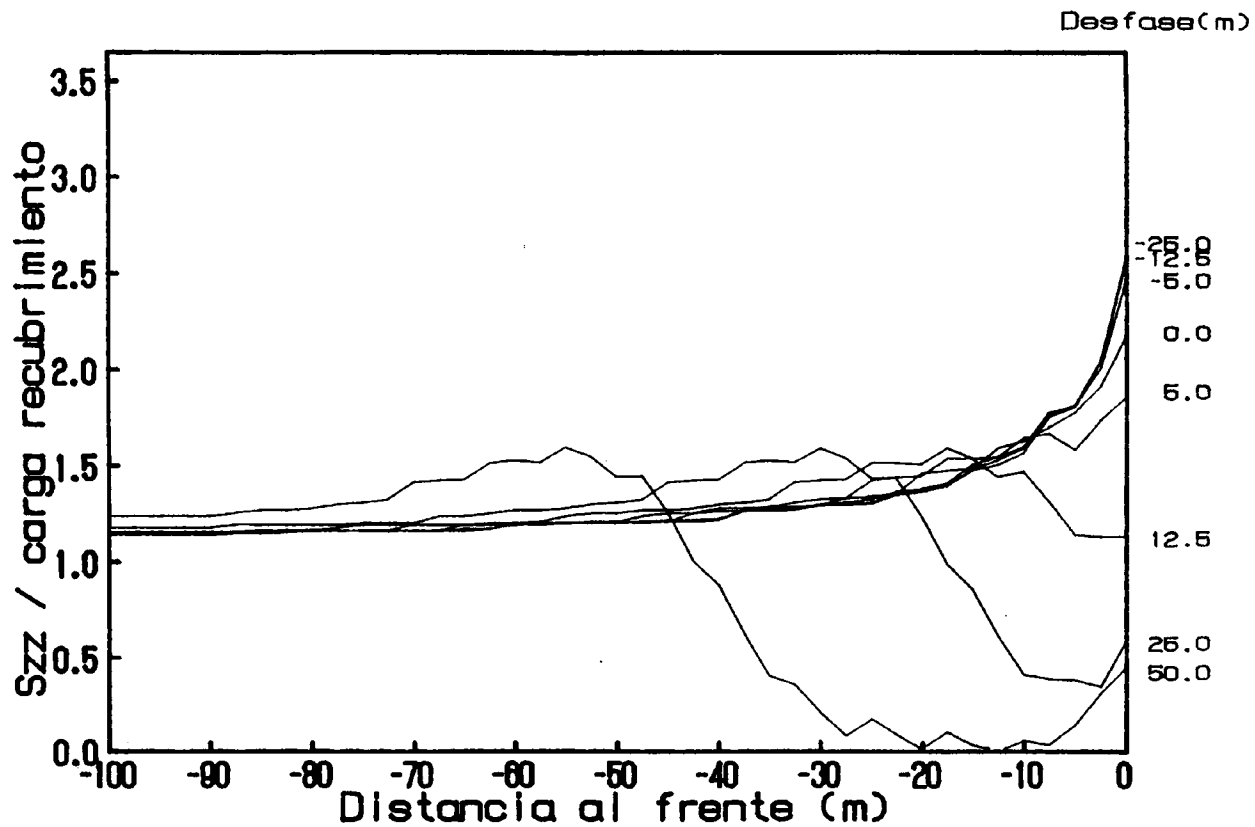
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 10 m. CAPA DE TECHO (fila 60).

FIGURA 37



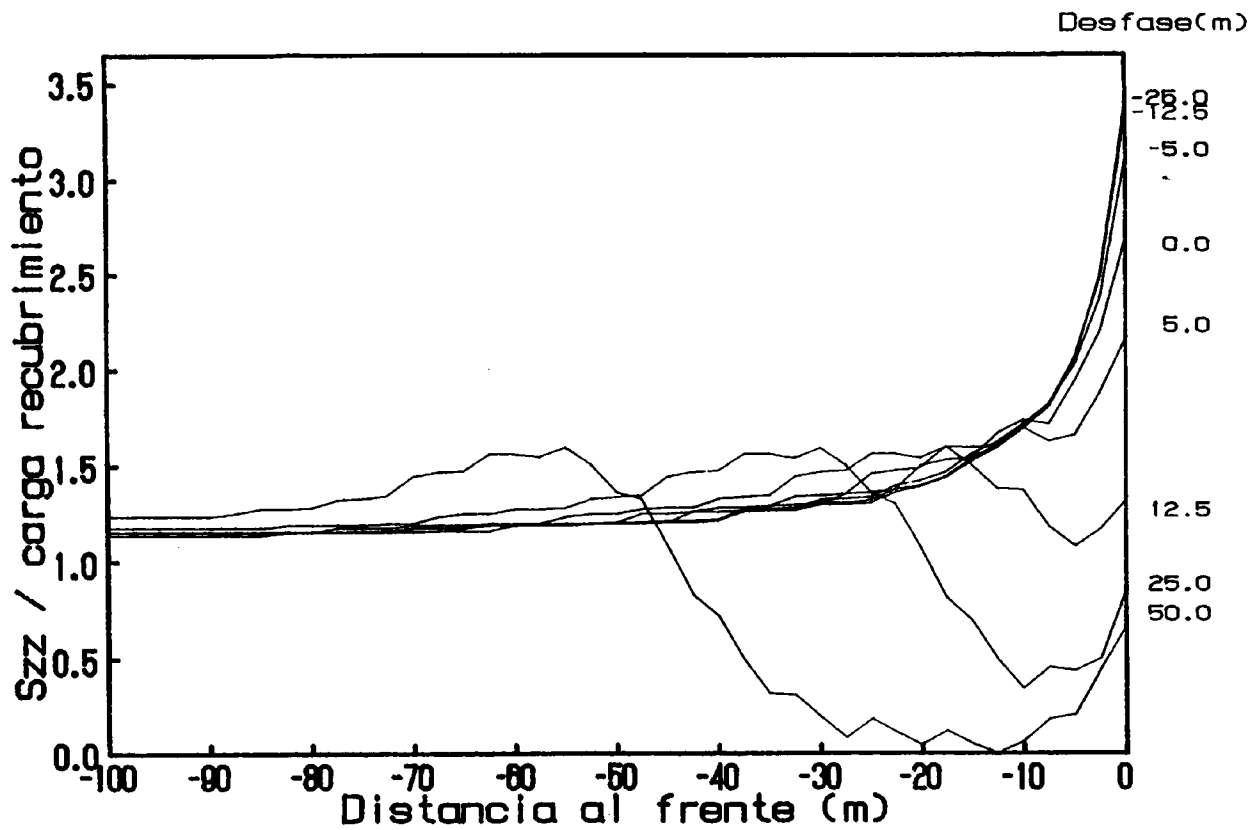
TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 10 m. CAPA DE TECHO (fila 61).

FIGURA 38



TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 10 m. CAPA DE MURO (fila 141).

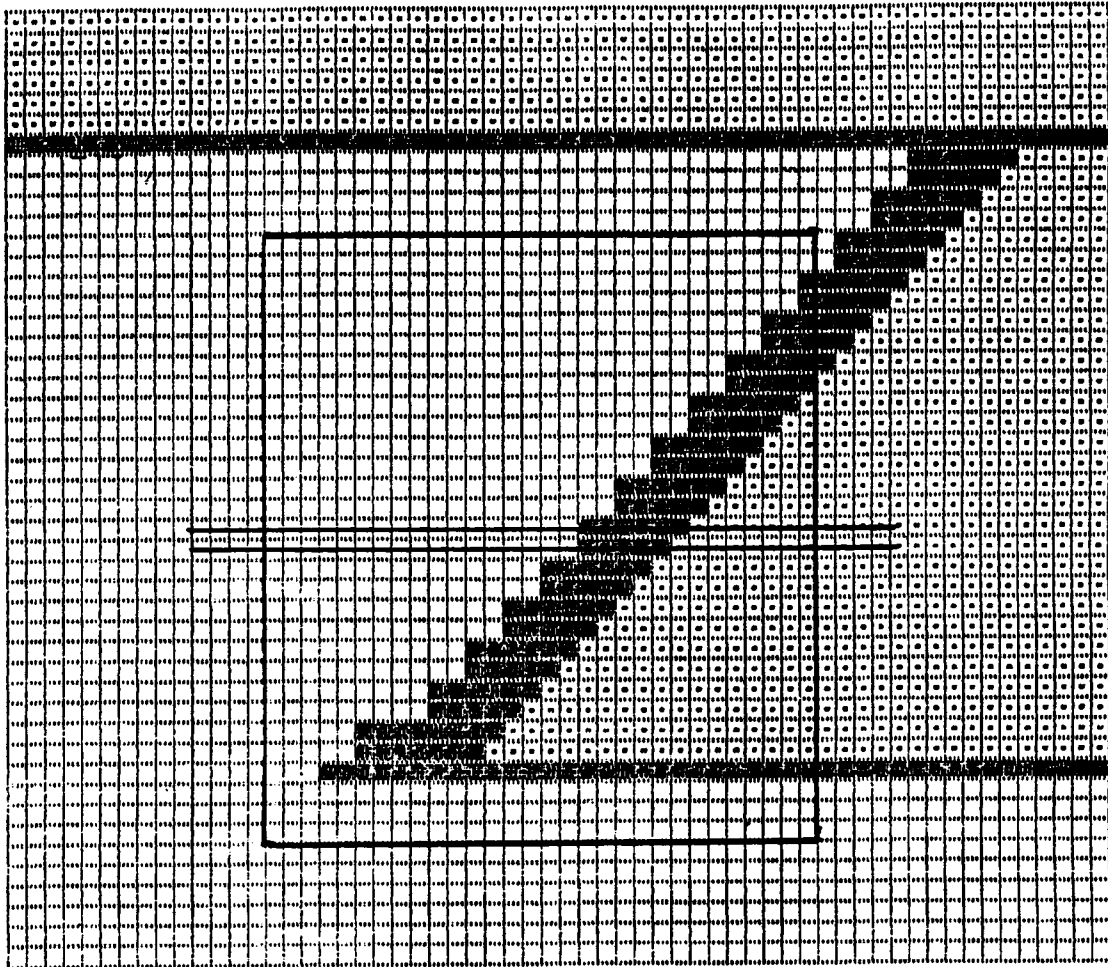
FIGURA 39



TENSIONES NORMALES PARA UNA SEPARACION ENTRE
CAPAS DE 10 m. CAPA DE MURO (fila 142).

FIGURA 40

fila 60
fila 61



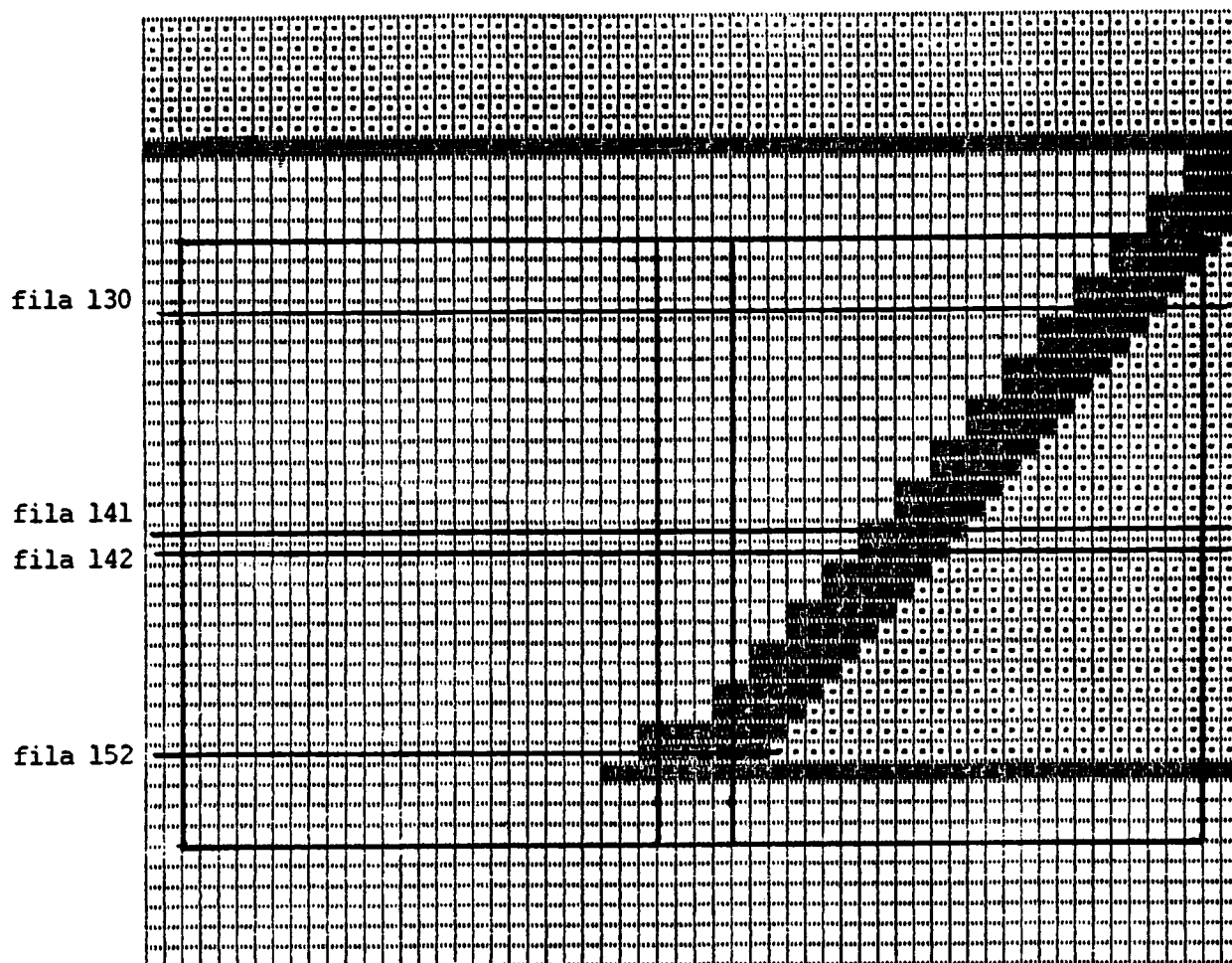
Modelo geométrico de los cuarteles de techo, con situación de la
Ventana nº 1.

Nota: lado de los cuadrados = 2,5 m

Leyenda:

- elemento explotado y relleno
- elemento explotado y no relleno
- elemento no explotado

Figura 41



Modelo geométrico de los cuarteles de muro, con situación de las Ventanas 2 (izquierda) y 3 (derecha).

Nota: lado de los cuadrados = 2,5 m

Leyenda:

- elemento explotado y relleno
- elemento explotado y no relleno
- elemento no explotado

Figura 42

Los ábacos (uno por cada fila) se han dibujado para cada separación entre capas (30, 20 y 10 m).

6.3.1. Forma general de las curvas

Cuando no hay interferencias mutuas entre las explotaciones de las dos capas (separaciones entre capas y desfases altos) las presiones delante del frente obtenidas del modelo siguen una curva de forma similar a la exponencial propuesta por Wilson, salvo cerca del frente, donde, por simular el modelo un comportamiento elástico, no recoge la caída de tensión debida a la fracturación del carbón.

La tensión es, pues, máxima en el frente y va disminuyendo al alejarse, de forma que llega a alcanzar valores cada vez más próximos a los de la carga de recubrimiento. Véase, por ejemplo, una fila de techo con separación entre capas 30 m y desfase entre tajos 50 m (ó -25 m para las filas de muro).

6.3.2. Capa de techo

Aunque no sea una práctica habitual, la explotación de una capa puede proteger a otra situada al techo. El efecto protector aumenta a medida que el taller de muro se va acercando e incluso pasa al de techo. En los ábacos se ve que la mayor relajación se da para el desfase -25 m y esto es tanto más acusado cuanto menor es la separación entre capas.

En los ábacos se puede obtener el desfase necesario para que en el frente del taller del techo no se sobrepase la tensión correspondiente a la carga de recubrimiento. Así, para la fila 60, por ejemplo, se ve que:

- Cuando la separación entre capas es de 30 m (fig. 29) hace falta que el tajo de muro haya sobrepasado al de techo en más de 25 m
- Para una separación entre capas de 20 m (fig. 33), se alcanza la tensión de recubrimiento en el frente para el mismo desfase
- Para una separación de 10 m (fig. 37), basta con que el desfase sea de unos -10 m.

6.3.3. Capa de muro

Al igual que en el caso anterior, hay efecto protector de la capa de techo sobre la de muro cuando el taller de muro se lleva bajo el hueco abierto en la capa de techo.

Cuando se trata de proteger la capa de muro, que es lo que sucede normalmente, los desfases necesarios para no sobrepasar en el frente de ésta la tensión de recubrimiento (fila 141) son los siguientes:

- Para una separación entre capas de 30 m (fig. 31) se necesita que el tajo de techo vaya unos 50 m más adelantado

- Para una separación entre capas de 20 m (fig. 35) es preciso más o menos el mismo adelanto
- Cuando la separación entre capas es de 10 m (fig. 39), basta un desfase de unos 15 m

Comparando estas cifras con las de la capa de techo, se deduce que la capa de muro necesita desfases algo mayores que la de techo para alcanzar protecciones similares.

Es de resaltar, por otra parte, las bajas tensiones que se dan cuando hay grandes desfases y que llegan incluso a ser nulas, a 10 ó 20 m por delante del frente, cuando la separación entre capas es de 10 m.

6.4. Angulo de influencia lateral de los frentes de los talleres

Una vez pasada la zona de relajación comentada anteriormente se observa que la tensión va subiendo hasta llegar a valores superiores a la carga del recubrimiento. Donde mejor se observa este fenómeno es en la capa de muro, para una separación entre capas de 10 m (figs. 39 y 40) y desfases de 25 y 50 m.

La causa de este aumento es la influencia del frente del taller de la capa de techo. Por tanto, esta es una vía para calcular el ángulo (en horizontal) con que un maci-

zo transmite las sobrepresiones. A partir de los ábacos se puede obtener el valor de a (ver figura 43), correspondiente al punto en el que se da el pico de tensión, y con este valor y el de la separación entre capas se deduce el valor del ángulo i .

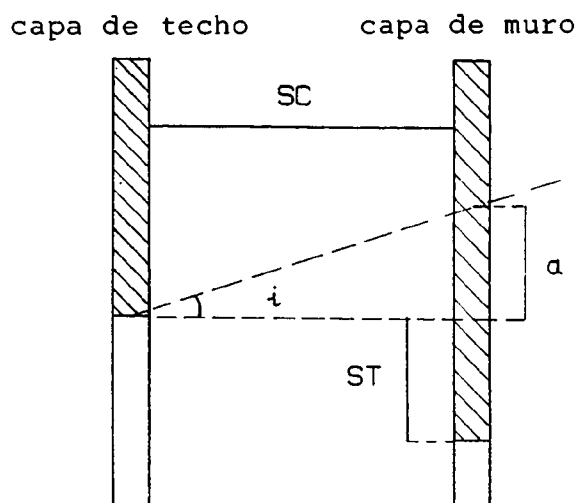


Figura 43

$$i = \text{arc tg } \frac{a}{SC}$$

Los valores obtenidos para el ángulo i en cada una de las separaciones entre capas analizadas son los siguientes:

SC	a	i
10	5	27°
20	11	29°
30	15	27°

Teniendo en cuenta el margen de error de estas estimaciones (el valor de a para con $SC = 30$ es difícil de apreciar) se puede afirmar que el ángulo i estará comprendido entre 25° y 30° .

Un valor similar para este ángulo de influencia se obtuvo también en el trabajo de Dejean et al. (1979), en donde se calculó de dos formas (fig. 13):

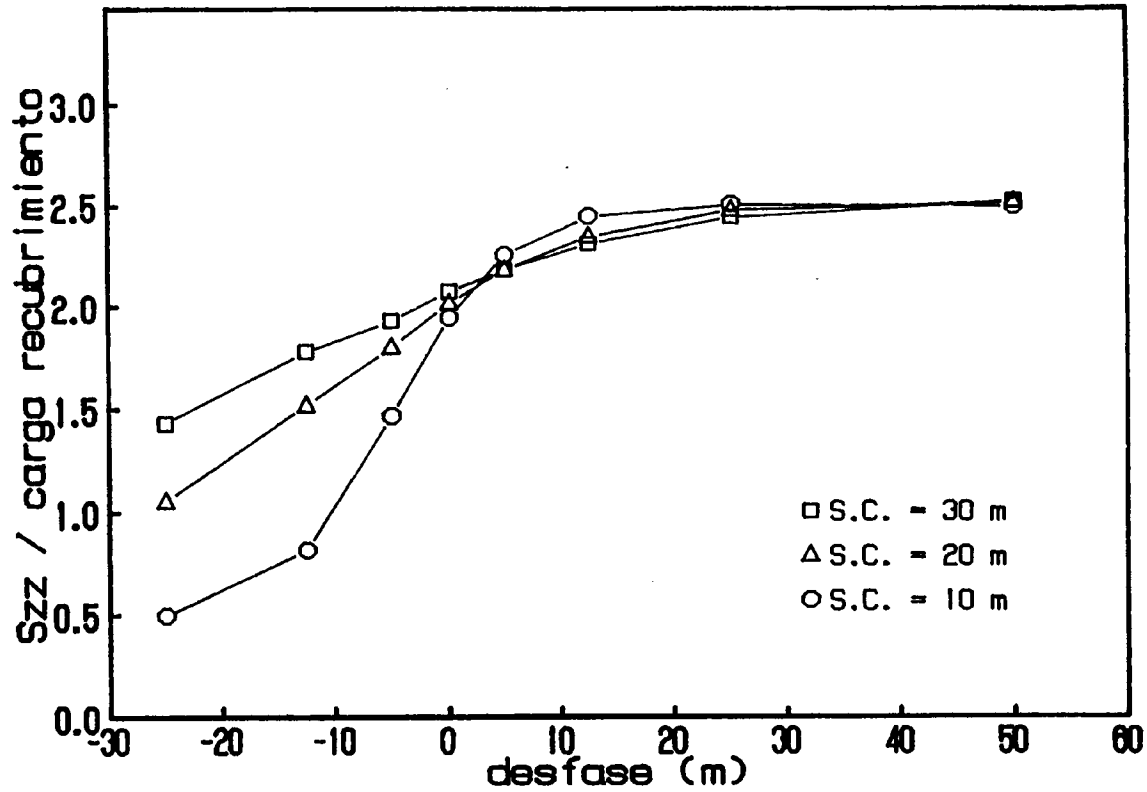
- A partir de los resultados del modelo
- A partir de las medidas in situ

6.5. Tensión en el frente, en función del desfase, según la separación entre capas

En las figuras 44 a 47 se muestran las concentraciones de tensiones normales en el frente de los cuarteles de techo y muro para varios desfases y separaciones entre capas.

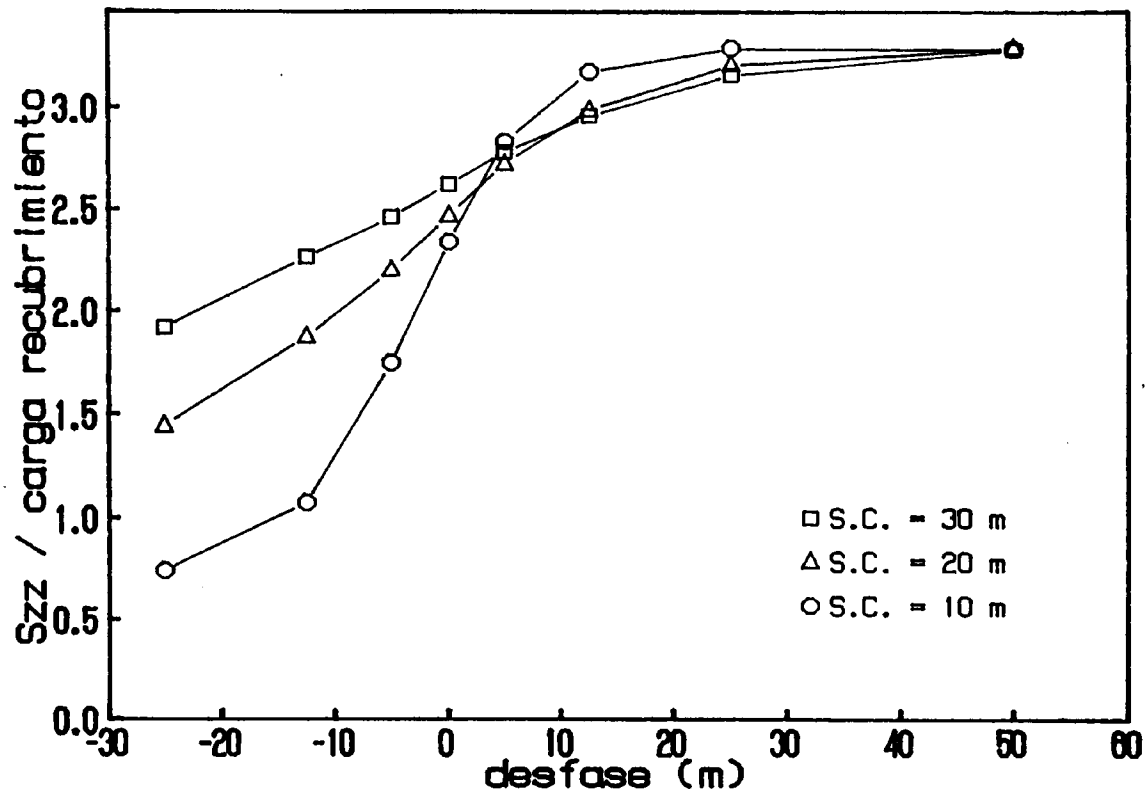
Estas curvas se han obtenido a partir de los valores de la tensión en el frente de los ábacos anteriores.

En abscisas está el desfase entre tajos; como son ocho los desfases simulados, cada curva está constituida por ocho puntos. En un mismo ábaco se han representado tres curvas, que son las correspondientes a las tres separaciones entre capas (30, 20 y 10 m). Al igual que en el caso anterior, se han estudiado las filas: 60, 61, 141 y 142.



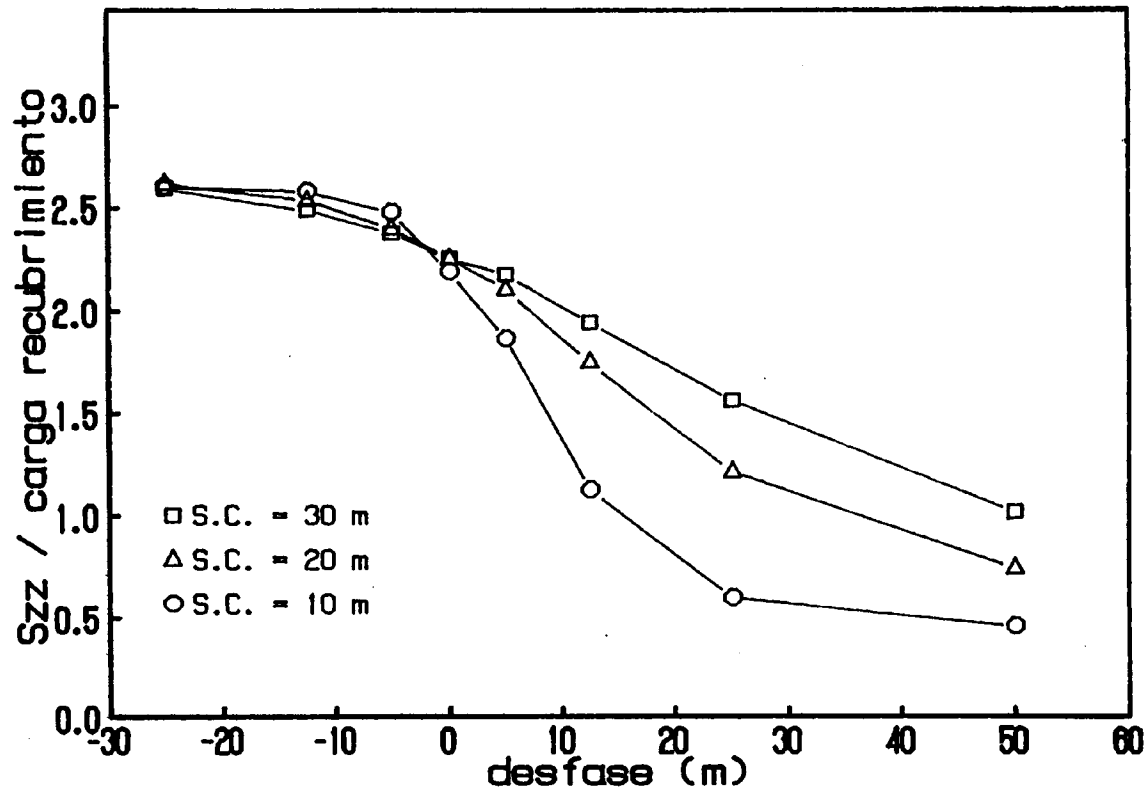
TENSION NORMAL EN EL FRENTE PARA VARIAS SEPARACIONES
 ENTRE CAPAS. CAPA DE TECHO (fila 60).

FIGURA 44



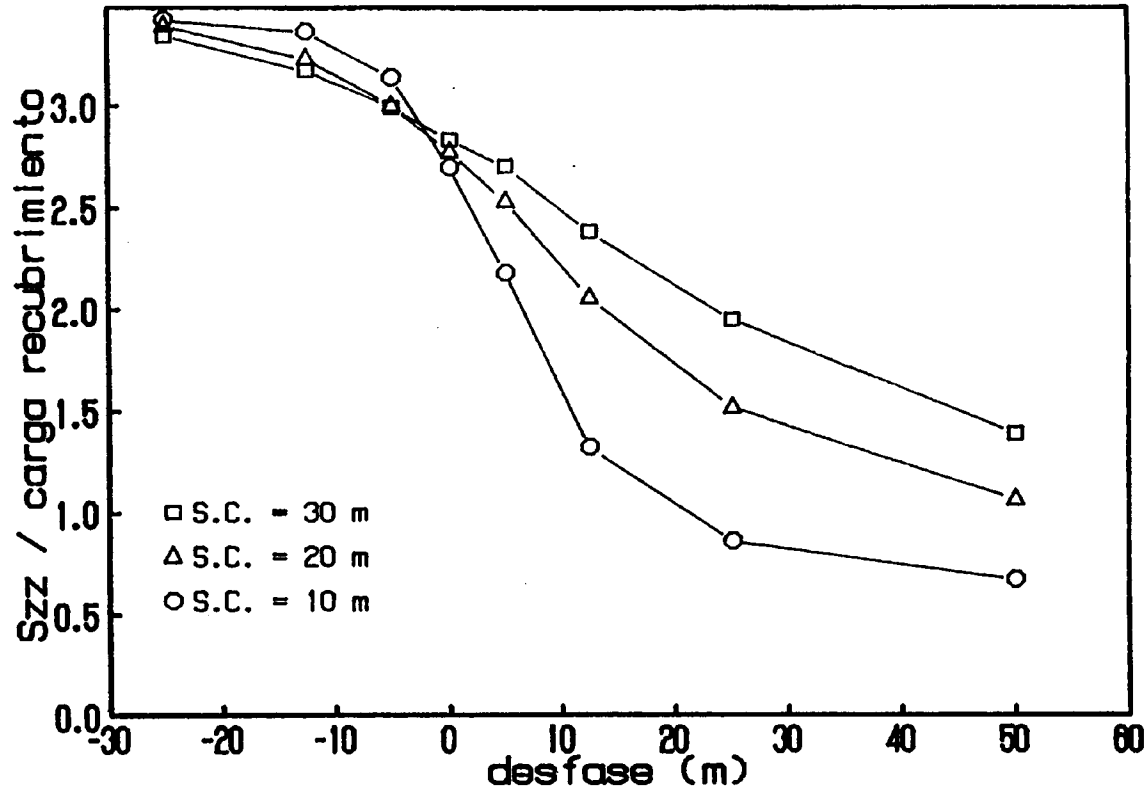
TENSION NORMAL EN EL FRENTE PARA VARIAS SEPARACIONES
 ENTRE CAPAS. CAPA DE TECHO (fila 61).

FIGURA 45



TENSION NORMAL EN EL FRENTE PARA VARIAS SEPARACIONES
 ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (fila 141).

FIGURA 46



TENSION NORMAL EN EL FRENTE PARA VARIAS SEPARACIONES
 ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (fila 142).

FIGURA 47

6.5.1. Descripción de las curvas

Se aprecia un comportamiento similar en el cuartel de techo y en el de muro. Cuando un cuartel no está protegido por el adyacente se alcanzan tensiones entre 2,5 y 3,5 veces la carga del recubrimiento, según sean las filas superiores (60 y 141) o las inferiores (61 y 142). Este valor coincide aproximadamente con lo predicho por la teoría de Wilson y con las medidas realizadas en las minas.

El efecto protector se empieza a notar cuando el otro cuartel se acerca a unos 10 m por detrás; a partir de aquí se provoca una relajación cada vez mayor según el cuartel avanza y lo pasa. Cuando el cuartel de una capa es rebasado en más de 20 m por el de la otra, se dan diferencias de la tensión en el frente del orden de una vez la carga de recubrimiento, al variar la separación entre capas de 30 a 10 m.

6.5.2. Angulo de descompresión

Si se admite como descomprimido un frente cuando la tensión a la que está expuesto es menor que la del recubrimiento, se podrá estimar un ángulo de influencia de un cuartel sobre otro al que produce una descompresión a partir de ciertos valores del desfase. Siguiendo este criterio se han obtenido los siguientes valores aproximados:

- a) Descompresión en la capa de techo producida por el cuartel de la de muro (fig. 48)

$$i = \text{arc tg } \frac{a}{SC}$$

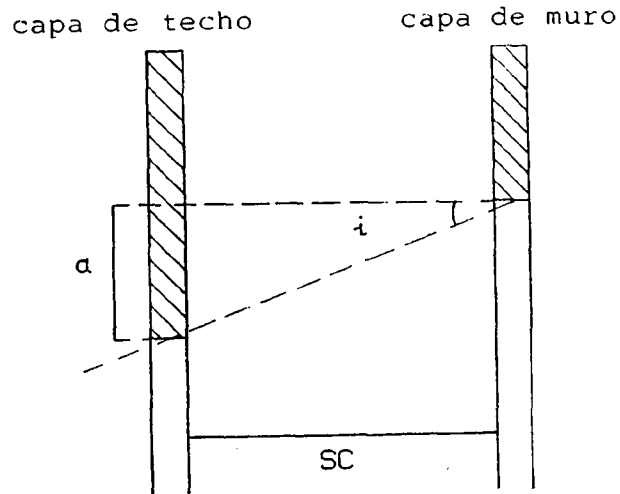


Figura 48

Donde a es el desfase a partir del cual el frente en la capa de techo alcanza una tensión menor que la del recubrimiento.

Los valores del ángulo de influencia i calculados a partir de los desfases determinados mediante el modelo son los siguientes:

SC (m)	a (m)	i
10	10	45°
20	27	53°

luego se puede decir que el ángulo de influencia es de unos 50°.

b) Descompresión en la capa de muro producida por el cuartel del techo (fig. 49)

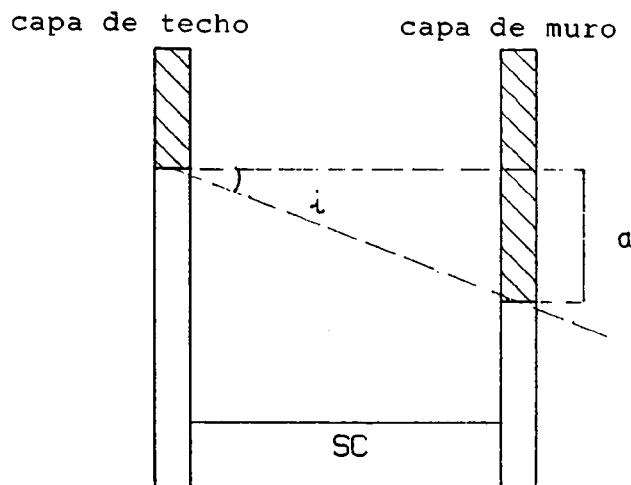


Figura 49

En este caso los valores del ángulo de influencia que se han obtenido son los siguientes:

SC (m)	a (m)	i
10	16	58°
20	38	62°
30	52	60°

en consecuencia se deduce que el valor medio aproximado de este ángulo es de 60°.

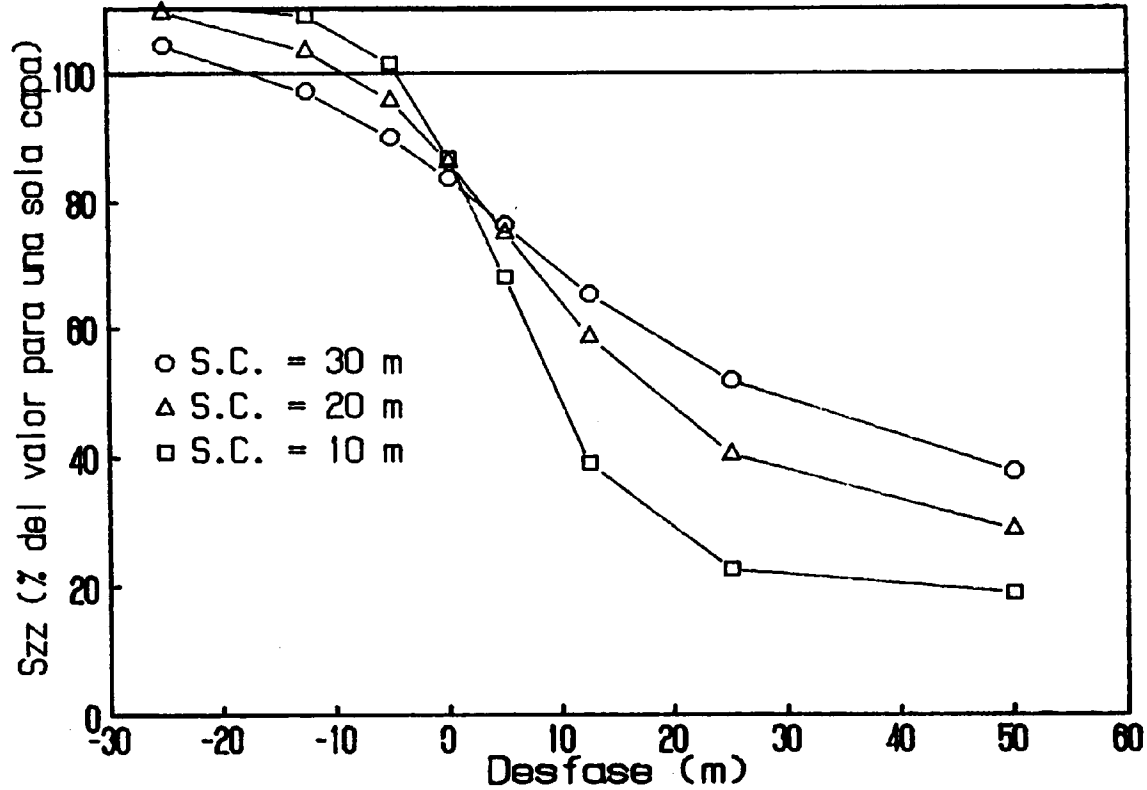
6.6. Comparación de la tensión en el frente entre el caso de dos capas y una sola capa

En los ábacos de las figuras 50, 51 y 52 se representa la tensión en el frente en función del desfase, para varias separaciones entre capas. A diferencia del resto de ábacos, la tensión se ha referido (en tanto por ciento) al valor que alcanza la tensión en el frente cuando sólo hay una capa explotada.

Para la comparación se han elegido tres filas de la capa de muro: una en la parte superior del cuartel (fila 130), otra a la mitad (141) y otra en la parte inferior (152). La situación de estas filas puede observarse en la figura 42.

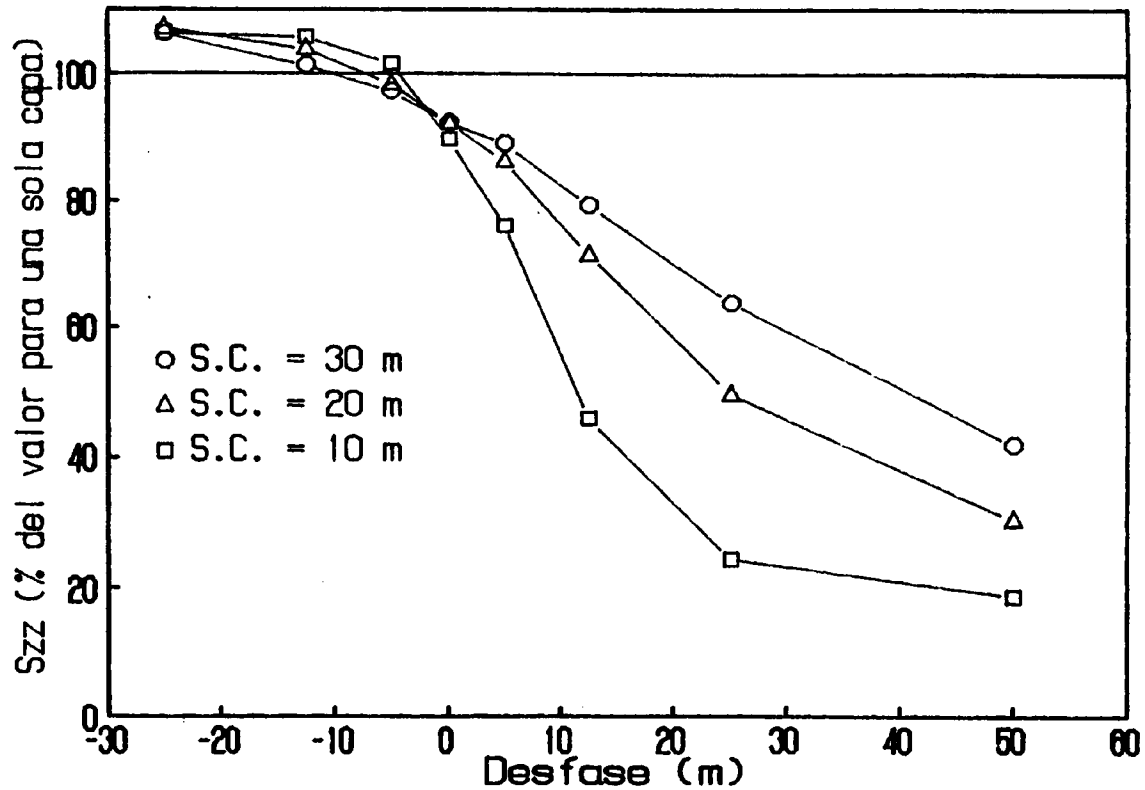
6.6.1. Descripción de las curvas

Como era obvio, en las tres filas se observa que la situación más favorecida por la relajación de tensiones es cuando el cuartel de la capa de muro está retrasado respecto al de techo y esta protección es tanto mayor cuanto menor es la separación entre capas (se llega incluso hasta tensiones del 20% de la carga del recubrimiento). Sin embargo, para desfases negativos (tajo de muro más adelantado) la sobrepresión es más acentuada cuando las capas están cerca (ver fila 130) y en todos los casos aparecen tensiones en el frente mayores que las correspondientes a una capa sola.



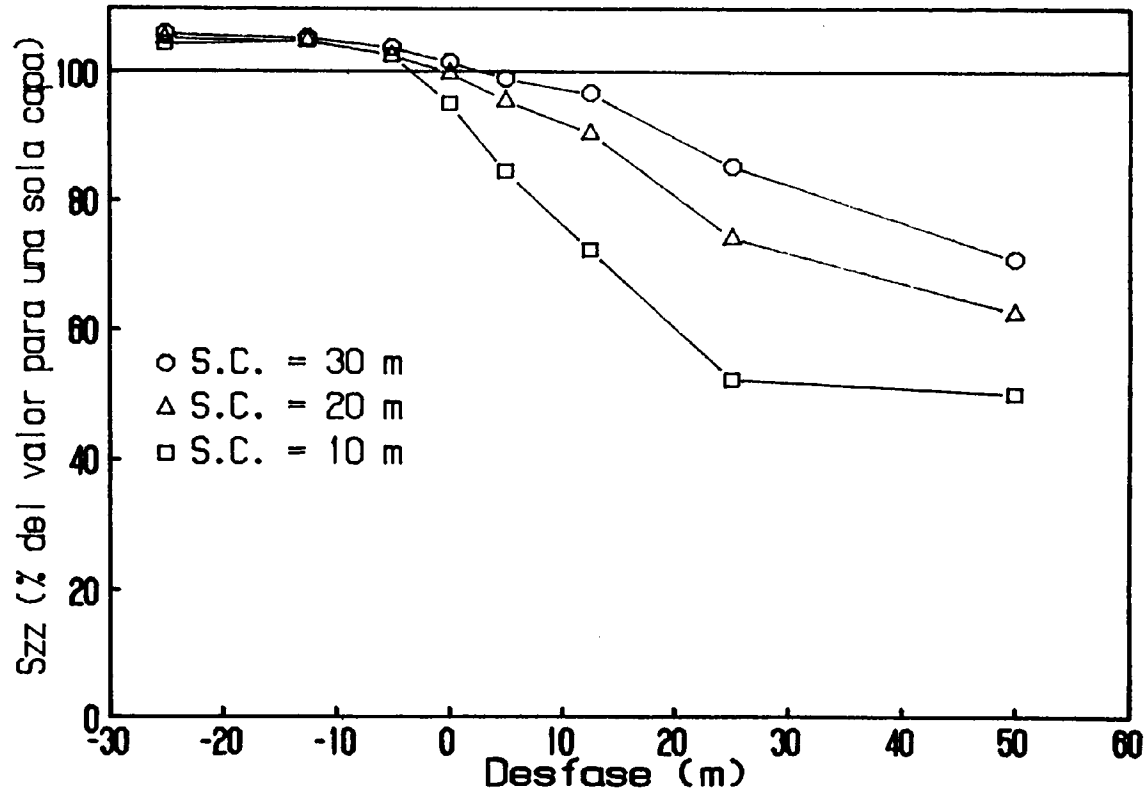
TENSION NORMAL EN EL FRENTE EN FUNCION DEL DESFASE PARA
 VARIAS SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (FILA 130)

FIGURA 50



TENSION NORMAL EN EL FRENTE EN FUNCION DEL DESFASE PARA
 VARIAS SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (FILA 141)

FIGURA 51



TENSION NORMAL EN EL FRENTE EN FUNCION DEL DESFASE PARA
 VARIAS SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (FILA 152)

FIGURA 52

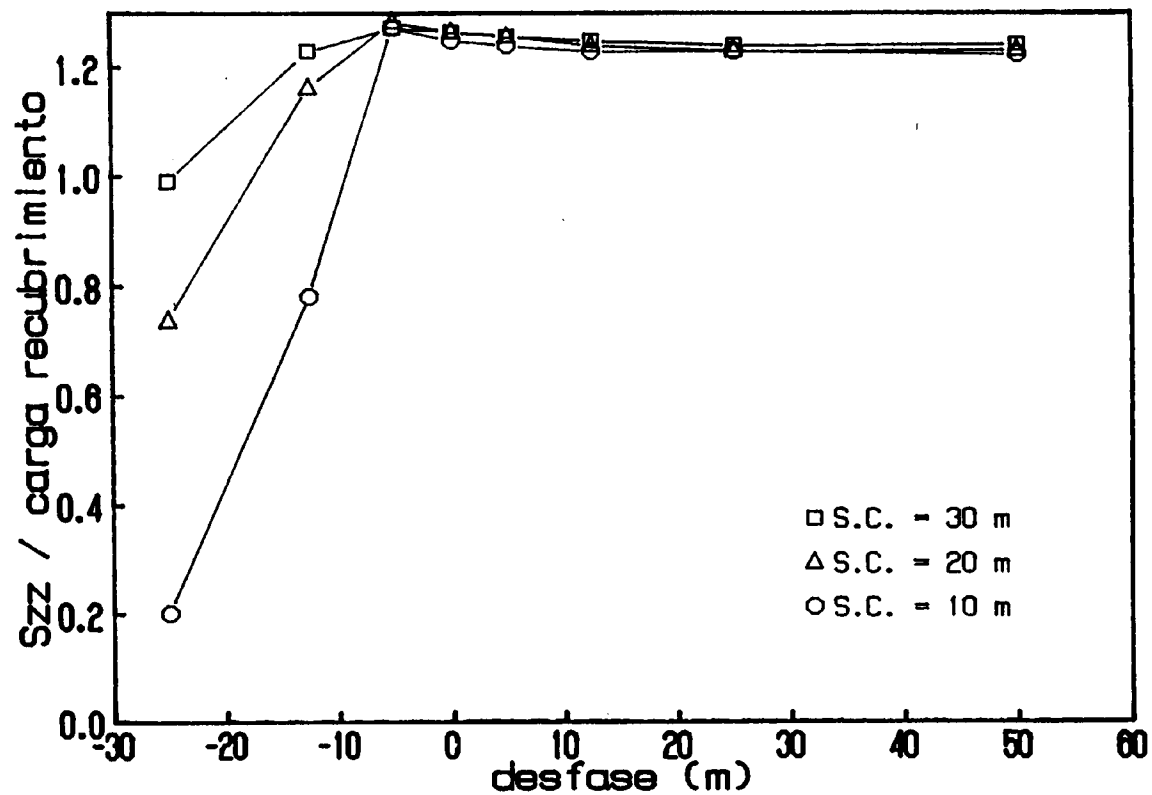
6.7. Tensión normal mínima por delante del frente (figs. 53-56)

Los ábacos de las figuras 53 a 56 muestran la mínima tensión normal que se da por delante del frente de explotación según sean el desfase y la separación entre capas. Se han estudiado dos filas en la capa de techo (60 y 61) y otras dos en la de muro (141 y 142).

6.7.1. Descripción de las curvas

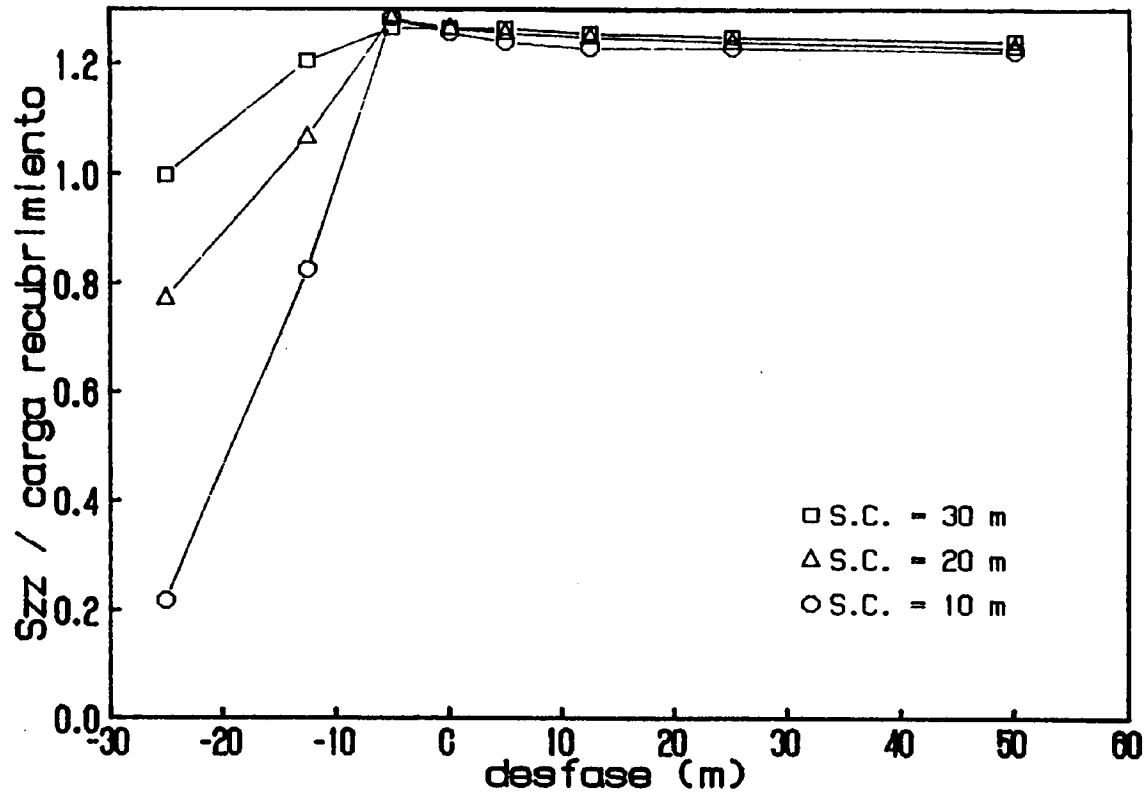
Los valores aquí introducidos son los mínimos de las curvas tensión normal - distancia al frente de las figuras 29-40. En ellos se puede observar cómo para la mayoría de los desfases la mínima tensión es la que se alcanza lejos del frente, es decir, prácticamente la tensión de recubrimiento.

Sin embargo, cuando el cuartel de una capa es sobrepasado por el de la otra, entra en zona relajada y la mínima tensión se da entonces cerca del frente, lográndose valores menores que la tensión de recubrimiento. Evidentemente, esto es tanto más acentuado cuanto menor es la separación entre capas; en la capa de muro se consigue tener zonas totalmente descomprimidas para una separación entre capas de 10 m.



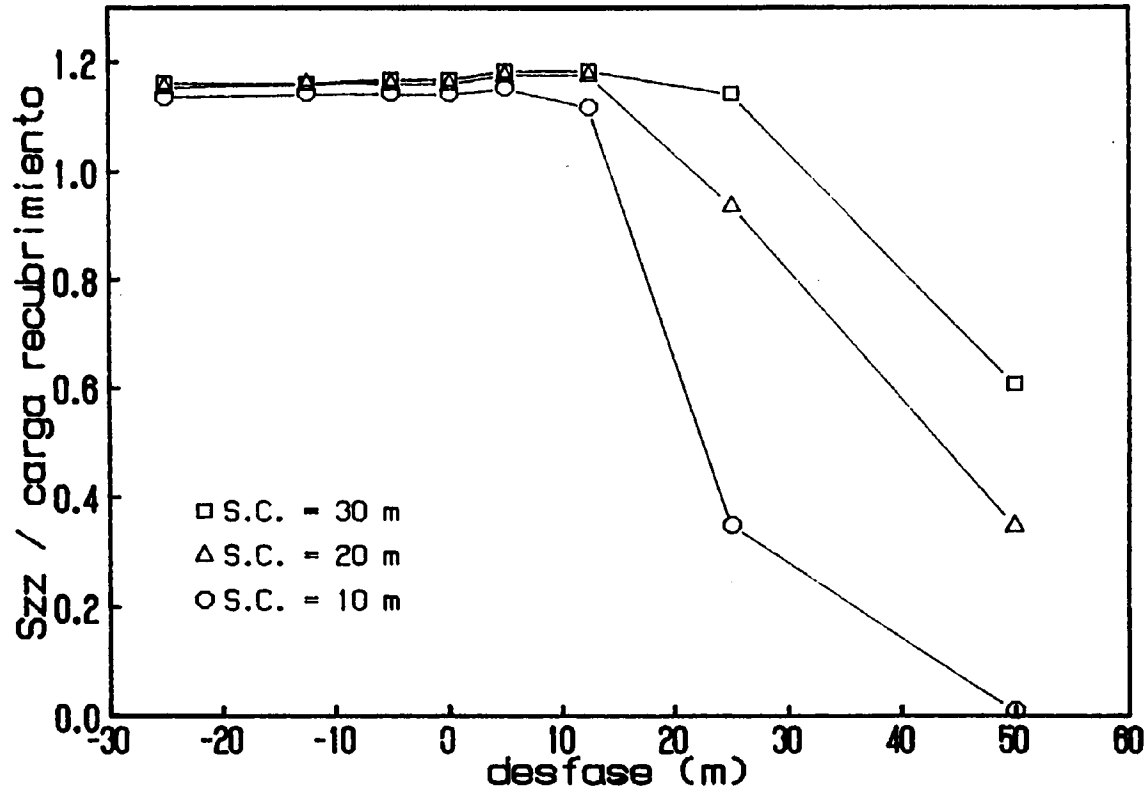
TENSION NORMAL MINIMA POR DELANTE DEL FRENTE PARA VARIAS
SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE TECHO (fila 60)

FIGURA 53



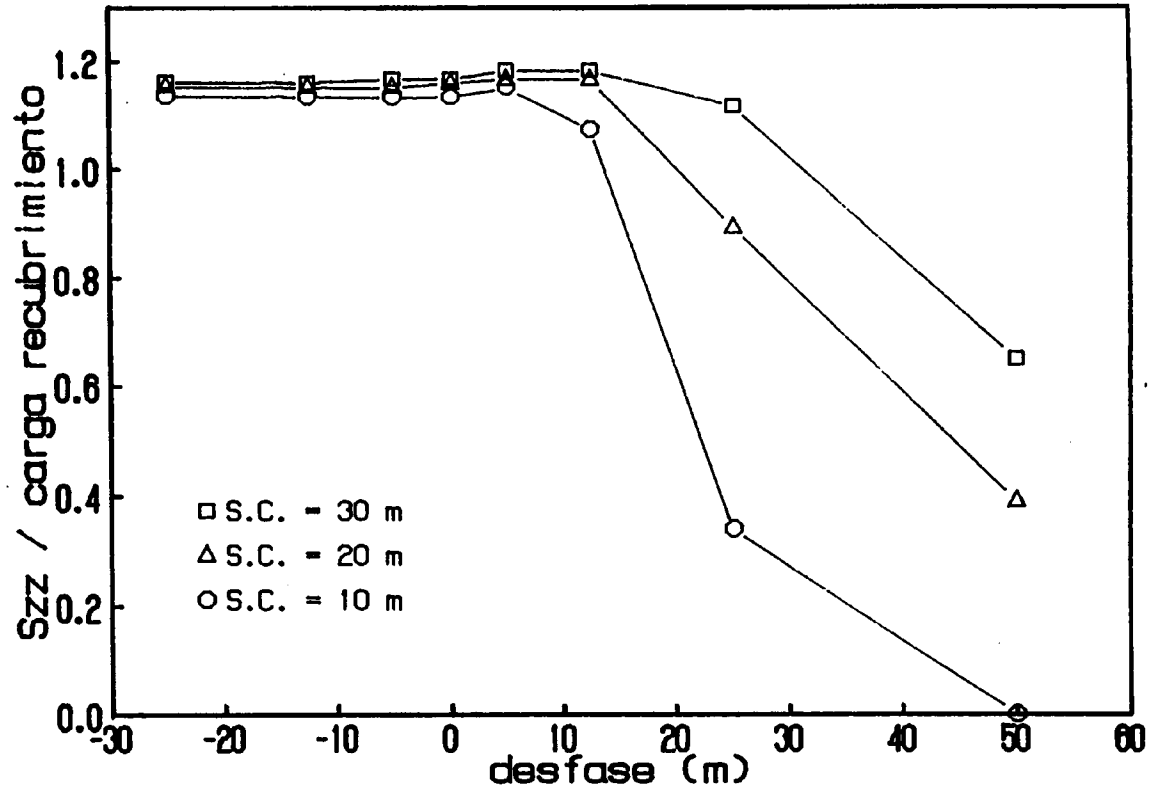
TENSION NORMAL MINIMA POR DELANTE DEL FRENTE PARA VARIAS
SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE TECHO (fila 61)

FIGURA 54



TENSION NORMAL MINIMA POR DELANTE DEL FRENTE PARA VARIAS
SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (fila 141)

FIGURA 55



TENSION NORMAL MINIMA POR DELANTE DEL FRENTE PARA VARIAS
SEPARACIONES ENTRE CAPAS. CAPA DE MURO (fila 142)

FIGURA 56

7. INFLUENCIA DE UN PILAR DE CARBON

Al objeto de estudiar la influencia de un pilar de carbón dejado en una capa sobre una explotación al muro de la anterior se simularon dos capas, con las mismas características que en el caso anterior y un desfase entre cuarteles de 50 m (más adelantado el de la capa de techo); en la capa de techo se situó un pilar de carbón (fig. 57), al principio de la zona de relleno y con unas dimensiones de 7 unidades de mallado por cada lado (17,5 m).

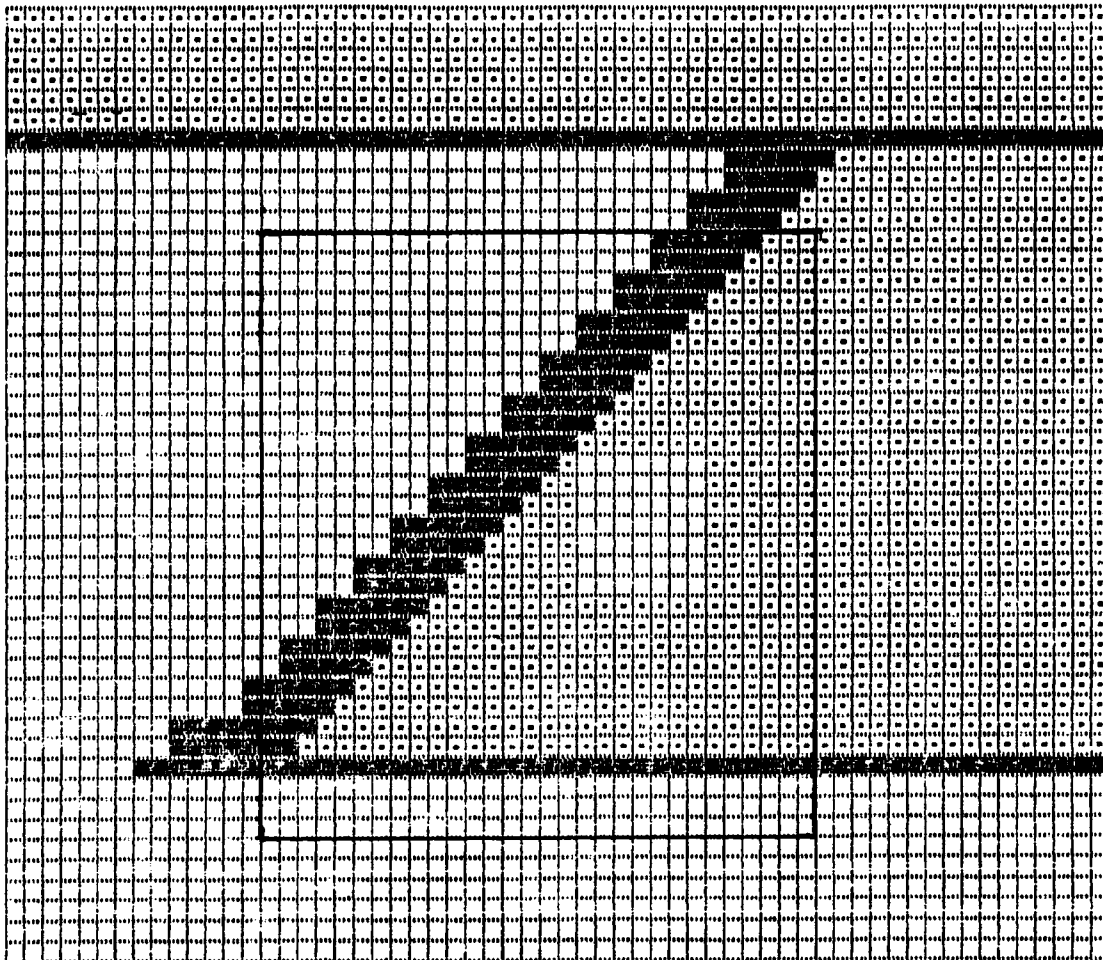
Se ejecutaron tres pasadas del programa para simular las tres separaciones entre capas: 30, 20 y 10 m.

A continuación se explican los gráficos y ábacos obtenidos.

7.1. Isolíneas de tensiones normales

Si se comparan las láminas 58 y 59, correspondientes a la simulación de la existencia de un pilar en el cuartel de techo, con las obtenidas en las mismas condiciones (SC = 10 m; ST = 50 m) pero sin pilar de carbón (figs. 60 y 61), se observará lo siguiente:

En la ventana 1 (capa de techo) se ve que la distribución de tensiones en la explotación es similar en los dos casos, pero en el pilar se alcanzan altas tensiones (60 MPa).



Modelo geométrico de la capa de techo para el estudio de la influencia de un pilar abandonado en ella, con situación de la Ventana nº 1.

Nota: lado de los cuadrados = 2,5 m

Leyenda:

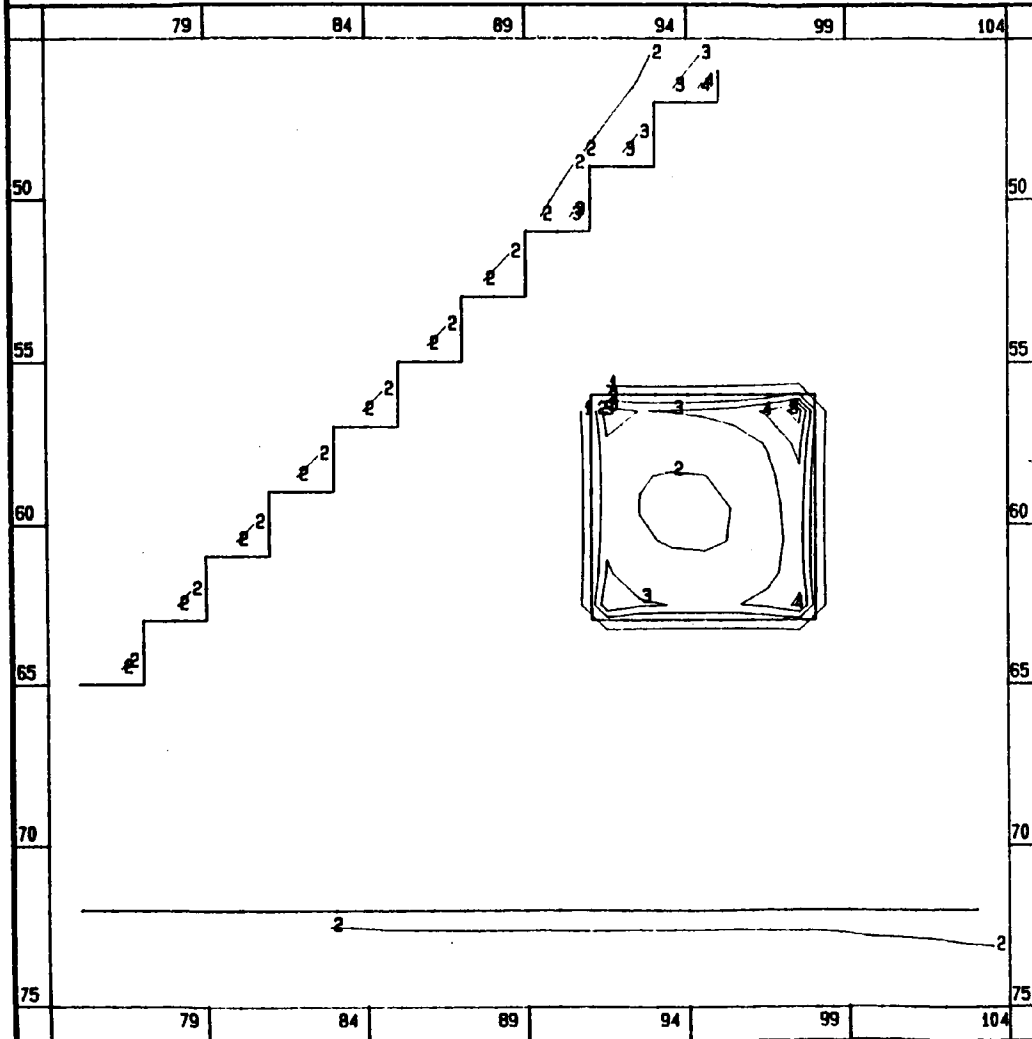
- elemento explotado y relleno
- elemento explotado y no relleno
- elemento no explotado

Figura 57

MSPOSTA - isolneas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS -MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA DE UN PILAR DE CARBON - SC: 10; ST: 50--



Ventana : 1
Fase de explotación: 1

Nota:

————— Explotación

Intervalos (MPa):

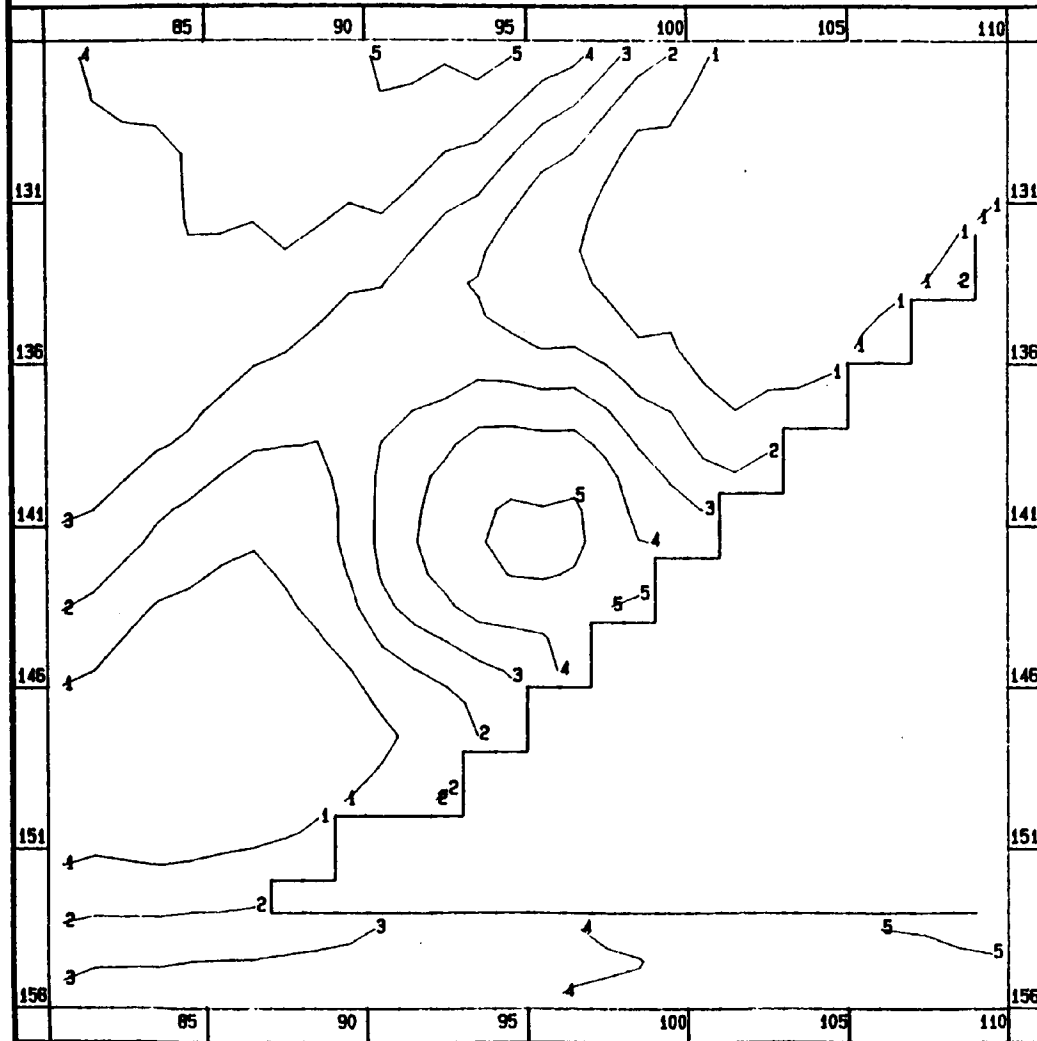
1	----	10
2	----	30
3	----	40
4	----	50
5	----	60

FIGURA 58

MSPOSTA - isolíneas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA DE UN PILAR DE CARBON - SC: 10; ST: 50--



Ventana : 2
Fase de explotación: 1

Nota:

----- Explotacion

Intervalos (MPa):

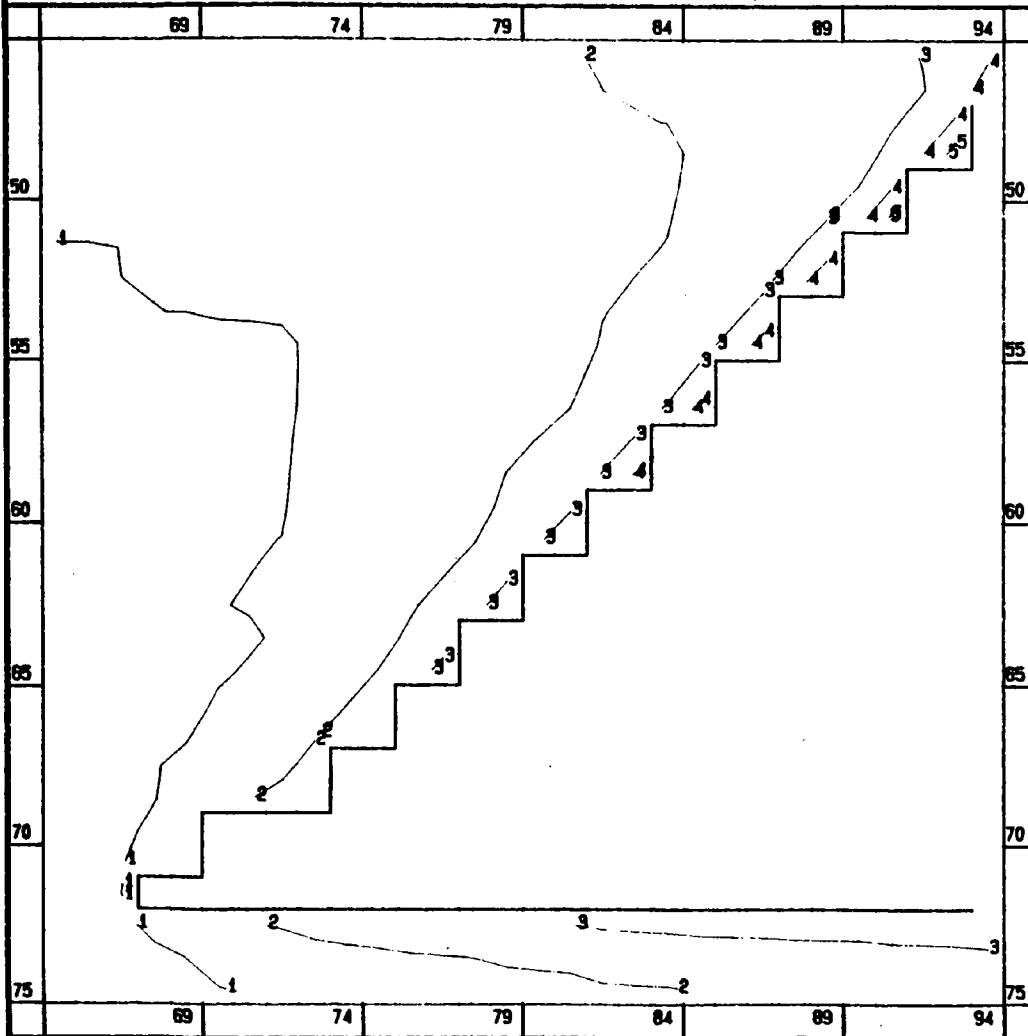
1	-----	5
2	-----	10
3	-----	15
4	-----	20
5	-----	25

FIGURA 59

MSPOSTA - isolíneas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS -MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 10; ST: 50 --



Ventana : 1
Fase de explotacion: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (MPa):

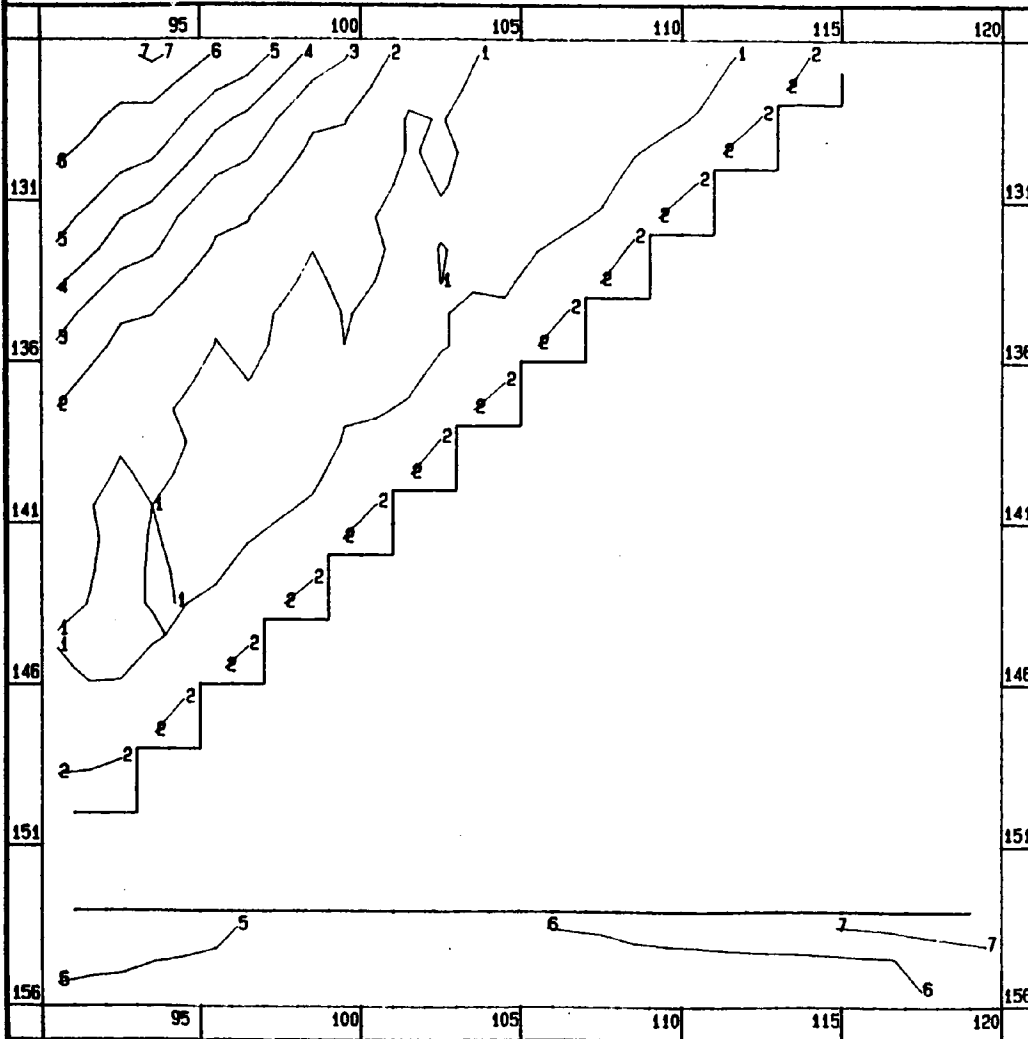
1	----	15
2	----	20
3	----	30
4	----	40
5	----	50

FIGURA 60

MSPOSTA - isoclinas de tensiones (SZZ)

ETSI DE MINAS - MADRID

TRABAJO : --ITGE - INFLUENCIA ENTRE CAPAS - SC: 10; ST: 50 --



Ventana : 3
Fase de explotacion: 1

Nota:

———— Explotacion

Intervalos (MPa):

1	----	1
2	----	5
3	----	10
4	----	15
5	----	20
6	----	25
7	----	28

FIGURA 61

Lo más interesante se produce en la capa de muro (figs. 59 y 61) pues se pasa de tener la zona por delante del frente relajada casi por completo, a recibir la "sombra" del pilar de la capa de techo, con tensiones de hasta 25 MPa. Por la existencia del pilar el efecto protector de la capa de techo se ha eliminado en su mayor parte.

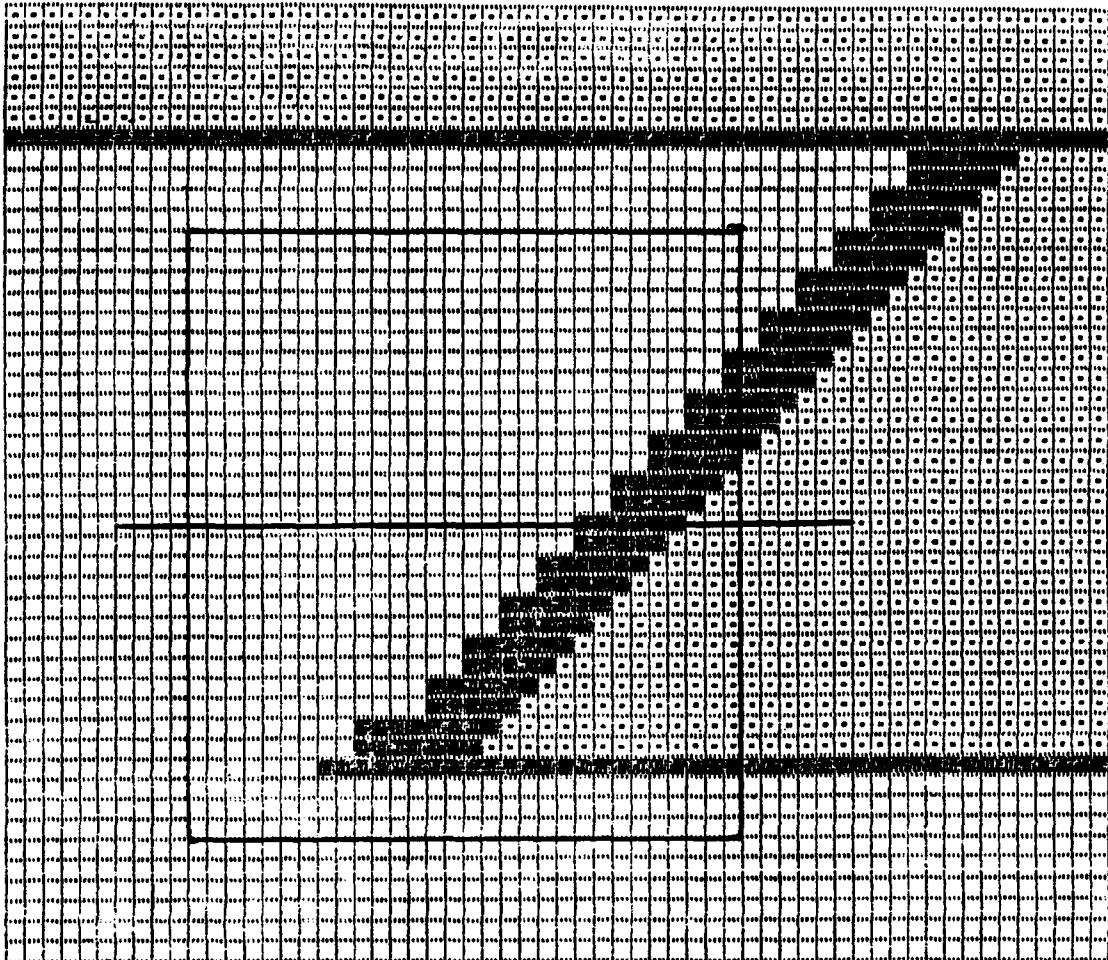
7.2. Tensiones producidas por el pilar

Para obtener una visión más clara de la influencia del pilar sobre la capa de muro se han confeccionado los siguientes ábacos en los que se expresa la tensión (con relación a la carga del recubrimiento) en función de la distancia al frente para la fila 141 de la capa de muro (fig. 62). Debido al desfase elegido (el cuartel de muro está 50 m más atrasado) el pilar de la capa de techo está unos metros por delante del frente de la capa de muro.

7.2.1. Tensión normal según la separación entre capas (fig. 63)

En este ábaco se aprecia la gran influencia del pilar a 10 m de distancia. El efecto producido es una sobretensión (más de dos veces la carga del recubrimiento) por delante del frente, en la zona de "sombra" del pilar; para contrarrestar, la repartición de tensiones se establece de modo que entre 30 y 40 m por delante del frente hay una zona relajada.

fila 141



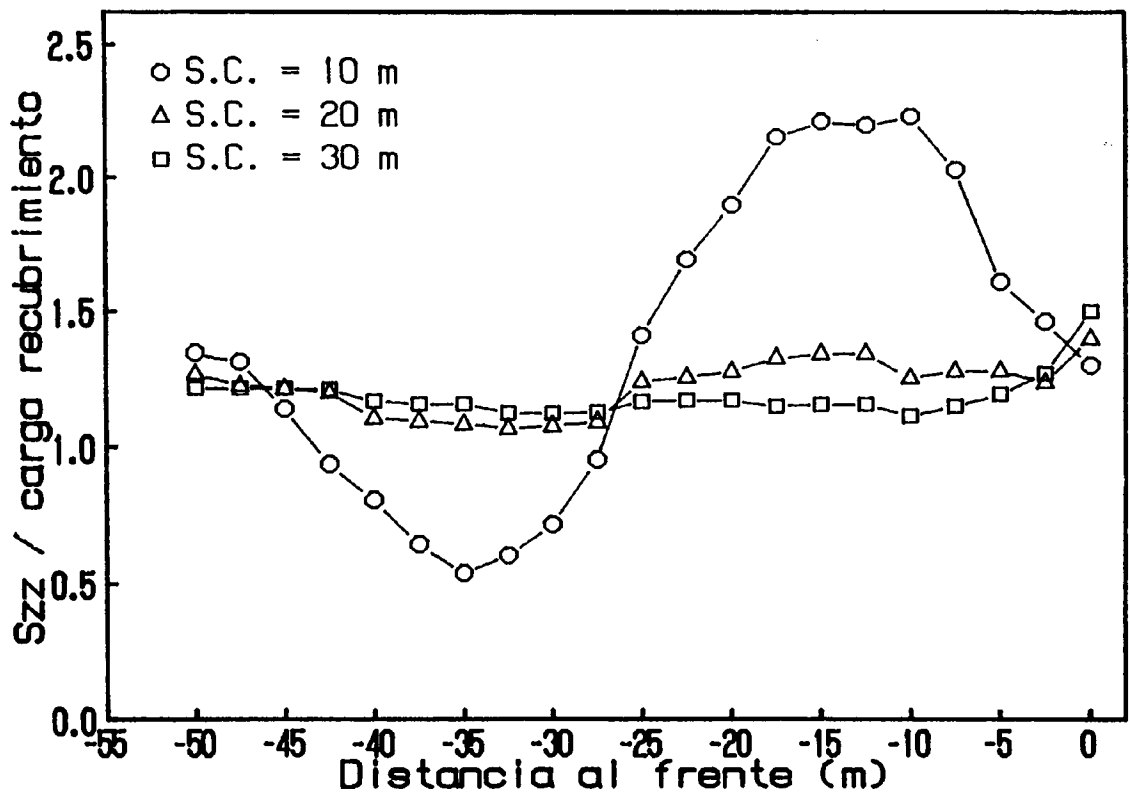
Modelo geométrico de la capa de muro para el estudio de la influencia de un pilar abandonado en la capa de techo, con situación de la Ventana nº 2.

Nota: lado de los cuadrados = 2,5 m

Leyenda:

- ▣ elemento explotado y relleno
- elemento explotado y no relleno
- elemento no explotado

Figura 62



TENSIONES NORMALES EN UNA CAPA DE MURO POR DELANTE DEL FRENTE COMO CONSECUENCIA DE UN PILAR ABANDONADO EN UNA CAPA DE TECHO. PARA VARIAS SEPARACIONES ENTRE CAPAS.

FIGURA 63

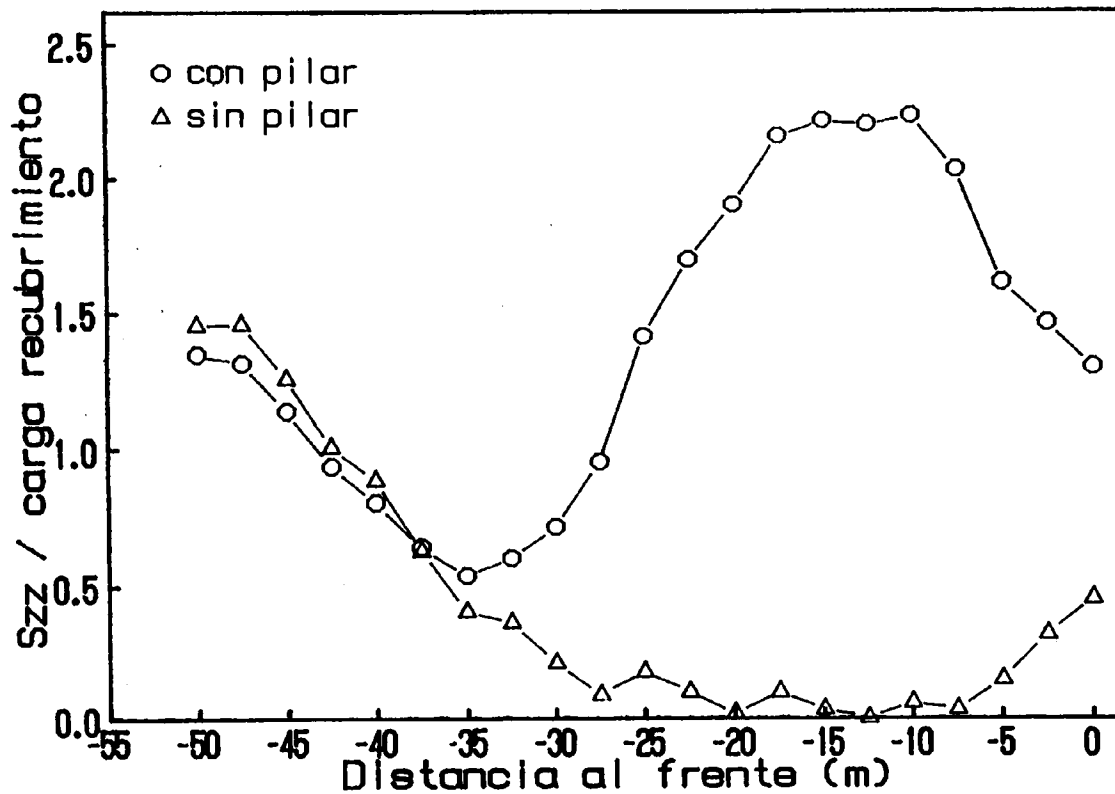
A 20 m la influencia es bastante menor y a 30 m es imperceptible: la curva discurre casi sin alteraciones.

7.2.2. Incremento de la tensión normal provocada por el pilar (figs. 64, 65 y 66)

En estos tres ábacos, uno por cada separación entre capas, se comparan las curvas del ábaco anterior con las correspondientes al caso sin pilar ($ST = 50$ m, $SC = 10, 20$ ó 30 m).

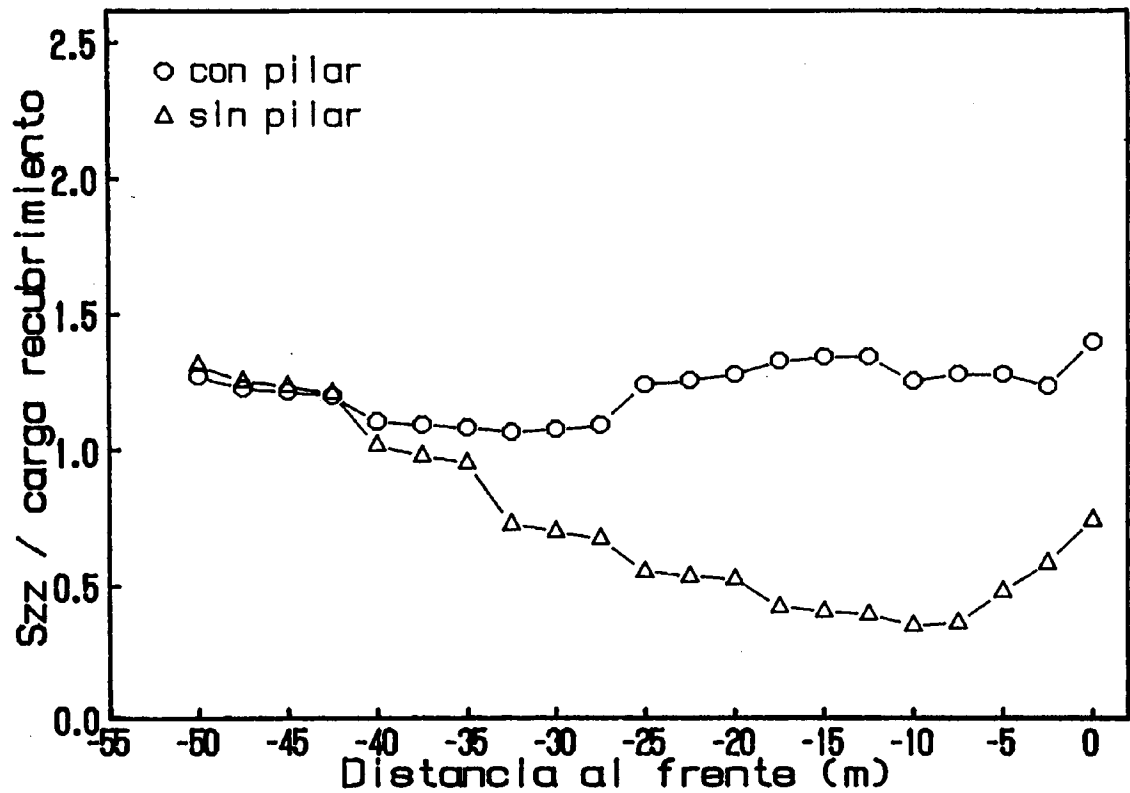
En el ábaco para $SC = 10$ m (fig. 64) es en el que se aprecia la mayor influencia del pilar pues se pasa de tener zonas completamente relajadas a alcanzar tensiones de más de dos veces la carga del recubrimiento.

A medida que la separación entre capas aumenta, se puede comprobar en los ábacos que el incremento de tensión provocado por el pilar va perdiendo importancia.



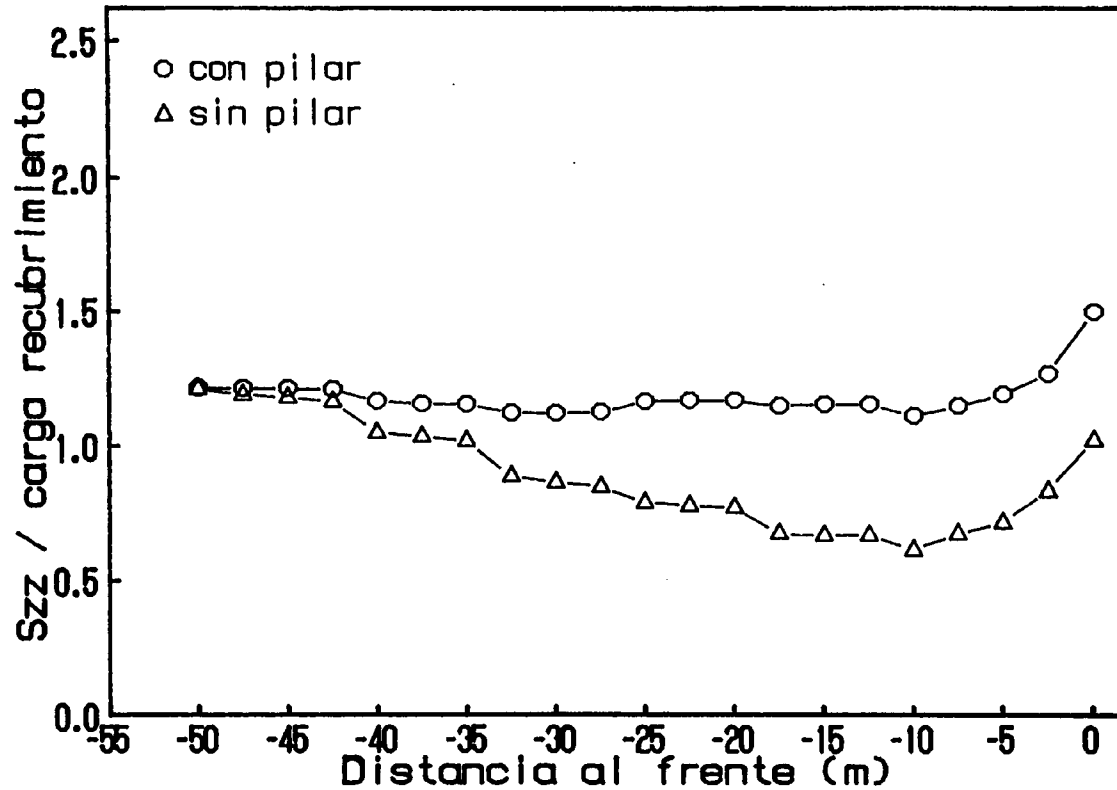
INCREMENTO DE LAS TENSIONES NORMALES EN UNA CAPA DE MURO
 POR DELANTE DEL FRENTE COMO CONSECUENCIA DE UN PILAR
 ABANDONADO EN UNA CAPA DE TECHO. SEPARADA 10 m

FIGURA 64



INCREMENTO DE LAS TENSIONES NORMALES EN UNA CAPA DE MURO
 POR DELANTE DEL FRENTE COMO CONSECUENCIA DE UN PILAR
 ABANDONADO EN UNA CAPA DE TECHO. SEPARADA 20 m

FIGURA 65



INCREMENTO DE LAS TENSIONES NORMALES EN UNA CAPA DE MURO
 POR DELANTE DEL FRENTE COMO CONSECUENCIA DE UN PILAR
 ABANDONADO EN UNA CAPA DE TECHO. SEPARADA 30 m

FIGURA 66

8. CRITICA DEL MODELO ELASTICO

Ninguna de las teorías de la Mecánica de Rocas o del Suelo explicaban completamente el comportamiento de las rocas relativamente blandas de los yacimientos de carbón. Los cientos de años de minería del carbón han visto la evolución de reglas básicas que no armonizaban en absoluto con los modelos de esas disciplinas. Estas consideraciones llevaron a Wilson (1980) a estudiar los fenómenos relacionados con las rocas blandas del carbonífero y a proponer hipótesis que los expliquen.

Estos estudios constituyen por sí mismos una materia que puede distinguirse con el nombre de Mecánica de Rocas Blandas, para diferenciarla de la Mecánica del Suelo y de la Mecánica de las Rocas Duras.

En las figuras 29-40 se observa que las curvas tensión - distancia al frente calculadas por el modelo elástico suponen un decrecimiento exponencial de la presión, con el máximo exactamente en el frente. Realmente, sin embargo, la tensión alcanza su máximo unos metros por delante del frente y a partir de este punto, donde se ha superado la resistencia del mineral, la tensión cae bruscamente (fig. 67). Wilson (1980) propone un modelo de comportamiento que recoge ambos estados del mineral: el elástico y el fracturado; la extensión de la zona fracturada dará una idea de en qué medida el modelo elástico usado en este estudio se acerca al modelo de Wilson y por ende a la realidad.

Para obtener una estimación de las presiones por delante del frente, Wilson (1980) empleó el método de aproximación llamado "balance de tensiones". Como el total de las fuerzas que gravitan sobre la explotación debe ser igual a la carga del recubrimiento, cualquier aumento de la tensión sobre el borde del macizo debe compensarse con una reducción equivalente de la tensión sobre el relleno y viceversa. El conocimiento de una puede servir para estimar la otra, con tal que se sepa cuál es la forma general de distribución de tensiones.

Seguidamente se expone según Wilson (1980) el cálculo del ancho de la zona de plastificación (fig. 67); esta zona es la más inmediata al frente y en ella la tensión provoca la rotura del carbón. Como se ha indicado, este hecho no está recogido en el modelo BESOL, ya que allí se supone un comportamiento totalmente elástico.

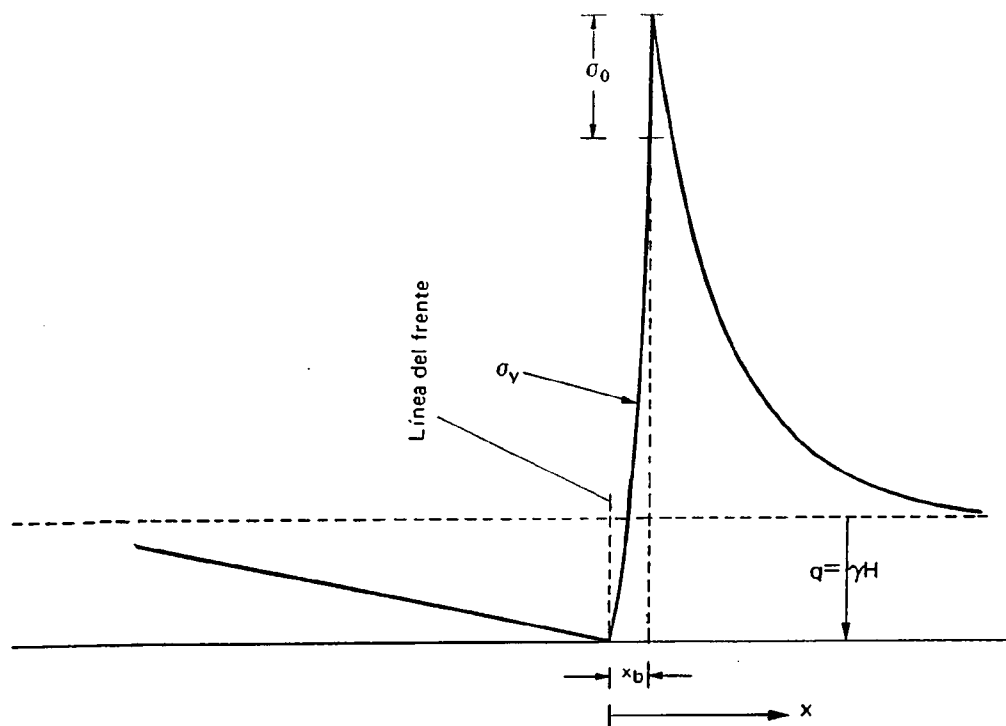


Figura 67

Si se considera la explotación como una extensa grieta, debe haber teóricamente en el frente una tensión infinita. Sin embargo, las rocas blandas no pueden soportar tensiones altas por lo que se desarrollará una zona de fracturación. En esta zona la tensión no crecerá indefinidamente. Medidas realizadas sugieren que la punta de carga de apoyo alcanzada puede llegar a ser de tres a cinco veces la carga del recubrimiento.

Para explicar este hecho hay que tener en cuenta que el confinamiento lateral aumenta en la zona de deformación y puede alcanzar un valor que iguala la tensión virgen horizontal q (considerada igual a la tensión vertical original). Con este valor del confinamiento el criterio de rotura de Mohr-Coulomb predice que:

$$\begin{aligned}\sigma &= Kq + \sigma_0 && \text{en zona elástica} \\ \sigma &= Kq && \text{en zona de fracturación}\end{aligned}$$

donde,

$$K = \frac{1 + \text{sen } \phi}{1 - \text{sen } \phi}$$

σ_0 : resistencia a compresión simple
 q : carga del recubrimiento
 k : coeficiente de tensión triaxial
 ϕ : ángulo de fricción interna

A continuación se expone la fórmula que permite el cálculo del ancho x_b de la zona de fracturación:

$$X_b = \frac{M}{F} \ln\left(\frac{q}{p + p'}\right)$$

donde,

M : potencia de la capa

p : presión horizontal suministrada por el sostenimiento del macizo

p' : resistencia a compresión simple de la roca rota

$$F = \frac{K - 1}{\sqrt{k}} + \left(\frac{K - 1}{\sqrt{k}}\right)^2 \operatorname{tg}^{-1} \sqrt{K}$$

con $\operatorname{tg}^{-1} \sqrt{k}$ en radianes,

En el caso concreto estudiado en este trabajo, los valores de los mencionados parámetros son los siguientes:

$$M = 1,5 \text{ m}$$

$$K = 3,7$$

$$q = 11,5 \text{ MPa}$$

$$p + p' = 0,1 \text{ MPa}$$

$$H = 468 \text{ m (fila 60)}$$

Aplicando estos valores a la fórmula anterior se obtiene:

$$x_b = 2,0 \text{ m}$$

es decir, el pico de presión no se encuentra en el propio frente, como predice la teoría elástica, sino unos dos metros por delante del mismo.

Esta es una distancia pequeña por lo que se puede decir que los resultados obtenidos a partir del modelo elástico son aplicables con esta ligera corrección; de esta forma la simulación será más real pues se habrán considerado los dos tipos de comportamiento del mineral: el fracturado, en las proximidades del frente, y el elástico.

Por otra parte, se ha comparado el valor de la presión máxima proporcionado por el modelo con el previsto por la teoría de Wilson y con los medidos en las minas, encontrándose que las discrepancias son pequeñas. En resumen, si bien desde un punto de vista estrictamente teórico el modelo tiene algunos defectos, los resultados obtenidos pueden considerarse en la práctica suficientemente precisos en relación con los objetivos del estudio abordado.

9. CONCLUSIONES

Toda simulación matemática es forzosamente una simplificación de la realidad y por ello los resultados obtenidos se deben contrastar con la experiencia y con medidas y observaciones efectuadas en las explotaciones mineras. Las conclusiones obtenidas del modelo numérico en este caso son totalmente razonables desde el punto de vista práctico y coinciden con lo deducido por otros investigadores, no obstante no deben ser aplicadas sin comprobación experimental.

Según el estudio efectuado, en las explotaciones por testeros de un paquete de capas estrechas y con fuerte pendiente serían de aplicación las siguientes conclusiones:

- Como es obvio, la influencia mutua (sobrepresiones y protecciones) entre las explotaciones de varias capas es tanto más intensa cuanto menor es la separación entre ellas. En las capas simuladas, con potencia pequeña (1,5 m) y fuertemente inclinadas (80°), la influencia disminuye bastante por encima de los 30 m de alejamiento y se puede decir con cierta seguridad que a 60 m apenas hay interacción.

- La sobrepresión producida en el frente de un cuartel en una capa de techo se transmite a las capas de muro y puede provocar problemas de estabilidad. Se ha intentado deducir en qué dirección se transmiten estas sobrepresiones y el resultado ha sido que, considerando una sección horizontal del paquete, los puntos más afectados de los talleres de muro estarían situados a lo largo de una línea que se adelanta, formando un ángulo de unos 30° con la normal a los estratos, en el frente de la capa de techo (ver figura 68).

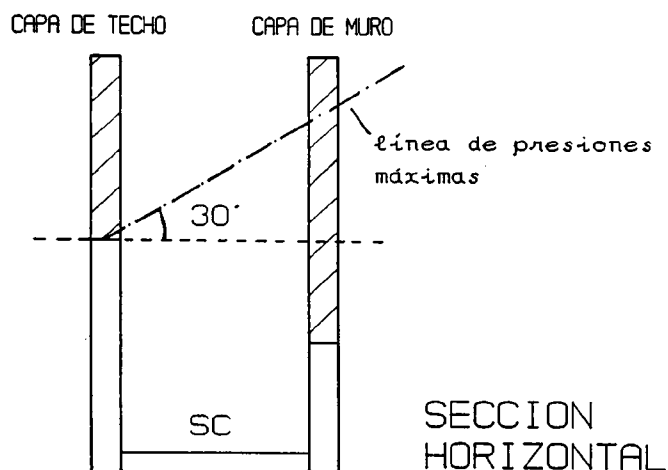


Figura 68

Así, según la separación entre capas (SC), los siguientes puntos de los cuarteles de muro serían los más afectados:

SC (m)	Adelanto (m)
10	5
15	8,5
20	11
25	14
30	17

- La explotación de muro se puede beneficiar de la relajación de tensiones que produce el hueco abierto por el cuartel de techo. Para cada separación entre capas habrá una posición del frente del cuartel de muro en la que la presión en él sea similar o inferior a la del recubrimiento (bastante menor que los picos de tensión en los frentes desprotegidos). Estas posiciones están delimitadas por una línea que, partiendo del frente de la explotación de techo, se dirige hacia atrás y forma un ángulo de unos 60° con la normal a la estratificación (ver figura 69).

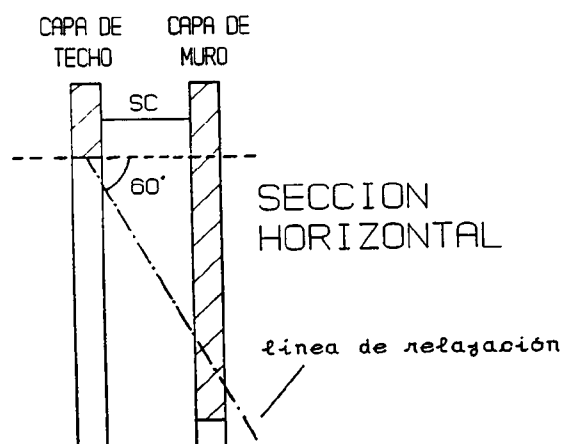


Figura 69

En la tabla siguiente se muestra el adelanto mínimo que debe llevar la explotación de techo sobre la de muro para que esta resulte descomprimida, en función de la separación entre capas:

SC (m)	Adelanto (m)
10	17
15	26
20	35
25	43
30	52

Si las capas están suficientemente próximas, la descompresión en el frente del cuartel de muro puede llegar a ser casi total.

Los efectos protectores son tanto menores cuanto más alejadas están las capas, de modo que a partir de 20 m de separación la influencia es pequeña.

De los cálculos efectuados se deduce, como se acaba de exponer, que debe haber un desfase mínimo entre la capa de techo y la de muro para que ésta quede protegida, no indicándose nada sobre la distancia máxima. Sin embargo, no es conveniente que ambos frentes estén muy alejados pues entonces la protección sería menor, ya que el cuartel de la capa de muro quedaría debajo de una zona en la que el relleno de la capa de techo está más comprimido.

Otro objetivo de este trabajo ha sido estudiar la influencia de un pilar abandonado. Se simuló, a tal fin, la existencia de un pilar en la capa de techo suficientemente ancho para que el centro del mismo se mantuviera en estado elástico y pudiera resistir altas presiones. Se ha demostrado que dicha sobrepresión se transmite a las capas adyacentes, siendo la influencia del pilar muy notable cuando la separación entre capas es menor de 15 m. Se recomienda por ello no dejar este tipo de pilares en los talleres cuando haya que explotar a muro alguna capa próxima.

Por último hay que subrayar que, como se ha indicado, este trabajo debe ser complementado con medidas en mina, tales como:

- Tensiones y desplazamientos por delante del frente de los talleres.
- Convergencias en la zona de trabajo.
- Tensiones en el relleno.

10. REFERENCIAS

BOUSSINESQ, J. (1885)

Applications des potentiels à l'étude de l'équilibre et du mouvement des solides élastiques.

Gauthier-Villars. Paris

CROUCH Research, INC., (1987)

Manual de operación del BESOL/MS221

Minnesota (U.S.A.)

DEJEAN, M. Y ENCHAYAN, B., (1979)

Volume d'influence d'une exploitation en gisement penté.

Revista INDUSTRIE MINERALE-MINE. Junio de 1979

van HEERDEN, W. L., (1985)

In situ determination of the dynamic moduli of elasticity of coal.

International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. Octubre de 1985

MARROQUIN, V.G., MARTIN, P.F., PEINADOR, V.G. Y SOLIS, E.V. (1989)

Optimised Mine Planning and Conduct of Operations in Very Difficult Conditions: Steep-Seam Faces with Susceptibility to Gas Outburst.

8th International Strata Control Conference

Düsseldorf, R.F.A., Mayo de 1989

RAMIREZ, P., de la CUADRA, L., LAIN, R., LUMBRERAS, H.,
VIAR, P. y AYALA, F. J., (1985-a)
Control de estratos en tajos subterráneos de la minería del
carbón.
I.G.M.E. Madrid. 1985

RAMIREZ, P., LAIN, R., LAIN, L. Y CARRASCO, J., (1985-b)
Study of the stability of the immediate roof in thin and
steep coal seams mining.
21ª Conferencia de Seguridad Minera, Sidney (Australia)

The Institution of Mining and Metallurgy, London (1981)
Application of Rock Mechanics to Cut and Fill Mining.
Conferencia de Lulea (Suecia), 1980

TIMOSHENKO, S. Y GOODIER, J. N. (1968)
Teoría de la Elasticidad.
URMO. Bilbao

SZWILSKI, A. (1984)
Determination of the anisotropic elastic moduli of coal.
International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences
& Geomechanics Abstracts. Febrero de 1984

WU, W., HAYCOCKS, C. y ZHOU, Y. (1987)
Designing for interaction in close-seam multi-seam mining.
28th US Symposium on Rock Mechanics. Tucson

WILSON, A. H. (1980)
The stability of underground workings in the soft rocks of
the coal measures.
Ph. D. Thesis. University of Nottingham