

# RESULTADOS DE ESTUDIOS EN MECÁNICA DE TERRENOS APLICADOS A LA MINERÍA DEL CARBÓN MEDIANTE MÉTODOS NUMÉRICOS

*Alvaro Correa Arroyave, Ingeniero de Minas y Metalurgia,  
Doctor Ingeniero Mecánica de Rocas, Profesor Asociado Universidad Nacional de Colombia*

## 1. INTRODUCCIÓN

La primera parte de este artículo, al que referimos al lector interesado, fue publicada en la entrega número 25 de esta misma revista. En él se dieron los fundamentos de los métodos empleados en la Geomecánica Minera. En esta segunda parte nos hemos concentrado en los métodos numéricos para estudiar tres tipos de problemas generados por la explotación de minas, que si bien, en el texto insistimos en minas de carbón, sus resultados son igualmente válidos para otros yacimientos como los de caliza, yeso y mineral de hierro, entre otros.

## 2. MODELOS NUMÉRICOS EN MECÁNICA DE TERRENOS

Los modelos numéricos tienen los siguientes cuatro objetivos principales:

a) Verificar la validez de los modelos para el diseño de pilares de carbón, al comparar las mediciones reales en el campo sobre estos pilares con las predicciones de dichos modelos. Esto conlleva a medir los cambios de los esfuerzos sobre el pilar y la utilización de dos técnicas numéricas: el elemento finito y el elemento de frontera.

b) Adelantar estudios numéricos sobre la estabilidad del techo en las intersecciones de las vías de la mina: un estudio numérico tridimensional mediante el método de los elementos finitos, permite dicho análisis.

c) Valorizar las observaciones de campo para el diseño de las galerías en las minas de carbón:

evaluación de las relaciones luz libre vs tiempo de autoaporte para techos en minas de carbón y su correlación con las deformaciones de los estratos y la interacción roca-soporte.

d) Optimizar los procedimientos de recolección de datos de entrada: caracterización de los estratos con referencia especial a las mediciones de los esfuerzos "in situ".

## 3. VALIDEZ DE LOS MODELOS NUMÉRICOS PARA EL DISEÑO DE PILARES DE CARBÓN

Inicialmente se lleva a cabo una investigación "in situ" con el objetivo de determinar la distribución de esfuerzos en los pilares, mediante la utilización de los medidores de esfuerzo de cuerda vibrante (dispositivos de medición de esfuerzos de inclusión rígida). Estos instrumentos se instalan antes de comenzar el adelgazamiento de los pilares (explotados con un minero continuo). Se realizan suficientes mediciones de esfuerzos a fin de levantar tres perfiles. Los resultados de este monitoreo indican la presencia de un comportamiento elástico hasta la línea del pilar.

Aunque la teoría del área tributaria (modelización numérica) para determinar la carga sobre un pilar, se utiliza extensamente en la industria minera, suministra un estimativo bastante conservador de la carga sobre el pilar. La teoría alterna de la deflexión elástica (Coates, 1965; Oravec, 1977) es demasiado compleja para aplicaciones prácticas. No obstante, el desarrollo del método del elemento de frontera suministra un medio potencialmente simple de aplicar esta última

teoría a los problemas mineros reales. Un análisis por este método indicó una carga sobre el pilar 40% menor, aproximadamente, que la determinada por la teoría del área tributaria. Esta carga analítica sobre el pilar concuerda con la carga medida en los pilares. La técnica del elemento de frontera hizo posible este hallazgo ya que el programa permite estudiar geometrías mineras irregulares y transferencia de esfuerzos a los límites.

El programa que permitió este análisis es el MIN-SIM de la Universidad de Pennsylvania y reduce el problema tridimensional, mediante ecuaciones integrales, a un problema plano. Las buenas correlaciones indican que este programa es de interés para aplicar la teoría de la deflexión elástica.

#### **4. ESTUDIO NUMÉRICO DE LA ESTABILIDAD DE LAS INTERSECCIONES DE GALERÍAS EN CARBÓN**

En la explotación subterránea del carbón son sumamente frecuentes las intersecciones, especialmente cuando se utiliza el método de cámaras y pilares, puesto que en este se desarrollan galerías y transversales a manera de calles y carreras, en diferentes direcciones. Es también obvio que las intersecciones juegan un papel importante pues garantizan la continuidad de casi todas las facetas de la explotación minera (desplazamiento de personal y suministros, ventilación, evacuación del mineral, etc.) a todo lo largo de las vías que se entrecruzan. La inestabilidad estructural del área de intersección es por lo tanto crucial, ya que allí los problemas son más pronunciados que en el resto de la infraestructura minera debido a las siguientes razones:

a) En una intersección la luz del techo a soportar es mayor que la máxima luz de cualquiera de las vías: una luz mayor no soportada corresponde a un tiempo de autoaporte más corto.

b) En las intersecciones se generan situaciones tridimensionales y se desarrollan altas concentraciones de esfuerzo en las vecindades de las esquinas.

c) En una intersección, una orientación favorable de las discontinuidades para una de las vías significa una orientación menos favorable para las otras.

d) El soporte suministrado por las paredes de una galería se elimina en las intersecciones.

Debido a esto el diseño y soporte de las intersecciones introduce un problema especial. Además, la naturaleza tridimensional del problema complica aún más el proceso de diseño impidiendo así la utilización de muchos métodos de análisis de estabilidad corrientemente empleados.

Generalmente, la solución de un problema en dichos cruces demanda en primer lugar determinar la configuración de las intersecciones comunes (cruces de tres o cuatro vías) encontradas en la práctica minera. El segundo paso es la identificación e investigación de los factores que afectan la estabilidad de una intersección; ésto es, orientación y demás características de las discontinuidades, estado de esfuerzos *in situ*, geometría (tamaño y forma) de las vías, etc. Este paso involucra varias etapas la primera de las cuales tiene que ver con la selección del método de análisis. Los siguientes son algunos de los caminos posibles:

a) El efecto de las discontinuidades en la estabilidad de las intersecciones puede estudiarse al considerar un análisis de bloque rígido para un bloque determinado en el techo y paredes del área de intersección. Igualmente, el deslizamiento esperado y las caídas por gravedad debidas a la relajación, pueden analizarse mediante un estudio de falla en cuña haciendo uso de la técnica de la proyección estereográfica. En su "Structural Geology of Rocks and Regions", George H. Davis ilustra esta técnica.

b) Para el estudio de la flexión del techo inmediato y la separación de estratos, la teoría de la viga ya no es aplicable al caso de las intersecciones. No obstante, la teoría de las losas ofrece un método válido para la solución de este problema, cuando un estrato individual puede simularse como una losa que se deforma por su propio peso. Esta clase de análisis puede realizarse utilizando el método de los elementos finitos o el de las diferencias finitas.

c) Para el análisis completo de los esfuerzos y las deformaciones que se presentan en las vecindades de una intersección, probablemente los métodos del elemento finito tridimensional y del elemento de frontera tridimensional, son los únicos utilizables. Sin em-

bargo, cuando se considera que el material tiene un comportamiento no lineal (elasto-plástico o visco-elástico) las alternativas se reducen sólo a una: el método de los elementos finitos.

### 5. ANÁLISIS DE LAS OBSERVACIONES DE CAMPO PARA EL DISEÑO DE GALERÍAS MINERAS

Este aspecto de la investigación compromete las relaciones entre la luz libre y el tiempo de autosoporte, así como el comportamiento característico del terreno en términos de la deformación del techo, en función del tiempo y la interacción roca-soporte. Existen cuatro pasos en este proceso:

a) Las informaciones obtenidas por los métodos geológicos (identificación de las estructuras geológicas

y otros rasgos que afectan la estabilidad de las cavidades mineras) se utilizan como datos de entrada para la realización de la clasificación geomecánica de las masas rocosas.

b) Los datos arrojados por el paso anterior permiten encontrar, particularmente, el tiempo de autosoporte y la luz de la galería. En la Figura 1 se muestran los puntos correspondientes a todos los estudios de casos recopilados.

c) Tras haber determinado el tiempo de autosoporte de una cavidad minera, el comportamiento del terreno puede describirse basándose en los métodos empíricos y observacionales. A fin de relacionar los datos de la clasificación geomecánica (tiempo de autosoporte vs luz libre) y comportamiento del terreno (tiempo vs deformación); es necesario definir la de-

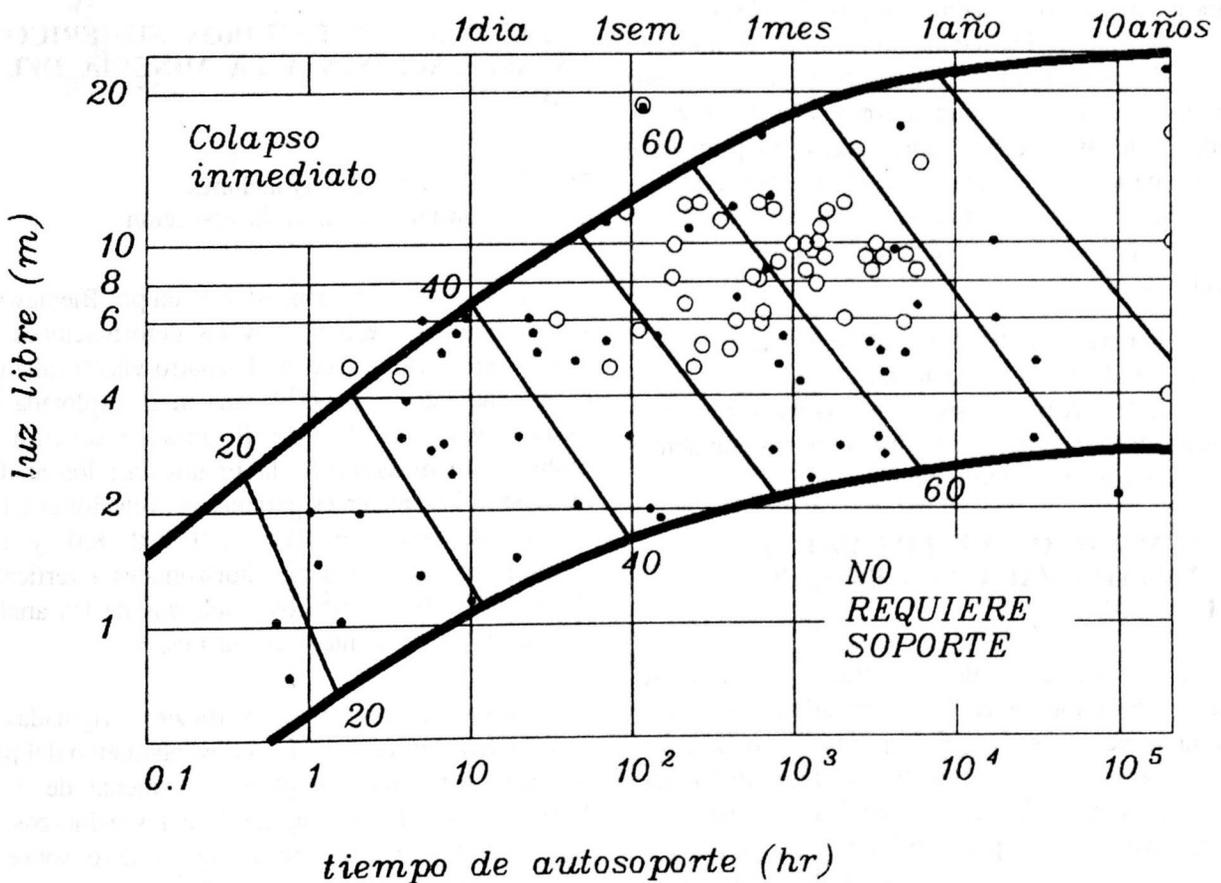


Figura 1. Relación de luz libre-tiempo de autosoporte. (Tomado de Borecki et al.).

formación como una función del tiempo (t), la clasificación de las masas rocosas de Bieniawski (RMR), la luz y el factor de refuerzo. Este paso demanda de un monitoreo continuo de las galerías a fin de encontrar las leyes reológicas que la gobiernan tales como las propuestas por la Escuela de Minas de Nancy.

d) La interacción entre el soporte del túnel y el terreno circunvecino es análoga al comportamiento de una estructura indeterminada compuesta. Así, la rigidez relativa del terreno y el soporte del túnel son variables importantes que influyen sobre el equilibrio de las cargas a contener. Un sostenimiento relativamente rígido suministrará una gran parte de la resistencia compuesta del sistema y como resultado soportar una mayor carga que haría un soporte relativamente flexible. Es importante por lo tanto, considerar el comportamiento del terreno no soportado, el comportamiento del soporte y la interacción entre éste y el terreno circundante. En minas de carbón subterráneas en nuestro medio, es posible observar el comportamiento de los techos no soportados; no obstante, la mejor alternativa para observar este fenómeno es emplear los métodos numéricos y verificar los resultados con las medidas subterráneas. El propósito de este cuarto paso es entonces, suministrar algunas herramientas analíticas para describir el comportamiento no lineal del terreno y determinar las cargas necesarias de diseño.

La experiencia del autor en este campo recomienda la utilización de la técnica empleada por E. Hoek y E.T. Brown en su texto Excavaciones subterráneas en Roca, capítulo 8, diseño de sostenimiento para excavaciones subterráneas.

## 6. OPTIMIZACIÓN DE LOS DATOS DE ENTRADA PARA LOS ESTUDIOS NUMÉRICOS

La caracterización de los estratos con el fin de obtener los parámetros reales de entrada para las técnicas numéricas, es un pre-requisito importante en estos estudios. Este aspecto de la investigación implica una evaluación de las cuatro técnicas de medición de esfuerzos *in situ*, para aplicación en la minería del carbón. Esas técnicas son: el medidor de deformaciones en el interior de un barreno, USBM; la celda "doorstopper", CSIR; la celda triaxial, CSIR,

y el medidor fotoelástico de esfuerzos. Además, se ha de evaluar la deformabilidad de los pilares de carbón mediante la técnica de la microsísmica (petite sismique) o la del gato Goodman.

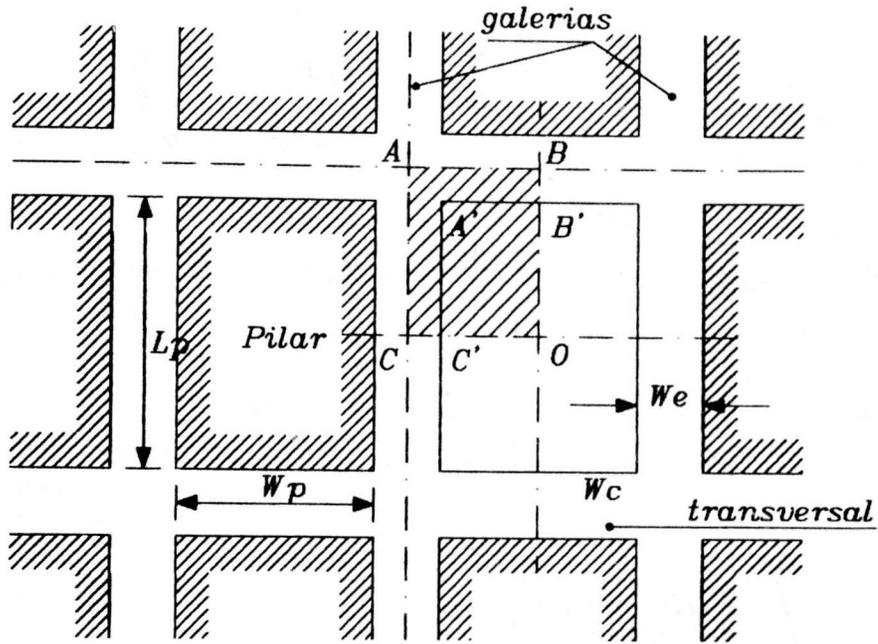
Para complementar el trabajo experimental se efectúan varias modelizaciones tridimensionales por el método de los elementos finitos a fin de analizar el estado de esfuerzos en el laboratorio simulando las situaciones de campo. Sin embargo, el aspecto más importante de esta investigación es la redefinición de la clasificación geomecánica especialmente para las aplicaciones de la minería del carbón. Esto involucra, en esencia, la simplificación de este sistema de clasificación y su modificación para una descripción geológico-ingenieril más práctica del comportamiento del manto de carbón, incluyendo los efectos de los esfuerzos, la meteorización del estrato y el método de excavación.

## 7. EJEMPLOS DE ESTUDIOS NUMÉRICOS EN APLICACIONES A LA MINERÍA DEL CARBÓN

### 7.1. Esfuerzos y deformaciones en la vecindad de una intersección

En esta investigación, adelantada por Bieniawski, se estudiaron los esfuerzos y las deformaciones generados en una intersección de cuatro vías localizadas en el centro de un panel de una mina explotada por cámaras y pilares. Las condiciones de simetría del problema se muestran en la Figura 2a.; los análisis incluyeron los siguientes parámetros: relaciones ancho a altura del pilar, (W/H) = 2.0; 5.0; 8.0, y 12.0 y relaciones de los esfuerzos horizontales a verticales, (k) = 0.5; 1.0, y 2.0. Los resultados de los análisis arrojaron las siguientes conclusiones:

a) Las deformaciones verticales originadas en el techo (convergencia) y piso (levantamiento del piso) decrecen a medida que W/H incrementa de 2.0 a 12.0; no obstante, la magnitud de los esfuerzos horizontales no tiene un efecto significativo sobre las deformaciones verticales, las cuales tienen un máximo en el centro de la intersección y un mínimo en el centro del pilar.



- $L_p =$  longitud del pilar       $H_p =$  altura = 1.52m  
 $W_p =$  ancho del pilar       $h =$  profundidad = 330.00m  
 $W_e =$  ancho de la galeria       $\nabla_v = -7.93$  Mpa  
 $W_c =$  ancho de la transversal       $\nabla_h = k \cdot \nabla_v$   
 $W_p/L_p = 0.75$   
 $W_e = W_c = 6.10$  m

figura 2a.

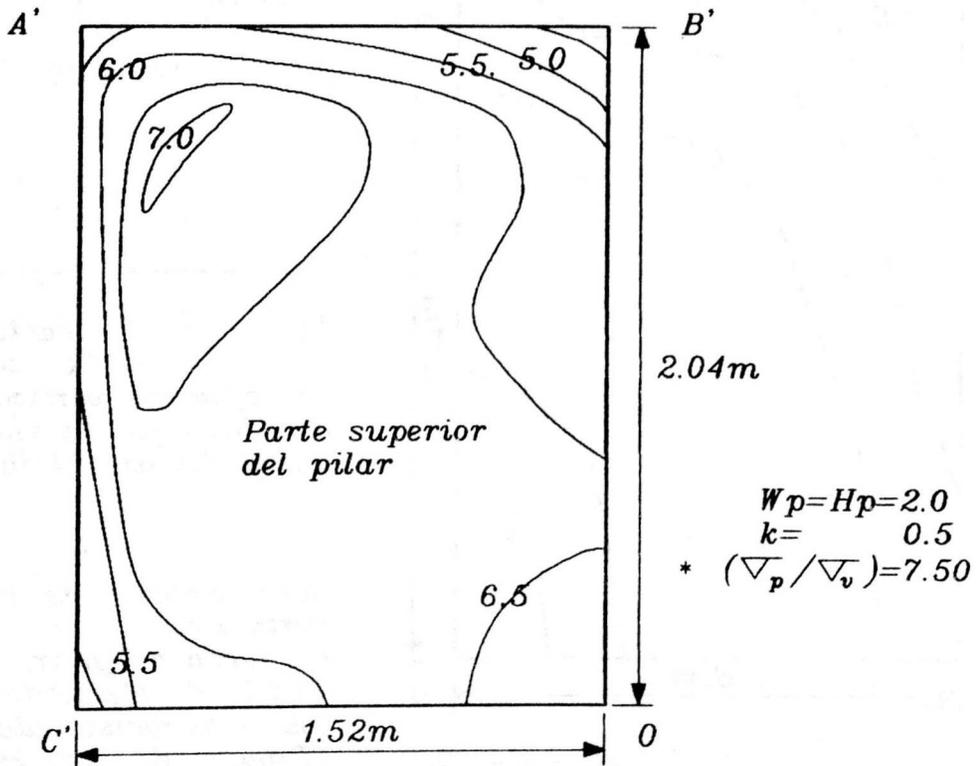
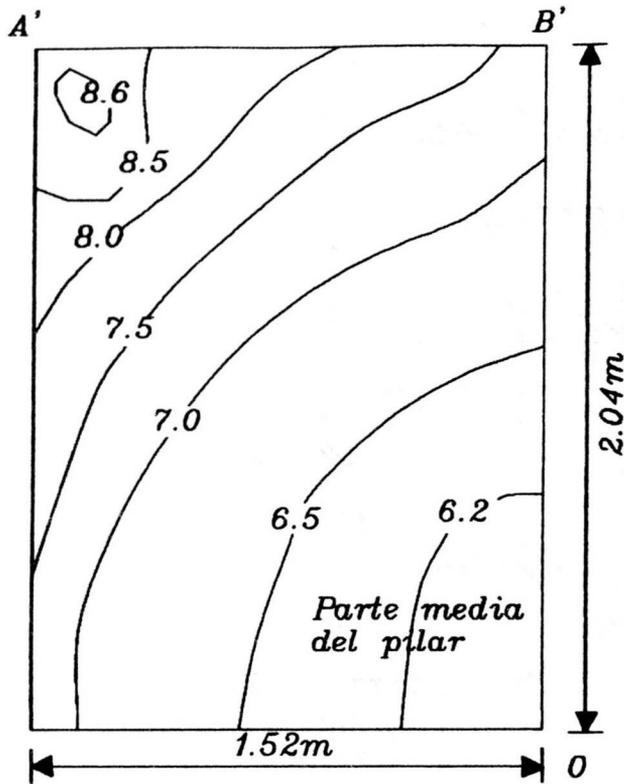


figura 2b

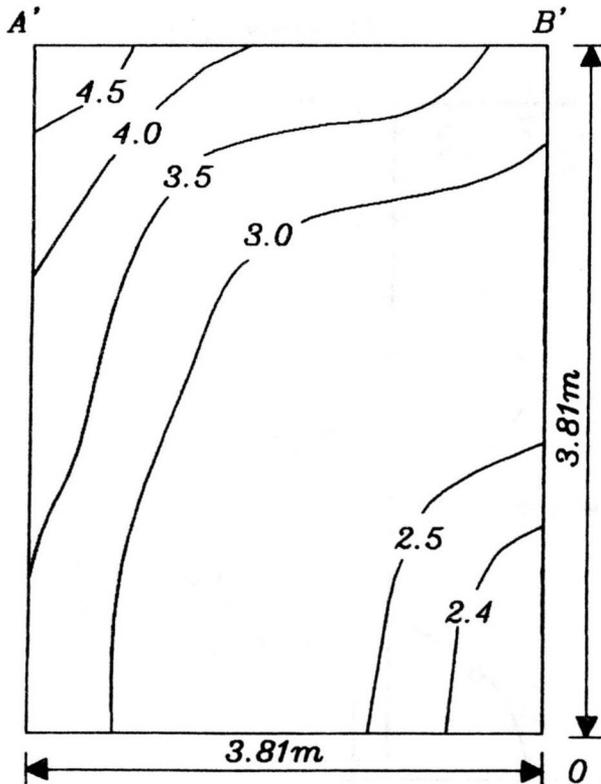


$$W_p/H_p = 2.0$$

$$k = 0.5$$

$$(\nabla_p / \nabla_v) = 7.5$$

figura 2c.



$$W_p/H_p = 5.0$$

$$k = 0.5$$

$$(\nabla_p / \nabla_v) = 2.88$$

\*  $(\nabla_p / \nabla_v) =$  Factor de concentración de esfuerzos vertical promedio dado por la teoría de carga del área tributaria.

Concentración de esfuerzos verticales en torno al pilar. Modelo de elementos, finitos tridimensionales. (Tomado de Borecki et al).

figura 2d.

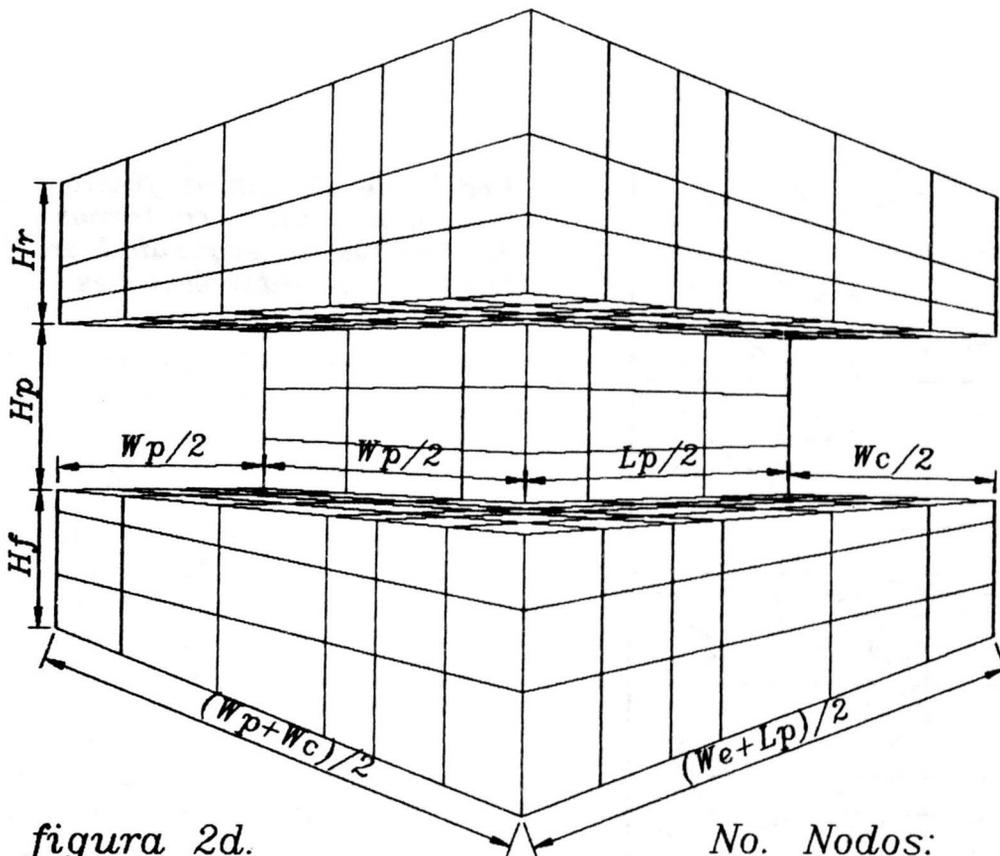


figura 2d.

No. Nodos: 494  
 No. elementos:  
 Hexagonales: 297  
 Tetraedricos: 1485

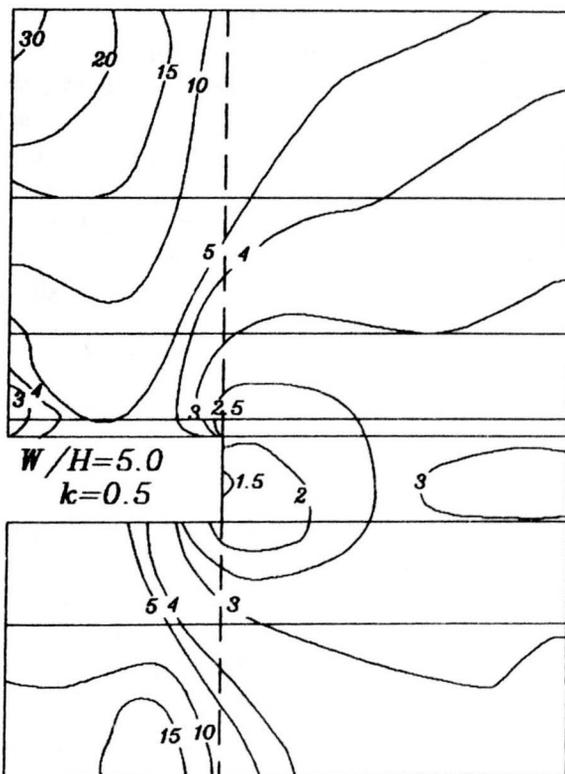
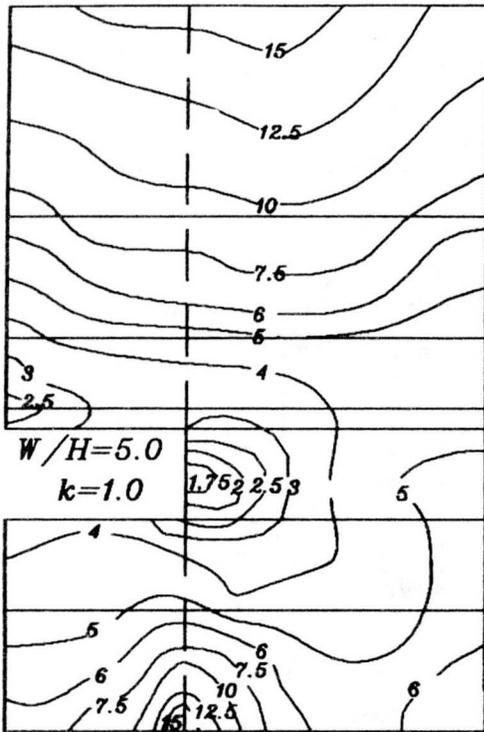


figura 2e

Modelo de elementos finitos tridimensional y contornos de factores de seguridad en torno a las intersecciones.



Modelo de elementos finitos tridimensional y contornos de factores de seguridad en torno a las intersecciones.

figura 2f.

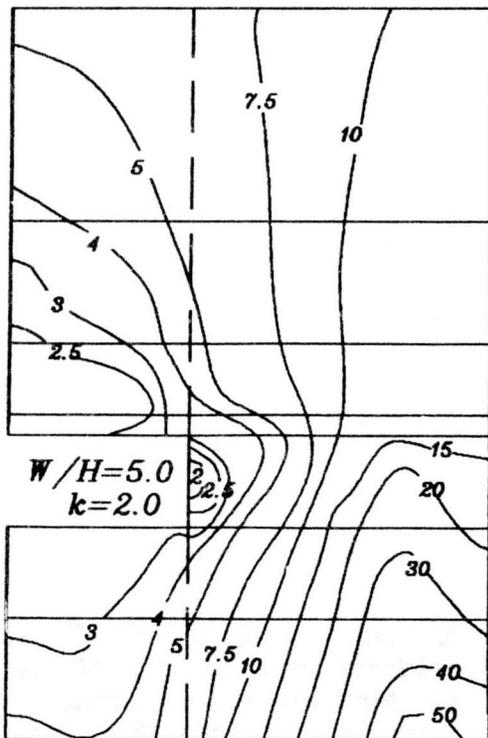


figura 2g.

b) Las deformaciones horizontales del pilar decrecen a medida que  $W/H$  incrementa; sin embargo, un esfuerzo horizontal *in situ* superior genera mayores deformaciones horizontales del pilar las cuales se hacen máximas en sus esquinas y a la mitad de su altura.

c) La componente vertical de los esfuerzos en el pilar es siempre máxima en las esquinas y mínima en el corazón del pilar (Figuras 2b, 2c y 2d). Los factores de concentración de esfuerzos verticales generados en el plano horizontal del pilar, Figura 2b, son menores a los que se encuentran en el plano horizontal medio de dicho pilar, Figura 2c. Para todos los valores  $W/H$ , los factores de concentración de esfuerzos verticales decrecen ligeramente a medida que los esfuerzos horizontales se incrementan; es decir, tienen un valor máximo cuando  $k = 0.5$ . Además, para todos los valores  $W/H$ , los factores de concentración de esfuerzos verticales, que se presentan en las regiones exteriores del plano horizontal medio del pilar, son mayores a los valores arrojados por la teoría del área tributaria para pilares cargados, Figuras 2c y 2d.

d) Puesto que los esfuerzos en torno a una intersección y en el interior de un pilar generan una distribución tridimensional y por lo tanto el factor de concentración de esfuerzos verticales no es adecuado para describir el estado de esfuerzos, la estabilidad del área de intersección y la del pilar se estudian utilizando un factor de seguridad (F.S.), el cual se basa en el criterio de fluencia de Von Mises. Este factor se define como:

$$F.S. = (A \times I_1 + B) / \sqrt{J_2}$$

$I_1$ : primer invariante de esfuerzos aplicados.

$$I_1 = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3 = \sigma_x + \sigma_y + \sigma_z$$

$J_2$ : segundo invariante de esfuerzos desviadores.

$$J_2 = \frac{1}{6} \left[ (\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y + \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 \right] + Z_{xy}^2 + Z_{yz}^2 + Z_{zx}^2$$

A, B: constantes del material.

La distribución de factores de seguridad se evalúa en los planos verticales que pasan diagonalmente a través de la intersección, la esquina del pilar y su

centro. Los resultados para  $W/H = 5.0$  y  $k = 0.5$ ; 1.0 y 2.0 se muestran en las Figuras 2e, 2f y 2g, respectivamente. En todos los casos los factores de seguridad en el techo y piso de la intersección decrecen a medida que los esfuerzos horizontales se hacen mayores y, dentro de un pilar, el factor de seguridad incrementa desde las esquinas hacia el centro. Igualmente, un mayor valor de  $k$  genera un mayor factor de seguridad para la región central del pilar debido al incremento del confinamiento. Como era de esperar, una mayor relación  $W/H$  produce un pilar más estable. Sorprendentemente, el factor de seguridad en el techo y el piso de la intersección no se afecta al modificar la relación  $W/H$ .

## 7.2. Influencia del avance de la explotación sobre el comportamiento de una galería empernada

La galería, de una sección útil de  $10 \text{ m}^2$ , semiovalada y localizada a 7 m del manto de carbón, hace un ángulo de  $60^\circ$  con la pendiente de éste; sus direcciones son paralelas. La galería se encuentra a una profundidad de 550 m en el interior de una arenisca cuarzosa de grano fino. El macizo en estudio está conformado de cinco tipos de rocas: arenisca micacea (10.0 m de espesor), esquisto negro (12.5 m de espesor), carbón (9.0 m de espesor), esquisto brillante con residuos vegetales (4.5 m de espesor) y arenisca cuarzosa (46.5 m de espesor).

Las características geomecánicas de los estratos modelizados se han modificado según la metodología aconsejada por Tincelin, en su estudio sobre la determinación de las características mecánicas de los macizos rocosos a partir de los ensayos en laboratorio. Esas características mecánicas incluyen, no sólo, la resistencia a la compresión simple y la resistencia a la tracción indirecta, sino además los módulos de Young y coeficientes de Poisson longitudinales y transversales al igual que las curvas intrínsecas para cada uno de los materiales. Los pernos se modelaron mediante una rigidez de 691150 Kg y una resistencia a la tracción de 1980 Kg (para 11 pernos por sección) y 565486 kg y una resistencia a la tracción de 1620 Kg (para 9 pernos por sección).

La explotación se modeló al imponer un esfuerzo de tracción en los nudos que limitan la cavidad lo

*Malla mostrando el avance de la explotacion.  
(Tomado de Correa)*

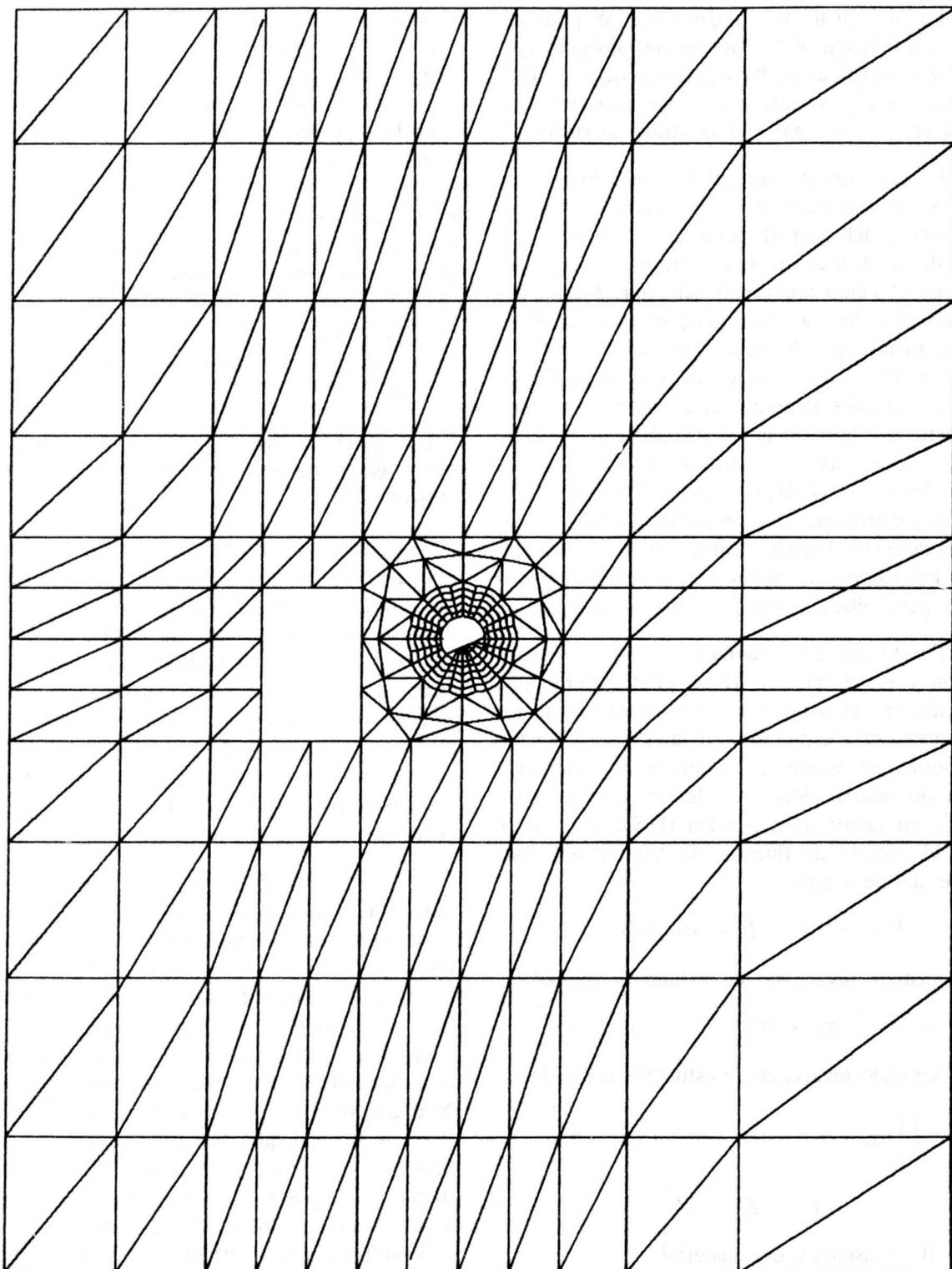


Figura 3a. Primera franja. Malla mostrando el avance de la explotación. (Tomado de Correa).

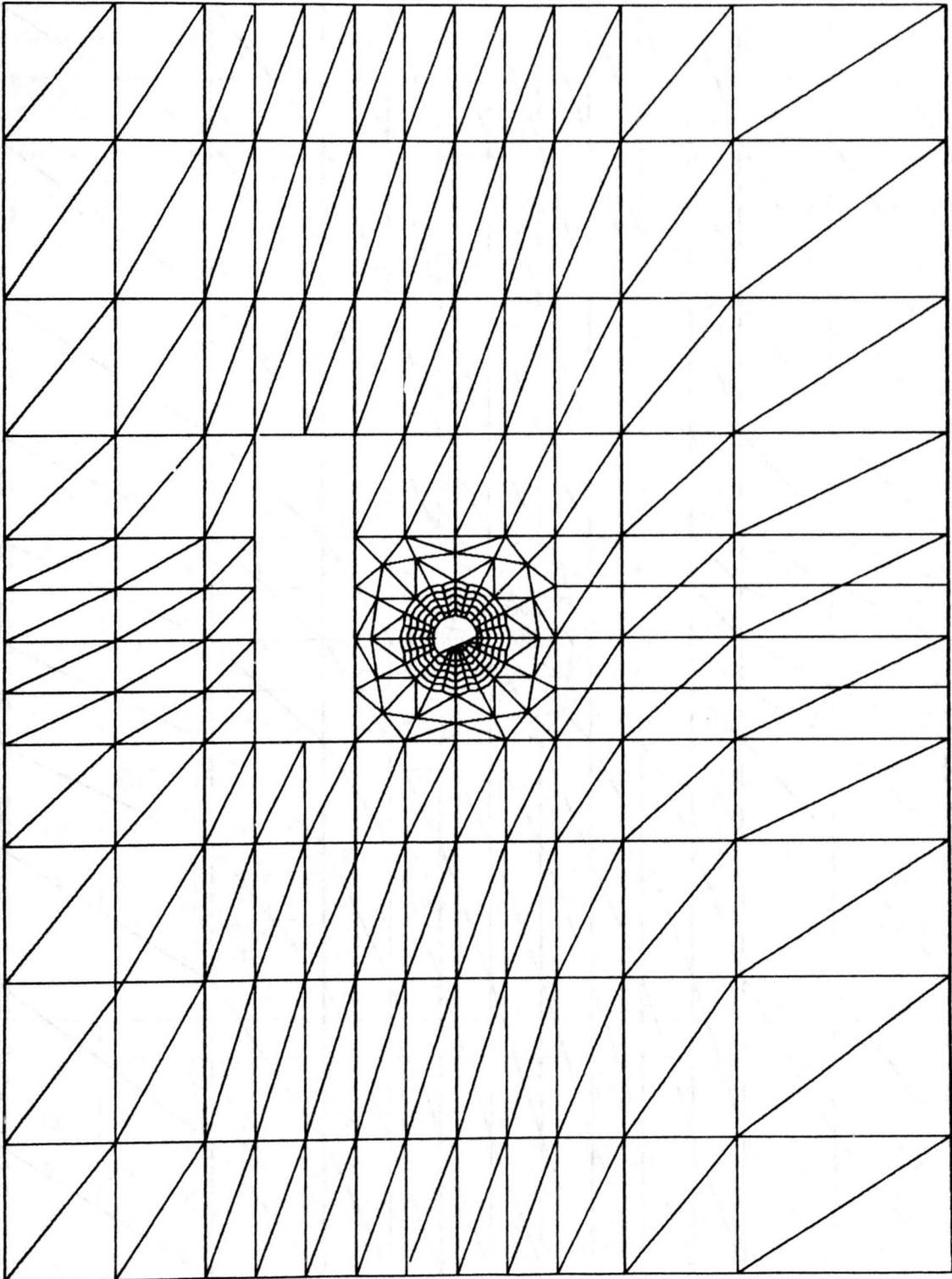


Figura 3b. Segunda franja.

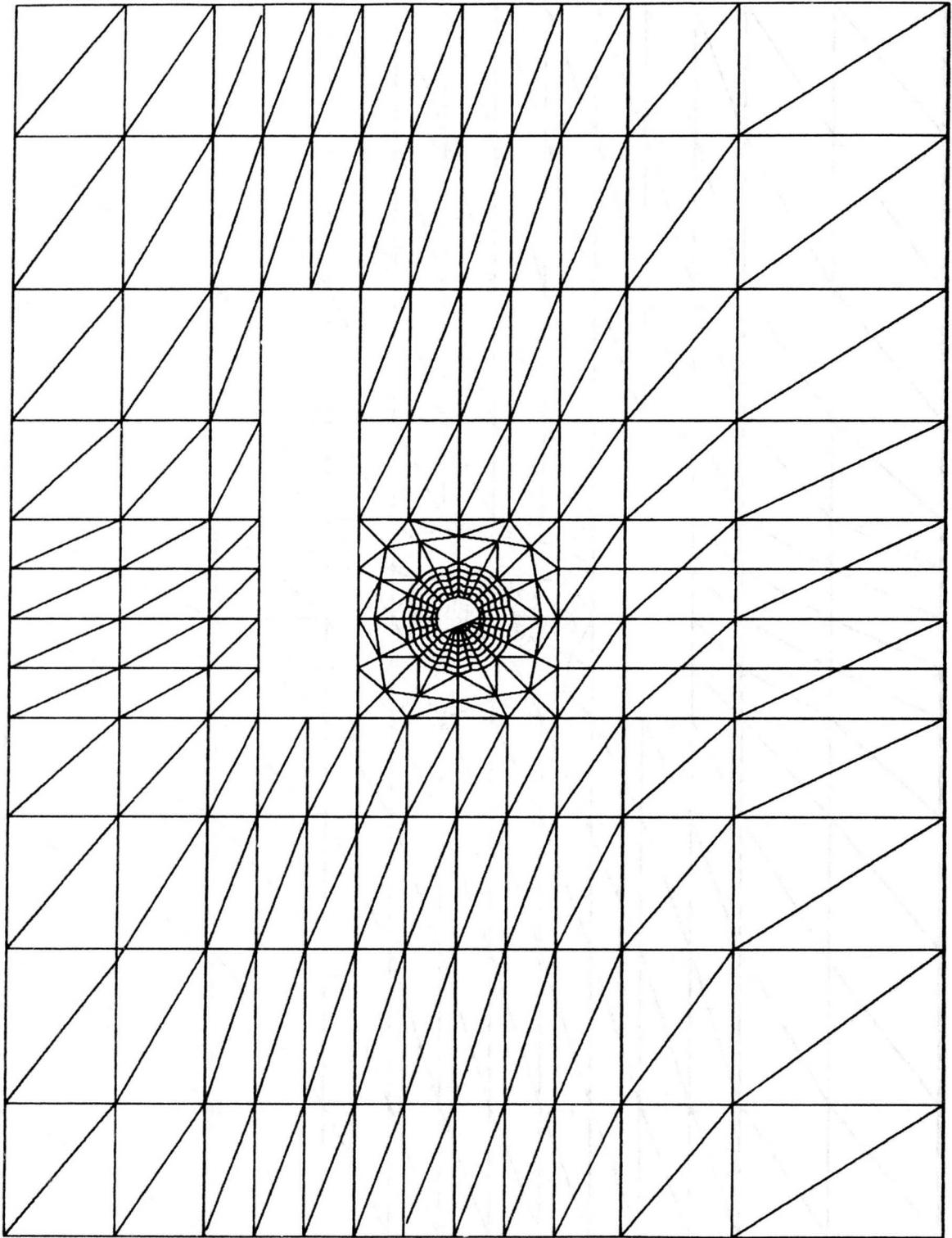


Figura 3c. Tercera franja.

TABLA 1  
ANALISIS DE LOS DESPLAZAMIENTOS EN TORNO A LA GALERIA, mm.

LONG. PERNO (cm)	No. NUDO	ANTES DEL TAJO		DESPUES DE EMPEZAR EL TAJO						
		SP	9:00 AM	SP 1	SP 2	SP 3	P1 9a18	P2 9a18	P3 9a18	
180	408	u	0.1154	0.1154	-0.6895	0.9588	-1.0167	-0.6894	-0.9588	-0.0166
		v	0.0067	0.0067	0.2816	0.3509	0.1824	0.2815	0.3509	0.1822
135	447	u	0.1193	0.1193	-0.6753	-0.9486	-1.0114	-0.6753	-0.9486	-1.0114
		v	0.0073	0.0073	0.2919	0.3793	0.2223	0.2918	0.3793	0.2223
90	467	u	0.1224	0.1224	-0.6596	-0.9355	-1.0029	-0.6596	-0.9354	-1.0029
		v	0.0072	0.0072	0.3038	0.4083	0.2622	0.3037	0.4083	0.2622
45	490	u	0.1234	0.1234	-0.6425	-0.9188	-0.9903	-0.6425	-0.9188	-0.9903
		v	0.0043	0.0044	0.3182	0.4379	0.3011	0.3183	0.438	0.3013
0	504	u	0.1232	0.1232	-0.6241	-0.8975	-0.9718	-0.624	-0.8974	-0.9718
		v	0.0077	0.0074	0.3353	0.4644	0.333	0.3356	0.4647	0.3333
180	359	u	0.1601	0.1607	-0.7958	-1.167	-1.2731	-0.7951	-1.1664	-1.2725
		v	-0.0319	-0.032	0.3474	0.2565	0.1984	0.2473	0.3564	0.1983
135	377	u	0.1785	0.1787	-0.7686	-1.1391	-1.245	-0.7683	-1.1389	-1.2447
		v	-0.035	-0.035	0.2516	0.283	0.2396	0.2516	0.383	0.2396
90	396	u	0.2036	0.2035	0.7375	-1.1068	-1.2121	-0.7377	-1.107	-1.3123
		v	-0.0407	-0.0406	0.2585	0.4147	0.2861	0.2586	0.4148	0.2863
45	443	u	0.2378	0.347	-0.7002	-1.0684	-1.1729	-0.7012	-1.0694	-1.1738
		v	-0.0517	-0.0514	0.2402	0.4566	0.2438	0.2705	0.4569	0.3442
0	470	u	0.2771	0.2748	-0.6556	-1.0223	-1.1262	-0.6581	-1.0247	-1.1285
		v	-0.065	-0.0643	0.2946	0.5199	0.4246	0.2954	0.5207	0.4254
180	350	u	0.1538	0.1541	-0.874	-1.3861	-1.5642	-0.8736	-1.3856	-1.5637
		v	-0.0761	-0.0762	0.2075	0.407	0.2879	0.2073	0.4068	0.2877
135	364	u	0.1695	0.1696	-0.8458	-1.3472	-1.5182	-0.8458	-1.3471	-1.5181
		v	-0.0803	-0.0803	0.207	0.4211	0.3143	0.2071	0.4212	0.3144
90	384	u	0.1707	0.1905	-0.816	-1.3059	-1.4694	-0.8163	-1.2062	-1.4677
		v	-0.0837	-0.0835	0.2079	0.4391	0.3452	-0.2082	0.4395	0.3456
45	407	u	0.2204	0.2198	-0.7816	-1.258	-1.4128	-0.7824	-1.2588	-1.4136
		v	-0.0839	-0.0833	0.2123	0.4654	0.386	0.2129	0.4661	0.3867
0	455	u	0.2645	0.2629	-0.7357	-1.1919	-1.3361	-0.7365	-1.1937	-1.3379
		v	-0.0728	-0.0715	0.2278	0.5137	0.4525	0.229	0.5151	0.4539
180	352	u	0.093	0.0931	-0.8743	-1.4857	-1.727	-0.8741	-1.4855	-1.7268
		v	-0.06	-0.0603	0.1574	0.452	0.3962	0.1572	0.4515	0.3957
135	379	u	0.1034	0.1035	-0.8571	-1.4502	-1.6794	-0.857	-1.4502	-1.6794
		v	-0.0641	-0.0642	0.1572	0.456	0.4053	0.1571	0.455	0.4053
90	397	u	0.1184	0.1182	-0.8397	-1.4155	-1.6323	-0.8398	-1.4157	-1.6325
		v	-0.069	-0.0689	0.1555	0.459	0.416	0.1556	0.4593	0.4166
45	444	u	0.1413	0.141	-0.822	-1.2809	1.5842	-0.8223	-0.3812	-1.5845
		v	-0.0738	-0.0733	0.1513	0.4634	0.4282	0.1517	0.464	0.4289
0	471	u	0.1831	0.1823	-0.8025	-1.3411	-1.5273	-0.8032	-1.2419	-1.5281
		v	-0.0741	-0.0725	0.1403	0.4658	0.4413	0.1415	0.4672	0.4428

ANALISIS DE LOS DESPLAZAMIENTOS EN TORNO A LA GALERIA, mm.

LONG. PERNO (cm)	No. NUDO	ANTES DEL TAJO		DESPUES DE EMPEZAR EL TAJO						
		SP	9:00 AM	SP 1	SP 2	SP 3	P1 9 a 18	P2 9 a 18	P3 9 a 18	
180	392	u	0.536	0.0527	-0.8424	-1.4783	-1.7451	-0.8423	-1.4782	-1.745
		v	-0.0374	-0.0377	0.1137	0.441	0.4281	0.1125	0.4406	0.4275
135	412	u	0.591	0.0592	-0.836	-1.4511	-1.7038	-0.8359	-1.451	-1.7038
		v	-0.0406	-0.0409	0.1136	0.4382	0.4266	0.1134	0.438	0.4264
90	452	u	0.0674	0.0675	-0.8303	-1.4272	-1.66	-0.8302	-1.4272	-1.666
		v	-0.0458	-0.046	0.1102	0.4347	0.4253	0.11	0.4347	0.4255
45	475	u	0.0815	0.0814	-0.8272	-0.4099	-1.6346	-0.8273	-1.41	-1.6447
		v	-0.0559	-0.0667	0.1	0.427	0.4209	0.1001	0.4273	0.4214
0	497	u	0.1059	0.1052	-0.835	-1.41	-1.0203	-0.8355	-1.4115	-1.6209
		v	-0.0779	-0.0757	0.0724	0.4008	0.3983	0.0743	0.4029	0.4005
180	476	u	0.024	0.024	-0.8076	-1.4409	-1.7186	0.8075	-1.4408	-1.7185
		v	-0.0295	-0.0297	0.0674	0.3976	0.4192	0.0672	0.3972	0.4187
135	492	u	0.0238	0.0239	-0.8122	-1.426	-1.6892	-0.8121	-1.4259	-1.6891
		v	-0.0316	-0.0318	0.0665	0.3888	0.4066	0.0662	0.3886	0.4063
90	502	u	0.0229	0.023	-0.8189	-1.4164	-1.6659	-0.8187	-1.4163	-1.6658
		v	-0.0368	-0.036	0.0615	0.3776	0.3925	0.0612	0.3775	0.3925
45	509	u	0.0205	0.0206	-0.8306	-1.4182	-1.6554	-0.8304	-1.4179	-1.6552
		v	-0.0455	-0.0455	0.0497	0.3618	0.3752	0.0497	0.3621	0.3756
0	519	u	0.013	0.013	-0.8547	-1.4468	-1.6752	-0.8546	-1.4467	0.6751
		v	-0.071	-0.0693	0.0263	0.337	0.3422	0.0279	0.339	0.3612
180	571	u	-0.0233	-0.0233	-0.7767	-1.3797	-0.6524	0.7777	-1.3797	-1.6525
		v	-0.048	-0.0482	0.0149	0.309	0.3542	0.0146	0.3086	1.3538
135	569	u	-0.0321	-0.032	-0.794	-1.3845	-1.6455	-0.794	-1.3844	1.6454
		v	-0.0528	-0.0529	0.0114	0.2942	0.3298	0.0113	0.294	0.3296
90	567	u	-0.0452	-0.045	-0.8128	-1.3938	-1.6441	-0.8126	-1.3935	-1.6438
		v	-0.0585	-0.0584	0.0051	0.2766	0.3034	0.0052	0.2768	0.3037
45	565	u	-0.0662	-0.0658	-0.8359	-1.4113	-1.6531	-0.8353	-1.4106	-1.6524
		v	-0.0651	-0.0648	-0.0047	0.2572	0.2768	-0.0042	0.258	0.2777
0	563	u	-0.1045	-0.1036	-0.4666	-1.4455	-1.684	-0.8655	-1.4443	-1.68257
		v	-0.0713	-0.0699	-0.0172	0.2423	0.2586	-0.0156	0.2442	0.2607
180	649	u	-0.0807	-0.0809	-0.748	-1.2985	-1.5526	-0.7482	-1.2988	-1.5528
		v	-0.0655	-0.0656	0.0133	0.2611	0.303	0.0131	0.261	0.3029
135	634	u	-0.0955	-0.0954	-0.7695	-1.3158	-1.5624	-0.7694	-1.3156	-1.5623
		v	-0.0704	-0.0703	0.0086	0.2455	0.2759	0.0087	0.2457	0.2761
90	623	u	-0.1154	-0.115	-0.7934	-1.3355	-1.5755	-0.7929	-1.3349	1.576
		v	-0.0745	-0.0742	0.0014	0.2262	0.2456	0.0019	0.2267	0.2461
45	617	u	-0.1436	-0.1427	-0.8203	1.3579	-1.5925	-0.8192	-1.3568	-1.5914
		v	-0.0753	-0.0746	-0.0085	0.203	0.2125	-0.0077	0.204	0.2135
0	609	u	-0.1873	-0.1852	-0.8512	-1.3819	-1.6127	-0.8488	-1.3794	-1.6101
		v	-0.0644	-0.0632	-0.0208	0.1756	0.1781	-0.0195	0.1771	0.1797

ANALISIS DE LOS DESPLAZAMIENTOS EN TORNO A LA GALERIA, mm.

LONG. PERNO (cm)	No. NUDO		ANTES DEL TAJO		DESPUES DE EMPEZAR EL TAJO					
			SP	9:00 AM	SP 1	SP 2	SP 3	P1 9 a 1.8	P2 9 a 1.8	P3 9 a 1.8
180	729	u	-0.1005	-0.1009	-0.7045	-1.1769	-1.4246	-0.705	-1.1975	-1.4251
		v	-0.0453	-0.0453	0.0517	0.2727	0.3029	0.0517	0.2725	0.3029
135	710	u	-0.1197	-0.1197	-0.7292	-1.2211	-1.4451	-0.7291	-1.221	-1.445
		v	-0.0502	-0.05	0.0447	0.2544	0.2733	0.0448	0.2546	0.2735
90	670	u	-0.1449	-0.1444	-0.7575	-1.2484	-1.469	-0.7569	-1.2476	-1.4683
		v	-0.0555	-0.0552	0.0331	0.2288	0.2302	0.0336	0.2293	0.2367
45	650	u	-0.1784	-0.1771	-0.7903	-1.2778	-1.4954	-0.7887	-1.2762	-0.4937
		v	-0.0598	-0.0591	0.0152	0.1922	0.1878	0.016	0.193	0.1887
0	629	u	-0.2204	-0.2173	-0.826	-1.3051	-1.5186	-0.8236	-1.3017	-1.5153
		v	-0.0669	-0.0561	-0.0087	0.1409	0.1242	-0.0077	0.142	0.1254
180	764	u	-0.0874	-0.0878	-0.6398	-1.0585	-1.2484	-0.6403	-1.059	-1.2489
		v	-0.0064	-0.0064	0.0991	0.29	0.3036	0.0992	0.2901	0.3037
135	744	u	-0.1037	-0.1039	-0.6611	-1.0825	-1.2724	-0.6612	-1.0826	-1.2726
		v	-0.0082	-0.0081	0.0949	0.2756	0.2793	0.095	0.2757	0.2793
90	726	u	-0.1265	-0.1263	-0.6875	-1.1117	-1.3021	-0.6872	-1.1114	-1.3018
		v	-0.0132	-0.0131	0.0848	0.2515	0.2441	0.0848	0.2516	0.2442
45	680	u	-0.1596	-0.1586	-0.7234	-0.1505	-1.3418	-0.7223	-0.1493	-0.3406
		v	-0.026	-0.0257	0.0613	0.2084	0.1832	0.0621	0.2088	0.1886
0	663	u	-0.2068	-0.2039	-0.7743	-0.2038	-0.3959	-0.7711	-0.2006	0.3927
		v	-0.0573	-0.057	0.0103	0.1266	0.091	0.0107	0.127	0.0915
180	774	u	-0.0451	-0.0451	-0.5719	-0.8943	-1.0248	-0.5718	-0.8942	-0.0248
		v	0.174	0.0174	0.1352	0.2688	0.2446	0.1352	0.2688	0.2446
135	761	u	-0.0495	-0.0495	-0.5823	-0.91	-1.0439	-0.5823	-0.91	-1.0439
		v	0.0182	0.0182	0.1348	0.2623	0.2319	0.1348	0.2623	0.2319
90	742	u	-0.0544	-0.0544	-0.5919	-0.9249	-1.0624	-0.5919	-0.9249	-1.0624
		v	0.0184	0.0184	0.1334	0.2529	0.2151	0.1335	0.2529	0.2152
45	724	u	-0.0607	-0.0606	-0.5008	-0.9394	-1.0812	-0.6007	-0.9393	-1.0811
		v	0.0161	0.0163	0.1298	0.2375	0.1906	0.13	0.2377	0.1908
0	678	u	-0.0775	-0.0774	-0.6172	-0.9643	-1.1126	-0.6171	-0.9642	-0.1125
		v	0.0035	0.0038	0.117	0.2053	0.1452	0.1173	0.2057	0.1456

Convenciones:

- SP: Sin perno
- SP1: Sin perno primera franja
- SP2: Sin perno segunda franja
- SP3: Sin perno tercera franja
- P1: Empezando primera franja
- P2: Empezando segunda franja
- P3: Empezando tercera franja
- 9 a 1.8: 9 pernos corrugados de 1.80 m. de longitud.

Tomado de Correa.

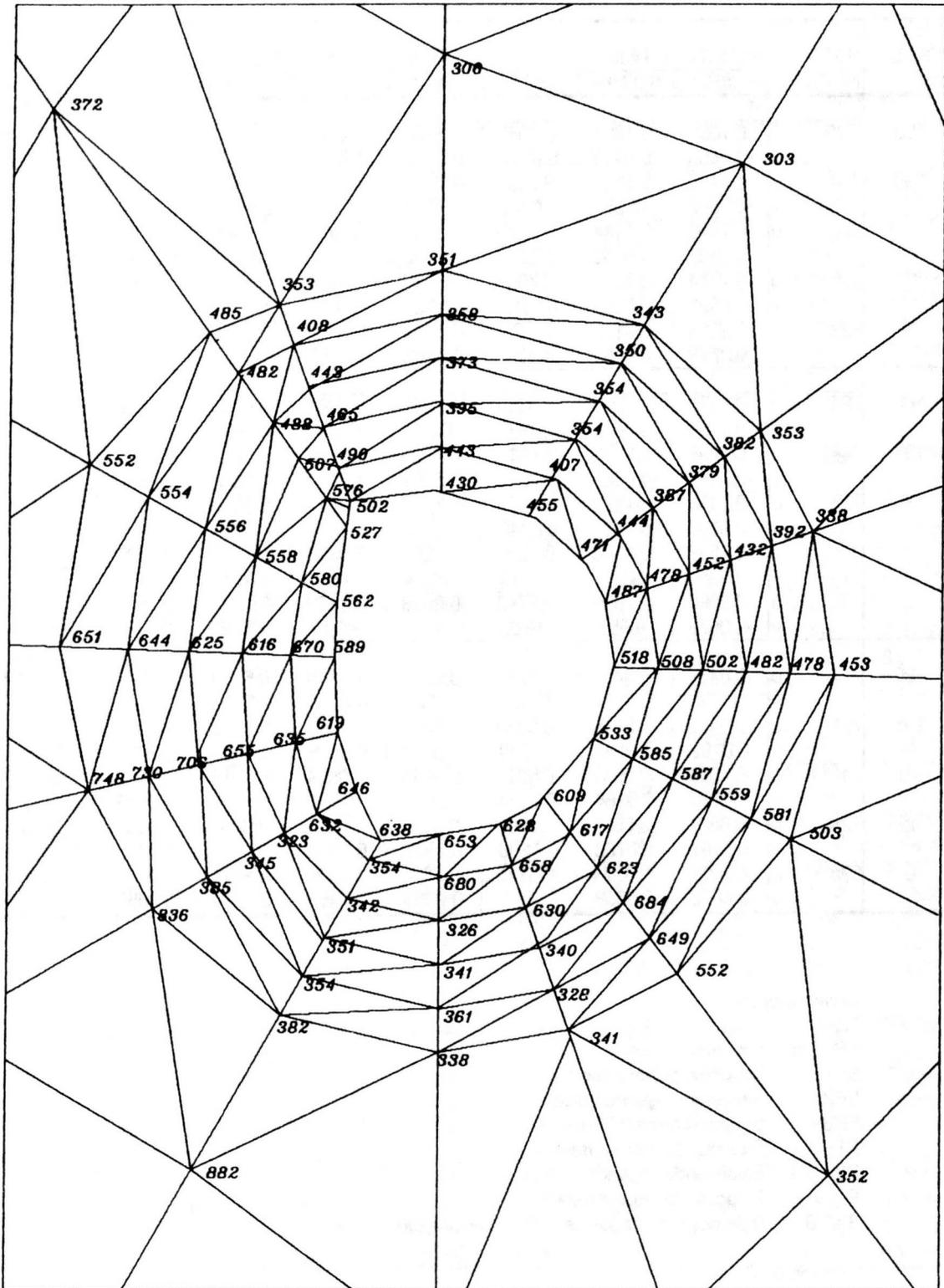


Figura 4. Modelo para el estudio de los desplazamientos.

que equivale a crear una zona de descompresión producida por la extracción de esos elementos. Como se considera que los terrenos *in situ* ejercen un empuje igual a los esfuerzos vertical y horizontal, estas magnitudes se han impuesto en torno al vacío dejado por la explotación. Las etapas de la explotación modelada fueron tres: la primera correspondiente a una franja de extracción de 13.5 m; la segunda de 27.0 m y la tercera de 39.0 m, la que representa el 60% de la altura a explotar. Estas tres etapas de la explotación se muestran en la Figura 3.

Evidentemente si se ha simulado una explotación instantánea, lo cual realmente no es cierto, se presentarán desplazamientos *in situ* mayores a los calculados.

Las condiciones en los límites consistieron en el bloqueo de los desplazamientos *u* y *v* en la margen derecha del diseño así como en la base. Se supusieron esfuerzos horizontal de 300 Kgf/cm<sup>2</sup> y vertical de 150 Kgf/cm<sup>2</sup>.

Los resultados de los desplazamientos obtenidos se muestran en la Tabla 1 para lo cual es indispensable

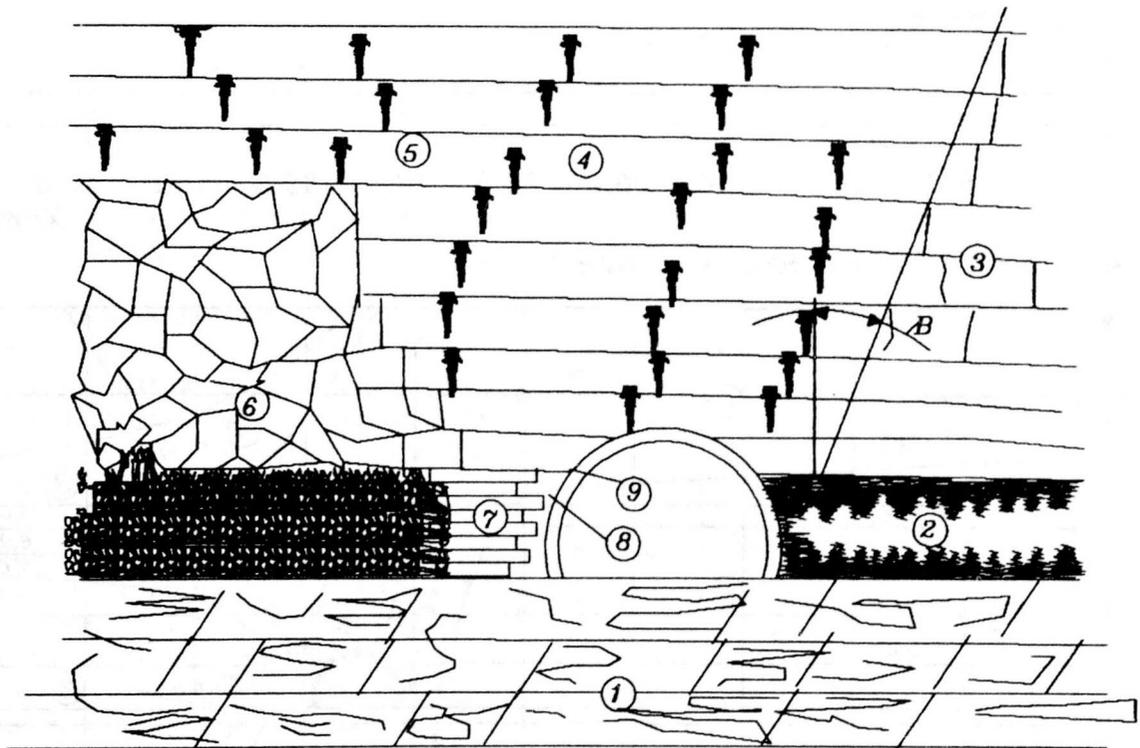


Figura 5a. Modelo de una galería situada entre el tajo largo y el relleno. (Según Stephenson, referencia 4).

1. Shale
2. Carbón
3. Lodolita sólida
4. Lodolita moderadamente fracturada
5. Zona poca fracturada
6. Relleno
7. Canastas de madera
8. Revestimiento
9. SopORTE con arcos

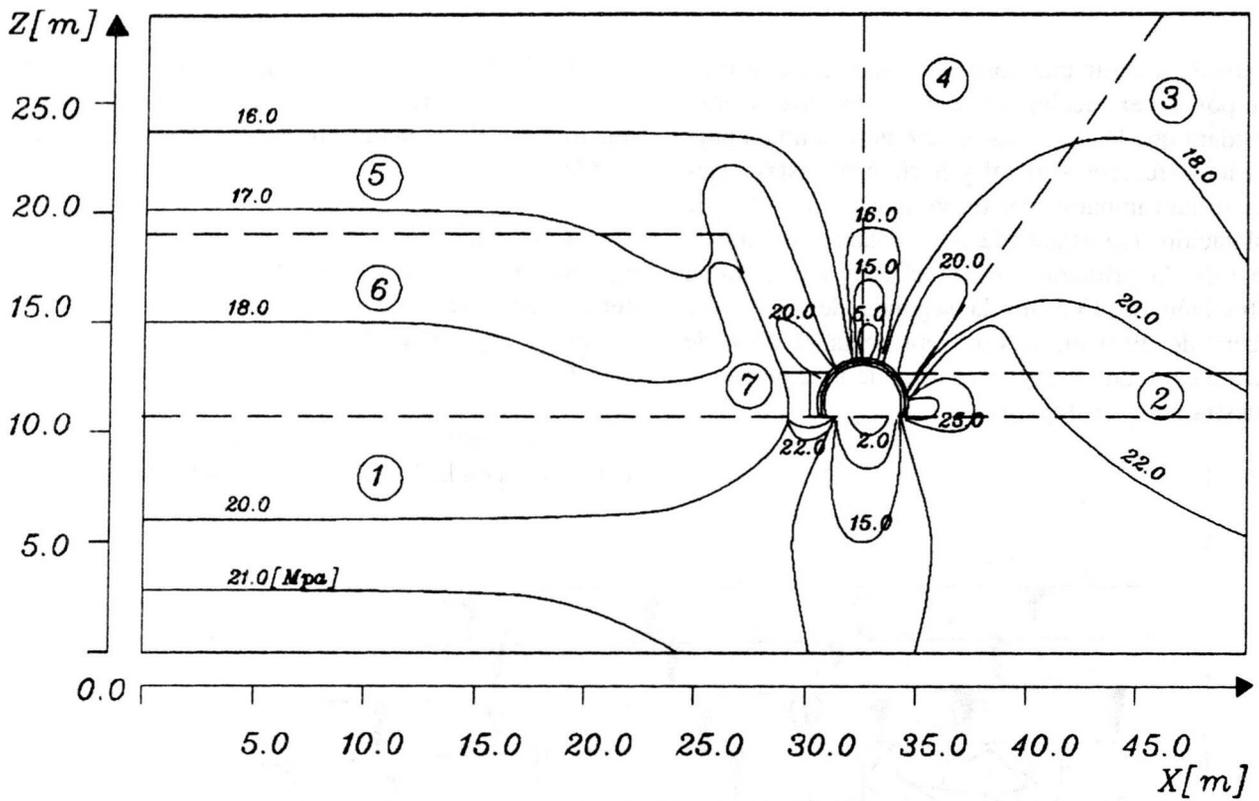


Figura 5b. Contorno de esfuerzos verticales (alrededor de la galería).

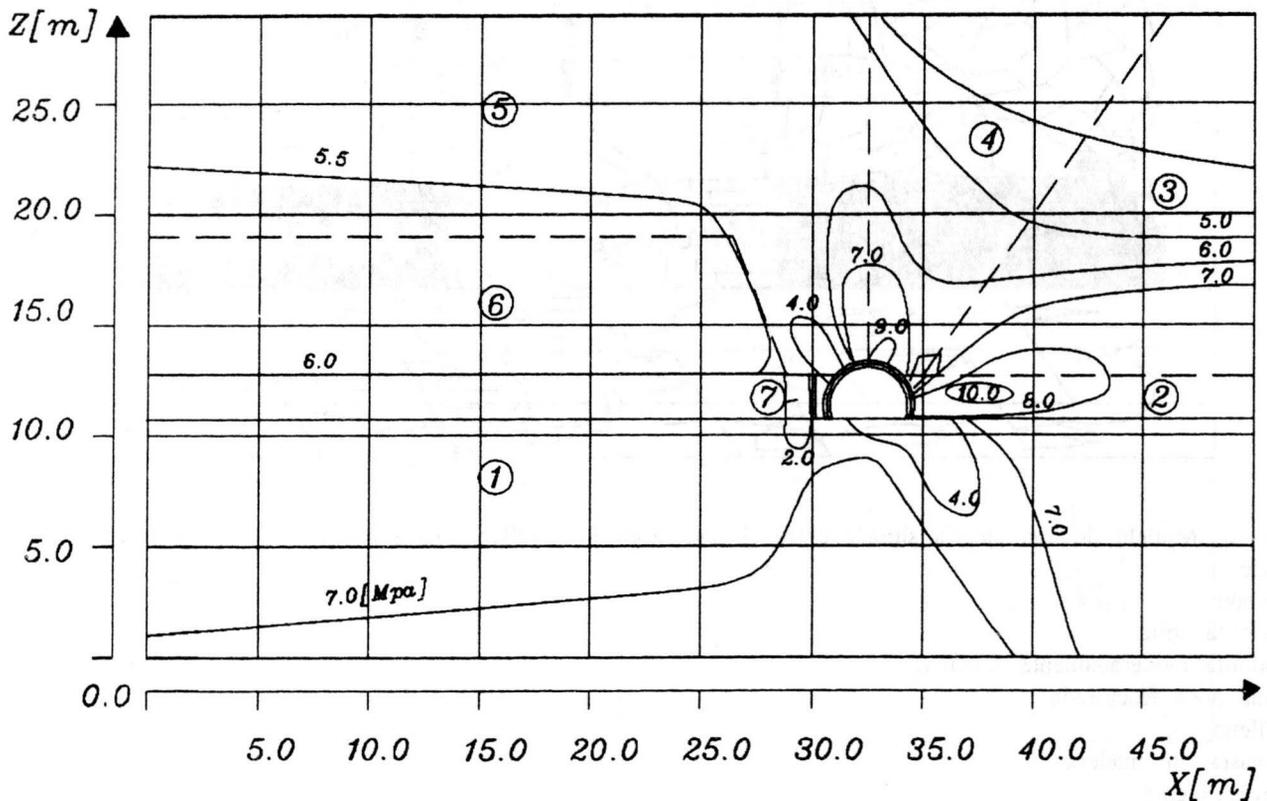


Figura 5c. Contorno de esfuerzos horizontales en torno a la galería.

conservar en mente la Figura 4. Este problema fue estudiado por el autor de este artículo como parte de su tesis de Doctorado.

### **7.3. Comportamiento de una Galería en el frente de avance de una explotación por el método de tajo largo con derrumbe dirigido**

Los resultados de los análisis de las distribuciones de esfuerzos alrededor de cavidades subterráneas y la presencia de una zona de fractura, han sido empleados para modelizar el comportamiento de una galería situada entre el frente de avance y el relleno en una explotación por tajo largo. En el piso se tiene una lutita carbonosa, luego un manto de carbón con espesor de 2.5 m y una lodolita en el techo. Mediante el modelo se discretizaron tanto la roca sólida como las rocas moderadamente y fuertemente fracturadas, así como el derrumbe, el arco de acero y las canastas de madera. Los límites entre la zona fracturada y las del derrumbe fueron tomados de Bilinski (1976): las mediciones subterráneas prueban la existencia de esas grietas en el frente de avance.

Esta situación fue analizada tanto por el método del elemento finito como por el método de la diaclasa. En el primero el terreno en torno a la excavación se analizó mediante la reducción de las propiedades geomecánicas. Los resultados de ambos análisis fueron esencialmente los mismos.

Basados en este estudio se extraen las siguientes conclusiones: el fracturamiento de la roca en torno a las excavaciones causa el desconfinamiento del material. En el contorno de la roca sólida se presenta un incremento de esfuerzos que resulta de la suposición de la coexistencia de dos zonas de constantes elásticas considerablemente diferentes.

La utilización del elemento de diaclasa permite una mayor exactitud pero es más costoso y sus cálculos son más complejos; ésta es la razón por la cual la modificación de las constantes elásticas del material

que circunda la galería ha sido más aceptada como método de análisis.

La Figura 5 ilustra la distribución de los esfuerzos encontrados para este tipo de problema, el cual fue estudiado por Ove Stephansson.

## **8. CONCLUSIONES**

Los resultados obtenidos con los métodos descritos en el presente artículo para los tres tipos de problemas generados por la explotación de minas: cámaras y pilares, tajo largo y tajos cortos inclinados (soutirage) han estado acordes con la realidad, demostrando lo promisorio de estas técnicas.

## **BIBLIOGRAFIA**

1. CORREA, A. Alvaro. "Contribution a l'étude du boullonnage. Application au soutènement des voies a la mine de la Mure". Tesis de Doctor Ingeniero Universidad de Grenoble, Francia, 1983.
2. CORREA, A. Alvaro. Teoría de la elasticidad y elementos finitos en Mecánica de Suelos y Rocas. Trabajo de promoción a profesor asociado. Universidad Nacional de Colombia, Santafé de Bogotá, 1990.
3. HOEK & BROWN. "Underground Excavations in Rock". McGraw-Hill, Book Co., New York, 1980.
4. M. BORECKI & M. Kwasniewski. Editores. "Application of Analytical Methods to Mining Geomechanics". A.A. Balkema/Rotterdam, 1982.
5. OBERT & DUVALL. "Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock". John Wiley & Sons., Inc., New York, 1967.
6. PIGUET, Jack Pierre. "La Modélisation en Mécanique des Terrains et son Application a l'exploitation minière". Tesis de Doctor en Sciences, Escuela de Minas de Nancy, 1983.
7. REVUE DE L'Industrie Minérales. Soutènement. Documentos S.I.M., B1, B2 y B3, Saint Etienne. Julio 1960, abril 1961 y diciembre 1961.