

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

**CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION
DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DEL CARBON
DE FABERO - MATARROSA Y ALTO BIERZO - BIERZO ORIENTAL**

MEMORIA



INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

00723

CRITERIOS GEOMECANICOS
PARA LA IMPLANTACION DE LABORES
MINERAS EN LAS CUENCAS DEL CARBON
DE FABERO - MATARROSA Y ALTO BIERZO
- BIERZO ORIENTAL

Este estudio ha sido realizado por la Dirección de Aguas Subterráneas y Geotecnia del Instituto Geológico y Minero de España en régimen de Contratación con E.A.T.,S.A. - Equipo de Asistencia Técnica, con la participación del siguiente personal técnico:

POR EL I.G.M.E.

D. Francisco Javier Ayala Carcedo
Ingeniero de Minas.

POR E.A.T.,S.A.

D. José María Rodríguez Ortiz
Dr. I. C. C. P.

D. José Luis Sanz Contreras
Ingeniero de Minas

D. Carlos Prieto Alcolea
Lic. C. Geológicas

D. Jesús Rubio Amo
Lic. C. Geológicas

MEMORIA

I N D I C E

MEMORIA

	<u>Pág.</u>
1. INTRODUCCION	1
2. DESCRIPCION GENERAL DEL AREA DE ESTUDIO	3
2.1 Encuadre geológico	3
2.1.1 Estratigrafía	5
2.1.2 Tectónica	12
2.2 Actividad minera	15
3. TRABAJOS REALIZADOS	17
4. ESCOMBRERAS	21
4.1 Características generales	21
4.2 Inventario de la situación actual	23
4.2.1 Area Lillo del Bierzo - La Cruz de la Traviesa	23
4.2.2 Area de la Cruz de Valdeferrera	24
4.2.3 Entorno de Fabero	25
4.2.4 Fuente del Llauro	26
4.2.5 Norte del Valle del Sil. Santa Cruz	26
4.2.6 Villamartín del Sil, Cerro Bustiriegas	27
4.2.7 Area de Alinos - Matarrosa	27
4.2.8 Area Melendrera - Río Velasco	28
4.2.9 Area de Toreno	28
4.2.10 Escombreras dispersas	33
4.3 Análisis de las condiciones de estabilidad	33
4.3.1 Estabilidad del terreno de implantación	33
4.3.2 Estabilidad de los escombros	34
4.4 Evaluación del territorio respecto a las condiciones de implantación de escombreras	35

MEMORIA ...

	<u>Pág.</u>
5. MINERIA A CIELO ABIERTO	42
5.1 Características generales - Inventario	42
5.2 Condiciones de estabilidad	44
6. MINERIA SUBTERRANEA	46
6.1 Selección de explotaciones	47
6.2 Características geológicas e hidrogeológicas	49
6.2.1 Antracitas de Gaiztarro	49
6.2.2 Combustibles de Fabero	52
6.2.3 Antracitas de Fabero	54
6.3 Técnicas de laboreo	57
6.4 Características geomecánicas	59
6.5 Características de las galerías estudiadas	62
6.5.1 Geometría y configuración	62
6.5.2 Sostenimientos	63
6.6 Estabilidad de las galerías de infraestructura o acceso	66
6.6.1 Evaluación geomecánica	67
6.6.2 Discusión sobre los sostenimientos empleados	69
6.7 Galerías de acompañamiento de tajo	71
6.7.1 Inventario	71
6.7.2 Análisis del comportamiento observado	71
6.7.2.1 Comentario sobre la auscultación de galerías	71
6.7.2.2 Evaluación de las medi das realizadas	78
6.7.2.3 Análisis de la influencia cia de la entibación	79
6.7.3 Predicción teórica del comportamiento	82

MEMORIA ...

	<u>Pág.</u>
6.7.3.1 Estado del macizo y tensiones en profundidad	83
6.7.3.2 Análisis del techo	85
6.7.3.3 Otros factores	100
6.7.3.4 Estabilidad de los hastiales	108
6.7.3.5 Levantamiento del muro	109
6.7.4 Previsión empírica de sostenimiento	110
6.7.4.1 La práctica usual	111
6.7.4.2 Control de bloques	112
6.7.4.3 Adaptación de clasificaciones geomecánicas	116
6.7.4.4 Estimación de convergencias	121
7 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	127

A P E N D I C E S

- Plano N° 1 - Ubicación de escombreras, cortas y explotaciones de interior.
- Plano N° 2 - Ubicación de escombreras, cortas y explotaciones de interior
- Plano N° 3 - Plano Geológico. Riesgo de Movimientos superficiales
- Plano N° 4 - Plano Geológico. Riesgo de Movimientos superficiales.

ANEJOS

- N° 1.- Fichas de Galerías y Fotografías
- N° 2.- Evolución de las deformaciones en cuadros
- N° 3.- Pruebas esclerométricas
- N° 4.- Ensayos de laboratorio
- N° 5.- Fotografías de explotaciones a cielo abierto

CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION
DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DEL
CARBON DE FABERO - MATARROSA Y ALTO BIERZO-
.....BIERZO ORIENTAS

MEMORIA

1. INTRODUCCION

El presente estudio se enmarca dentro de una serie de trabajos de investigación desarrollados por el Instituto Geológico y Minero de España sobre las características geomecánicas del subsuelo y su influencia en la implantación y diseño de labores mineras, tanto subterráneas como de superficie, con el fin de definir a nivel de estudio de viabilidad la organización de la explotación y valorar los gastos de instalación.

Un primer estudio sobre el tema ya se realizó por el IGME en el año 1981 en el área Torre-Bembibre, aplicando clasificaciones geomecánicas a la evaluación de los sostenimientos en galería de servicios generales.

En la planificación del estudio que ahora se presenta se señalaba textualmente :

"Para las labores de superficie (escombreras) se definirán sus localizaciones más aconsejables desde el punto de vista geomecánico y las alturas y volúmenes máximos que puedan verse con suficiente seguridad frente al fallo del cimiento; para las explotaciones a cielo abierto se estudiarán sus condiciones de estabilidad así como los problemas de drenaje".

"En las labores subterráneas se correlacionarán las características geomecánicas del macizo con el tipo de sostenimiento de acuerdo con las clasificaciones existentes, comprobándose la exactitud de esta correlación con los sostenimientos empleados en las minas actualmente explotadas e introduciendo si es necesario parámetros correctores".

Se indicaba además el interés de analizar otros fenómenos como la subsidencia, la reutilización de escombreras, etc.

En el desarrollo del trabajo los supuestos de partida se modificaron en algunos aspectos, destacando la escasa influencia del cimiento en la estabilidad de las escombreras, las buenas condiciones de las explotaciones a cielo abierto y la ineficacia de las clasificaciones geomecánicas para predecir las necesidades de sostenimiento en galerías de tajo. Todo ello dió lugar a nuevos enfoques del estudio que, evidentemente, solo se han podido desarrollar parcialmente debido a las limitaciones de tiempo del proyecto; pero que abren un prometedor campo para nuevas investigaciones y su generalización a otros tipos de explotaciones.

2. DESCRIPCION GENERAL DEL AREA DE ESTUDIO

El área estudiada ocupa una superficie aproximada de 170 Km². Situada en la provincia de León, se centra en las cuencas de los ríos Cua (área de Fabero-Matarrosa) y Sil (Alto Bierzo y Bierzo Oriental) que en el área discurren con dirección N-S. (Fig. 2.1).

Topográficamente las alturas van desde los 800 a los 1200 m con un relieve bastante movido en el que alternan valles encajados, formas alomadas y alineaciones montañosas.

En la parte occidental la localidad principal es Fabero, centro de la actividad minera, mientras que en la oriental dicha actividad se canaliza en torno a Toreno y el valle del Sil.

2.1 Encuadre geológico

La zona estudiada pertenece geológicamente al Macizo Hercínico y dentro de éste a la Zona Astur-occidental-leonesa.



FIG. 2.1 - AREA DE ESTUDIO.

ESC = 1/100.000.

Los autores que han estudiado la zona han diferenciado sobre el precámbrico del Antiforme del Narcea, que constituye la base de sedimentación regional, tres dominios separados por sus correspondientes discordancias. El inferior, denominado Dominio del Navia y Alto Sil, incluye los depósitos del Paleozoico Inferior (prehercínicos) con edades que van del Cámbrico al Silúrico; en nuestro caso este dominio constituye el entorno del área estudiada, en el se distinguen cuatro niveles estratigráficos, tres correspondientes al Ordovícico y uno al Silúrico. El segundo dominio corresponde al Carbonífero productivo (Estefaniense) y el tercero a los materiales terciarios continentales; dentro de estos últimos existe una discordancia menor que se ha querido asociar al paso del Mioceno al Pliopleistoceno.

2.1.1 Estratigrafía

Dado el carácter de elementos encajantes que constituyen los materiales del Paleozoico inferior la descripción de los mismos tanto en este apartado como en los siguientes será muy somera, frente a la más detallada del Carbonífero y del Terciario superpuesto.

a) Pizarras de Luarca (O₁)

Pertenecen al Ordovícico medio y están constituidas por una serie potente (~ 1.000 m) de pizarras negras piritosas con intercalaciones de areniscas hacia la base; en conjunto la formación carece de elementos clásticos medios y gruesos y de carbonatos siendo numerosos los restos orgánicos.

Están en contacto con el Carbonífero al norte del área estudiada mediante la falla del arroyo de la Granchina.

b) Formación Agueira (O₂)

Es concordante sobre la anterior con una potencia - estimada de 1.400 a 1.700 m; el tránsito entre ambas formaciones es gradual. La Formación Agueira se compone fundamentalmente de areniscas con pizarras intercaladas y algunos niveles de cuarcitas; su carácter sedimentológico es claramente turbidítico. En general la esquistosidad no se aprecia en los tramos de arenisca (o se aprecia mal) quedando solo visible en las pizarras.

Esta formación se encuentra en contacto discordante con el Estefaniense en el área de Sobreda-Argayo y, al este del Sil en el valle del río Primout en Pardamaza.

c) Cuarcita de Vega (O₃)

Está constituida la serie por cuarcitas blancas en bancos de 0,3 a 1 m con estratificación cruzada, paralela o con frecuentes "ripples"; su espesor total es de unos 200 m - mostrando hacia su mitad una intercalación de unos 10 m de pizarras arenosas oscuras. El tránsito inferior desde la Formación Agueira es gradual, en tanto que el superior hacia el Silúrico es bastante brusco aunque concordante estratigráficamente.

Afloran junto al Estefaniense en numerosos lugares el valle del Primout al sur de Pardamaza y en el área de Villar de las Traviesas; así mismo existen contactos discordantes entre ambos en San Pedro Paradela, Bárcena de la Abadía y al oeste de Argayo.

d) Pizarras y ampelitas silúricas (S)

El resto de los contactos con el Paleozoico inferior de la cuenca estudiada se establecen a través del Silúrico, - éste se extiende por todo el borde occidental desde el sur de Berlanga del Bierzo a través de Fontoria hasta la Cruz de la Leña Bambela al norte de Bárcena de la Abadia. También aflora al sureste desde el cerro Grande, al sur de Toreno, hasta el Alto del Sardón en el camino minero de Antracitas del Bierzo.

Litológicamente incluye ampelitas y pizarras negras - con delgadas intercalaciones cuarcíticas (heladas de 5-10 cm) con un espesor total para la formación (muy monótona) de unos 650-700 m. La alterabilidad física de estos materiales es importante dando lugar a suelos de alteración de material detrítico lajoso a veces de cierta potencia (2-4 m).

e) Estefaniense (H)

Es el objeto preferente de este estudio y aunque de - alguna forma se ha tratado de caracterizar según los distintos paquetes o bloques mineros (H₁ a H₅) con sus distintos tramos, ha de tenerse en cuenta que estos bloques no tienen valor es-tratigráfico y su correlación de un extremo a otro de la cuenca es bastante problemática.

De un modo general puede considerarse que el Estefaniense del Bierzo incluye una alternancia no interrumpida de arenis cas, argilitas (pizarras no metamórficas) y capas de carbón. - Esta secuencia muestra una tendencia a la disminución del ta-maño de grano de muro al mismo tiempo que aumenta la propor -ción de carbón.

En la base de la formación aparece la llamada pu_{di}ga basal en la que alternan materiales detríticos gruesos y pizarras; los clastos mayores (4-10 cm) son de cuarcitas - aunque hay algunos menores (1-3 m) de pizarras y cuarzo, - siempre en menor proporción; la matriz es siempre arcillo-arenosa y la proporción de cemento ferralítico es variable.

Dado el carácter continental de la cuenca, en los bordes los depósitos detríticos son más gruesos y angulosos de - tipo eluvio-coluvial, pasando luego a pequeños abanicos aluviales y más hacia el interior a intercalaciones conglomeráticas fluviales entre elementos más finos; por otra parte hemos de tener en cuenta que estos materiales se depositaron rellenando las depresiones de un paleorelieve bastante acusado por - lo que son niveles discontinuos ya en origen.

En el ámbito de deposición del centro de la cuenca, y en general de todo su conjunto en los niveles más modernos, el ambiente para los niveles detríticos era de carácter fluvial con pequeñas depresiones lagunares, por ello la geometría de los estratos aparece como lenticular; hay abundantes estratificaciones y laminaciones cruzadas y una clara granoclasificación positiva. Todo ello supone una cuenca de deposición - tectónicamente activa.

Los niveles finos de argilitas y limolitas (pizarras) con carbón por el contrario suponen épocas de quietud tectónica con deposición en ambiente pantanoso; no obstante se observan ciclos de reactivación de la cuenca de orden menor que dan lugar a la emigración de cauces y por tanto a interrupciones y cambios laterales o acuñamientos en las capas de carbón más delgadas. Solo las capas de carbón mayores tienen extensión lateral suficiente y definen épocas en las que toda la cuenca tenía un ambiente pantanoso.

Los ciclos tectónicos de orden mayor serían los responsables, por una parte de la aparición de las capas de areniscas conglomeráticas y por otra, al atenuarse, a la disminución porcentual de estas hacia el techo de la formación.

Las areniscas antes descritas desde el punto de vista litológico constituyen litarenitas heterométricas con granos de cuarzo, algunos ópalos y restos de pizarras; tienen también como accesorios moscovita, clorita y cloritoide. En las limolitas y argilitas los minerales componentes son los mismos, si bien en estas el cloritoide pasa a ser componente principal, lo que indica un cierto enriquecimiento secundario que si bien no alcanza a definir la roca como pizarra si supone una diagenesis importante del depósito primitivo.

Así considerado el conjunto se han diferenciado cinco bloques mineros. Fabero-Santa Cruz, Langre, Tremor, Santa Cruz y Librán. Cada uno de ellos incluye varios tramos productivos separados por otros estériles; las separaciones entre ellos son convencionales y responde como ya se ha dicho a criterios mineros de cuenca. La separación puede estar motivada por un accidente geográfico, un recubrimiento terciario o una discontinuidad tectónica. De cualquier forma el estudio pormenorizado de los mismos será abordado en los apartados 5.1 y 6.2 de la presente memoria.

f) Mioceno (M)

Con esta denominación se ha cartografiado el Terciario más antiguo de la cuenca, dispuesto sobre la discordancia alpídica. Su atribución al Mioceno es convencional, y se realiza por correlación lateral con los depósitos de esa edad situados en el borde sur de la Cordillera Cantábrica en la Cuenca del

Duero; es probable sin embargo que parte de estos materiales, en los niveles más altos, correspondan a una edad pliocénica, pero no existen criterios litológicos y/o paleontológicos que permitan la distinción.

Estos materiales tienen un origen sedimentario continental, y como tal se encuentran en su litología muy influenciados por el área madre; de esta forma, aunque pueda existir una cierta continuidad en los afloramientos hay claros cambios laterales en función de los estratos paleozoicos encajantes. Se distinguen los siguientes niveles:

- Conglomerados basales muy débiles o inexistentes con cantos fundamentalmente pizarrosos o de arenisca y matriz arcillosa.
- Sobre ellos limos arcillosos pardo-rojizos con escasas intercalaciones de paleocanales tendidos que incluyen arenas limosas con cantos dispersos.
- Al sureste de Fabero y sur de Berlanga aparece una intercalación de delgados niveles calcodolomíticos de carácter dolomítico en paso gradual en la base y neto en el techo.
- Las anteriores intercalaciones aparecen sustituidas al este de Sésamo (cerro de las Borreras) y en Tombrio de Arriba por un nivel más detrítico de arenas arcillosas con cantos generalizados que parecen corresponder a una reactivación de los abanicos aluviales.

g) Pliocuaternario (P.Q)

Desde el punto de vista litológico es muy semejante al anterior; está formado por materiales de tipo raña, conglomerados de matriz arcillo-arenosa de tonos pardo-rojizos a pardo-claros. Entre Fabero y Toreno descansan directamente sobre el estefaniense en bastantes lugares y mas al sur recubren en forma pseudoconcordante al Mioceno.

Los clastos suelen ser mayores que los miocénicos debido seguramente a la reactivación tectónica sufrida por la zona entre ambos como se verá en el apartado siguiente. La naturaleza de los clastos es fundamentalmente cuarcítica con pátina ferruginosa y por su aspecto tienen un carácter torrencial en medio árido frente al marcadamente fluvial del Mioceno.

h) Aluviones (Qa) y Terrazas (Qt)

Los aluviones tienen poca extensión superficial; reducida al cauce mayor del Sil y del Cua, en ambos casos están formados por gravas y bolos escasamente redondeados y sin selección alguna. Su potencia es escasa, de unos 60-150 cm normalmente a veces pueden alcanzar acumulaciones de hasta 3 m y en otros lugares son discontinuos aflorando el Paleozoico en el cauce.

Las terrazas en el caso del Sil son de dos edades, y en el caso del Cua parecen ser continuas sin ribazos intermedios. La litología es semejante a la de los aluviones, si acaso los cantos son más redondeados y mejor seleccionados. Comunmente las terrazas quedan cubiertas de un suelo vegetal limo-arcilloso con cantos de unos 30-40 cm de espesor.

i) Derrubios de ladera, coluviones
y canchales (Qd)

Aparecen todos ellos dispersos por el área estudiada; son materiales detríticos en los que la naturaleza de los clastos, casi siempre angulosos, está en relación directa con la roca madre encajante. La matriz tiene un importante componente arcilloso y en general son poco potentes.

2.1.2 Tectónica

Las deformaciones hercínicas afectan a los materiales ordovícicos y silúricos que enmarcan la cuenca carbonífera. Son al parecer el resultado de tres fases principales de deformación y dos fases de metamorfismos; la primera fase metamórfica es sincinemática y coincidente con la primera fase de deformación, la segunda es postcinemática.

El Paleozoico inferior del noroeste de la zona estudiada se incluye en la macroestructura del Sinclinorio de Vega en el que se incluyen el sinclinal de Llumeras, el anticlinal de S. Pedro Paradela y el sinclinal del mismo nombre. En general todos tienen dirección NW-SE pero mientras que los dos últimos corresponden a la primera fase de deformación y por tanto muestran un aspecto de pliegue similar y una esquistosidad paralela al eje de plegamiento, el primero es disimétrico, con flanco nordeste verticalizado y el suroeste bastante tendido y con una esquistosidad plegada.

En la parte oriental de la zona, al este de S. Pedro Mallo el sinclinal de Pardamaza tiene una dirección sensiblemente N 70° W y parece ser de la primera fase con esquistosidad

dad de flujo paralela al plano axial. El anticlinal de Gistreo, situado más al sur pertenece también a esta fase.

Entre estos dos últimos pliegues, en el contacto con el Estefaniense se desarrolla la zona de interferencias de Librán. En ella se desarrolla una estructura superpuesta en la que intervienen un sinclinal paralelo a los anteriores de la fase 1^a y un anticlinorio de fase 3^a cuyos ejes forman un ángulo de 20°. Este conjunto se encuentra acompañado de varias estructuras menores a escala de afloramiento con pliegues decimétricos.

Las estructuras estefanienses incluyen aquellas deformaciones que afectan a estos materiales conjuntamente con su substrato. En unos casos afectan así mismo al Terciario, por lo que se pueden considerar claramente alpínicas, pero en otros solo afectan al paleozoico por lo que no puede asegurarse que pertenezcan a esta orogenia, aunque tampoco lo contrario.

Sin embargo estas estructuras son las más importantes desde el punto de vista del presente estudio. En general se trata de un plegamiento suave con buzamientos entre 20° y 45° de tal forma que inclinaciones mayores están siempre asociadas a zonas de fractura.

Se pueden distinguir al oeste el sinclinal de Fabero - de dirección ENE-WSW, el anticlinal de Berlanga y el sinclinal de Langre, muy próximos y paralelos al anterior, y, más al sur, el anticlinal de Almas y el sinclinal de Murias (NE-SW). En el extremo norte de la cuenca hay otros dos pliegues menores, el sinclinal del Alto de la Traviesa y el anticlinal de Lillo del Bierzo, ambos E-W.

La longitud de onda en el conjunto es muy variable y así los ejes de Fabero y Berlanga se distancian 3,5 Km en tanto que entre este último y el de Langre apenas hay 1 Km. Esto parece deberse a que corresponde a una tectónica de revestimiento, adaptación a movimientos del substrato.

En la parte oriental de la zona estudiada Villamartín del Sil, Libreres y la Cueva de la Dueña al nordeste de Ambas marcan el centro de tres cubetas con planta elíptica y eje mayor sensiblemente dirigido de E a W.

Finalmente el área sur, en torno a Toreno, aparece como una fosa tectónica entre fallas alpínicas donde es más potente la serie estefaniense.

Las fallas alpínicas más importantes se sitúan en la parte oriental de la zona; son estas las de Noceda y Lavaniego entre ambas se sitúa la fosa antes citada con un salto medio de unos 700 m; hacia el oeste estas fallas se pierden en el Terciario de Fresnedo. Pero antes se produce un cabalgamiento del Terciario por el Estefaniense al sur de Toreno debido al rejuego de la falla de Lavaniego esta vez inverso (labio meridional hundido). Ya hemos considerado el área fracturada de Librán, sus efectos continúan, si bien más atenuados al oeste del Sil.

Al sur de S. Pedro Paradela y en el entorno de Fontoria se desarrollan un conjunto de fallas NW-SE y NE-SW (estas posteriores que constituyen estructuras hercínicas reactivadas.

En el interior de la cuenca las fallas de Valdequiza, Matarrosa-Monzón y Langre presentan amplio desarrollo con dirección ENE-WSW pero su salto es relativamente moderado.

Otras fracturas se disponen con rumbos N-S; NE-SW y WNW-ESE entre Berlanga del Bierzo y Fabero; tanto su desarrollo como su salto son limitados.

2.2 Actividad minera

La actividad minera está orientada en el área de estudio a la explotación de las citadas capas carboníferas de origen continental. Su potencia es media a pequeña (0,35 m-1,50 m) y como rocas encajantes aparecen pizarras y areniscas bastante competentes.

Por las acciones tectónicas los yacimientos suelen presentar la disposición de sinclinales suavemente plegados, con presencia de diversas fallas y fracturas. En conjunto, los yacimientos conocidos, no presentan excesivas dificultades y permiten en muchos casos la explotación en unidades importantes (talleres o cortas de dimensiones relativamente grandes). Sin embargo, como resultado de la larga vida de algunas zonas de la cuenca que han venido siendo intensamente explotadas van desapareciendo las situaciones más favorables; por ello en la actualidad se tiende a la búsqueda y constatación de nuevas capas, con lo cual se incrementan las profundidades tanto en minería subterránea como en explotaciones a cielo abierto.

Ateniéndonos al Inventario de Recursos de Carbón en España (1979), las reservas de antracita y hulla cubicadas en la cuenca El Bierzo-Villablino son de 950 Mt, de las cuales 563,5 Mt corresponden a capas con pendientes de 0 a 35°; 377,6 Mt a capas con pendientes entre los 35°- 60° y 8,9 Mt a capas con pendientes mayores de 60°.

En las minas estudiadas los buzamientos de las capas de carbón varían entre 7° y 18° lo cual refuerza el interés del estudio frente a su utilización en un mayor número de explotaciones.

Las reducidas pendientes, la potencia de la capa y una continuidad de trazado bastante buena propician como sistema de explotación en minería subterránea el método de tajo largo, con frentes de arranque según la línea de máxima pendiente de la capa, o bien perpendicularmente a dicha línea y hundimiento total del taller tras el paso del frente.

El arranque del carbón, de forma mecanizada mediante cepillo en los tajos que se encuentran comprendidos dentro de la zona de este estudio, supone una producción media mensual por tajo que oscila entre las 11.000 y 21.000 t, salvo incidentes importantes, en cambio, la no mecanizada varía actualmente entre 7.000 y 10.000 t.

Las explotaciones a cielo abierto, desarrolladas por las mismas sociedades que extraen la antracita con minería de interior, aportan, según los casos, entre un 35 y un 45% de su producción bruta de carbón. Estas explotaciones suelen tener carácter coyuntural y están planificadas a corto plazo, generalmente en régimen de subcontrata y con moderadas inversiones en maquinaria, lo cual evidentemente hace aumentar los costos operativos.

Tanto una forma como otra de explotación han adaptado superficies para el vertido de los estériles, denominados comunmente escombreras. Este tipo de estructura por el lugar, la naturaleza de los escombros y modo de ser vertidos presentan una problemática muy especial, que ha sido objeto de otros estudios realizados por el Instituto Geológico y Minero de España en el año 1980.

3. TRABAJOS REALIZADOS

Inicialmente se llevó a cabo una revisión de la bi bliografía disponible sobre la zona que abarca el Estudio, así como de los proyectos publicados de parecida naturaleza que se han desarrollado en esta misma cuenca carbonífera.

La investigación referente a escombreras se realizó en dos fases: en la primera se estudiaron los antecedentes existentes, fundamentalmente el "Estudio de los Problemas de Estabilidad de Balsas y Escombreras" realizado por el IGME en 1980, así como la cartografía aérea de la zona.

En la segunda fase, en campo, se reconocieron 78 escombreras de las que se tomaron los siguientes datos: Situación; Altura máxima; Antigüedad; Volumen; Tipo de escombros, Tipo de pendiente e inclinación media; Tipo de Cimiento y potencia del suelo subyacente; Posible alteración de la red de drenaje superficial; Proximidad del nivel freático y posible contaminación del mismo; Entorno afectado; Paisaje afectado; Posible reutilización; Otros problemas particulares. Estos datos permitieron clasificar los lugares de ubicación de cada una como: Adecuado; Tolerable; Mediocre; Malo e Inaceptable.

Simultáneamente se consideraron cada uno de los niveles estratigráficos como posibles cimientos de escombreras en función de su litología, estructura y morfología.

Respecto a la estabilidad de taludes en las explotaciones a cielo abierto se realizaron un conjunto de itinerarios que cubrieron todas las explotaciones actualmente activas y la mayor parte de las abandonadas a fin de determinar en estas últimas las variaciones con el paso del tiempo.

En las distintas cortas visitadas se realizaron un número variable de estaciones en función de la diversidad de taludes existentes, a veces fueron necesarias hasta cinco caracterizaciones distintas de una corta, en otros casos fue suficiente con una o dos.

En todos los casos se midieron direcciones y buzamientos de las capas, geometría, inclinación y tipo de talud de excavación, litología del terreno, familias de diaclasas existentes y frecuencia de las mismas, recubrimiento, existencia o no de agua y condiciones de estabilidad.

Por lo que se refiere a la minería subterránea los trabajos de campo se iniciaron en el período Junio-Julio de 1982 manteniendo los oportunos contactos con las Sociedades mineras ubicadas en la zona, seleccionando aquellas que disponían de una infraestructura de galerías importante y con varios tajos de frente largo en producción.

Por su mayor interés se seleccionaron las minas de - Antracitas de Gaiztarro, S.A.; Combustibles de Fabero, S.A. y Antracitas de Fabero, S.A. En cada una de ellas se eligieron preferentemente aquellas galerías que estaban ligadas a la explotación de un tajo en mayor actividad y disponibilidad, tratando de no interferir en el normal desarrollo de cada frente de producción. De este modo fueron elegidas:

- 5 galerías de Combustibles de Fabero, S.A.
- 5 galerías de Antracitas de Fabero, S.A., y
- 5 galerías de Antracitas de Gaiztarro, S.A.

Entre los meses de Julio y Agosto de 1982, se procedió a una primera toma de datos en estas galerías. En cada una de ellas, se recogía información sobre su trazado, características litológicas de techo y hastiales, con realización de ensayos de resistencia puntual mediante esclerómetro, estratificación, sistemas de juntas, competencia del techo, desplomes, sostenimiento empleado, deformaciones en los cuadros, desplazamientos más acusados (de corona y de grapas), etc.

Las características geomecánicas, tanto de las galerías de mina como de los afloramientos superficiales y de las cortas, se cuantificaron mediante las clasificaciones existentes.

Posteriormente, y una vez analizadas las primeras series de datos y replanteando el estudio a la luz de los mismos se realizó una nueva campaña del 5 de Septiembre al 13 de Noviembre. Esta vez se centraron los reconocimientos en aquellas galerías que presentaban fenómenos geomecánicos más interesantes,

las cuales fueron objeto de un control más riguroso conforme evolucionaba el tajo.

La información recogida en cada caso, se reflejaba - en unos cuadros y fichas que se incluyen en el Anejo 1 . En los casos en que ha sido posible la realización de fotografías sobre los aspectos más interesantes, se adjuntan a las fichas correspondientes.

En diversos puntos se tomaron muestras de rocas para su identificación geomecánica, realizándose en laboratorio los ensayos que figuran en el Anejo 4 .

A partir del mes de Agosto, se fue analizando en gabinete la información recogida, tratando de interpretar el comportamiento de cada galería con el fin de prever su posible evolución y deducir criterios aplicables a nuevas explotaciones.

Finalmente, durante el mes de Diciembre se llevó a cabo la redacción y edición de la Memoria final.

4. ESCOMBRERAS

4.1 Características generales

La gran mayoría de las escombreras inventariadas corresponden a estructuras de ladera (65%), aunque la inclinación del substrato es muy variable, entre 5° y 35°; otra parte importante de las mismas se sitúa en el fondo de los valles fluviales o en llanuras aluviales (25%); los fondos de vauada sin emisario continuo (5%) y las divisorias más o menos llanas (5%) se reparten el resto de las ubicaciones.

Una gran parte de las escombreras (38%) recogen vertidos mediante vagoneta, en general son de pequeño tamaño y se sitúan junto a la bocamina pero también se incluyen otras importantes dispuestas en las proximidades de los pozos de las explotaciones mayores. Sin embargo este sistema de vertido va siendo progresivamente sustituido por vertidos mediante dumper (25%), que por otra parte es el usado prácticamente en exclusiva en las explotaciones a cielo abierto. El resto de las escombreras son explotaciones abandonadas de las que solo puede deducirse el sistema de vertido por su forma actual.

La naturaleza de los escombros es, predominantemente,

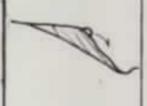
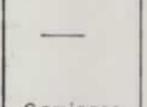
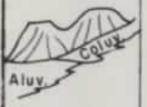
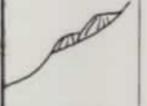
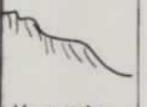
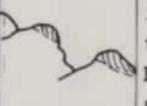
de clastos de pizarras (60-80%) de diversos tamaños pero siempre con un aspecto marcadamente lajoso; el resto son bloques o cantos de arenisca (30-35%) y algunos desechos industriales, carbón o, eventualmente vertidos urbanos. El tamaño máximo de escombros es muy variable, entre 10 y 60 cm; solo algunas veces hay bloques de hasta 1 m³. Es predominante casi siempre el tamaño gravilla (normalmente lajosa) de 2 a 40 mm y el contenido en finos es en general minoritario (\leq 30% y casi siempre entre 5 y 10%).

La permeabilidad de los diferentes materiales es muy variable pero el conjunto de la escombrera es permeable ya que el grado de empaquetamiento suele ser bajo. La alterabilidad química de los materiales frente al ambiente es prácticamente nula a corto y medio plazo; algunas escombreras muy antiguas (más de 50 años) y abandonadas presentan una cierta degradación superficial de los clastos de pizarra con aumento de la proporción de finos arcillosos.

Finalmente hay que tener en cuenta que del orden del 20% de las escombreras de la zona han sufrido un proceso total o parcial de ignición; en estos casos se ha formado un cimento vítreo que da mayor estabilidad a la estructura pero en contrapartida durante el proceso, que es lento, largo en el tiempo y muy difícil de detener una vez iniciado, se desprenden gases venenosos que constituyen un claro peligro y degradan la ecología del entorno.

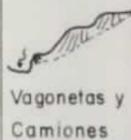
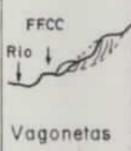
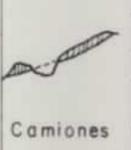
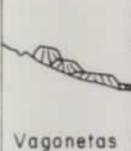
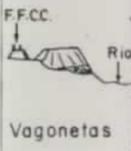
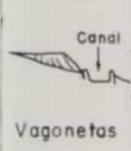
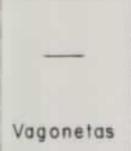
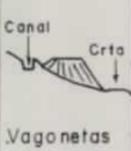
En el Cuadro 4.1 se presenta un resumen de cada una de las escombreras inventariadas. Como puede verse en los planos 1y2 en la realidad existen bastantes más pero siempre cada una de ellas se puede adscribir a otra próxima. En este sentido pues, las que no figuran en el Cuadro son del mismo tipo

CUADRO 4.1.-INVENTARIO DE ESCOMBRERAS

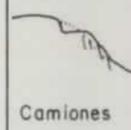
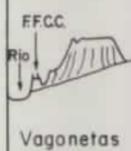
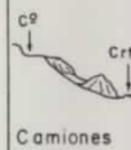
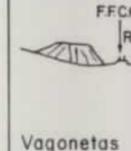
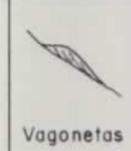
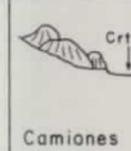
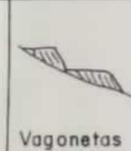
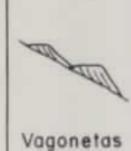
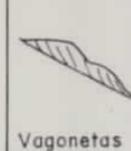
CLAVE	TIPO DE ESCOMBRO *	GEOMETRIA ESCOMBRERA			SUBSTRATO				CROQUIS SISTEMA DE VERTIDO**	ESTABILIDAD	IMPACTO ECOLOGICO				OBSERVACIONES		
		A.m.	I.f.	FORMA	TIPO DE PENDIENTE	INCLINACION	LITOLOGIA	POTENCIA			BUZAMIENTO	ALTERACION RED DE DRENAJE	NIVEL FREATICO AFECTABLE	VULNERABILIDAD		ENTORNO AFECTADO	POSIBLE USO FUTURO
ESC-3	Pizarras lajas y arenas con bloques lajosos y escasos finos.	20m	390º	de fondo de valle	Rectilínea	>26º	Coluvial granular y aluvial compacto.	0'5 a 1'5m el coluvial, de 1'5 a 3m el aluvial.	>50%	 Desconocido	Segregaciones de cantos	Intermedia	Exterior del río	Baja	Explotación minera poco importante. Socavación fluvial.	Prácticamente nulo	Siempre ha sido socavada por el río.
ESC-7	Bloques de 1 m de lado y cantos de 20-30 cm junto con gravilla y arena.	8-10m	32º 35º	de ladera	Rectilínea	14-26º	Coluvial de transición	0'5-1 m	15º	 Camiones	Segregaciones	Ligeramente intermedia	Visible al pie	Baja	Explotación minera importante.	Para repoblación.	Materia muy variable de excavación a cielo abierto.
ESC-8	Clastos de areniscas (máx. 30 cm) y arenas y limos mezclados.	15-20m	30º 33º	de ladera	Rectilínea	14-26º	Coluvial de transición	0'5-1 m	-	 Camiones	Sin problemas importantes	Alta	No existe	Baja	Explotación minera importante.	Repoblación de bosque.	Sin problemas importantes.
ESC-11	Residuos de pizarra, arenisca, finos y partículas de carbón.	12-18m	30º 36º	de ladera y fondo de valle	Rectilínea y llana	1º-5º al aluvial 5-11º al coluvial	Coluvial granular y aluvial compacto.	0'5-1 m al coluvial y 3-8 m al aluvial	irrelevante	 Vagonetas	Estable en general	Nula	Interno a 0'7 m de profundidad	Alta	Servicios (carretera). Socavación del pie en riadas	Area de esparcimiento	Los materiales del relavado se han depositado.
ESC-12	Heterogéneo con bloques mayores sobre finos.	20m	30º 32º	de ladera	Rectilínea	14-26º y >26º	Coluvial de transición	1,5-3 m	-	 Vagonetas	Actualmente sin problemas, si crece puede deslizarse.	Nula	No existe	Media	Edificios aislados, carretera y ferrocarril.	Repoblación de bosques	Si crece puede deslizarse afectando a construcciones al pie.
ESC-14	Arenisca en clastos lajosos y bloques aislados 25%-35% de finos.	10-12m	32º 38º	de ladera y vaguada	Rectilínea y cóncava	14-26º	Coluvial granular	0'5-1,5m	~20º	 Vagonetas	Segregaciones	Nula	No existe	Baja	Explotación minera poco importante.	Repoblación de bosques	Se producen segregaciones.
ESC-15	Arenisca en cantos, gravillas y finos limo arenosos y algo	12m.	36º 40º	de ladera y vaguada	Rectilínea con entalladuras.	14-26º	Coluvial de transición	0'5-3 m	--	 Vagonetas	Deslizamientos. Erosión notable	Nula	Interno a 0'7 m	Baja	Nada	Abancalamiento y cultivo	Inestable fundamentalmente por erosión.
ESC-16	de arcilla. Gravas y areniscas 25% de finos y algún bloque con finos.	20m	30º 37º	de fondo de valle	Rectilínea	5-14º	Coluvial de transición	0'5-3 m	-	 Camiones	Deslizamientos de pie. Caída de bloques	Intermedia	Externo al del cauce. Interno a 0'55m	Media	Ocupación de cauce.	Abancalamiento y cultivo	Inestable fundamentalmente por erosión.
ESC-18	con finos. Clastos de arenisca (5-30 cm) en general lajosos, bloques, gravillas y finos.	20m.	37º 38º	de ladera	Rectilínea	5-14º y 14-26º	Coluvial granular	0'5-1,5m	-	 Camiones	Erosión importante. Estable sin problemas importantes.	Ligera	No existe.	Media	Explotación minera poco importante. Ocupación de cauce.	Abancalamiento y cultivo	Es un claro ejemplo de lo que no se debe hacer. Ocupación de cauce.

* Posible ignición; A.m. = altura máxima; I.f. = inclinación del frente; ** 1 = Vagonetas, 2 = Camiones; 3 = Desconocido.

CUADRO 4.1.- INVENTARIO DE ESCOMBREAS (Continuación)

CLAVE	TIPO DE ESCOMBRO *	GEOMETRIA ESCOMBREAS			SUBSTRATO				CROQUIS SISTEMA DE VERTIDO**	ESTABILIDAD	IMPACTO ECOLOGICO				OBSERVACIONES		
		A.m.	I. f.	FORMA	TIPO DE PENDIENTE	INCLINACION	LITOLOGIA	POTENCIA			BUZAMIENTO	ALTERACION RED DE DRENAJE	NIVEL FREATICO AFECTABLE	VULNERABILIDAD		ENTORNO AFECTADO	POSIBLE USO FUTURO
ESC-20	Pizarra carbonosa. Carbón de baja calidad, lajosos. Areniscas minoritarias.	35m	38g	De ladeara	Rectilínea	14-26g	Coluvial granular	0'5-1'5 m	-		Estable	Ligera	No existe	Media	Impacto negativo sobre el paisaje	Repoblación	Sin problemas de estabilidad.
ESC-22	Pizarras silíceas lajosas, restos de carbón (4-10 m) Pocos finos (20%) y gravillas.	15m	33g	De ladeara	Rectilínea con entalladuras	> 26g	Coluvial granular	< 0'5 m	-		Deslizamientos superficiales.	Ligera	Exterior. El del cauce	Alta	Ferrocarril, - ocupación del cauce de inundación del Sil.	Debería quitarse.	Pendiente original muy fuerte. Deslizamientos superficiales.
ESC-23	Residuos de pizarra y arena, bastantes finos y algunas gravas.	15-25m	37g	De ladeara	Convexa con entalladuras y rectilínea.	14-26g	Coluvial granular	< 0'5 m	-		Corrimientos en áreas falladas. Erosión	Ligera	Interno a 0'6 m de profundidad.	Baja	Ocupación de cauce. Explotación de minera poco importante.	Replantación de arbustos.	Regueros en finos. En la parte alta solo admiten angulos menores de 60g.
ESC-30	Residuos de pizarra lajosas con gravas, arenas y escasos finos.	12-15m	32g-34g	De ladeara y valle	Cóncava y rectilínea	5-14g	Coluvial granular y aluvial compacto	1'5 a 3m el coluvial y de 3 a 8m el aluvial	-		en finos. Deslizamiento por socavación artificial.	Ligera	Interno a 0'7 m de profundidad	Baja	Edificios aislados (cerca del pueblo)	Zona de recreo y bosque	Existen huellas de deslizamientos.
ESC-31	Lodos de lavado, gravilla y finos de carbón con una base de clastos.	6-7m	26g-27g	De fondo de valle.	Rectilínea	1-5g	Aluvial compacto	3 a 8 m	-		Puede producirse socavación de pie.	Permanente	Exterior. El del río	Alta	Impacto negativo sobre el paisaje y cauce del río.	Debería quitarse.	Situada en el cauce de inundación del río Sil.
ESC-33	Clastos y gravas lajosas, gravilla casi sin finos.	10m	36g-37g	De vaguada	Concava en vaguada	5-14g	Coluvial granular	0'5-1'5 m	-		Prácticamente es estabilizada.	Ligera (Vaguada cegada)	Exterior en vaguada.	Baja	Posible obstrucción del canal.	Cultivos acondicionando con suelo vegetal.	Está estabilizada.
ESC-34	Residuos de pizarra lajosa (80%) con finos. Partículas de carbón y sulfuros.	25m	28g-40g	De fondo de valle	Llana	0-1g y 1-5g	Aluvial compacto	1'5-3 m	-		Socavación y derrumbes	Permanente	Exterior el del río	Alta	Contaminación del río	Cultivos remodelados antes.	Contaminación del río. Socavación y derrumbes.
ESC-35	COCIDA. Detritos de pizarra lajosa (65%) arenisca (15%) y algunos finos.	15m	38g	De ladeara	Llana	14-26g	Coluvial de transición	1'5-3 m	-		Deslizamientos por socavación artificial.	Nula	Exterior localmente en vaguadas	Media	Ocupación de vaguada. Próxima a carretera.	Repoblación.	Muy próxima a la carretera.
ESC-36	Residuos de pizarra lajosa, gravilla y arenas con algunos finos.	35m	36g	De ladeara	Rectilínea	> 26g	Coluvial granular	< 0'5m	-		Erosión y arrastre de material.	Ligera	Exterior localmente en vaguadas.	Media	Ocupación de vaguada.	Repoblación de bosque.	Arrastre de materiales en vaguadas.

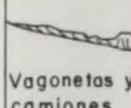
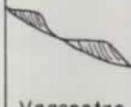
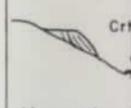
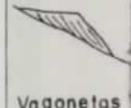
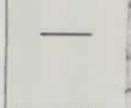
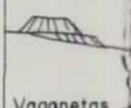
CUADRO 4.1- INVENTARIO DE ESCOMBRENAS (Continuación)

CLAVE	TIPO DE ESCOMBRO *	GEOMETRIA ESCOMBRENA			SUBSTRATO					CROQUIS SISTEMA DE VERTIDO**	ESTABILIDAD	IMPACTO ECOLOGICO				OBSERVACIONES	
		A.m.	I.f.	FORMA	TIPO DE PENDIENTE	INCLINACION	LITOLOGIA	POTENCIA	BUZAMIENTO			ALTERACION RED DE DRENAJE	NIVEL FREATICO AFECTABLE	VULNERABILIDAD	ENTORNO AFECTADO		POSIBLE USO FUTURO
ESC-37	Finos (30%) bloques (15%) cantos, gravas y algo de arena	25m	34g 36g	De cima y ladera	Convexa	14-26g y 5-14g	Coluvial granular	< 0'5 m	-		Estable en general salvo desprendimiento.	Ligera	No existe	Baja	Se ve demasiado	Debería remodelarse y reponerse.	No parece haber problemas de estabilidad.
ESC-38	Residuos de pizarras (80%) con finos. Sulfuros y partículas de carbón. Ignición probable.	10-12m	28g 30g	De fondo de valle	Rectilínea	1-5g	Aluvial compacto	1,5-3 m	-		Estable en general.	Ligera	Exterior. El del río	Alta Contaminación acuff.	Próximo al ferrocarril	Se debería extender y cultivarse	Efecto estético deprimente.
ESC-39	Escombros de pizarras lajas. Cantos subredondeados de arenisca.	10m	32g	De ladera	Cóncava	5-14g y 14-26g	Coluvial granular	< 0'5 m	-		Estable en general.	Nula	No existe	Baja	Cerca de la carretera	Para repoblación	Estable en general. De escaso volumen
ESC-40	Pocos finos. Cantos lajos de pizarras, areniscas y arenas, pocos finos, partículas de carbón.	8-12m	36g	De fondo de valle	Rectilínea	1-5g	Aluvial compacto	1,5-3 m	-		Estable	Ligera	Exterior del río	Media	Se ve mucho desde la carretera	Repoblación y posible área de recreo	Estable.
ESC-41	Estériles de pizarra y areniscas con pocos finos.	10-25m	36g 42g	De vaguada y ladera	Cóncava en vaguada y rectilínea en ladera.	>30g	Coluvial granular	< 0'5 m	-		Inestable por la alta pendiente.	Ligera	Exterior. Sólo existe en vaguadas.	Media	Explotación minera poco importante.	Dejar el proceso de repoblación espontánea.	Inestables por la pendiente elevada de la ladera.
ESC-44	Gravas lajas al pie predominan los finos.	30-35m	32g	De ladera	Rectilínea y llana.	1-5g y 14-26g	Coluvial granular	< 0'5 m	-		Segregaciones	Ligera (Vaguada interceptada)	No existe	Baja	Se ve mucho desde la carretera	Se podría cultivar, previa explanación	En proceso de relavado. Equilibrio bastante alto.
ESC-45	Granulometría variable, bolos, gravas y gravillas con finos.	18-20m	36g	De ladera y vaguada.	Rectilínea.	5-14g	Coluvial granular	0'5-1'5 m	-		Erosión con regueros	Intermedia	Exterior el de la vaguada.	Alta	Explotación minera poco importante.	Para cultivos.	Notable erosión con regueros.
ESC-46	Tramos finos de gravilla y limo volcadas de bloques y cantos lajos.	35-40m	36g 40g	De ladera	Rectilínea	>30g	Roca y coluvial granular	< 0'5	-		En equilibrio estricto	Ligera (Vaguada ocupada)	Exterior el de la vaguada	Baja	Explotación minera importante	Repoblación de bosque.	En equilibrio estricto por la elevada pendiente.
ESC-47	Estériles de pizarra laja, arenisca y pocos finos	35m	32g 38g	De ladera y vaguada	Rectilínea	14-26g	Roca y Coluvial granular	< 0'5 m	-		Erosión con regueros	Intermedia (Vaguada parcialmente ocupada)	No existe visible.	Media	Ciega la vaguada y el fondo del valle.	Plataformas de cultivo, par que re-creativo.	No existe visible pero hay vertido de agua.

CUADRO 4.1 - INVENTARIO DE ESCOMBREAS (Continuación)

CLAVE	TIPO DE ESCOMBRO *	GEOMETRIA ESCOMBREAS			SUBSTRATO					CROQUIS SISTEMA DE VERTIDO**	ESTABILIDAD	IMPACTO ECOLOGICO.					OBSERVACIONES
		A.m.	I.f.	FORMA	TIPO DE PENDIENTE	INCLINACION	LITOLOGIA	POTENCIA	BUZAMIENTO			ALTERACION RED DE DRENAJE	NIVEL FREATICO AFECTABLE	VULNERABILIDAD	ENTORNO AFECTADO	POSIBLE USO FUTURO	
ESC-51	Clastos gruesos pizarros con finos carbonosos.	10m	42º	De ladera y fondo de vaguada.	Cóncava	14-26º	Coluvial granular	0'5-1 m	-		Segregaciones y erosión notable.	Ligera	No existe	Media	Puede cegar la vaguada	Para repoblación.	Poco volumen. Prácticamente sin problemas.
ESC-52	Finos 10%, gravas lajosas y gravillas (75%) con bloques (15%) lajosos.	8-15 m	36º	De ladera y fondo de vaguada.	Rectilínea	14-26º	Coluvial granular	< 0'5m	-		En lluvias puede dar problemas de flujo.	Ligera	Exterior solo existe en épocas de lluvias.	Baja	Puede llegar a cegar la vaguada.	Repoblación.	Existencia de agua en época de lluvias.
ESC-53	Arenas y finos (45%) gravas y gravillas (45%) algo lajosas. Bloques (10%)	8-15 m	36º	De cima	Rectilínea	5-14º	Roca y coluvial granular	< 0'5m	-		Segregaciones y cargavas	Ligera (en cabecera)	No existe	Baja	Explotación minera importante.	Repoblación.	En general estable con algunas segregaciones.
ESC-55	Pizarras lajosas, arenas y areniscas con bloques al pie.	25m	34º	De ladera	Cóncava	14-26º y 5-14º	Coluvial de transición y Roca	0'5-1,5 m	-		Aludes de piedras locales	Ligera (en vaguadas)	No visible	Media	Puede llegar al pueblo (poco probable)	Repoblación de bosque	Tramos inestables en vaguadas con aludes de piedra.
ESC-58	Escombros de pizarra lajosa y arenisca con algunos finos.	18m	34º 44º	De ladera	Rectilínea	14-26º	Roca y coluvial granular	< 0'5m	-		Inestable por zapado artificial	Ligera	No visible	Baja	Poco visible. Explotación minera poco importante.	Repoblación.	Inestable artificialmente por zapado
ESC-62	Pizarras arenosas con finos y algunos bolos al pie. COCIDA.	10m	30º	De fondo de valle	Llana	1-5º y 0-1º	Aluvial compacto	1,5-3 m	-		Deslizamientos superficiales por zapado.	Permanente.	Exterior El del río	Alta	Se ve mucha contaminación del Sil.	Debería eliminarse	Afecta al río. Se ve mucho.
ESC-65	La misma litología anterior. COCIDA.	30m	28º 40º	De fondo de valle	Llana	1-5º	Aluvial compacto	3-8 m	-		Deslizamiento por zapado	Permanente.	Exterior El del río	Alta	Instalaciones industriales.	Debería eliminarse sino, repoblar	Está contaminando el río Sil.
ESC-70	Gravas lajosas, arenas y finos, gravillas y finos carbonosos.	8 m	35º 36º	De fondo de vaguada	Cóncava	5-14º y 14-26º	Coluvial de transición	0'5-1'5 m	-		Erosión del pie, arrastres	Intermedia.	Exterior el del arroyo	Media	Ocupación de vaguada	Repoblación y área de recreo	Ocupación del fondo de vaguada
ESC-76	Pizarras lajosas, areniscas, partículas de carbón y algún bloque. COCIDA.	18-20-30 m	32º 40º	De ladera y fondo de vaguada.	Cóncava y rectilínea.	1-5º y 5-14º	Coluvial limo-arcilloso	> 8 m	-		Posibles deslizamientos	Intermedia	Interno a 2-3 m de la superficie	Alta	Contaminación de acuíferos	Repoblación.	Posible contaminación de acuíferos. Deslizamientos potenciales.

CUADRO 4.1.- INVENTARIO DE ESCOMBRERAS (Continuación)

CLAVE	TIPO DE ESCOMBRO *	GEOMETRIA ESCOMBRERA			SUBSTRATO					CROQUIS SISTEMA DE VERTIDO**	ESTABILIDAD	IMPACTO ECOLOGICO.				OBSERVACIONES	
		A.m.	I.f.	FORMA	TIPO DE PENDIENTE	INCLINACION	LITOLOGIA	POTENCIA	BUZAMIENTO			ALTERACION RED. DE DRENAJE	NIVEL FREATICO AFECTABLE	VULNERABILIDAD	ENTORNO AFECTADO		POSIBLE USO FUTURO
ESC-79	Heterogéneo, desde tamaño bloque hasta bolos. Lajas.	6-20m	24%	De ladera y valle	Rectilínea	1-5%	Coluvial - de transición.	> 8 m	-		Ligero peligro de colapso local.	Nula	Interno a 3 m de superficie	Media	Carretera caso de colapsar	Debería extenderse y cultivar	Peligro potencial de colapso local.
ESC-80	Gravillas y finos (55-60%). Gravillas pequeñas. No existen bloques.	25m	32-34%	De ladera	Rectilínea	14-26%	Coluvial granular	0'5-1'5 m	-		Estable	Nula	No existe	Baja	Nada	Debería repoblar	Estable.
ESC-81	Restos de pizarra lajosa, arenosa y gravilla con 30% máximo de finos.	40m	33%	De ladera	Rectilínea	14-26%	Coluvial granular	0'5-1'5 m	-		Alguna segregación de bloques	Intermedia.	Interna a 0'8 m de profundidad	Media	Nada	Repoblación	Possible contaminación de aguas superficiales.
ESC-82	Residuos de pizarra (90%) y arenisca (10%) con piritas.	25-40m	40%	De ladera y valle	Rectilínea llana	1-5%	Coluvial de transición.	3-8m	-		Segregaciones y erosión superficial.	Intermedia	No existe	Alta	Pueblos	Repoblación. Explanación para recreo.	Rodeada de casas.
ESC-85	Bloques, arenas y finos, mezclados irregularmente.	6-8 m	30-32%	De cima y ladera	Convexa	5-14% y 15-5%	Coluvial de transición.	1,5-3 m	-		Segregaciones laterales	Ligera	No visible.	Media	Cerca del pueblo, se ve mucho.	Explanación para campo de deportes.	Conjunto de montones.
ESC-87	Bloques lajosos y algunos finos, arenas. COCIDA.	40m	25-30%	De ladera y fondo	Rectilínea	5-14%	Coluvial de transición	1,5-3 m	-		Segregaciones.	Ligera	Interna a 0,8 m	Media	Edificios aislados. Posible contaminación de acuíferos.	Repoblación.	Cocida en gran parte y con segregaciones.
ESC-90	Pizarras lajosas y arenas con abundantes finos (40%).	50m	36-40%	De valla.	Rectilínea	> 26%	Coluvial limo-arcilloso	3-8 m	-		Despeques en el pie	Intermedia	Interno 60*6 m de	Media	Nada	Repoblación de bosques.	En vaguada.
ESC-91	Cantos de pizarra lajosos, arenas y pocos finos. Algún bloque.	15-25m	32-35%	De valla	Rectilínea	22%	Coluvial de transición	3-8 m	-		Segregaciones	Ligera	No visible.	Media	Edificios aislados y explotación minera poco importante.	Repoblación.	-
ESC-92	Pizarras lajosas, arenas y arenas, partículas carbonosas, pocos finos.	15m	30-36%	De ladera y valle.	Convexa y rectilínea	10%	Coluvial de transición	1,5-3 m	-		Pequeños regueros	Ligera	Interno a 0'8 m de la superficie	Media	Carretera y explotación minera poco importante.	Repoblación.	Problemas con el drenaje superficial.

finos.

que la inventariada más cercana, si acaso pueden existir diferencias en el volumen individual, pero nunca de un valor - que pueda hacer variar las condiciones de equilibrio.

4.2 Inventario de la situación actual

La distribución de las escombreras mineras en la zona estudiada responde a ciertas áreas de concentración de explotaciones, aunque existen algunas aisladas.

4.2.1 Area Lillo del Bierzo - La Cruz de la Traviesa

Al norte del arroyo de Lillo existen unas 30 escombreras de volumen muy variable que en general son estables.- Gran parte de ellas están paradas y algunas son bastante antiguas. En la ladera sur de la Cruz de la Traviesa aparecen sin embargo bastantes estructuras activas procedentes de la explotación a cielo abierto de Antracitas de Gaiztarro.

El substrato, con las pendientes naturales existentes, no superiores a 26° (50%) es prácticamente estable salvo alguna vaguada muy concreta en que existen acumulaciones de suelos blandos. El terreno aflorante es en su mayor parte Carbonífero del Bloque Fabero, tramos 3 á 6.

Algunos de los problemas detectados se refieren a la existencia de abundantes segregaciones en los frentes, con desprendimientos o corrimientos locales de bloques que quedan detenidos al pié. En algunos casos se producen problemas por el drenaje superficial, de las propias escombreras de forma

que aparecen localmente regueros, o de la ladera de por encima de la escombrera, con encharcamiento local. El principal problema radica sin embargo, en la contaminación de un arroyo y del acuífero subálveo por dos grandes escombreras (87 y 99) situadas al nordeste de Lillo. Su frente de equilibrio es bastante estricto y en crecidas se producen algunas socavaciones de pié con vertidos sobre el agua.

Es preciso resaltar que la explotación a cielo abierto de Combustibles de Fabero se realiza de forma que se restituye en lo posible la pendiente de la ladera una vez extraído el carbón, mediante el relleno de la corta procedente de escombros del tajo posterior. No es posible asegurar que no se produzcan modificaciones locales a largo plazo pero no son de prever problemas importantes si se continúa con esta política.

4.2.2 Area de la Cruz de Valdeferrera

Incluye las escombreras tanto de las explotaciones subterráneas como a cielo abierto de Antracitas de Gaiztarro. Son unas 20 escombreras situadas preferentemente en el fondo de las vaguadas de los torrentes de cabecera del Arroyo de Lillo.

Son frecuentes en ellas las segregaciones de bloques en los frentes, sobre todo en las procedentes de explotaciones a cielo abierto en las que la heterometría es muy marcada. Lo más importante sin embargo es la ocupación de valle, alguno de los cuales (caso de las escombreras 97) tienen una cuenca vertiente de cierta importancia, sin que quede asegurado el drenaje superficial; aunque el peligro de ruina instantánea por represamiento de aguas es remoto, pueden producirse roturas .

locales y flujos de escombros por saturación de alguna escombrera, con ocupación de instalaciones situadas aguas abajo.

No se contempla tampoco en este tipo de explotaciones la restitución de pendientes ni, en general, la reparación del impacto sobre el paisaje.

4.2.3 Entorno de Fabero

Son un total de 18 escombreras, bastante separadas - unas de otras, pertenecientes a Antracitas de Fabero (82) y - otras dos algo más alejadas (84). De las primeras, las más - antiguas están paradas y en gran parte recubiertas por vegetación; descansan sobre materiales terciarios subhorizontales y si no fuera por su ubicación urbana no tendrían mayor impacto sobre el paisaje. Hay otra sin embargo activa, con pendientes fuertes en el frente (34° a 40°) y gran volumen (0,8-10⁶ m³) rodeada de casas; el substrato es estable y las segregaciones son muy locales pero desde el punto de vista ecológico la implantación es muy deficiente. El riesgo catastrófico podría aumentar notablemente en caso de movimiento sísmico.

Las dos situadas junto a las instalaciones antiguas sufrieron ignición pero ahora están apagadas. Descansan sobre un substrato estable y progresivamente se van cubriendo de vegetación; no obstante aún muestran un impacto visual importante.

Mención especial merece la escombrera activa de Combustibles de Fabero sobre la ladera izquierda del río Cua (106); esta en ignición con una pendiente de 32°, una altura de 100 m y un volumen de 0,9-10⁶ m³, apoyada sobre la terraza fluvial.

Si sigue creciendo, aparte de la contaminación del ambiente, puede llegar a ocupar el cauce y si se produce erosión de pie en una crecida puede formarse una represa momentánea de las aguas que al romper puede producir inundaciones en la vega de aguas abajo.

El resto de las escombreras son pequeñas y con un interés muy escaso, salvo el impacto visual, menos en el caso de la Mina La Casualidad (76) que puede producir contaminación sobre el acuífero del aluvio-coluvial subyacente.

4.2.4 Fuente del Llauró

Son dos grupos de escombreras (80-81) abandonadas; en general de poco volumen y dispuestas sobre laderas bastante estables del Carbonífero; no obstante conviene tener en cuenta para futuras explotaciones la existencia de depósitos terciarios inestables en las inmediaciones.

4.2.5 Norte del Valle del Sil, Santa Cruz

Son 16 escombreras de las que la mitad se sitúan sobre las terrazas o el cauce mayor del río, y el resto sobre las laderas, generalmente en vaguadas encajadas.

Las primeras son estables salvo socavaciones en crecidas, pero contaminan siempre en mayor o menor proporción al río; a este respecto debe tenerse en cuenta la gran escombrera en ignición que se dispone en la desembocadura del arroyo de la Barrera, su contaminación atmosférica y fluvial es la más importante.

Las escombreras de las laderas se mantienen bastante bien con ángulos de frente entre 32° y 36° en pendientes de 20° - 25° de inclinación natural, pero casi siempre son de poco volumen. Con pendientes naturales mayores, 30° en la margin derecha, puede dar lugar a pequeños corrimientos (63-64).

4.2.6 Villamartin de Sil, Cerro Bustiriegas

Son escombreras de ladera situadas en un área donde la erosión por escorrentía superficial es muy importante; la mayor parte de las inestabilidades detectadas, todas de carácter local, se refieren a esta causa por lo que deberían evitarse los vertidos en vaguadas de fuerte pendiente.

4.2.7 Area de Alinos-Matarrosa

Esta zona del valle del Sil tiene un tramo francamente inestable en la margen derecha, Ladera Campillín, donde las escombreras n° 41, pese a su limitado volumen, son inestables al apoyarse en laderas de pendiente superior a 30° (a veces alcanzan los 42°) con un suelo coluvial deslizante.

En la margen derecha hay otras áreas inestables (22 - 36 - 42) en unos casos asociadas a las vaguadas y en otros por la verticalización de las laderas debida a la erosión torrencial remontante.

Otro tipo de problemas se produce por erosión fluvial de pie (34) o por contaminación del cauce del Sil (31-38).

4.2.8 Area Melendrera-Río Velasco

En el valle del arroyo de Valdeflor (Melendrera) existen varias áreas inestables al estar compuestas de materiales coluviales poco potentes pero deslizantes; de cualquier forma las inestabilidades no afectan a las escombreras del área, cuyos movimientos están asociados más a la erosión superficial (15) o a la ocupación total de los rellanos (12).

Los valles del río Velasco y de su afluente el arroyo Valdegalén se encuentran jalonados de forma casi continua por escombreras de ladera de muy escaso volumen individual; se apoyan en general en bancos de arenisca; cuando lo hacen sobre los niveles pizarreños deslizan debido a la inestabilidad superficial de los coluviones. En la parte alta del área no hay inestabilidades para pendientes de 15° - 18° que son las existentes.

4.2.9 Area de Toreno

En la margen izquierda del Sil, aguas arriba del Pueblo de Toreno las fallas de Tombrio-Espina y Maceda junto con sus fallas satélites producen una inestabilidad generalizada en las laderas del valle. Esta inestabilidad se transmite a la margen derecha algo más atenuada.

En este área no existen escombreras significativas ya que, no hay explotaciones, pero es conveniente conocer sus limitaciones para el futuro.

La inestabilidad de las laderas continúa hacia el oeste hasta Tombrio de Abajo siguiendo la falla de su nombre.

CUADRO 4.2 ESTABILIDAD DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS

FORMACION	TALUDES EN EQUILIBRIO HASTA :	PERMEABILIDAD	INESTABILIDAD APRECIADA
O ₁	30° (~ 55%) con 100 m de altura	Impermeable	Frecuentes desprendimientos y erosión activa de suelos entre 30° y 40°
O ₂	20° (35 a 37%) con 150-200 m de altura	Baja, asociada a la fracturación.	Alterables y frágiles; suelos de 2 a 4 m que reptan a partir de los 30° de inclinación.
O ₃	45° (100%) con 100 m de altura	Media por fracturación	Desprendimientos de bloques a partir de 50° de inclinación; canchales en vaguadas con corrimientos a partir de 40° en épocas torrenciales
S	35° (~ 70%) con 20-30 m de altura	Impermeables	Suelos coluviales fácilmente erosionables. Suelos eluviales estables bajo cargas con pendientes no superiores a 25° (45%).
1 H ₁	5 m con inclinación de 45°	Media a baja	Alteración importante de los niveles pizarreños. Sin problemas en los conglomeráticos.
2 H ₁	30 m con inclinación de 30°	Media a baja	Corrimientos superficiales locales - con pendientes \geq 35°
3 H ₁	40 m con inclinación de 30°	Media a baja	Corrimientos locales en pendientes superiores a 35°.
4 H ₁	30-40 m con pendiente de 25°, localmente escarpes a 40° de 2-3 m	Media a baja	No se han detectado.

CUADRO 4,2 ESTABILIDAD DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS

HOJA 2

FORMACION	TALUDES EN EQUILIBRIO HASTA:	PERMEABILIDAD	INESTABILIDAD APRECIADA
5 H ₁	25 m con inclinación de 32°	Media	Desprendimientos locales en bancos de arenisca.
6 H ₁	30-40 m con incl. de 25° localmente escarpes de 4-5 m en los bancos de arenisca.	Media	Corrimientos superficiales con pendientes superiores a 30° a largo plazo.
7 H ₁	25-30 m hasta 25°	Media-baja	Cárcavas y deslizamientos de eluvio-coluviales a partir de 1 m de potencia.
1 H ₂	10-12 m con un máx. de 15°	Media	Deslizamientos generalizados en áreas fracturadas.
2 H ₂	25 m con pendiente de 20°-22°	Media-baja	Deslizamiento de suelos, pero en general estos no existen, por lo que suele ser un tramo estable.
3 H ₂	40 m con pendiente 25°	Media-baja	Desprendimientos locales para pendientes > 40°; deslizamientos de suelos en vaguadas para pendientes > 30°
1 H ₃	20-25 m con pendiente de 32° en áreas sanas; 15 m y 22° - en áreas fracturadas	Media	Deslizamientos generalizados de los suelos eluvio-coluviales potentes en áreas fracturadas.

CUADRO 4.2 ESTABILIDAD DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS

HOJA 3

FORMACION	TALUDES EN EQUILIBRIO HASTA:	PERMEABILIDAD	INESTABILIDADES APRECIADAS
² H ₃	> 40 m precisan inclinación < 20° para alturas de 20-25 m se admiten 25°. Hay escarpes de bancos de arenisca de 60° con 3-4 m	Media	Desprendimientos de bloques de arenisca. Reptaciones de los suelos que suelen ser débiles a partir de los 30° de inclinación.
³ H ₃ y ⁴ H ₃	20 m de altura y 22° de pendiente. Escarpes de 4-8 m con 60°; en zonas cubiertas 10°-15° para alturas > 15 m.	Media-baja	Desprendimientos muy locales de bloques. Reptaciones de suelos coluviales al pie de los cerros si superan los 15° de inclinación.
¹ H ₄	40 m de altura y 30° de pendiente.	Media	No se aprecian corrimientos importantes, a veces reptaciones de suelos.
² ³ ⁴ H ₄ H ₄ y H ₄	25 m altura y 34° de pendiente.	Media-baja	Desprendimientos locales en bloques de areniscas.
¹ H ₅	40 m y 25° de inclinación.	Media	Desprendimientos locales.
² H ₅	25-30 m de altura y 20° de inclinación.	Media-baja	No se aprecian.
³ H ₅	35° de inclinación y 40 m de altura	Media-baja	Reptaciones muy locales de las acumulaciones de suelos.

CUADRO 4.2 ESTABILIDAD DE LAS FORMACIONES GEOLOGICAS

HOJA 4

FORMACION	TALUDES EN EQUILIBRIO HASTA:	PERMEABILIDAD	INESTABILIDADES APRECIADAS
⁴ H ₅	20° y 20 m de altura.	Media-baja	Deslizamientos importantes en vaguadas.
⁵ H ₅	20 m y 20°-22° de pendiente.	Baja	Deslizamientos generalizados en zonas fracturadas.
M	10-12 m con 8°-10° de inclinación.	Baja	Erosión activa a partir de 12°. Deslizamientos superficiales a partir de 15° Generalizados a partir de 20°.
PQ	3-15 m con 12° de inclinación.	Media	Algunos desprendimientos de cantos.
Qd	20 m con 15° de pendiente.	Media-Baja	Deslizamientos locales a partir de 15° y generalizados a partir de 20°.

4.2.10 Escombreras dispersas

Existen otras escombreras aisladas de explotaciones marginales; en la mayor parte de los casos son estables. Las inestabilidades apreciadas se deben en general a segregaciones de bloques, a erosiones superficiales o a ocupación de pequeños cauces, pero en ningún caso a movimientos del substrato.

4.3 Análisis de las condiciones de estabilidad

4.3.1 Estabilidad del terreno de implantación

Se consideran a continuación las diversas condiciones de estabilidad de las formaciones naturales presentes en la zona estudiada. Dada la escala de trabajo es imposible cartografiar las distintas variaciones locales por lo que sobre los planos 3 y 4 se han situado simplemente las áreas con problemas generalizados, pero teniendo en cuenta que, fuera de ellos, pueden existir circunstancias locales de inestabilidad.

El Cuadro n° 4.2 puede permitir calificar las diferentes zonas de implantación.

Como consecuencia de todo lo anterior se ha marcado - sobre el plano el área sobre la que sería aconsejable situar las futuras escombreras.

4.3.2 Estabilidad de los escombros

Para la caracterización de las condiciones de estabilidad se ha seguido la metodología desarrollada en el "Estudio de los problemas de estabilidad planteados por las balsas y escombreras en la minería del carbón", redactado por el IGME en 1980.

El parámetro fundamental es el "diámetro característico" que es el D_{50} ó D_{60} en el caso de escombros no cohesivos o el medio de los finos cuando estos constituyen más del 15% de los escombros.

Se plantean condiciones singulares en los taludes socavados o en ignición, o cuando hay flujo de agua a través del cuerpo de la escombrera, pero en general se advierte una buena concordancia con los resultados del estudio anterior (Fig.4.1)

A efectos orientativos se observan los siguientes taludes de equilibrio.

	<u>Llanas</u>	<u>En pendiente</u>
Escombros gruesos	35° - 40°	34° - 38°
Escombros medios	34° - 36°	32° - 34°
Escombros finos	30° - 34°	29° - 32°

Dichos taludes pueden variar hasta llegar a ser casi verticales en escombreras cementadas por ignición o descender de 2° a 4° por efecto del flujo de agua.

4.4 Evaluación del territorio respecto a las condiciones de implantación de escombreras

Son muy escasas las escombreras que pueden considerarse con ubicación óptima aún en el caso en que no se considere el problema del impacto visual; sin embargo la gran mayoría de las estructuras inventariadas pueden considerarse estables. En este sentido es importante tener en consideración que la disposición de las escombreras se han realizado siempre con un criterio de economía muy estricto. Evidentemente no se puede pedir que el transporte de estériles se realice a gran distancia (aunque en algún caso se ha hecho) pero la protección de cauces y vaguadas no debe estar reñida con la economía; muchas veces con la misma longitud de transporte puede disponerse de áreas donde la red de drenaje no quede alterada, y en otras pueden protegerse los cauces sin grandes desembolsos.

A este respecto se ha tratado de evaluar las condiciones de implantación mediante una expresión numérica. Tras varios tanteos se ha considerado que la forma más adecuada es del tipo:

$$Q_e = I \alpha (\beta \theta)^{\eta + \delta}$$

Q_e = Índice de evaluación

donde: I es un factor ecológico
 α es un factor de alteración de la capacidad portante del terreno debido al nivel freático
 β es un factor de resistencia del cimiento de implantación (suelo o roca)
 θ es un factor topográfico o de pendiente
 η es un factor relativo al entorno humano afectado
 δ es un factor de alteración de la red de drenaje existente.

De manera aproximada se ha supuesto que cada uno de estos factores varía según los criterios siguientes:

$$1^{\circ}. -) \quad I = \frac{Ca + P}{2} \quad \text{donde Ca} = \text{factor de contaminación de acuíferos.}$$

P = factor de alteración del paisaje

La evaluación de cada uno de estos factores depende - en el primer caso del tipo de escombros (alteración química - de los mismos) y del drenaje del área de implantación; en el segundo caso, el impacto visual de la escombrera, será función de su altura y de la situación más o menos apartada de la ubicación. Se han adoptado los siguientes criterios numéricos.

Factores ecológicos	VULNERABILIDAD DEL AREA			
	Irrelevante	Baja	Media	Alta
Ca ó P	1	0,9	0,5	0,3

2^o.-) El factor α de alteración del equilibrio del suelo debido a la existencia de un nivel freático próximo en el área de implantación o su entorno, se ha considerado de la forma siguiente:

- $\alpha = 1$ sin nivel freático o con nivel a profundidad superior a 5 m.
- $\alpha = 0.7$ con nivel freático entre 1,5 y 5 m
- $\alpha = 0.5$ con nivel freático a menor profundidad de 0.5 m

3°.-) El factor de cimentación (β) depende tanto de la naturaleza del mismo como de la potencia de la capa superior del terreno de apoyo, de acuerdo con el siguiente Cuadro:

TIPO DE SUELO	P o t e n c i a				
	<0.5 m	0.5 a 1.5 m	1.5 a 3.0 m	3.0 a 8.0 m	>8.0 m
Coluvial granular	1	0.95	0.90	0.85	0.80
Coluvial de transición	0.95	0.90	0.85	0.80	0.75
Coluvial limo-arcilloso	0.90	0.80	0.70	0.60	0.50
Aluvial compacto	0.90	0.85	0.80	0.75	0.70
Aluvial flojo	0.75	0.70	0.60	0.50	0.40

En el caso de que el substrato sea rocoso, independientemente de su fracturación $\beta = 1$.

4°.-) El factor topográfico θ se ha evaluado en razón de la inclinación del yacente según la siguiente tabla:

<u>Topografía</u>	<u>Valor de θ</u>
Llana- inclinación < 1°	1
inclinación entre 1° y 5° (< 8%)	0.95
inclinación entre 5° y 14° (8 a 25%)	0.90
inclinación entre 14° y 26° (25 a 50%)	0.70
inclinación superior a 26° (> 50%)	0.40

5°.-) La caracterización del entorno afectado se ha realizado considerando el riesgo de ruina de distintos elementos si se produjera la rotura (destrucción) de la estructura de la escombrera.

<u>Entorno afectado</u>	<u>Valor de η</u>
Deshabitado	1,0
Edificios aislados	1,1
Explotaciones mineras poco importantes	1,1
Servicios	1,2
Explotaciones mineras importantes	1,3
Instalaciones industriales	1,3
Poblaciones	2,0

6°.-) Por último la evaluación de la alteración de la red de drenaje superficial se ha hecho con el siguiente criterio:

<u>Alteración de la red</u>	<u>Valor de δ</u>
Nula	0
Ligera	0,2
Ocupación de un cauce intermitente	0,4
Ocupación de un cauce permanente	0,8

Así evaluados los distintos factores, se han calificado los valores resultantes del índice Q_e de acuerdo con la tabla siguiente:

<u>Q_e</u>	<u>El emplazamiento se considera:</u>
1 a 0.90	Optimo para cualquier tipo de escombrera
0.90 a 0.50	Tolerable para escombreras de gran volumen
	Adecuado para escombreras de volumen moderado
0.50 a 0.30	Tolerable
0.30 a 0.15	Mediocre
0.15 a 0.08	Malo
< 0.08	Inaceptable

Aplicado este criterio a las escombreras inventariadas, los valores obtenidos son los que se consignan en el Cuadro 4.3.

En éste se han especificado los valores antes y después de considerar el impacto ecológico I (deterioro del paisaje y contaminación de acuíferos); en el primer caso pueden considerarse adecuadas 12 ubicaciones (24%); tolerables 24 (48%); mediocres 12 (24%) y malas 2 (4%). Considerando el factor ecológico los valores se reducen a 1 adecuada (2%); 20 mediocres (40%); 9 malas (18%) y 6 inaceptables (12%). Parece pues evidente que deben buscarse nuevas ubicaciones para las posibles futuras escombreras; a este respecto deberán considerarse como más recomendables aquellas áreas de substrato impermeable, con suelos de poca pendiente, que no afecten a cauces superficiales pero al mismo tiempo que no ocupen lugares preeminentes (a cubierto de vistas desde las vías de circulación principales) y superficialmente alejados de las áreas pobladas.

CUADRO 4.3.- CLASIFICACION DE ESCOMBRERAS SEGUN SUS CONDICIONES DE IMPLANTACION

Escombrera N°	CONDICIONES DE IMPLANTACION Q_e			
	Sin cons. Ind. Ecológ.		Consider. Ind. Ecolog.	
3	Mediocre	0.17	Mediocre	0.16
7	Tolerable	0.44	Tolerable	0.40
8	Adecuado	0.56	Tolerable	0.39
11	Tolerable	0.52	Mediocre	0.26
12	Tolerable	0.44	Mediocre	0.18
14	Adecuado	0.63	Tolerable	0.44
15 { Ladera Vaguada	Adecuado	0.63	Tolerable	0.44
	Tolerable	0.44	Tolerable	0.31
16	Tolerable	0.33	Malo	0.13
18	Adecuado	0.73	Tolerable	0.37
20	Adecuado	0.61	Mediocre	0.30
22	Mediocre	0.16	Inaceptable	0.06
23	Tolerable	0.37	Mediocre	0.22
30	Tolerable	0.49	Mediocre	0.29
31	Mediocre	0.25	Inaceptable	0.07
33	Adecuado	0.72	Tolerable	0.50
34	Tolerable	0.45	Malo	0.13
35	Tolerable	0.59	Mediocre	0.24
36	Mediocre	0.17	Malo	0.08
37	Adecuado	0.75	Tolerable	0.45
38	Tolerable	0.48	Malo	0.14
39	Adecuado	0.83	Adecuado	0.58
40	Tolerable	0.49	Mediocre	0.19
41	Malo	0.12	Malo	0.086
44	Adecuado	0.67	Tolerable	0.47
45	Tolerable	0.55	Mediocre	0.22
46	Mediocre	0.16	Malo	0.11
47	Mediocre	0.28	Malo	0.14
51	Adecuado	0.61	Tolerable	0.30
52	Tolerable	0.31	Mediocre	0.15
53	Adecuado	0.85	Tolerable	0.59
55 { Ladera Va guada	Tolerable	0.55	Mediocre	0.26
	Malo	0.13	Inaceptable	0.03
58	Tolerable	0.54	Tolerable	0.32
62	Tolerable	0.37	Malo	0.11
65	Mediocre	0.22	Inaceptable	0.06
70	Tolerable	0.42	Mediocre	0.29
76	Mediocre	0.28	Mediocre	0.17
79	Mediocre	0.29	Mediocre	0.17
80	Adecuado	0.66	Tolerable	0.59
81	Tolerable	0.44	Mediocre	0.27
82	Tolerable	0.44	Malo	0.13
85	Tolerable	0.55	Mediocre	0.22
87	Tolerable	0.53	Mediocre	0.27
90	Malo	0.13	Inaceptable	0.05
91	Tolerable	0.55	Mediocre	0.22
92	Tolerable	0.55	Mediocre	0.27
96	Mediocre	0.19	Inaceptable	0.07
97	Mediocre	0.19	Inaceptable	0.05
102	Tolerancia	0.42	Mediocre	0.16
105	Tolerable	0.63	Tolerable	0.44
106	Mediocre	0.23	Inaceptable	0.07

$$Q_e = I \alpha (\beta \theta) (\eta + \delta)$$

5. MINERIA A CIELO ABIERTO

5.1 Características generales. Inventario

Dentro de las explotaciones de carbón de la Cuenca del Bierzo las explotaciones a cielo abierto ocupan una extensión bastante más reducida que las de interior; por otra parte en la zona estudiada estas explotaciones pertenecen casi exclusivamente a cuatro empresas: Antracitas del Bierzo al sureste de la zona (valle del A° Valdegalén - Alto Sardón); Antracitas de Fabero (valle del arroyo Relluengo); Antracitas de Gaiztarro (Valdeferrera) y Combustibles de Fabero (Alto de La Travesa). Las tres últimas se sitúan al este y nordeste del pueblo de Fabero.

En el caso de A. de Gaiztarro y A. de Fabero explotan exclusivamente la 1ª capa (0,9 m) del Tramo de Jarrinas; C. de Fabero explota además de esta la 2ª (0,50 m), 3ª (0,60 m) y 5ª (0,45 m) capas del mismo tramo. A. del Bierzo explota la capa Mª Jesús (0,65 m) del Tramo Cinchos-Petra (Bloque de - Tremor). En general son cortas de ladera con alturas totales limitadas.

En conjunto la topografía de las cortas corresponde a pendientes naturales importantes (12° a 25°) y alturas notables

sobre los valles. Estos suelen ser estrechos y encajados con suelos de recubrimiento débiles (máximo 1 m en general). No existen zonas milonitizadas en proporción superior al 5%; sin embargo la fracturación y el diaclasado junto con la lajosidad de las capas pizarreñas hacen que sean frecuentes los planos de discontinuidad.

En el Cuadro 5.1 que se adjunta aparecen junto con el tipo de corta la geometría de la misma con su altura total - (HT) y la altura (HB) y anchura (AB) de banco cuando existen así como la inclinación de los taludes que aparecen. El corte tipo y los materiales presentes con la dirección y buzamiento de las capas, las familias de diaclasas presentes, el recubrimiento y las condiciones de estabilidad apreciadas.

Los taludes estudiados presentan en su conjunto una geometría variable con alturas comprendidas entre 5 y 60 m, aunque la mayoría de ellos se sitúan entre los 7 y los 10 m. La pendiente general de los mismos puede ser de 40° pero normalmente es de 70° a 80° con algunos de 85°.

Las trazas en planta de los taludes suelen ser rectas o casi rectas. Son aislados los trazados ondulados o en ángulo. Donde no existen bermas, la realidad es que la explotación no ha progresado en profundidad en la ladera al crecer rápidamente los recubrimientos; en estos casos la explotación bordea el cerro y puede haber otra a distinta cota sobre otra capa del mismo paquete.

Unicamente un 30% de las cortas analizadas presentan problemas de agua, el resto está seco. Las láminas de agua en los casos más desfavorables pueden alcanzar hasta 3 m de

CUADRO 5.1- INVENTARIO DE EXPLOTACIONES A CIELO ABIERTO

CLAVE	TIPO	GEOMETRIA			CORTE TIPO	TALUDES		GEOLOGIA	CAPAS		DIACLASAS			AGUA	MONTERA	CONDICIONES DE ESTABILIDAD
		HT	HB	AB		General	Banco		P	B	P	B	Y			
CT-AG-200 FOTO 1,2	Corta recta de ladera - con dirección variable	14 m	14 m	-		80°	80°	Pizarras en bancos alterados.	60°	21°	80	75S	0,5	Existe un nivel freático en la base del talud. Agua goteando.	Formada por rellenos y escombreras.	Caída de bloques y grietas - en la parte alta, posibles deslizamientos de la montera.
CT-AG-201 FOTO 3	Corta recta de ladera.	10 m	10 m	10 m		80°	75° 80°	Pizarras y areniscas en alternancia irregular predominando las pizarras.	110°	20°	81	90	3	No existe	Rellenos, escombreras y coluvial arenoso.	Caída de bloques y detritos.
CT-AG-202 FOTO 4	Corta recta de ladera.	10 m	10 m	-		85°	85° 90°	Alternancia de areniscas, lutitas y pizarras con antracitas.	70°	10°	148	90	3	No existe	Coluvial con cantos y matriz arcillosa.	Estable con riesgo esporádico de caída de bloques.
CT-AG-203 FOTO 5	Corta recta de ladera	12 m	12 m	-		60°	60°	Alternancia irregular de pizarras y carbón; al techo aparecen areniscas.	60°	25°	0	90	4	No existe	Coluvial arcilloso con arena.	Riesgo de caída de bloques - debido al diaclasado existente.
CT-AG-204 FOTO 7	Corta recta y alabeada de cima de cerro.	8 m	8 m	-		60°	15° 70° 80°	Pizarras claras y oscuras en alternancia irregular.	80°	20°	86W	90	4	No existe	Coluvio-eluvial arenoso y arcilloso.	Estable en general. Degradación progresiva con caída de detritos.
CT-AG-205 FOTO 8	Corta recta de ladera	8 m	5 m 4 m	17 m		50°	85°	Areniscas y microconglomerados en la base; por encima pizarras.	0°	2°	120	90	2	Nivel freático en la parte alta. Agua goteando.	Coluvial arenoso arcilloso con cantos lajosos.	Riesgo de deslizamientos en la montera y en la berma por la presencia de grietas.
CT-AG-205' FOTO 9	Corta recta de ladera	14 m	5 m 9 m	12 m		80°	80° 90°	Alternancia de pizarras claras, areniscas y pizarras negras con carbón.	0°	2°	5	84W	2	Existe un nivel freático en la base. Agua fluyendo.	Coluvial arcilloso arenoso y suelo vegetal.	En unos sitios ha deslizado la montera. Riesgo de caída de bloques.
CT-AG-206	Corta recta de ladera y valle	8,5	6 m 2,5 m	5 m		80°	75° 80°	Pizarras grises y claras, pizarras brechoideas con carbón en sucesión irregular.	70°	15°	142	90	3	No existe	Coluvial arcilloso y arenoso con cantos.	Desprendimientos de bloques, degradación progresiva con caída de detritos.
CT-AG-207 FOTO 10	Corta recta de valle	10 m	10 m	12 m		80°	80°	Alternancia de pizarras negras y claras con capas de carbón.	130°	10°	55	90	4	No existe	Coluvial con cantos y matriz arenosa y arcillosa.	Desprendimientos de bloques y caída de detritos.
CT-AF-208 FOTO 11	Corta recta de ladera	12 m	12 m	-		89°	85°	Alternancia de areniscas y pizarras masivas y tableadas o en bancos.	80°	12°	90	85NW	3	Nivel freático en la base del talud. Agua goteando-fluyendo.	Coluvio-eluvial arcilloso con cantos.	Riesgo de caída de bloques. Caída de detritos, degradación progresiva.
CT-AF-209 FOTO 12	Corta recta de ladera y valle.	28 m	7 m 14 m 7 m	25 m		53°	85° 90°	Pizarras, areniscas y vetas de carbón - en alternancia irregular.	80°	2°	70	90	4	Nivel freático en la base. Agua fluyendo.	Coluvio-eluvial con cantos y matriz arenosa y arcillosa.	Estable en general. Riesgo potencial de caída de bloques. Degradación progresiva.

CUADRO 5.1-INVENTARIO DE EXPLOTACIONES A CIELO ABIERTO (Continuación)

CLAVE	TIPO	GEOMETRIA			CORTE TIPO	TALUDES		GEOLOGIA	CAPAS		DIACLASAS			AGUA	MONTERA	CONDICIONES DE ESTABILIDAD
		HT	HB	AB		General	Banco		ρ	β	ρ	β	ψ			
CT-AG-200 FOTO 13	Corta recta de ladera.	7,5 m	7,5 m	--		80°	80°	Pizarras brechoides en la base que se alteran en lajas; por encima areniscas	100°	100° W	40°	71°E	2	No existe	Rellenos y escombreras.	Estable en general con caída de detritos y riesgo aislado de caída de bloques.
CT-CF-211 FOTO 14	Corta ondulada de ladera	7 m	7 m	-		80°	80°	Alternancia de Pizarras tableadas y lajas con carbón en la base.	40°	12° NW	47°	90°	1	Nivel freático en la base. Agua goteando.	Coluvial con cantos y matriz arenosa y arcillosa.	Caída de bloques y detritos.
CT-CF-212 FOTO 15	Corta ondulada de ladera	5 m	5 m	-		68°	68°	Areniscas en bancos o masiva.	130°	40° N	120°	64°SW	8	No existe	Eluvial arenoso con cantos dispersos.	Deslizamientos curvilineales de la parte alta. Deslizamientos planos a favor de diaclasas.
CF-AB-213 FOTO 17	Corta recta de ladera	7 m	7 m	--		70°	65°, 73°	Pizarras lajosas en la base, areniscas y pizarras tableadas a techo. Niveles de carbón.	08°	12° S	119°	70°NE	6	No existe	Coluvial arenoso con cantos dispersos y arcillas.	Deslizamientos del recubrimiento, deslizamientos planos a favor de diaclasas. Caída de bloques.
CT-AB-214 FOTO 18	Corta recta de ladera	14 m	14 m	-		70°	70°	Pizarras en bancos con areniscas e intercalaciones de carbón.	120°	12° SW	178°	85°W	2	No existe	Escombrera de clastos y gravas lajosas.	Estable en general, deslizamiento potencial de la montera.
CF-AB-215 FOTO 1'	Corta recta de ladera	6 m	6 m	-		62°	54°, 68°	Pizarra y areniscas en bancos con capas carbonosas.	70°	26° SW	144°	83°NE	4	No existe	Escombrera y coluvial arenoso y artillado	Riesgo de caída de bloques degradación progresiva con caída de detritos.
CF-AB-216 FOTO	Corta recta de cima	7 m	7 m	-		80°	50° 60°	Pizarras tableadas y diaclasas; areniscas a techo, intercalaciones de carbón.	77°	39° S	125°	54°NE	4	No existe	Eluvial arenoso con pequeños cantos dispersos.	Estable en general. Riesgo potencial de deslizamiento de la montera. Riesgo de caída de bloques.
CF-AB-217 FOTO 2' FOTO 3'	Corta recta de collado alto	16 m	12 m 4 m	5 m		65°	65°, 70°	Areniscas y lutitas en alternancia irregular; capas de carbón.	80°	80° S	0°	30°E	10	No existe	Eluvial arenoso con cantos lajosos.	Desprendimiento por vuelco si se profundiza el talud.
CF-AB-218 FOTO 5'	Corta recta de collado alto	18 m	3 m 5 m 5 m 5 m	15 m 10 m 15 m		40°	90° 90° 70° 65°	Pizarras areniscosas y lutitas en sucesión irregular. Capas de carbón.	90°	35° S	40°	29°SE	14	No existe	Eluvial arenoso con algún canto disperso.	Desprendimientos de bloques, caída de detritos que degradan el talud.
CF-AB-219 FOTO 7'	Corta recta de cima y collado alto.	20 m	20 m	-		55°	55°	Areniscas masivas y pizarras tableadas con capas de carbón.	90°	50° S	170°	35°W	6	No existe	Berma horizontal (5m) continuación en C-AB-219'.	Riesgo de desplomes y desprendimientos por vuelco. Caída de detritos.
CT-AB-219' FOTO 8' FOTO 9'	Corta recta de cima y collado alto.	8 m	8 m	8 m		60°	60°	Areniscas y microconglomerados, muy alterada la formación.	90°	50° S	150°	40°NE	6	No existe	Eluvial arenoso con algún canto cuarcítico.	Degradación progresiva del talud con caída de detritos.

CUADRO 5.1. INVENTARIO DE EXPLOTACIONES A CIELO ABIERTO (Continuación)

CLAVE	TIPO	GEOMETRIA			CORTE TIPO	TALUDES		GEOLOGIA	CAPAS		DIACLASAS			AGUA	MONTERA	CONDICIONES DE ESTABILIDAD
		HT	HB	AB		General	Banco		P	B	P	B	Y			
CT-AB 220 FOTO 10'	Corta en ángulo de 40° en ladera.	7 m	3 m 4 m	4m		70°	80°	Areniscas masivas o en bancos, con pizarras tableadas y capas de carbón.	120°	15°NE	19° 175° 76° 30°	90° 90° 63°SE 77°E	10 9 5 7	No existe	Coluvial de cantos con matriz arenosa y arcillosa.	Caída de detritos que degrada el talud. Riesgo de caída de bloques.
CT-AB 221 FOTO 12'	Corta con taludes superpuestos en direcciones diferentes, en cima	12m	4 m 4 m 4 m	25m		50°	70°	Areniscas masivas - con pequeños filones de cuarzo. Capas de carbón intercaladas.	35°	15°NW	80° 140° 100°	80°S 90° 80°SW	3 2 6	No existe	Coluvial arenoso con cantos.	Desprendimientos de bolos de unos 2 m ² de volumen y caída de detritos.
CT-AB 222	Corta recta en cima.	7m	7m	-		73°	65° 80°	Areniscas en bancos o masivas con intercalaciones de carbón y pizarras.	160°	13°E	71° 15° 33° 95°	82°N 90° 85°W 74°N	4 6 5 4	Nivel freático en la base. Agua goteando.	Eluvial arenoso con cantos cuarcíticos.	Deslizamientos de la montera y parte alta del talud.
CT-AB 223 FOTO 14' 15'	Corta recta en ladera.	15m	15m	-		75°	70° 80°	Pizarras tableadas y brechoides con areniscas intercaladas y capas de carbón.	100°	20°N	10° 64° 20°	90° 90° 85°W	10 7 5	Aguas colgadas a media altura y en la parte alta. Goteando.	Coluvial-eluvial arenoso con cantos y arcillas.	Estable en general con riesgo esporádico de caída de bloques.
CT-AB 224 FOTO 17'	Corta recta en ladera y vaguada.	18m	18m	-		70°	65° 75°	Pizarras arenosas - tableadas o brechoides con areniscas - intercaladas y capas de carbón.	90°	13°N	15° 65° 25°	90° 90° 90°	8 4 6	No existen	Coluvial arenoso y arcilloso con cantos.	Estable en general con riesgo potencial de caída de bloques.
CT-AB 225 FOTO 18' 19'	Corta recta en ladera.	60m	-	60m 50m 50m		45°	50° 90°	Alternancia de pizarras y areniscas con capas de carbón.	65°	20°NW	-	-	-	-	Coluvial y eluvial arenoso.	Riesgo de caída de bloques.
CT-AB 226 FOTO 20'	Corta recta en ladera.	10m	10m	-		70°	70°	Pizarras amarillentas y negras y pizarras tableadas.	90°	35°N	157° 12°	85°NE 90°	4 12	No existen	Coluvial de cantos con matriz arenosa y arcillosa.	Riesgo de caída de bloques. Caída de detritos.
CT-AB 227 FOTO 22'	Corta recta en ladera.	14m	14m	-		70°	70°	Pizarras lajosas y alteradas con capas de carbón y areniscas masivas.	85°	21°S	150° 80°	90° 80°SE	5 7	No existen	Escombreras de cantos lajosos casi sin finos.	Estable salvo riesgo de caída de bloques. Caída de detritos.
CT-AB 228 FOTO 23'	Corta recta en ladera.	20m	20m	-		55°	50° 80°	Pizarras tableadas y en bancos con intercalaciones de carbón. Areniscas en bancos.	145°	20°NW	85°	90°	5	Aguas colgadas a media altura. Agua goteando.	Coluvial arenoso arcilloso con cantos.	Deslizamientos curvilineales de la montera. Caída potencial de bloques.
CT-AB 229	Corta ondulada en ladera.	12m	12m	-		75°	75°	Pizarras en bancos y tableadas con capas de carbón. Areniscas en bancos.	145°	20°NW	-	-	-	Aguas colgadas en la parte alta. Agua goteando.	Coluvial arcillo arenoso con cantos lajosos.	Deslizamientos curvilineales de la montera. Caída potencial de bloques.

agua, pero se trata siempre de explotaciones abandonadas, no obstante tres de las cortas activas necesitan un bombeo continuo para impedir su encharcamiento ya que el agua fluye al techo con la capa de carbón explotada.

5.2 Condiciones de estabilidad

Dadas las condiciones estructurales y la resistencia de los macizos explotados, no suelen presentarse problemas de inestabilidad general en los taludes analizados, dándose únicamente pequeños fenómenos de inestabilidad local.

Normalmente se aprecia una degradación progresiva de los taludes con caída de bloques y aterramientos al pié. En los tallados en cuesta estructural se aprecian pequeños despegues de capas a favor de los niveles de Carboneros. En todo los casos hay riesgo de caída de bloques ya que por la propia marcha de la explotación y la gran cantidad de discontinuidades existentes en todos los casos. Sólo un caso de los reconocidos presenta tendencia al vuelco (217), donde el buzamiento de las capas es casi vertical.

Por último diremos que los recubrimientos terciarios suelen ser inestables y cuando quedan colgados sobre el talud de explotación dan lugar a deslizamientos superficiales que aterran localmente la excavación.

En la Fig. 5.1 se han resumido los taludes medidos en bancos y los valores medios de cortas, en función de la altura correspondiente.

Como puede verse existe una tendencia lógica si bien con notables dispersiones, no atribuibles a la naturaleza del material o a la presencia de agua sino a razones constructivas.

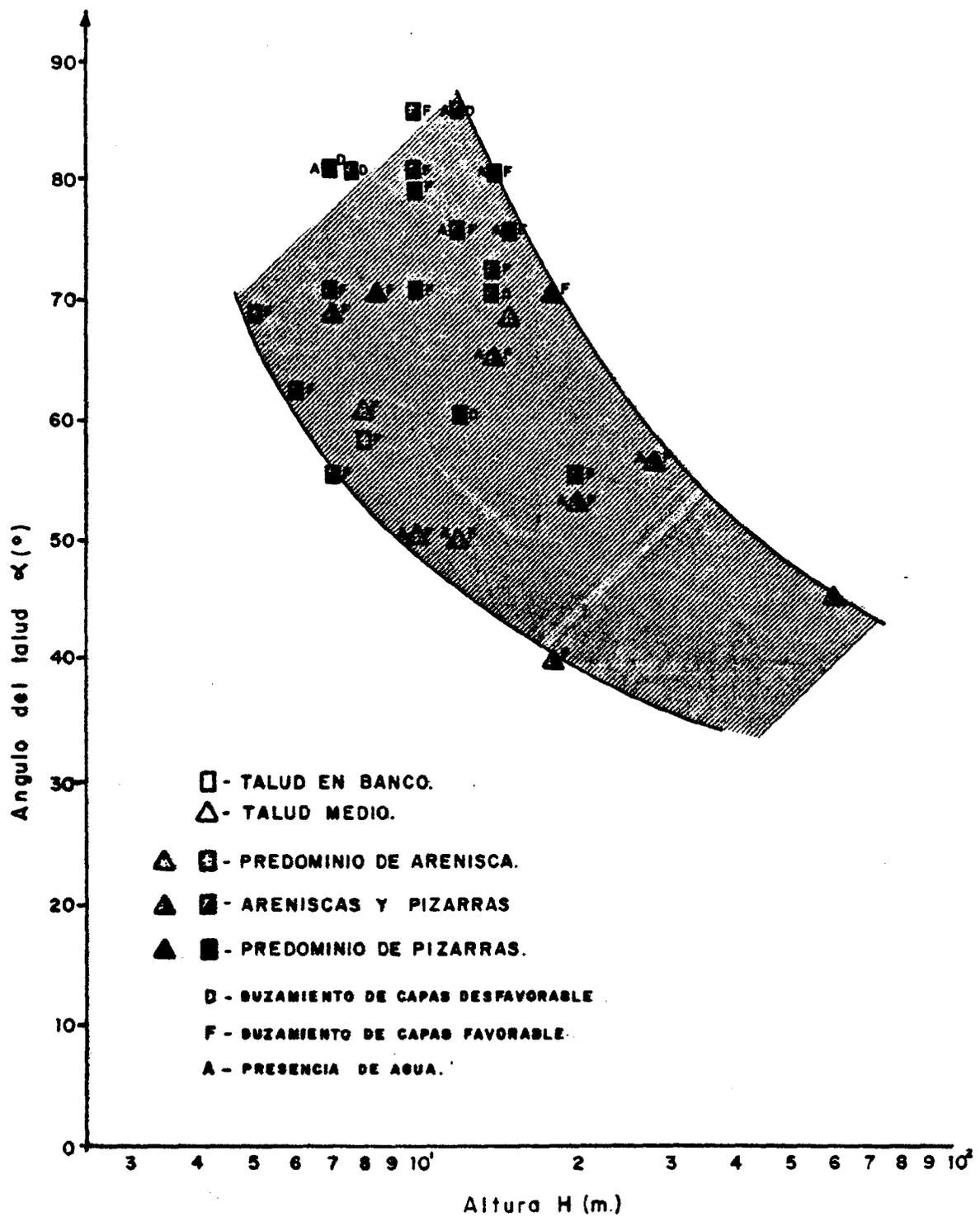


FIG.5.1.- RELACION ALTURA-INCLINACION EN LAS CORTAS ESTUDIADAS.

En particular llaman la atención los elevados taludes de algunas cortas con buzamiento desfavorable de los estratos (marcadas con D en la Fig.5.1). Se trata en general de taludes de banco de altura inferior a 15 m, que muy probablemente están en condiciones de estabilidad bastante precaria.

En el resto de los casos los taludes son razonables, apreciándose una tendencia a taludes entre 35° y 40° para grandes alturas de corta, lo cual concuerda con la experiencia general de la minería del carbón.

6. MINERIA SUBTERRANEA

En su planteamiento inicial el estudio proponía la siguiente metodología:

- 1° Evaluación geomecánica de afloramientos superficiales y predicción de las características a nivel de tajo, comprobando el grado de aproximación en las galerías existentes.
- 2° Estimación del sostenimiento teórico a partir de clasificaciones geomecánicas y confrontación con el sostenimiento real.

Como se indica más adelante esta metodología debió abandonarse fundamentalmente por las dos razones siguientes:

- Escasez de afloramientos representativos y deficiente correlación con las condiciones existentes en profundidad.
- Inadecuación de las clasificaciones geomecánicas para caracterizar la evolución de una galería a lo largo de la explotación de uno o varios tajos.

En consecuencia el estudio se centró en el seguimiento de las convergencias y forma de trabajo de las entibaciones su relación con los tajos, la interpretación geomecánica de los comportamientos observados, así como en la elaboración de criterios operativos para condiciones mineras análogas.

6.1 Selección de explotaciones

Como ya se ha indicado en el Apartado 3, en una primera etapa se seleccionaron aquellas minas con explotaciones de interior que atendían a tres características fundamentales : a) Un mayor número de galerías interesantes para la problemática que aborda este estudio; b) Varios tajos en producción y c) Diversidad de los sistemas de arranque (mecanizado y/o con martillo) dentro de la misma explotación. Basándose en ellos se eligieron las empresas mineras de Antracitas de Gaiztarro, S.A. (A.G.S.A.), Combustibles de Fabero, S.A.(C.F.S.A) y Antracitas de Fabero, S.A. (A.F.S.A.). En fase posterior se seleccionaron aquellas galerías que estaban ligadas a la explotación de tajos con mayor actividad y disponibilidad. Conforme a esto, fueron objeto de estudio, ciertos tramos influenciados por la proximidad al frente de arranque de las siguientes galerías:

- 15-S. Galería de cabeza de tajo de C.F.S.A.
- 16-S. Galería de base de tajo de C.F.S.A.
- Transversal al muro de C.F.S.A.
- Transversal al techo de C.F.S.A.
- Plano exterior auxiliar de C.F.S.A.
- Plano D-4 de A.F.S.A.
- Plano M2-3 de A.F.S.A.
- Plano 7-8 de A.F.S.A.
- Plano de acceso a la 9^a planta de A.F.S.A.

- Plano N de A.F.S.A.
- Galería J-81 de A.G.S.A.
- Galería Santa Teresa de A.G.S.A.
- Plano de unión de la galería Santa Teresa con galería J-81 de A.G.S.A.
- Galería 5510-E (5110-Bis) de A.G.S.A.
- Galería 511° -O-E de A.G.S.A.

Las características fundamentales de estas galerías se resumen en el Cuadro 6.1.

CUADRO. 6.1-INVENTARIO DE GALERIAS

CLAVE(*)	GALERIA		Profun. (m)	FORMA		TECHO		Tajos explotad.	CAPA		SOSTENIMIENTOS				LLAVES	Observaciones
	TIPO	TRAZA		CROQUIS	B x H (m)	TIPO (1)	CALIDAD		(m)	BUZAMIENTO β (°)	TIPO	S (m)	FORMA	OTROS		
AF-D4	Plano de explotación de tajo	Rectilínea p ≈ 6%	225-270		4,2 x 2,30	p	Bueno	2 t	0,65-0,75	15	TH-29	0,80-1			Madera 3 p.	Se enrachona Colocación desigual de los cuadros. Arriostramiento.
AF-M 2-3	Plano de explotac. de tajo	Rectilínea p ≈ 10% ?	440-540		4 x 3	p + c	Bueno Regular	1 t	0,80	14	TH-29	0,60-0,80		bulón ocasional	Madera 3 p.	
AF- P 7-8	Plano de explotac. de tajo	Rectilínea p ≈ 15% ?	80-200		3,50 x 2,5	p p + a	Regular	2 t	0,65-0,70	10-12	TH-16,5	1			Madera 3 p.	
AF- A(92p)	De acceso a plano de explotac.	Rectilínea p ≈ 1%	200		4 x 4	p a p + a	Bueno	-	0,35-0,40	7-8	TH-21	0,80-1				No siempre se entiba. La sección no es constante en el trazado
AF- PN	De acceso a planos de explotación.	Rectilínea p ≈ 2-4%	510-520		5 x 3,5	p	Bueno	-	0,80	14	TH-29	0,70-1		bulón ocasional		No existe un esquema de bulonaje. No siempre se colocan los cuadros
CF- 15-S	Cabeza de tajo	Irregular p ≈ 1%	301		4,2 x 2,5	p + c	Malo	1 t	0,80-1	18	TH-29	1		TH-21 C.Madera	Madera 3 p.	El cuadro TH-29 es asimétrico. Se enrachona.
CF- 16-S	Base de tajo	Rectilínea p ≈ 1%	326		4,4 x 2,5	p + c p lajosa	Regular	1 t	1 - 1,20	18	TH-29	1		bulonaje sistemático	Madera 3 p.	Existe esquema de bulonaje.
CF- TM	Transversal al muro	Rectilínea p ≈ 0-1%	307		3,5 x 3	p a p + c	Bueno			18	TH-29 eventual			C.Madera		
CF- TT	Transversal al techo	Rectilíneo p ≈ 0-1%	120		4,20 x 2,25	p p + c p lajosa	Bueno		0,45	18				bulonaje		No existe esquema de bulonaje.
CF- PEA	Plano exterior auxiliar	Rectilíneo p ≈ 22%	180 máx.		4 x 2,5	p p + c p lajosa	Bueno		0,45	14		1		C.Madera		

(*) A. F. = Antracitas de Fabero
C. F. = Combustibles de Fabero
A. G. = Antracitas de Gaiztarro

(1) p = pizarra
c = carboneros
a = arenisca

6.2 Características geológicas e hidrogeológicas

6.2.1 Antracitas de Gaiztarro

a) Galería Santa Teresa (Fig.6.2.1a)

La separación de la 1^a capa del paquete Jarrinas (H₁⁵) dentro del Bloque Fabero, tiene a la galería de Santa Teresa como galería de cabeza de tajo. Esta capa constituye el límite superior con el tramo Fabero (H₁⁶).

El ámbito de explotación es un sinclinal cuyo eje presenta una dirección variable entre N 50°E y N 70°E, es el sinclinal de Fabero enmarcado por el norte y por el este por dos áreas fracturadas sensiblemente ortogonales.

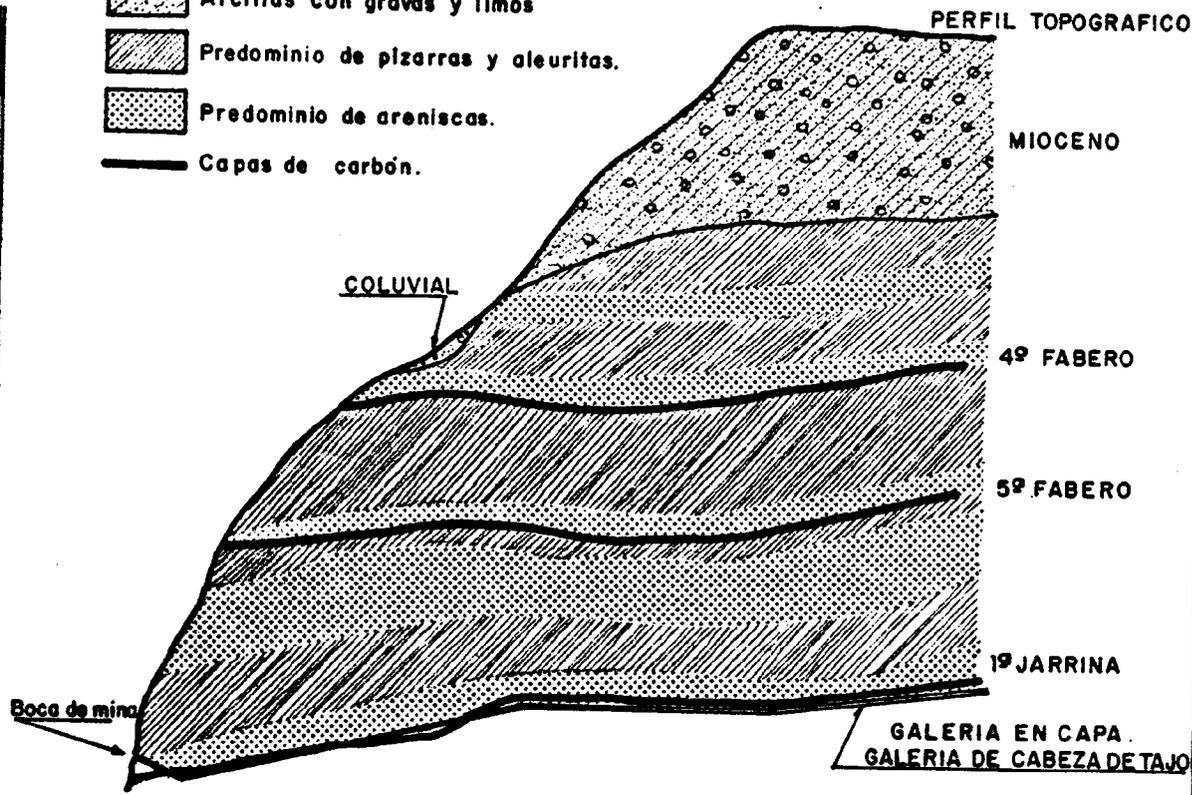
El eje sinclinal se sitúa en profundidad desplazado hacia el SSE en relación con su traza superficial, lo cual es coherente con el mayor buzamiento del flanco meridional que se aprecia en superficie; este buzamiento hacia el NNW oscila entre 17° y 21° hasta una distancia de unos 800 m del eje, luego va atenuándose hasta aflorar la capa con inclinaciones en torno a los 10° (8° - 12°).

COTA (m.)

LEYENDA

-  Arcillas con gravas y limos
-  Predominio de pizarras y aleuritas.
-  Predominio de areniscas.
-  Capas de carbón.

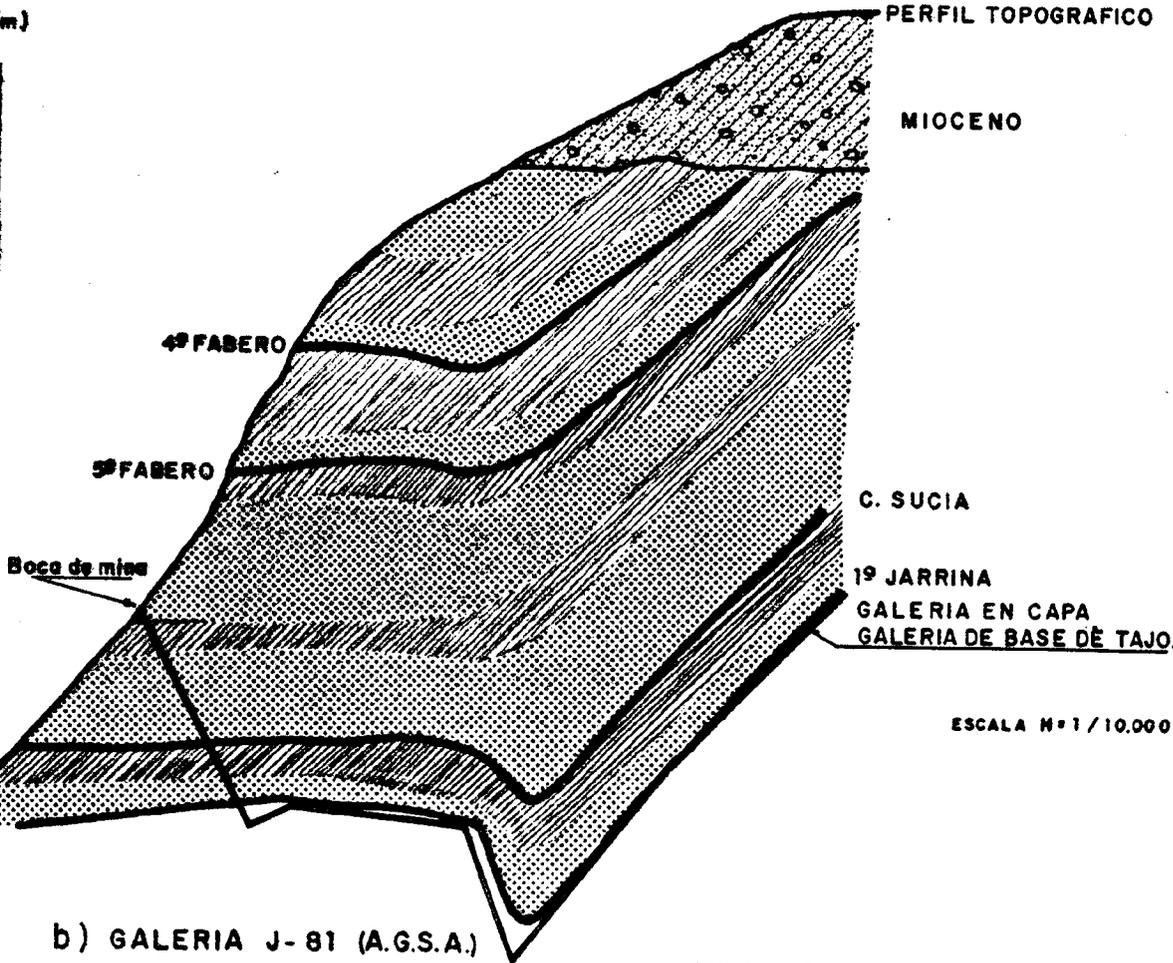
1010
1000
990
980
970
960
950
940
930
920
910
900



a) GALERIA DE SANTA TERESA (A.G.S.A.)

COTA (m.)

1010
1000
990
980
970
960
950
940
930
920
910
900
895



b) GALERIA J- 81 (A.G.S.A.)

ESCALA N° 1 / 10.000

FIG. 6. 2. 1.-

El flanco norte muestra un buzamiento de unos 10° - 12° en las proximidades del eje, para luego al alejarse, al contrario de lo que ocurre en el otro flanco incrementarse la inclinación hasta 16° - 18° .

En el tercio suroriental de la explotación aparece una falla de pequeño salto con dirección aproximada N 20° E, en el entorno de la cual los buzamientos del flanco sur vuelven a alcanzar valores de 20° - 22° como en las proximidades del pliegue, inclinándose al NW.

Otra falla paralela a la citada parece dibujarse en el extremo noroccidental de la concesión; también en este caso se producen cambios significativos en los rumbos e inclinaciones de los buzamientos.

En superficie los bordes oriental y norte de la concesión así como el ángulo suroeste aparecen recubiertos de pseudorrañas plioguaternarias; al sur y sureste aflora el tramo - Jarrinas (H_1) que se adentra hacia el norte por los barrancos. El resto del territorio queda ocupado por el tramo Fabero (H_1)

En las galerías actualmente en explotación hay agua - aproximadamente a partir de la cota 902 m en el flanco septentrional del anticlinal. Por encima de ella en la galería Santa Teresa únicamente tras un período largo de lluvias se producen rezumes o surgencias locales con mayor incidencia en el extremo noroeste (al final de la galería) quizá por efectos - de la falla comentada anteriormente.

Hacia el sur, en tanto que el flanco meridional se encuentra en gran parte explotado y hundido, no es posible deter

minar las áreas de surgencia con precisión; en parte podrían estar asociadas a la falla del sureste o también con el afloramiento de areniscas sobre la llamada capa Sucia que cargándose de agua dan origen a un nivel freático colgado por encima del general de la zona (~ 900 m); al fracturarse las capas impermeables situadas bajo las areniscas por efecto de la subsidencia de las galerías este nivel colgado inundaría aquellas.

b) Galería J-81

Esta galería, situada en la misma mina presenta algunas variaciones geológicas respecto a la anterior, tal como se reflejan en la Fig. 6.2.1b.

c) Plano 7-8

Su geología se indica en la Fig. 6.2.2a.

d) Galería 51, 1° - O-E

La geología de esta galería, actualmente abandonada, aparece en la Fig. 6.2.2b.

COTA (m.)

1050

(A.F.S.A)
a) PLANO 7-8

1000

950

900

850

800

750

2º F

3º F

4º F

A

B

S

C. SUCIA

PLIOCENO-
RAÑA

PLANO 7-8

LEYENDA



Gravas con arcillas y limos.



Predominio de pizarras y aleuritas.



Predominio de areniscas.



Capas de carbón.

ESCALA H = 1/10.000

COTA (m.)

1020

1010

1000

990

980

970

960

950

940

(A.G.S.A.)
b) GALERIA 51 1º O-E

MIOCENO

4º FABERO

5º FABERO

C. SUCIA.

GALERIA 51 1º O-E

Boca de mina.

LEYENDA



Arcillas con gravas y limos.



Predominio de pizarras y aleuritas.



Predominio de areniscas.



Capas de carbón.

FIG. 6.2.2.-

6.2.2 Combustibles de Fabero

Mina Alicia y concesiones asociadas

a) Mina Alicia (Fig.6.2.3)

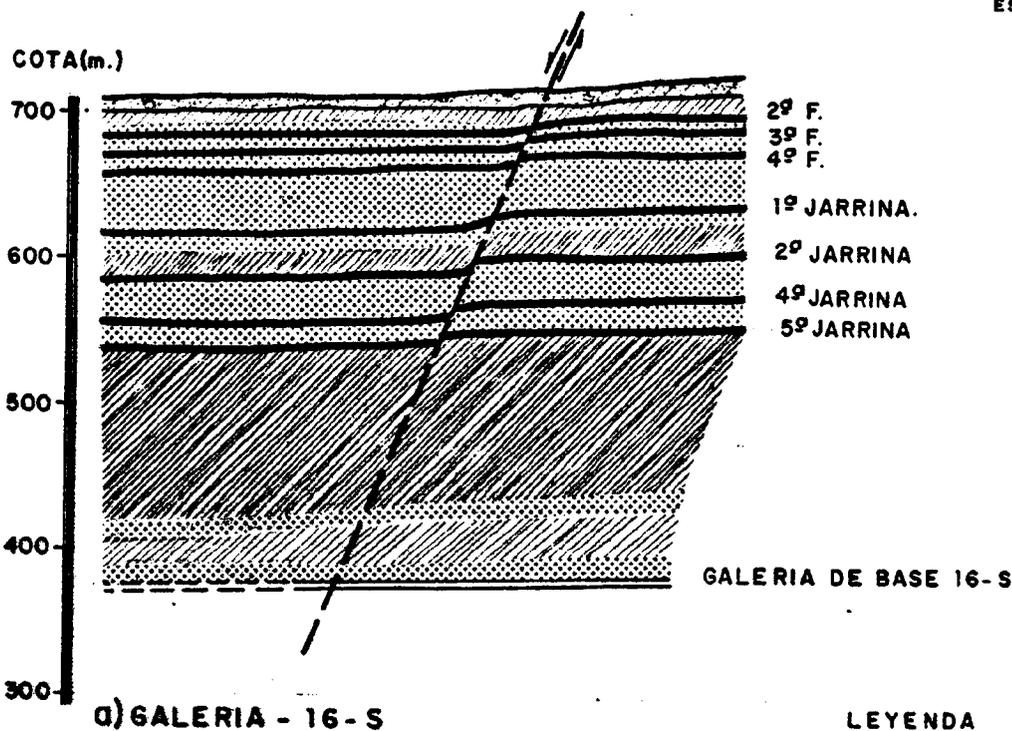
Se explotan en esta mina también los niveles carboníferos del tramo Jarrinas (H₁) concretamente las capas Jarrinas 1^a y 2^a. El aspecto general tanto en los afloramientos de la margen izquierda del río Cua como los datos de la propia explotación parece corresponder a una serie isoclinal dirigida N-25°E (hay ciertas inflexiones hacia el norte de la concesión) y con buzamiento en torno a los 20° hacia el ESE; este buzamiento con ligeras variaciones (17° - 19°) parece mantenerse en toda la concesión aunque con tendencia a suavizarse algo hacia el este.

En detalle las capas pueden tener ligeras inflexiones locales en dirección ($\pm 10^\circ$) es decir pueden variar desde N 15°E a N 35°E, lo que se traduce en que las galerías norte al seguir la capa no son rectas como en el caso de las galerías sur.

Estas últimas galerías acusan, sobre todo a nivel de la galería 15-S un desfase de unos 40 m a unos 400 m al sur

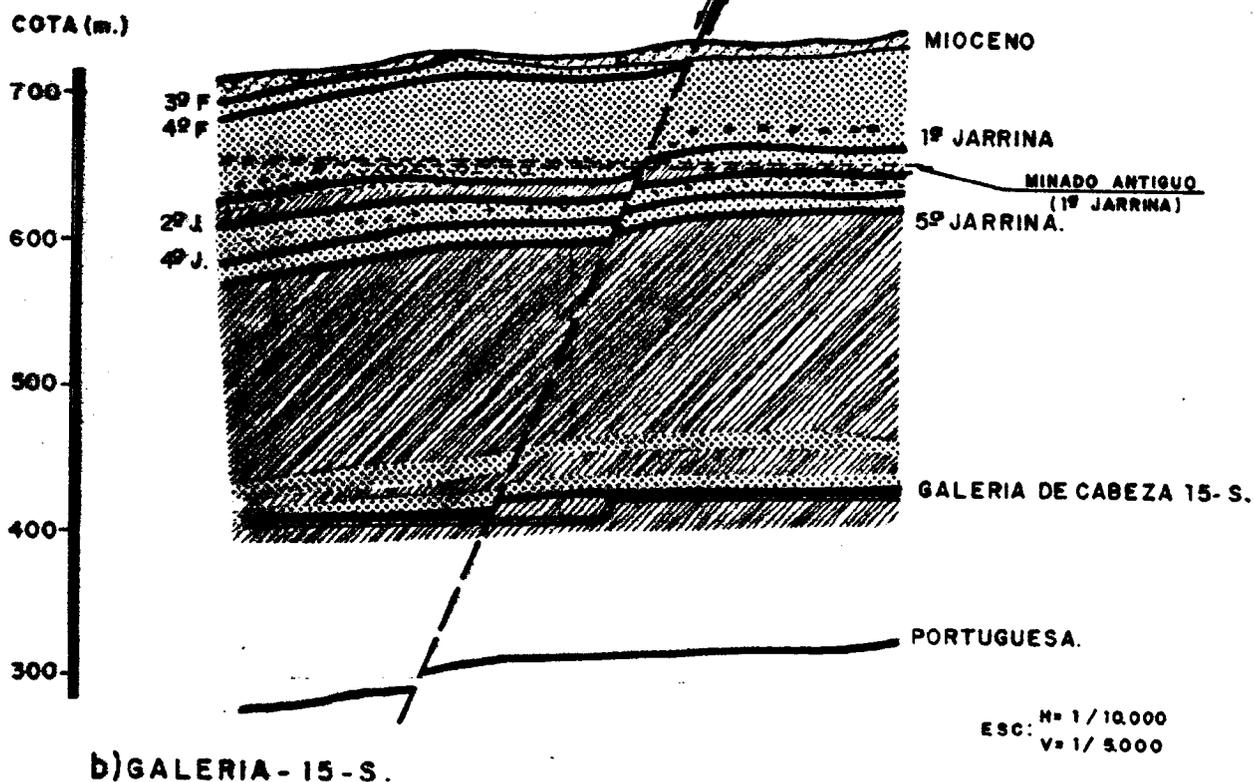
COMBUSTIBLES DE FABERO

ESC: H= 1/10.000
V= 1/ 5.000



LEYENDA

-  Arcillas con gravas y limos.
-  Predominio de pizarras y aleuritas.
-  Predominio de areniscas.
-  Capas de carbon.



ESC: H= 1/10.000
V= 1/ 5.000

FIG. 6.2.3.-

del plano inclinado; en superficie este desfase parece corresponder al collado de cota 757,3 m por el que cruza el camino desde las instalaciones de la mina a la escombrera. El collado podría ser una fractura pues también a uno y otro lado de la escombrera los planos estratigráficos mantienen sensiblemente la dirección pero no enlazan. Mas en detalle se aprecian en el collado buzamientos anómalos de 18°- 20° inclinados al SSE que deben estar asociados a esa hipotética falla; el recubrimiento de la escombrera por el oeste y del Mioceno por el este no permiten precisar más solo la existencia de una falla de dirección sensiblemente E-W al otro lado (oeste) del río - Cua, permite suponer que, de alguna forma, esta estructura se prolonga bajo los recubrimientos.

En cuanto a los problemas hidrogeológicos aparecen poco claros; los aportes por bóveda y hastiales son poco uniformes; localmente puede haber caudales importantes pero casi siempre cuando existen son rezumes. Los aportes de la galería 15-S - cuya agua se bombea en su confluencia con el plano general puede ser una nueva prueba de la existencia de la falla del - collado. En cualquier caso debe tenerse en cuenta que el nivel freático regional de base, correspondiente al río Cua se encuentra siempre por encima de las labores.

b) Concesiones asociadas

Situadas al sur y sur suroeste de la anterior aparecen afectadas por la Falla Pedrera y las fracturas secundarias - asociadas a la misma. En la parte más occidental de la concesión afloran junto al río las capas del tramo Valdeferrera - (H₁), subyacentes a las del tramo Jarrinas de Mina Alicia.

Se mantiene el carácter isoclinal hacia el E, aunque la dirección pasa a ser prácticamente norte sur; los buzamientos son así mismo mayores (23° - 25° E) y progresivamente crecen hacia el E hasta alcanzar un máximo de 30° - 32° E en superficie, en profundidad parecen mantenerse en torno a los 20° E. Por otra parte el recubrimiento superficial del Terciario queda reducido al área más próxima a la carretera de Vega de Espinareda a Fabero.

Aunque en la actualidad no se ha comenzado la explotación de las capas Jarrinas en este área, salvo al nivel de las galerías 15 y 16, es de prever una mayor cantidad de agua en estas zonas en función de la mayor fracturación existente.

6.2.3 Antracitas de Fabero.

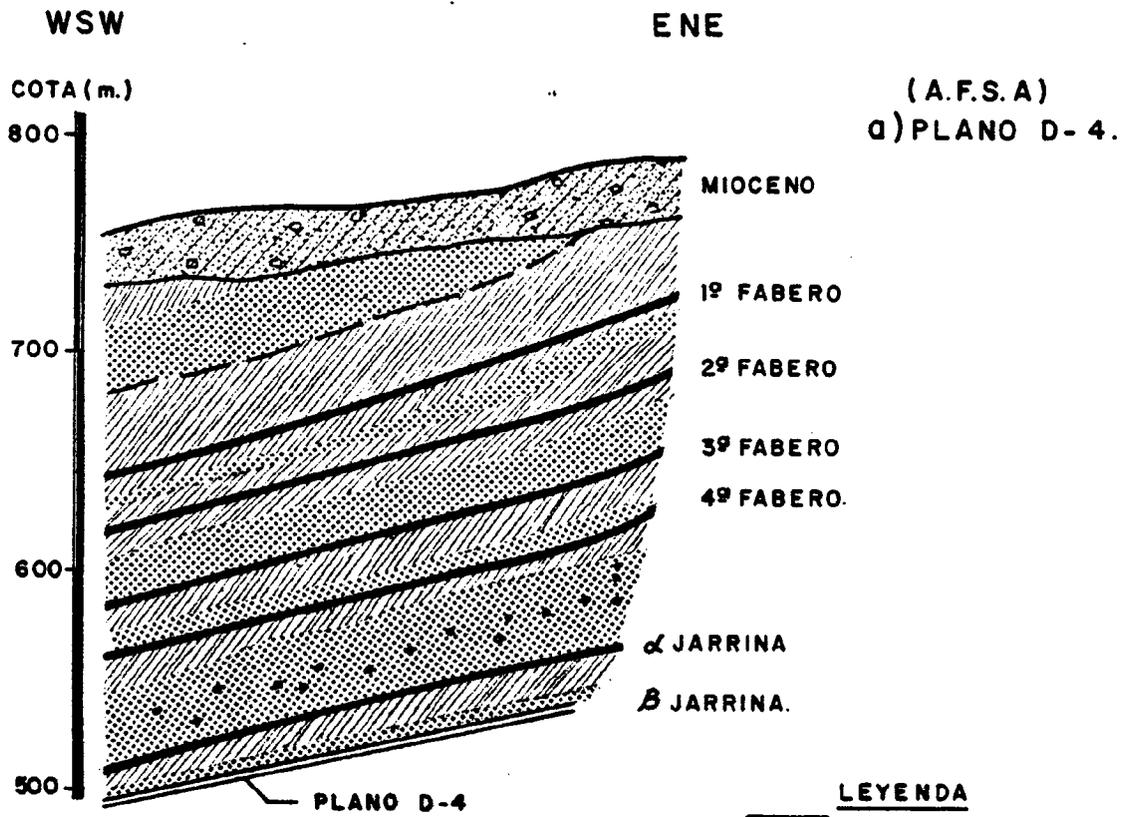
Pozo Julia

a) Tajos de los Planos "D" y "H" (Fig.6.2.4)

La mayor parte del territorio situado al este y noreste del Pozo Julia, que comprenden estos tajos aparecen en superficie recubiertos por terrenos terciarios, sólo el borde sur-oriental y el extremo noreste permiten el reconocimiento superficial del Carbonífero.

Hacia el este y sureste afloran los niveles del tramo superior (H_1) y del tramo Fabero (H_1) separados por la falla de Valdesalguero de dirección N 5° W, directa y con el labio occidental hundido.

El tramo superior presenta una dirección N 15° - 20° E con buzamientos entre 40° y 50° hacia el WNW; hacia el sur



LEYENDA

-  Arcillas con gravas y limos.
-  Predominio de pizarras y aleuritas.
-  Predominio de areniscas.
-  Capas de carbón.

ESCALA N = 1 / 10000

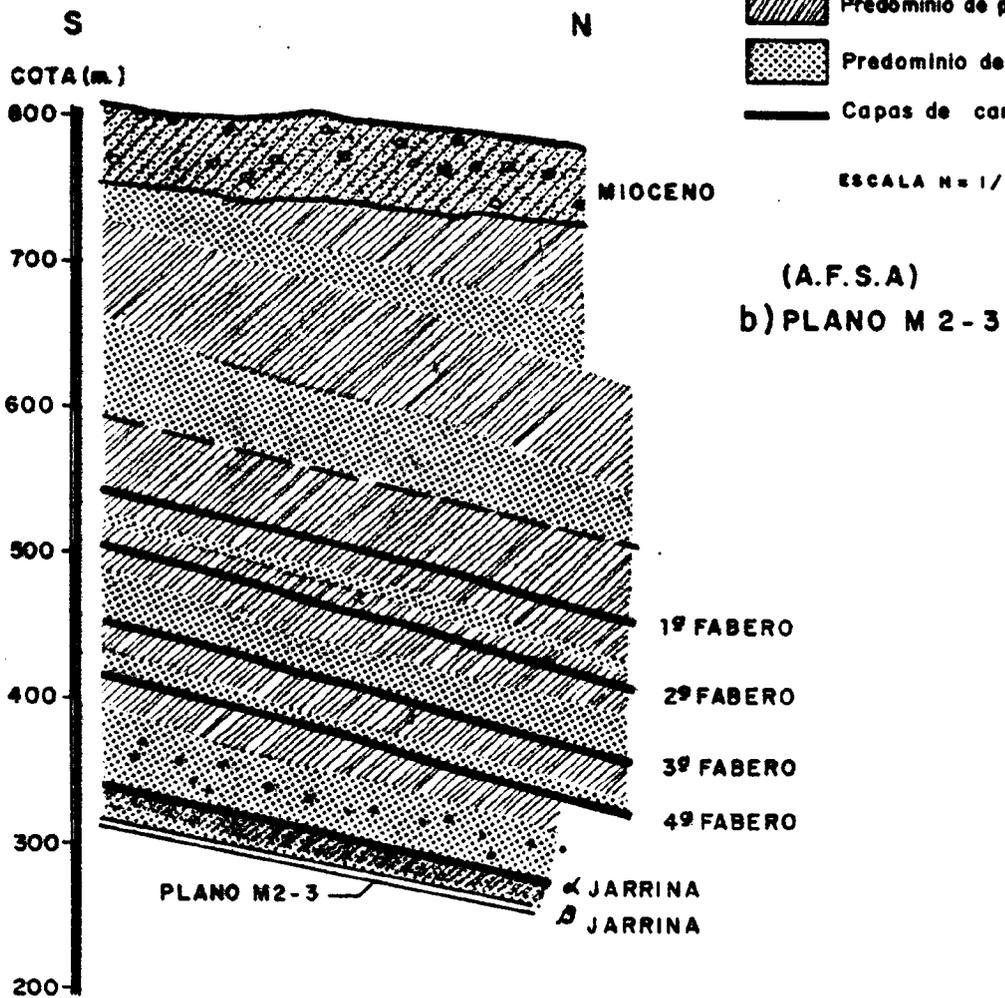


FIG. 6.2.4.-

(sureste del tajo) los buzamientos continúan con las mismas - características en la proximidad de la falla pero conforme se alejan de la misma al mismo tiempo que disminuye su intensidad ($32^\circ + 22^\circ + 20^\circ + 18^\circ$) van rotando hacia el noroeste (la dirección pasa de N 20° E a N 45° E).

El tramo Fabero, inmediatamente bajo la falla también - tiene buzamientos fuertes 50° al WNW, pero como en el caso anterior desciende a $17^\circ - 20^\circ$ al NW al alejarse de aquella hacia - el este.

En el extremo nororiental de la concesión se aprecia - también otra falla (que no es posible correlacionar con la anterior) de dirección N- 40° E en la que el labio hundido es el noroeste. En su entorno el buzamiento de los niveles del tramo superior oscila entre 40° y 60° hacia el oeste pero alejándose no más de 100 m de ella los buzamientos son de $25^\circ - 30^\circ$ hacia el suroeste y a 400 m quedan reducidos a $12^\circ - 16^\circ$ tam - bién hacia el suroeste.

Los datos obtenidos en profundidad en cuanto a la cota absoluta a que aflora la capa 1^a Fabero que es la explotada - permiten extrapolar los datos superficiales de forma que los buzamientos lejos de la falla mantienen la dirección NW en la mitad oriental con inclinaciones entre 8° y 14° . En la mitad oriental por el contrario parece definirse un buzamiento hacia el sureste muy tendido lo que proporciona una estructura sinclinal cuyo eje debe disponerse aproximadamente con dirección N 10° E. Además los datos existentes del comienzo de explota - ción situado en el norte de la concesión permiten suponer que el sinclinal tiene el extremo septentrional levantado; como - hacia el sur, en el arroyo de Otero de Naraguantes puede ver - se un cierto levantamiento del eje, puede concluirse que la - estructura de la zona es una cubeta sinclinal de eje sensible

mente N-S de unos 2 Km de longitud cuyo flanco oriental está fallado.

En cuanto a la existencia de agua esta parece concentrarse en la parte más baja de la cubeta sinclinal a unos 1.000 m al NNE del Pozo Julia; evidentemente este área es la que fué explotada en el pasado y por tanto se encuentra hundida y decomprimida con abundantes grietas.

El tajo actual al norte de la cubeta (Planos "D") ha tenido ultimamente un aporte importante de agua, que ha coincidido con una etapa de lluvias intensa, lo cual obligó a pararle. Por el contrario, el tajo del sector Entrefallas (Planos "M") parece tener menos filtraciones, quizá porque al encontrarse poco avanzado en un área virgen el hundimiento de los estratos suprayacentes es parcial y por tanto la apertura de grietas es menor.

b) Tajo del Sector de Valdesalguedo (Fig.6.2.2a)

Situado unos 2 Km al ESE del Pozo Julia, en la actualidad lo definen dos planos, el 7-8 y el 8 separado unos 150 m y de dirección N 15°W con longitud aproximada cada uno de unos 900 m hacia el sur. A lo largo de toda su extensión parecen cortar las capas perpendicularmente con buzamientos que varían entre los 18° y los 25° hacia el NNW. Esto parece coincidir con los datos de superficie en los que las capas del tramo Fabero (H₁⁶) afloran con dirección N 75°E y buzamiento septentrional entre 18° y 35°. Este buzamiento no sigue una ley regular creciente o decreciente sino que alterna tramos más y menos inclinados con aspecto de "tobogan".

No se aprecian, al menos en superficie fracturas o fallas importantes. La circulación de agua sin embargo si es constante y los caudales, si bien no son individualmente importantes, si llegan a ser acusados en el conjunto.

6.3 Técnicas de laboreo

Desde hace ya tiempo, en las minas del área en estudio se utiliza como método de explotación, en las capas apropiadas para ello, el denominado de "Frente largo". Su aplicación su pone una cierta regularidad geométrica y geológica, una mínima potencia de capa ($\geq 0,50$ m) moderados buzamientos ($7^\circ - 18^\circ$), buena calidad tanto del carbón como de las rocas encajantes, - moderada presencia de agua, etc. Este sistema permite obtener una mayor seguridad en los trabajos, a la vez que un aumento en la capacidad de producción, con disminución de costos.

El método en sí, comienza a partir de un pozo de extracción o de un plano inclinado desde el que se avanza por la capa en la mayoría de los casos por un sistema de galerías (planos) casi paralelos, que se comunican entre sí por otra galería según la pendiente de la capa. Estas galerías, denominadas comunmente de cabeza y base están separadas precisamente la longitud - del tajo (entre 80 y 180 m en las minas estudiadas). Desde la guía abierta para poner en comunicación estas dos galerías, se inicia la explotación arrancando el frente de carbón en toda su potencia de forma ascendente (A.F.S.A.) o en dirección (C.F.S.A, A.G.S.A.).

El vacío que se va creando se controla con un sostenimiento de mampostas o estemples de fricción. Esta entibación divide el hueco en tres calles, de diferente anchura, la primera - utilizada con operaciones de arranque y transporte a lo largo del frente; la segunda de paso de personal y la tercera de hundimiento del techo. Una vez arrancado el carbón suficiente, - se amplía en una nueva calle desentibando la tercera; ante esto el techo debe hundir.

La mayoría de los tajos que se han visitado se llevan en avance, estando previsto en algún caso su explotación en retirada. Los sistemas de arranque utilizados en ellos son: los cepillos en sus distintas modalidades (en AFSA y AGSA), el martillo picador (en AGSA, AFSA, CFSA) y las rozadoras (en AGSA y próximamente en CFSA).

La evacuación del carbón del taller se lleva a cabo normalmente mediante el transportador de rastras blindado o "panzer" que es presionado sobre el frente por gatos hidráulicos especiales o empujadores de la entibación.

Este transporte se realiza en el frente a favor de la pendiente, y vierte el carbón sobre cintas transportadoras que lo sacan directamente al exterior, como son los casos de AGSA y CFSA, o bien evacúan sobre tolvas, que lo distribuyen en vagonetas, las cuales son sacadas a superficie mediante las jaulas del pozo de extracción o también por ferrocarril minero si hay poca profundidad y galería de acceso desde el exterior casos que se producen en las explotaciones de AFSA. De igual forma, es transportado a superficie el estéril, que acompaña como roca encajante al carbón.

La producción mecanizada alcanzada con cepillo o rozadora en estos últimos años en las minas de AGSA y AFSA duplica aproximadamente a la obtenida mediante martillo picador y oscila alrededor del 30-65% sobre la total.

6.4 Características geomecánicas

Para cualquier caracterización de un macizo rocoso - debe partirse de los parámetros resistentes de la roca matriz, introduciendo posteriormente los factores estructurales, de diaclasado, hidrogeológicos, etc. que condicionan el comportamiento global.

A este respecto se han realizado diversos ensayos in situ mediante esclerómetro (martillo Schmidt tipo N) y en laboratorio sobre muestras de roca. Se han recogido también los ensayos realizados por Combustibles de Fabero, S. A. con el "Cone Indenter" del N.C.B.

Los diversos resultados de ensayo se incluyen en los - Anejos 3 y 4.

Como resumen pueden considerarse los valores indicados en el Cuadro 6.2.

La observación preliminar de dicho Cuadro permite sacar algunas conclusiones de interés:

- Las variaciones de resistencia son relativamente pequeñas de unas minas a otras si bien el carbón resulta más duro en Antracitas de Gaiztarro (lo cual obliga a volar ocasionalmente).
- En general se trata de rocas de resistencia media a alta, sobre todo por lo que se refiere al carbón.
- Existen pocas diferencias entre las areniscas y las pizarras cuando estas se presentan en forma masiva.

CUADRO 6.2

RESUMEN DE CARACTERISTICAS GEOMECANICAS

MINA	PARAMETRO (1)	PIZARRA		ARE- NISCA	ANTRACITA
		LAJOSA O FR.	MASIWA		
C.F.	q_u (E)	290-370	650	490-520	120-230
	(Kp/cm ²)	270	475-560	510-730	220-260
A.F.	q_u (E) (Kp/cm ²)	240	530-590	-	150-230
A.G.	q_u (E)	115	365	-	260
	γ_d (t/m ³)	2,68-2,70			1,43-1,50
	q_t (Kp/cm ²)		76-80		13-28
	q_u (Kp/cm ²)		417-689		63-108*
	E (Kp/cm ²)	72.000-90.000			16.000-22.600
	h %		<0,5		< 0,1%
C.F.	q_u (NCD) (Kp/cm ²)	251-370	470-680		113-300

(1) q_u (E) : Datos de esclerómetro

q_u : Resistencia a compresión simple

q_t : Resistencia a tracción (E.brasileño)

E : Módulo de deformación

h : Hinchamiento

q_u (NCD): Resistencia a compresión en el Cone Indenter.

* Muestras microfisuradas por voladuras.

- Sorprende la elevada resistencia a tracción de las pizarras, si bien ello puede explicar el buen comportamiento de muchos techos.

- Los hinchamientos por saturación son despreciables lo cual concuerda con los escasos levantamientos de muro observados.

Puede concluirse también que el martillo Schmidt resulta útil para una caracterización media de la roca a lo largo de tramos de galería.

6.5 Características de las galerías estudiadas

6.5.1 Geometría y configuración

Las características geométricas generales resumidas - en el Cuadro 6.1 se han representado en las Figs. 6.5.1 y 6.5.2.

Como puede advertirse los anchos varían entre 3,50 y 5 m y las alturas de galería entre 2,25 y 4 m, con una forma ligeramente rectangular.

Las potencias de las capas explotadas son típicamente de 0,80 m, si bien oscilan de 0,40 a 1,20 m. Normalmente el techo de la capa coincide o está muy próximo al de las galerías de tajo.

La profundidad de las galerías es muy somera en Antracitas de Gaiztarro (< 100 m) y entre 200 y 300 m en los demás casos, con la excepción del plano D-3-4 de Antracitas de Fabero que se aproxima a los 500 m.

El trazado es sensiblemente rectilíneo, con pendientes típicas en torno al 1%, salvo en los planos de acceso en los que se llegan hasta el 22% o en las galerías de explotación que acompañan al buzamiento de las capas (6-15%).

En general el tajo va en avance respecto a la galería en A.F.S.A. y C.F.S.A. y en retirada en alguna de las galerías de A.G.S.A.

Excepto las galerías AF-PN y AG-U que son de fondo de la cubeta sinclinal, la mayoría de las galerías discurren por ramas ascendentes de la misma, en algunos casos incidiendo en

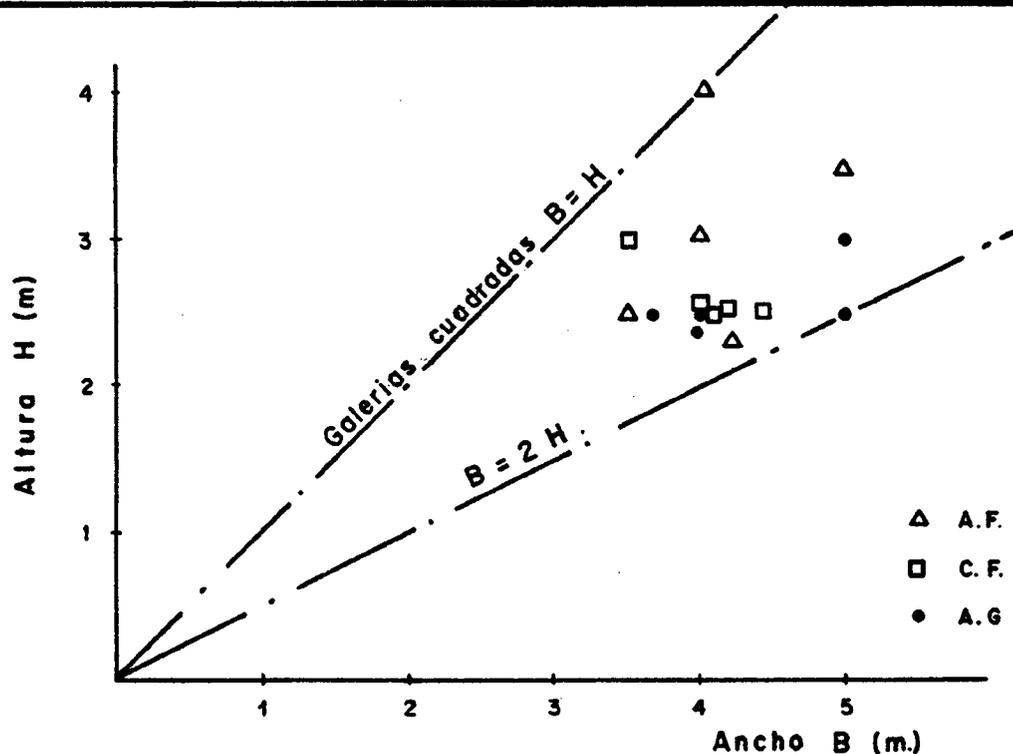


FIG.6.5.1- RELACION DE DIMENSIONES DE LAS GALERIAS ESTUDIADAS.

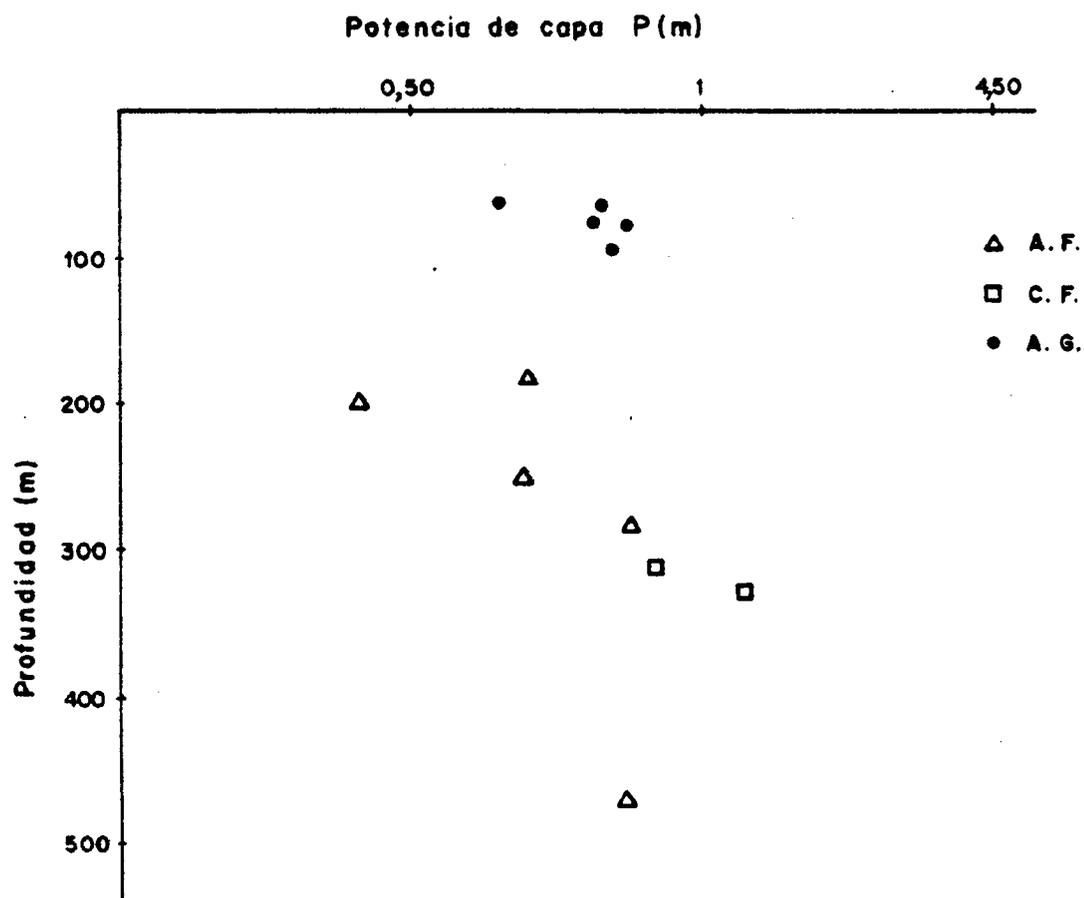


FIG.6.5.2- POTENCIA DE CARBON Y PROFUNDIDAD DE LAS GALERIAS ESTUDIADAS.

en zonas de curvatura acusada, con los consiguientes problemas de entibación.

6.5.2 Sostenimientos

En los tajos explotados por frente largo la evolución del control del techo ha traído consigo la sustitución paulatina de la madera por los estemples de fricción con monteras y eslabones de acero, existiendo actualmente la tendencia a utilizar "pilas" o entibaciones autodesplazables de accionamiento hidráulico y protección del frente con montera del tipo "escudo".

Por lo que se refiere a las galerías el sostenimiento tradicional ha sido mediante madera, conformando portadas o cuadros, si bien a veces se utilizaban estemples aislados o bulones para sujetar los lisos desprendidos del techo (Fig.6.5.3)

La tendencia actual, también observada en las galerías de las explotaciones estudiadas, es hacia el cuadro metálico, con forma trapezoidal u ovalada. Ambas entibaciones son deslizantes, estando constituido el cuadro trapezoidal por un dintel, doble T de ala ancha (generalmente de 120 mm) y las patas con perfil TH. Las uniones entre dintel y patas son a través de rótulas ajustables. En cambio, el cuadro ovalado lo definen tres piezas de perfil TH, la superior o corona con diferente curvatura a las otras dos, conectadas mediante grapas atornilladas. Se advierte una tendencia a utilizar perfiles cada vez más resistentes casi abandonando el TH-16 en favor del TH-21 ó TH-29. La separación típica entre cuadros es de 0,80-1,00 m, si bien en zonas de fuertes empujes o en anchurones se aproximan a 0,50 m. (Fig. 6.5.4).

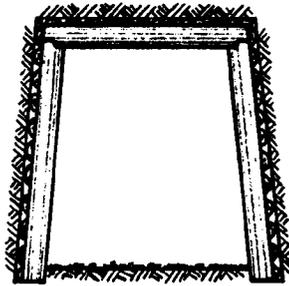


FIG. 6.5.3- CUADRO TRAPEZOIDAL DE MADERA

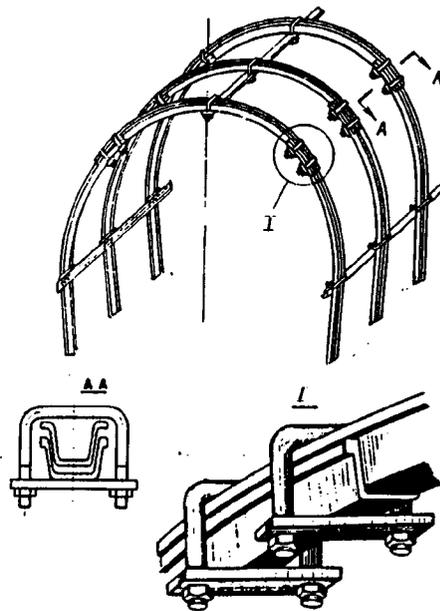


FIG. 6.5.4- CUADRO OVALADO TH.

Estos cuadros al igual que los de madera, pueden conectarse mediante codales o tresillones metálicos o de madera.

Por otra parte, para evitar la caída de piedras entre cuadros, se suelen intercalar rachones de madera, costeros, -tela metálica, etc, ..., lo cual da además una mayor uniformidad en el reparto de las presiones del terreno sobre la entibación.

En las minas estudiadas los cuadros metálicos se colocan sistemáticamente, tanto en galerías de acompañamiento de tajo, como en galerías de infraestructura o de acceso, y en galerías de servicios tales como salas de carga de baterías, de tolvas, de bombas, etc.

El sostenimiento mediante bulones a la resina de 1 a 2 m de largo, confeccionados con acero redondo de 20-22 mm de diámetro es, de igual modo, empleado en ciertas galerías (galerías de cabeza y base de tajo, transversales ...), siempre y cuando las rocas presentan una estratificación y fisuración favorable. Este tipo de sostenimiento en ocasiones se combina con los cuadros metálicos TH, siendo un buen auxiliar de ellos. Debe señalarse sin embargo una utilización todavía muy escasa de los bulonados en el área estudiada.

En la entibación de situaciones especiales, como son los hundimientos en bóveda (campanas) o quiebras se parte del último cuadro sano y se rellena el hueco con rollizos en camadas alternantes de posición, formando un castillete de apuntalamiento de la bóveda. En algún caso, antes de efectuar la anterior operación se sana convenientemente el techo.

En las galerías trazadas en capa, cuando el taller se lleva por hundimiento, se tiende a eliminar los macizos de car

bón como protección de la galería, sustituyéndolos por llaves de madera de la mayor rigidez posible. Estos castilletes son empleados como entibación de explotación, para proteger las galerías de tajo. Se constituyen formando pilas de rollizos en camadas alternadas de 9 puntos de contacto. La separación entre llaves, aunque variable no suele superar los 10 cm en las galerías observadas. En algunas galerías, estas pilas son colocadas a modo de relleno entre el sostenimiento y el paramento de la galería.

En el Cuadro 6.1 se muestran los tipos de sostenimiento empleados en las galerías de mina, que han sido objeto de reconocimiento e inventario.

6.6 Estabilidad de las galerías de infraestructura o acceso

Se han agrupado bajo esta denominación todas aquellas galerías estudiadas que no están directamente relacionadas con la explotación de tajos pero que sirven de acceso a los mismos o bien aquellas galerías que se han trazado ya o piensan avanzarse en el futuro con fines de reconocimiento de las capas.

Las galerías estudiadas tienen una anchura que varía entre (3.5 y 5 m) y una altura que oscila entre 2.5 y 4 m.

La entibación, donde existe, es de cuadros metálicos - deslizantes TH, o de madera, o simplemente bulones.

El detalle pormenorizado de cada una de estas galerías se recoge en el Cuadro inventario nº 6.1 del Apartado 6.1.

En general la calidad de la roca es media a buena, lo cual es lógico en galerías que se trazan evitando en lo posible zonas conflictivas.

Por otra parte estas galerías suelen quedar fuera de la influencia de los tajos y de las ondas de presión y grandes deformaciones asociadas con los mismos, por lo que sus condiciones suelen evolucionar poco a lo largo de la explotación.

Ello permite caracterizar su estabilidad por criterios semejantes a los de los túneles permanentes y en particular mediante las clasificaciones geomecánicas normales.

6.6.1 Evaluación geomecánica

Partiendo de la posible utilidad de las clasificaciones geomecánicas para caracterizar las galerías de acceso, se han seleccionado como mas apropiadas, de acuerdo con la experiencia existente las de Bieniawski (RMR) y Barton et al (Q). La aplicación se ha hecho a cinco casos seleccionados dentro de las minas existentes en el Area de Estudio. Se trata de dos transversales, al muro y al techo de la capa respectivamente, y un plano exterior paralelo al general, de C.F.S.A. así como dos galerías de acceso a planos de explotación de tajo de A.F.S.A.

Para la aplicación de las clasificaciones ha sido necesario ponderar las distintas condiciones existentes en el perímetro de la galería, dada la gran variedad estructural y litológica.

Por otra parte, como ya se ha indicado, se han realizado ensayos esclerométricos con el martillo Schmidt, con el fin de estimar la resistencia de la matriz y valorar posteriormente el índice R.M.R.

Los resultados obtenidos se recogen en el Cuadro 6.3, resumiéndose en el Cuadro siguiente la gama de índices correspondientes a cada galería.

GALERIA	C. BARTON		C. BIENIAWSKI	
	ÍNDICE Q	CALIDAD ROCA	ÍNDICE RMR	CALIDAD ROCA
C.F - TT	3,7 - 27	Mala-Buena	31 - 50	Mala-Media
C.F.- TM	2,1 - 20	Mala-Buena	47 - 67	Mala-Buena
C.F - PEA	2,05 - 12	Mala-Buena	36 - 50	Mala-Media
A.F - PN	7,6 - 12,7	Media-Buena	50 - 59	Media
A.F - A (9 ^a p)	0,67 - 5,9	Mala-Media	42 - 47	Media

CUADRO. 6.3 RESUMEN DE EVALUACION GEOMECANICA

Nº	GALERIA	ESTACION	INDICES		SOSTENIMIENTO	
			Q	R M R	TEORICO SEGUN BARTON	REAL
1	C.F.- TT	1°	27	50	No sosteni miento	
2	C.F.- TT	2°	9	46	Id.	Bulonaje sin esquema
3	C.F.- TT	3°	4,5	47	Id.	
4	C.F.- TT	4°	4,5	46	Id.	
5	C.F.- TT	5°	10,8	34	Id.	
6	C.F.- TT	6°	8,4	31	Id.	
7	C.F.- TT	7°	3,7	36	Id.	
8	C.F.- TM	1°	11	59	No sosteni miento	
9	C.F.- TM	2°	4,5	59	Id.	
10	C.F.- TM	3°	2,1	60	Id.	
11	C.F.- TM	4°	12	67	Id.	
12	C.F.- TM	5°	8,2	47	Id.	
13	C.F.- TM	6°	20	52	Id.	
14	C.F.- TM	7°	9,3	49	Id.	
15	C.F.- PEA	1°	5,8	40	No sosteni miento	Cuadro de madera
16	C.F.- PEA	2°	2,05	43	Bulonaje	
17	C.F.- PEA	3°	2,3	38	Bulonaje	
18	C.F.- PEA	4°	5,8	39	No sostenim.	
19	C.F.- PEA	5°	6,0	50	Id.	
20	C.F.- PEA	6°	5,2	36	Id.	
21	C.F.- PEA	7°	6,3	36	Id.	
22	C.F.- PEA	8°	7,8	40	Id.	
23	C.F.- PEA	9°	12	40	Id.	
24	A.F.- PN	1°	11,2	50	No sosteni miento	
25	A.F.- PN	2°	12,4	59	Id.	
26	A.F.- PN	3°	7,6	59	Id.	
27	A.F.- PN	4°	12,7	54	Id.	
28	A.F.- PN	5°	12	54	Id.	
29	A.F.- PN	6°	11,2	50	Id.	
30	A.F.- PN	7°	12	54	Id.	
31	A.F.-A(9 ^a p)	1	3,2	47	No sostenim.	Entibación discontí- nua con Cuadro TH-21 des lizante
32	A.F.-A(9 ^a p)	2	5,9	42	Id.	
33	A.F.-A(9 ^a p)	3	5,4	47	Id.	
34	A.F.-A(9 ^a p)	4	0,67	42	Bulones con mallazo	
35	A.F.-A(9 ^a p)	5	2,81	42	No sostenim.	
36	A.F.-A(9 ^a p)	6	3,2	47	Id.	
37	A.F.-A(9 ^a p)	7	3,5	47	Id.	
38	A.F.-A(9 ^a p)	8	2,8	47	Id.	
39	A.F.-A(9 ^a p)	9	1,7	42	Bulon/m.	
40	A.F.-A(9 ^a p)	10	2,7	47	Bulon/m	

Como puede verse, se confirma la impresión, ya expuesta por otros autores, de que el índice Q es el que mejor caracterización establece para una amplia variedad de rocas en torno a una calidad media, ya que su intervalo de variación es más amplio que los de otros índices.

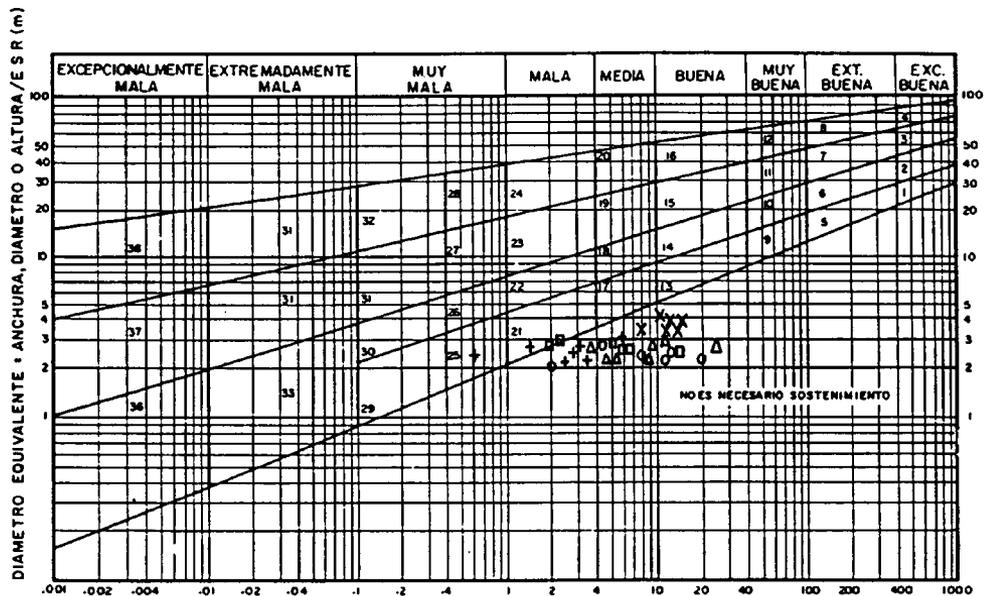
El índice R.M.R. suele dar buena caracterización cuando empieza a ser alto (> 40), lo que corresponde con una calidad de roca de tipo medio a muy bueno, según Bienawski (1979).

6.6.2 Discusión sobre los sostenimientos empleados

Con base en la experiencia en estas formaciones parece indicado adoptar como criterio de referencia la clasificación de Barton. La calidad del método puede establecerse comparando el sostenimiento recomendado por Barton con las condiciones reales de sostenimiento adoptadas en cada una de las galerías en estudio.

Partiendo de los valores del Cuadro 6.3 se han representado en la Fig. 6.6.1 los índices I_Q de las distintas galerías. Como puede observarse, en la mayor parte de los casos, el método de Barton permitiría prescindir del sostenimiento. Sin embargo, la práctica minera aconseja la entibación, aunque sea ocasional, mediante cuadros o bulones. Estas zonas con sostenimiento en la práctica corresponden por lo general, a áreas con fracturación acusada, a la presencia de carboneros intercalados, a la existencia local de agua, etc.

Debe tenerse en cuenta, sin embargo, que las razones de seguridad en galerías con intensa circulación, aconsejan unas



SIMBOLOGIA

- Δ - Transversal al techo.- C.F.S.A.
- - Transversal al muro.- C.F.S.A.
- ◻ - Plano exterior auxiliar.- C.F.S.A.
- X - Plano N. A.F.S.A.
- + - Plano A (90°) A.F.S.A.

FIG. 6.6.1 - VALORES DEL INDICE DE BARTON EN LAS GALERIAS ESTUDIADAS.

medidas preventivas respecto a la caída ocasional de bloques que no han sido consideradas en la elaboración de las clasificaciones geomecánicas. Esta circunstancia se discute con detalle en los apartados siguientes, relativos a las galerías de tajo.

6.7 Galerías de acompañamiento de tajo

6.7.1 Inventario

En los Cuadros 6.1, se resumen las características principales de las galerías estudiadas, recogiendo en el Anejo 1, las fichas de detalle de los puntos de mayor interés.

La metodología seguida ha consistido en una primera inspección del mayor número posible de galerías con objeto de seleccionar las mas representativas.

A continuación se hizo una auscultación detallada de las galerías seleccionadas, determinando gran número de parámetros para su posterior análisis. La interpretación de las medidas y las conclusiones sobre la influencia de los distintos factores se recoge en el Apartado 6.7.2.

Por último se ha intentado el análisis teórico del comportamiento observado con el fin de obtener conclusiones generales y una interpretación geomecánica racional del papel de la entibación en las galerías de tajo. Este estudio se detalla en el Apartado 6.7.3.

6.7.2 Análisis del comportamiento observado

6.7.2.1 Comentario sobre la auscultación de galerías

Es usual controlar la evolución de las galerías midiendo las deflexiones o descensos del techo en uno o varios puntos, refiriendo luego estas medidas a la altura original.

Esta magnitud relativa o convergencia puede relacionarse con el avance del frente, la densidad de sostenimiento, el tipo de terreno, etc.

Este procedimiento que, en principio, está revestido de un cierto rigor científico, adolece en la práctica de una notable imprecisión e indefinición, siendo en general muy difícil deducir leyes claras de comportamiento a partir de las farragosas nubes de puntos obtenidas. Esto es explicable por causas muy diversas, como las siguientes:

- La dificultad de seguir paso a paso la vida de una galería dado el largo período de medidas ne cesario.
- La gran variedad de perfiles de excavación obte nidos a lo largo de la galería como consecuencia de las voladuras, variaciones estructurales del terreno, singularidades del trazado, etc.
- Las diferencias, imposibles de controlar, en la colocación de los cuadros y en especial por lo que se refiere a
 - apriete de las grapas
 - acuñado o enrachonado
 - penetración de las patas en el muro
 - verticalidad, centrado, separación, etc.

Todo ello hace que deban mirarse con extraordinaria precaución las medidas de convergencia que aparecen en la literatura y en los trabajos de control más o menos rutinarios.

El problema se agrava considerablemente cuando las medidas se hacen en fases intermedias de la explotación cuando ya es imposible conocer el estado inicial e incluso las operaciones de corrección o reajuste realizadas en los cuadros y - en el contacto con el terreno.

En este trabajo también se plantearon problemas de este tipo, sin contar la dificultad de elegir puntos de medida representativos del perfil inicial y que los desplazamientos totales a medir eran en algunos casos del mismo orden que las irregularidades del techo.

En muchos casos se opta por medir la altura inicial - de los cuadros y su variación subsiguiente, a veces al impedir el enrachonado alcanzar el techo. Este método introduce en la medida los errores de colocación del cuadro, a veces disimulados con una penetración anormal de las patas en el muro.

En el presente trabajo no ha sido posible operar con convergencias referidas al perfil inicial al tratarse en la mayoría de los casos de galerías de tajo, en fase avanzada de explotación y, por otra parte, las limitaciones en tiempo del - trabajo impedían un seguimiento prolongado de los cuadros.

En estas condiciones la referencia más clara al estado inicial era evidentemente el deslizamiento de grapas, marcado nítidamente en los cuadros. Esta medida, sin embargo, también debe tomarse con una extraordinaria prudencia ya que solo resulta suficientemente aproximada cuando :

- El cuadro está en contacto directo con el techo o con interposición de muy poca madera.
- No se han producido distorsiones, pandeos o defectos de verticalidad.

- Ambas grapas han acompañado de forma lógica al desplazamiento del techo por hundimiento del tajo o tajos adyacentes.

Incluso cuando se han dado estas circunstancias, la elección de un determinado cuadro como representativo de un tramo de galería obliga a una cuidadosa observación del techo, y de los cuadros adyacentes, de la capa explotada, etc. para evitar incidir en circunstancias singulares.

Cuando no se dan las condiciones antes expuestas es necesario extrapolar el deslizamiento de grapas teniendo en cuenta del modo mas aproximado posible las condiciones de colocación y acuñamiento de los cuadros. Una posible estimación del desplazamiento total sería

$$\delta_t = \delta_{\text{grapas}} + (1+K)e_m + \delta_{\text{muro}}$$

siendo K un factor de deformación del enrachonado de madera de altura e_m .

La determinación de K es muy difícil dada la gran variedad de sistemas constructivos y de los niveles tensionales que pueden alcanzarse en las galerías. No obstante, para las minas estudiadas podría adoptarse un valor de K del orden siguiente.

<u>Presiones</u>	<u>K</u>
Ligeras	0,20
Medias	0,40
Fuertes	0,70

Lógicamente el valor de e_m debe medirse en el punto de máxima transmisión de presiones al cuadro, el cual debería coincidir con el de definición de la convergencia. Pueden existir problemas en el caso de cuadros trapezoidales con flexiones propias o en cuadros circulares con flexiones locales.

El hundimiento del cuadro en el muro no ha resultado significativo en las galerías estudiadas, si bien en algunas zonas muy degradadas o por conveniencias de colocación se han medido valores del orden de 15 cm.

Independientemente de las dificultades ya expuestas para llegar a la determinación rigurosa de las convergencias a lo largo de una galería, existen además otros muchos problemas de interpretación para caracterizar el comportamiento global. Ello explica la gran dispersión y casi nula correlación que ofrecen las medidas indiscriminadas que se encuentran en la mayoría de los trabajos publicados.

Es sobradamente conocido que, en condiciones homogéneas, las medidas deben aproximarse a una curva teórica (conocida como "curva general de convergencia"), que se compone de un tramo exponencial para el acercamiento del tajo al cuadro y un tramo hiperbólico para el alejamiento del mismo (Fig.6.7.1)

Sin embargo estas curvas se encuentran muy rara vez en las explotaciones españolas, siendo mas frecuentes curvas tortuosas del tipo de las representadas en la Fig. 6.7.2.

Estas curvas son evidentemente un reflejo de la heterogeneidad de condiciones a lo largo de una galería, siendo necesario, para cualquier evaluación separar la influencia de -

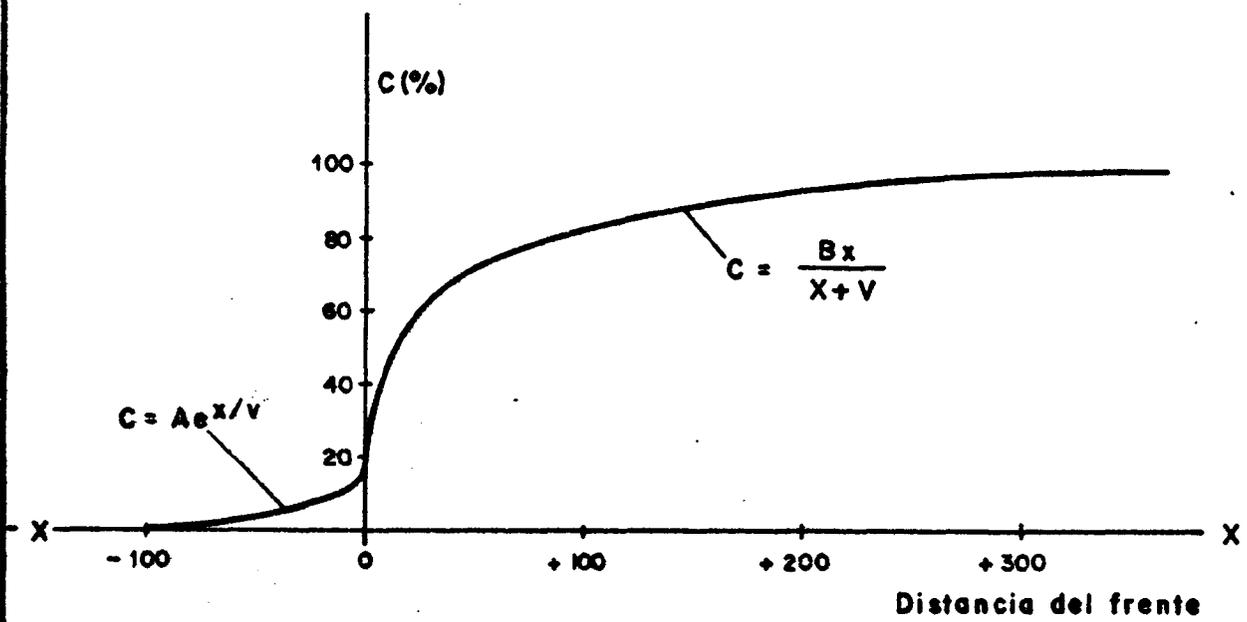


FIG. 6.7.1.- CURVA UNIVERSAL DE CONVERGENCIA AL PASO DE UN TAJO.

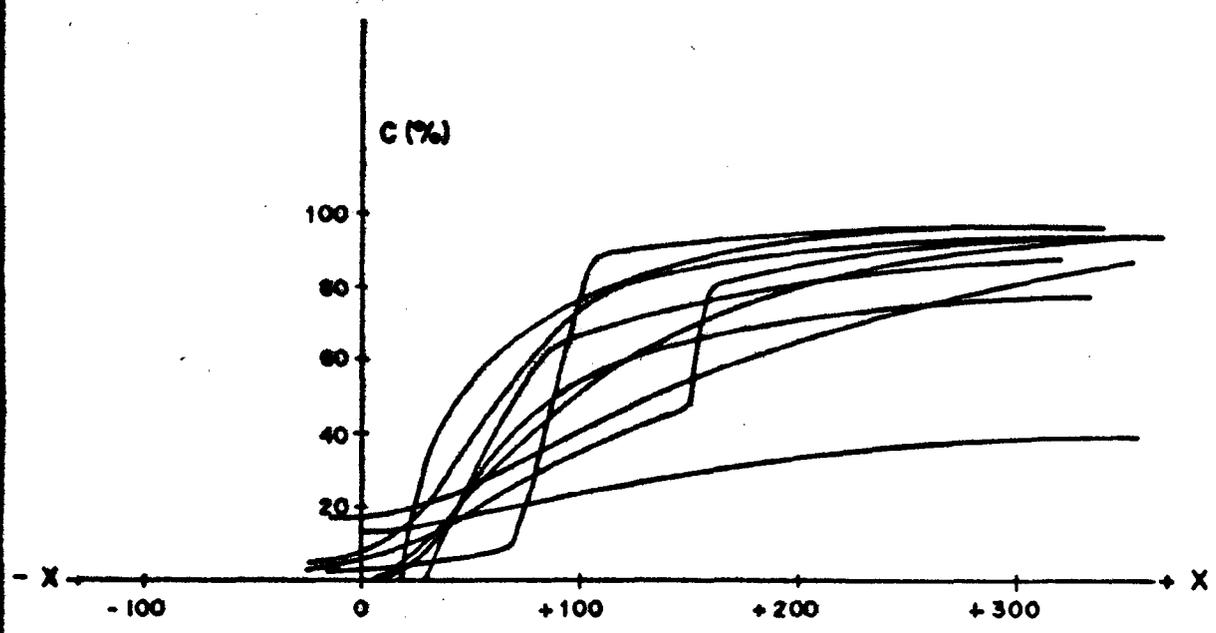


FIG. 6.7.2.- EJEMPLOS DE CURVAS DE CONVERGENCIA OBTENIDAS EN ESTE ESTUDIO (Ver Anejo 2).

los distintos factores, descomponiendo la curva global en -
otras elementales del tipo teórico antes mencionado.

Para ilustrar el problema de una forma cualitativa se han representado en la Fig. 6.7.3a las curvas teóricas de conver
gencia a lo largo de una galería para distintas posiciones -
del tajo T respecto a un origen. Debe tenerse en cuenta que
estas curvas son la imagen, en un instante dado de los valores
de las "curvas generales de convergencia" de cada cuadro, a
lo largo de la galería.

En la Fig.6.7.3 las curvas corresponden a un denominado
"sistema homogéneo". En el concepto de "sistema" se en
globa:

- el tipo de techo
- el tipo y resistencia del sostenimiento
- la estructura del macizo, su diaclasado, etc.
- la existencia o no de agua, su caudal y presión
- las condiciones de colocación de cuadros,
grapas, enrachonados, llaves, etc.

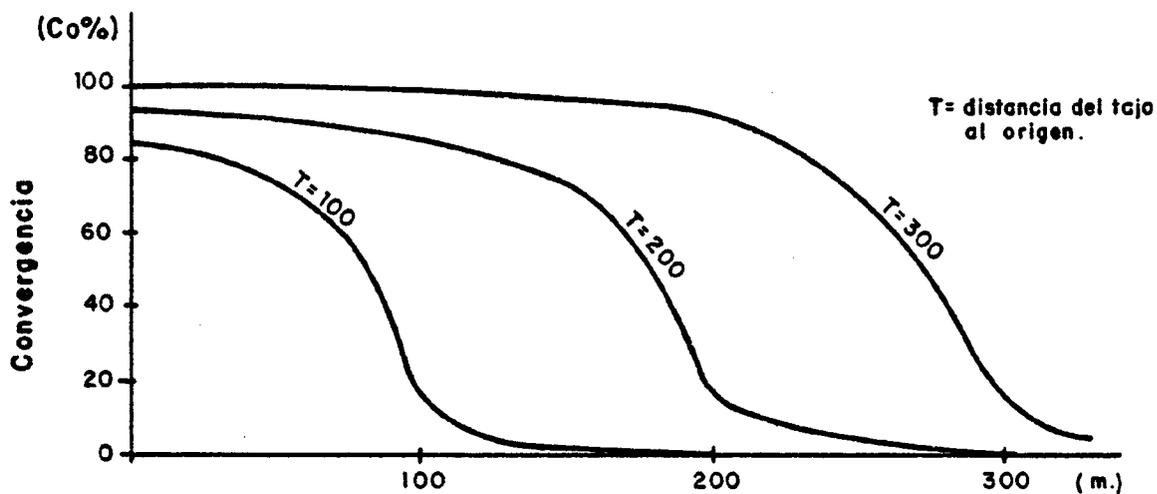
Se comprende que el sistema "homogéneo" es una entele
quia teórica que no puede tomarse como hipótesis de partida.

Por otra parte se ha introducido el concepto de "sistema
plástico" o flexible. Es aquel que acompaña a las de -
formaciones de una manera suave, sin saltos o discontinuidades,
como puede ser el caso de las pizarras finamente estratifi
ficadas y de resistencia media a baja.

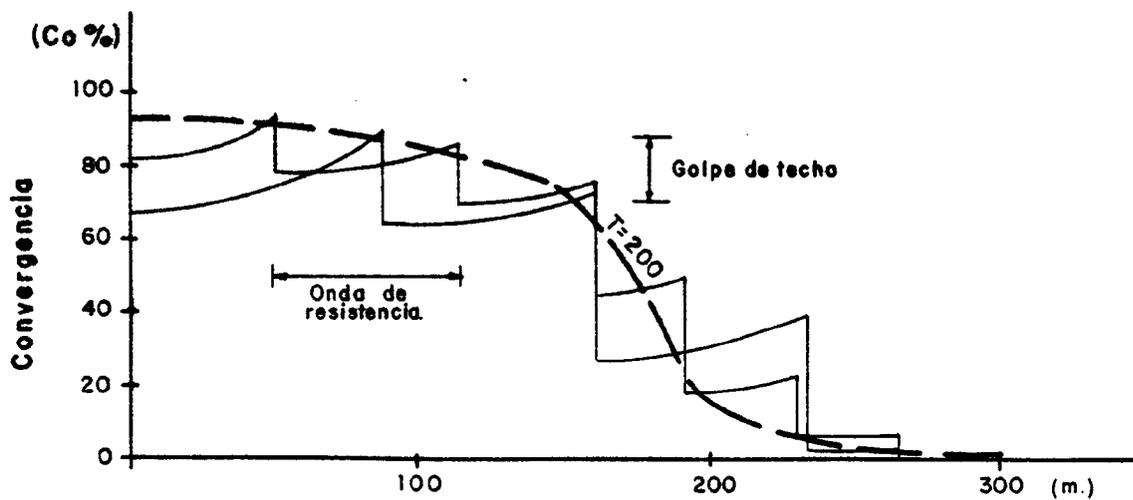
Por el contrario, en la Fig.6.7.3b se han superpuesto so
bre la curva teórica de $T = 200$ m las posibles curvas en el -
caso de techos muy resistentes (por ejemplo areniscas en banco
cos gruesos) capaces de puentear vanos importantes y rompién

1.- EFECTO DE LA HETEROGENEIDAD LONGITUDINAL

Curva de influencia de la convergencia a lo largo de una galería por el paso de un tajo en un sistema homogéneo.



a) Sistema plástico



b) Sistema rígido-frágil (para T=200)

FIG. 6.7.3.-

dose bruscamente al alcanzar una cierta longitud. En la figura se han representado dos curvas con longitudes de rotura de 40-50 y de 80 m respectivamente. Según la brusquedad de las roturas se producirán o no "golpes de techo".

Pasando al tema de la heterogeneidad longitudinal del sistema es posible definir el empeoramiento del sistema por una "convergencia relativa" :

$$\frac{C}{C_0} = \frac{\text{convergencia final en el sistema heterogeneo}}{\text{convergencia final en el sistema homogéneo}}$$

Una relación C/C_0 del orden de 2 indica un sistema de gradado que daría lugar a convergencias dobles de las del sistema de referencia C_0 .

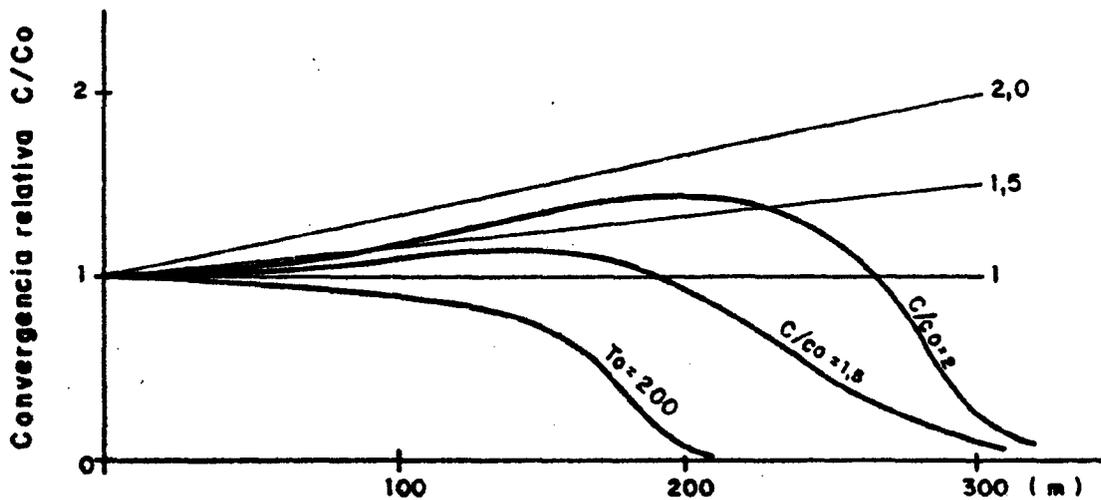
Para ilustrar el efecto de la citada degradación se han representado en la Fig.6.7.4 algunos casos característicos:

El caso a) corresponde a un empeoramiento lineal; el b) a un empeoramiento brusco y mantenido a distancias de 50, 150 y 250 m del origen de referencia y el c) a un empeoramiento discontinuo, de forma almenada.

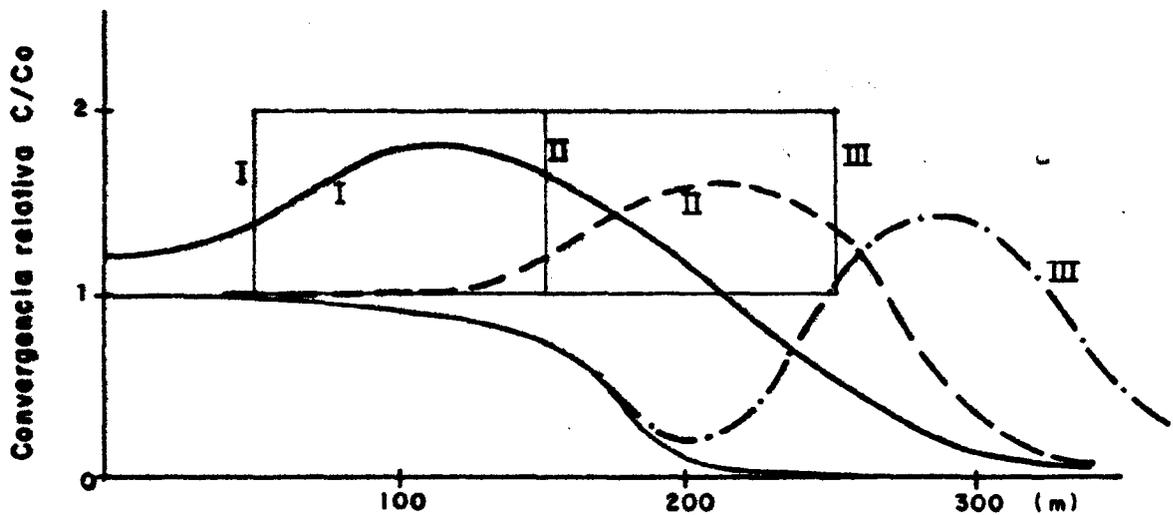
Observando las curvas se comprende que las medidas obtenidas en varios tramos de galería pueden presentar tendencias muy diversas e incluso contrapuestas, con muy escaso parecido a la curva teórica.

Por supuesto, de la acumulación de medidas de distinto origen resulta imposible deducir ninguna ley de comportamiento.

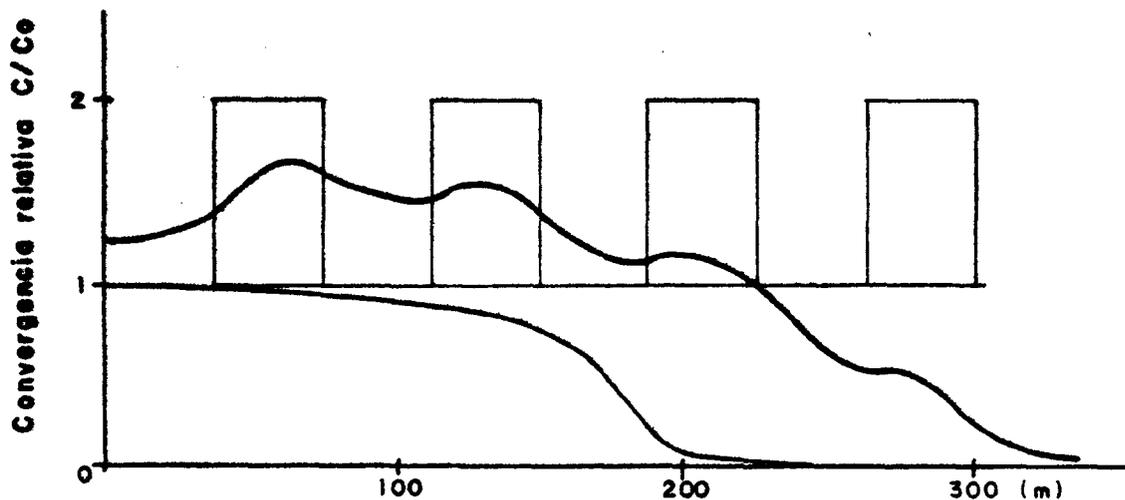
2. SISTEMAS HETEROGENEOS



a) Empeoramiento progresivo del sistema



b) Empeoramiento brusco del sistema



c) Empeoramiento discontinuo

FIG. 6.7.4.-

6.7.2.2 Evaluación de las medidas realizadas

El control sistemático de movimientos se limitó a las galerías 15S (C.F.), Santa Teresa (A.G.) y Plano D-4 (A.F.) - cuyas condiciones de explotación resultaban mas idóneas para los objetivos del trabajo.

Siguiendo la filosofía de controlar fundamentalmente los deslizamientos de grapas, los resultados de las medidas - en cuadros para distintas posiciones del tajo se han recogido en el Anejo 2.

Como resumen se han dibujado las curvas de las Figs. 6.7.5 a 7 donde se han intentado agrupar los cuadros con condiciones de implantación comparables. Aun dentro de la considerable dispersión se puede apreciar una aproximación aceptable a la curva teórica de convergencia. Es importante advertir que esta aproximación es tanto mejor cuanto mayor es la convergencia o la magnitud absoluta del desplazamiento, como es el caso de la galería 15-S. Sin embargo en la galería Santa Teresa, donde los desplazamientos son inferiores a 10 cm, se superponen errores de medida de orden comparable, lo que enmascara el ajuste a la curva teórica.

Por otra parte para la evaluación de una galería interesa más determinar la variación longitudinal de las convergencias finales que la historia de un determinado cuadro, tal como la expresan las curvas antes comentadas. A este fin se han representado en las Figs. 6.7.8 a 10 los desplazamiento medidos a lo largo de la galería para distintas posiciones del tajo.

Consideradas globalmente, estas medidas ofrecen una dispersión que hace imposible la deducción de alguna ley o

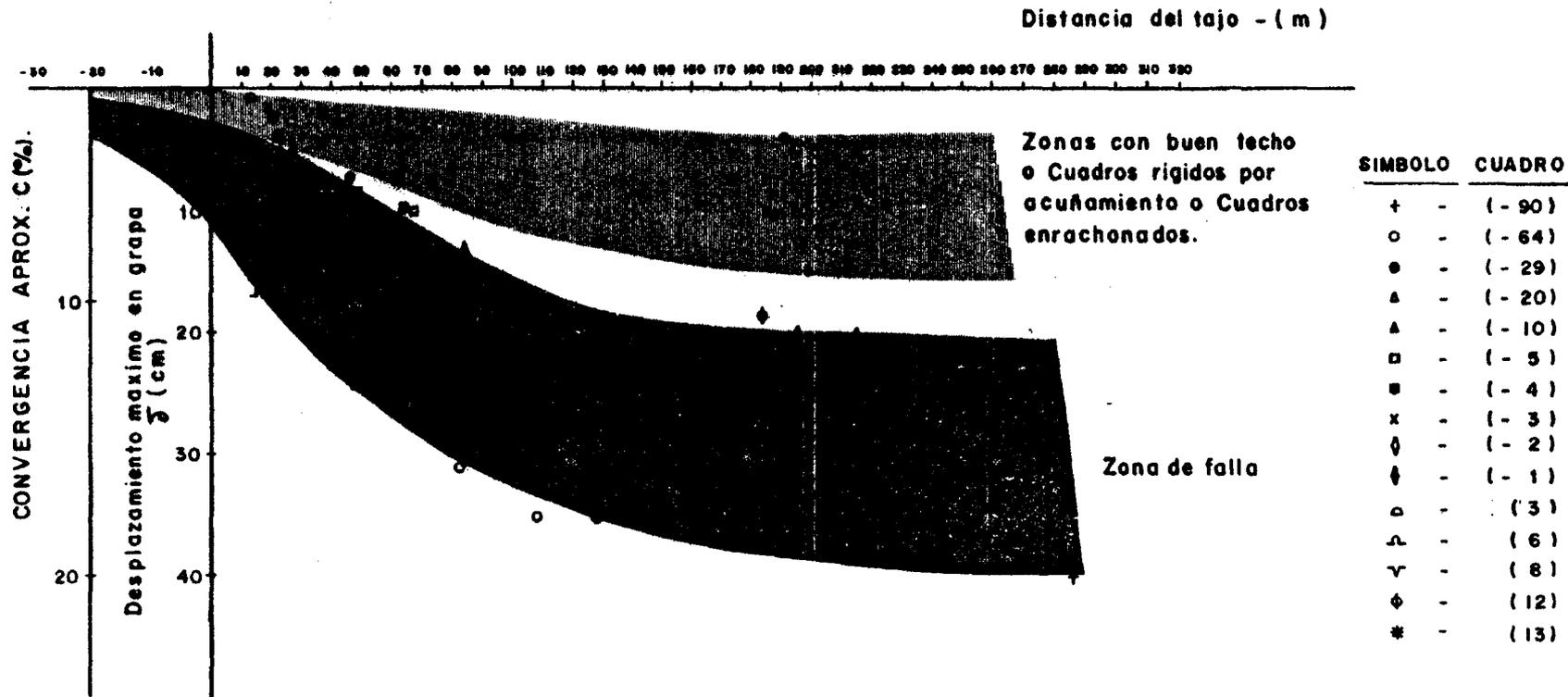


FIG.6.75 - EVOLUCION DE LAS CONVERGENCIAS AL VARIAR LA POSICION DEL TAJO EN EL PLANO - D - 4 (A.F.S.A.)

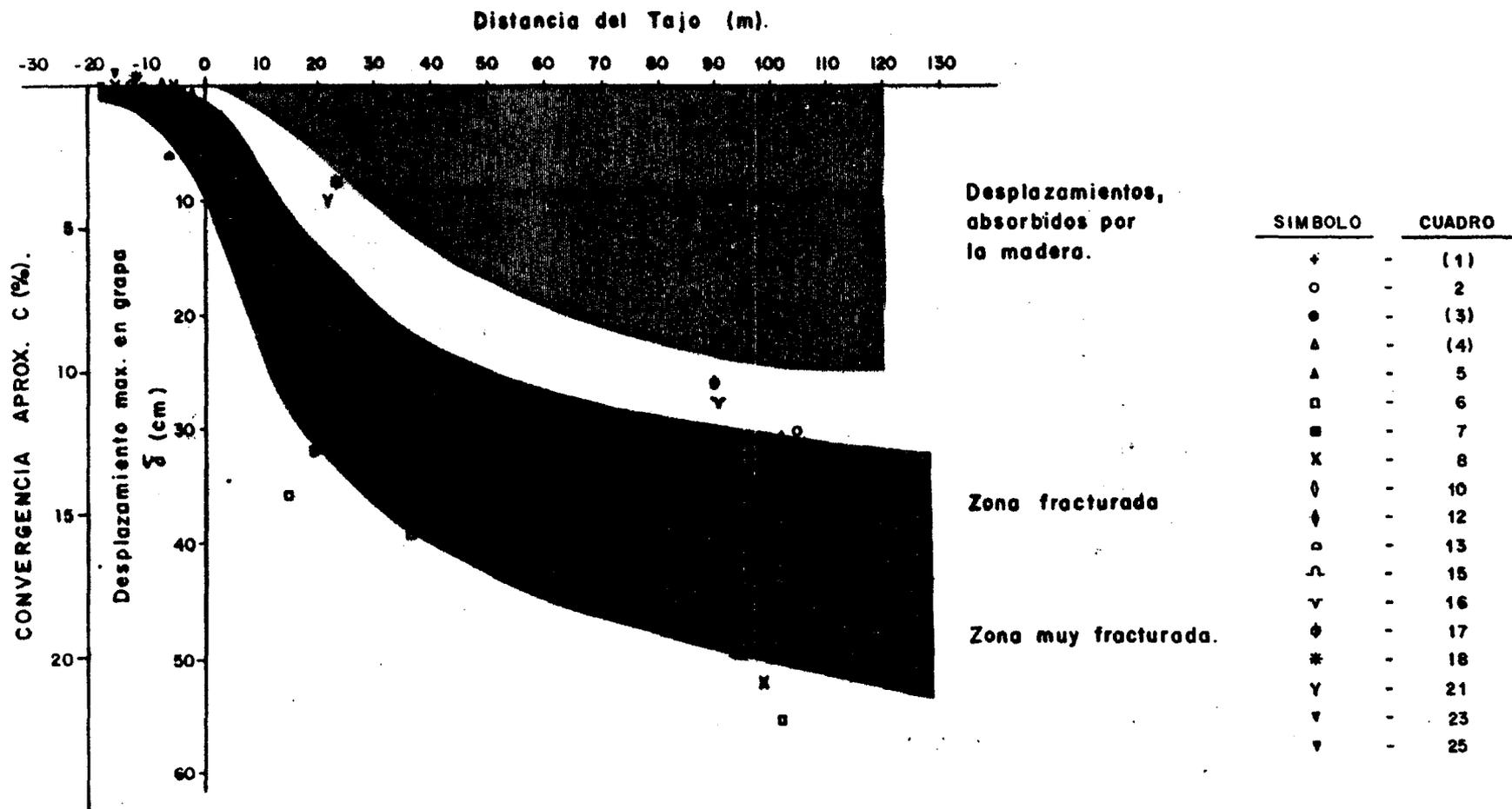
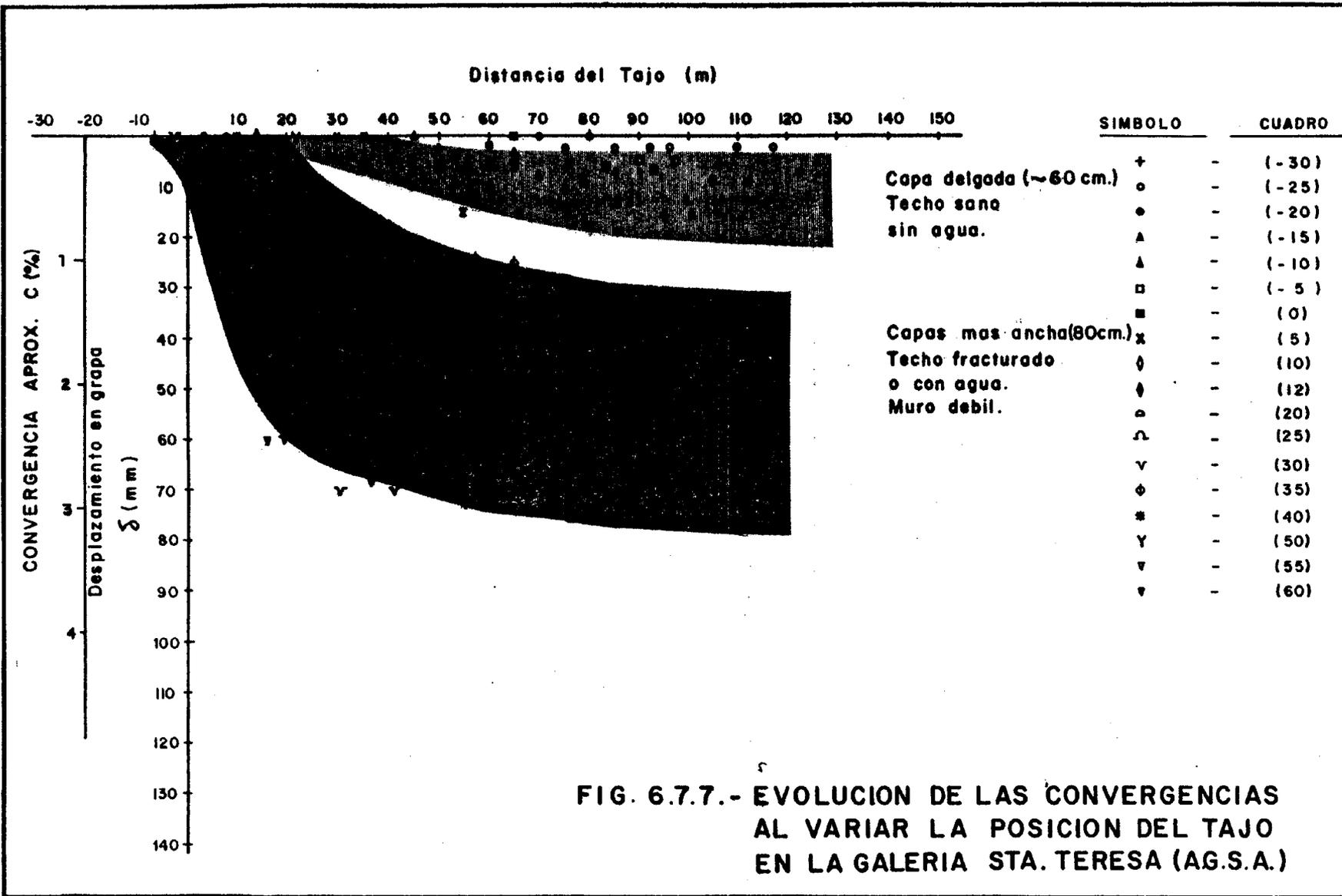


FIG.6.76 - EVOLUCION DE LAS CONVERGENCIAS AL VARIAR LA POSICION DEL TAJO EN LA GALERIA 15 S (C.F.S.A.).



tendencia. Sin embargo un análisis mas detallado, atendiendo a las condiciones reales de cada emplazamiento, aclara considerablemente el comportamiento. En efecto, si se unen los valores finales (o los homogéneos en el tiempo) de los cuadros de análogas características, resultan unas curvas fácilmente interpretables a la luz de lo expuesto en el Apartado

En efecto, considerando por ejemplo la Fig.6.7.10 correspondiente a la galería Santa Teresa se aprecia que la curva I es muy semejante a las de la Fig. 6.7.4b, indicativas de un empeoramiento claro del techo. Las curvas II, III y IV son curvas muy semejantes a las teóricas para tajo muy alejado (Fig.6.7.4a). La existencia de 3 curvas distintas en una misma galería se debe a variaciones apreciables en la potencia de la capa de carbón y que se presentan de forma poco regular.

Por lo que respecta a la Fig.6.7.4 correspondiente al Plano D-4 (A.F.), la situación es semejante, marcándose una "campana" de mayores desplazamientos en una zona fallada, mientras que en el resto se dan con buena aproximación curvas del tipo teórico.

Por último, una situación semejante aunque mas confusa se aprecia en la Fig.6.7.9, correspondiente a la galería 15-S (C.F.).

6.7.2.3 Análisis de la influencia de la entibación

Uno de los objetivos de este estudio era determinar la influencia que una determinada entibación puede tener sobre la convergencia final de una galería, con objeto de optimizar los sostenimientos empleados.

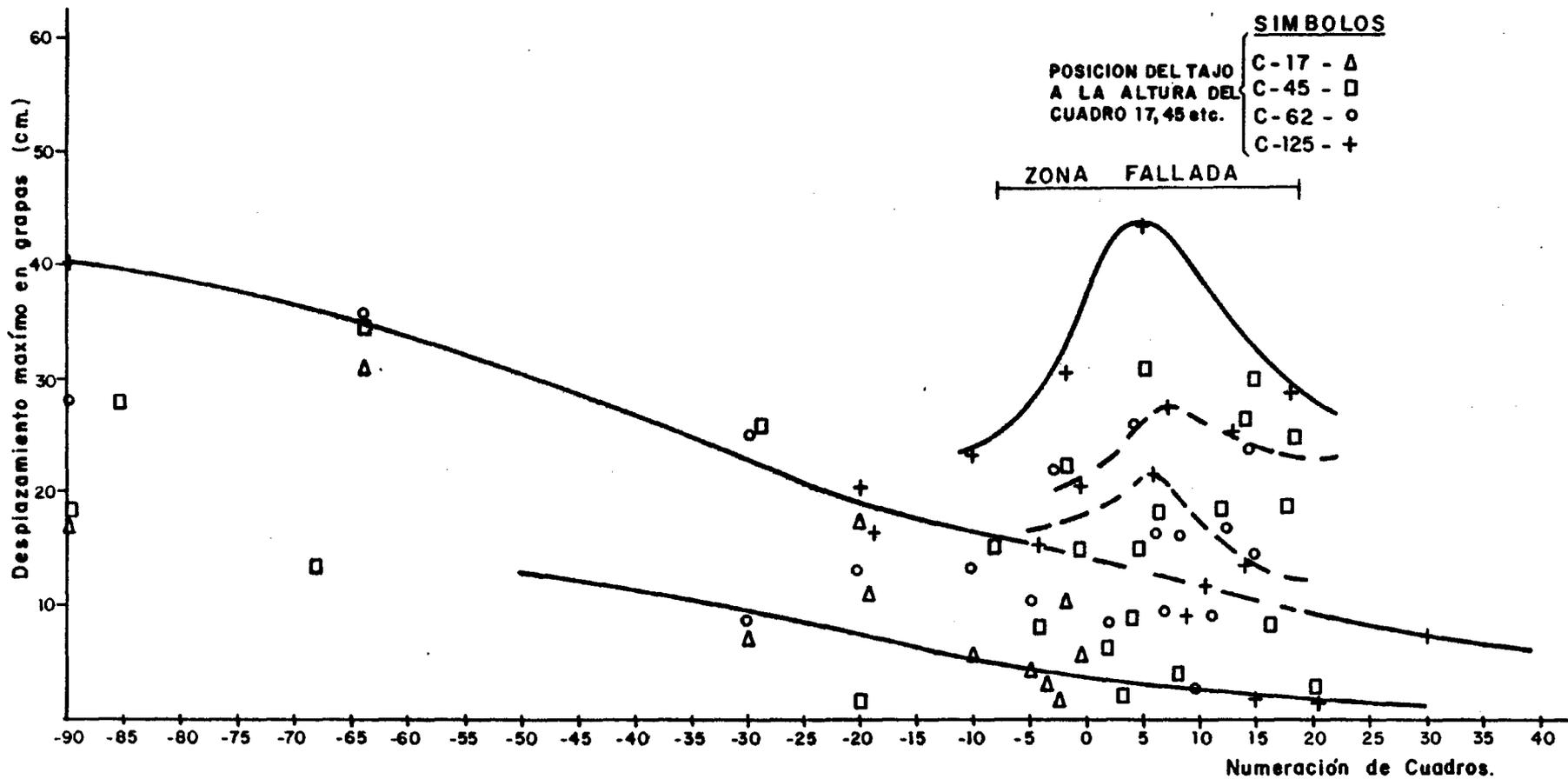


FIG.6.7.8.-EVOLUCION LONGITUDINAL Y EN EL TIEMPO
DE LOS DESPLAZAMIENTOS PLANO D-4 (A.F.S.A.)

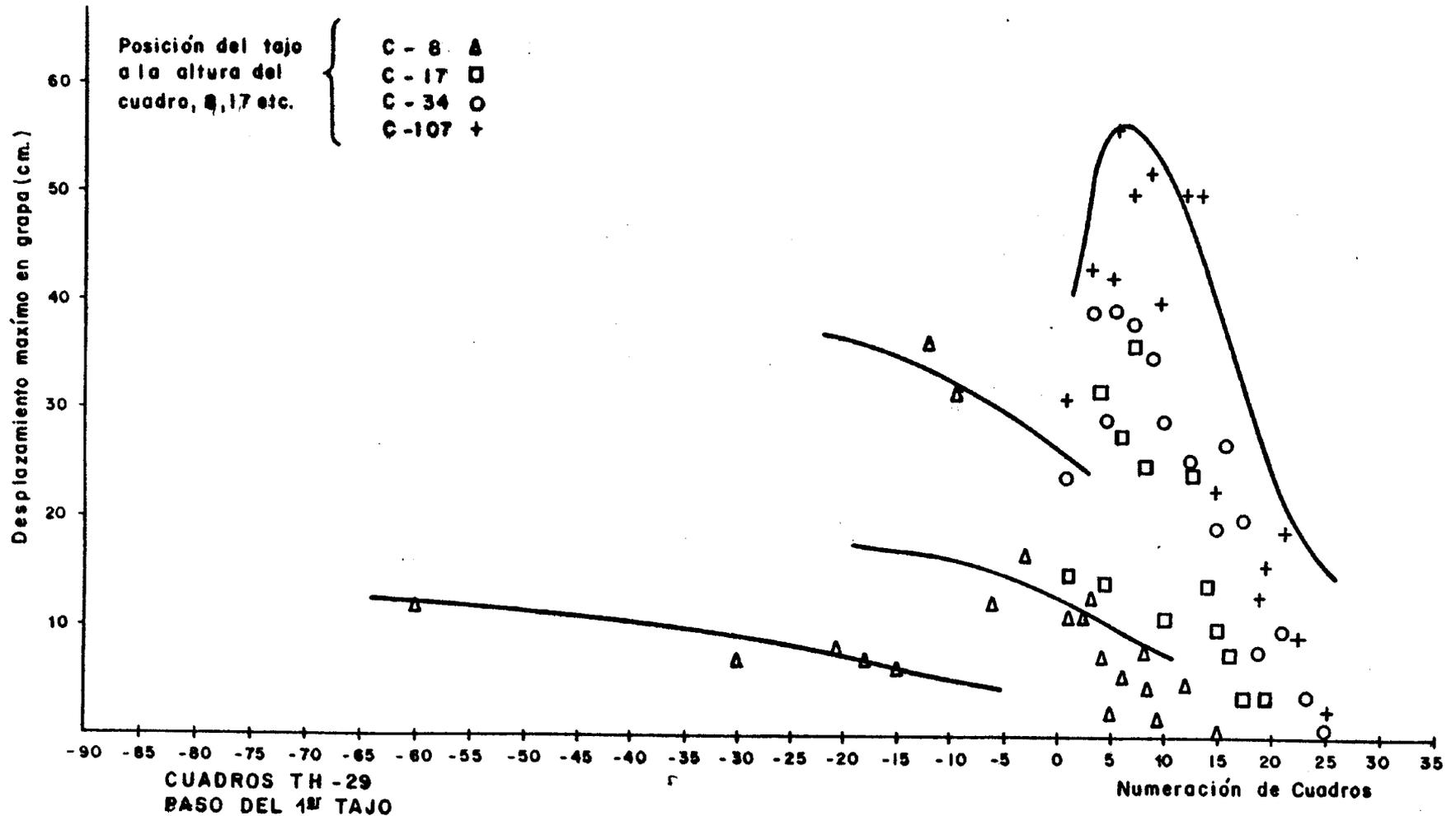


FIG.6.79.-EVOLUCION LONGITUDINAL Y EN EL TIEMPO DE LOS DESPLAZAMIENTOS GALERIA 15 - S (C.F.S.A.)

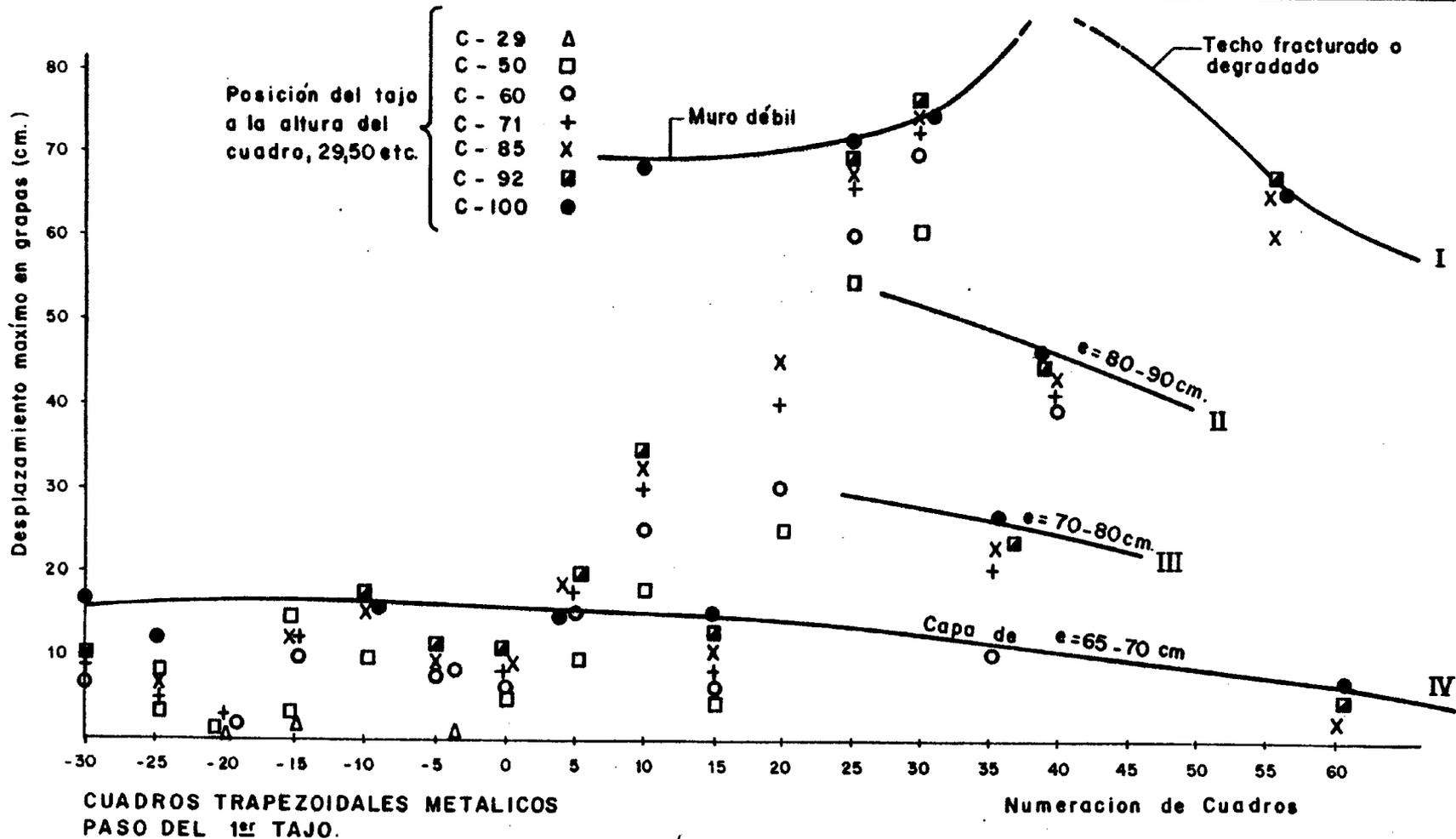


FIG.6.7.10 - EVOLUCION LONGITUDINAL Y EN EL TIEMPO DE LOS DESPLAZAMIENTOS GALERIA SANTA TERESA (A.G.S.A.)

Como se verá mas adelante (ver Apartado 6.7.3.3), este planteamiento era demasiado simplificador ya que en el problema intervienen numerosas variables muy difíciles de cuantificar y al no considerarlas es posible llegar a conclusiones absurdas como las del trabajo de Kammer (1981) que indica una convergencia creciente con la rigidez de la entibación, según una ley del tipo

$$c (\%) = 125 \ln \left(\frac{A}{22} \right)$$

siendo A el consumo de acero en Kg/ m³ excavado).

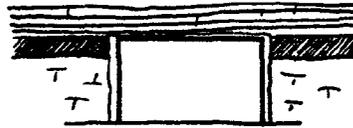
Por otro lado se pudo apreciar desde las primeras medidas que las entibaciones utilizadas ejercían escaso control sobre las convergencias finales ya que el techo acompañaba al hundimiento de la capa de una forma que dependía mas de su propia rigidez y resistencia que del tipo de entibación.

Partiendo de los mecanismos de deformación reflejados en la Fig.6.7.11, se llegó a la conclusión de que el mejor índice para controlar la eficacia de la entibación (por supuesto en el caso de techos planos y para la minería estudiada) era la relación entre el hundimiento o aplastamiento de las llaves Δ y el descenso de la entibación δ medido fundamentalmente en las grapas deslizantes. La definición de este índice y las posibles gamas de valores se indican en la Fig. 6.7.12.

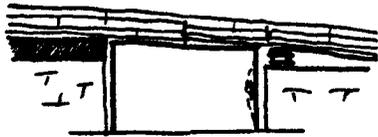
MECANISMOS DE DEFORMACION OBSERVADOS

II Cuadros rectangulares

a) Galeria con techo débil



1. Estado inicial



2a. Paso del 1º tajo. Entibación ligera. Pandeo de la pata por concentración de los esfuerzos de corte en la vertical del hastial. Eventual fisuración del techo por flexión del dintel o trabanca.



2 b. Paso del 1º tajo. Entibación rígida: Descenso del hastial sin afectar a la galería o deslizamiento de la grapa del lado del tajo y eventual fisuración del techo en el lado opuesto al trabajar en mensula.

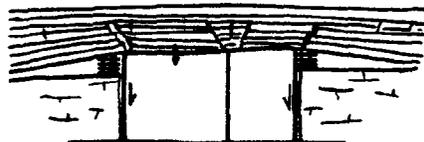


3a. Paso del 2º tajo. Entibación ligera. Pandeo o deslizamiento de patas y flexión del techo.



3 b. Paso del 2º tajo. Entibación rígida. Deslizamiento o acuñaamiento de grapas. Mantenimiento del techo

- Efecto de un pie derecho

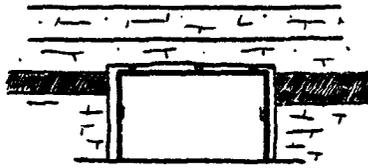


Eventual rotura a flexión del techo en el vano mayor. Menores deslizamientos o riesgos de pandeo. Punzonamiento del techo por el pie derecho.

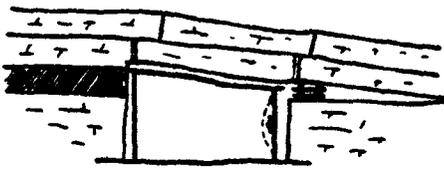
MECANISMOS DE DEFORMACION OBSERVADOS

II Cuadros rectangulares

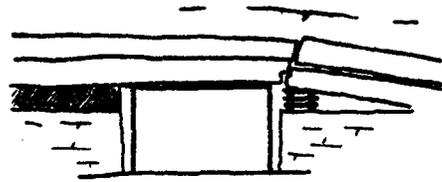
b) Galeria con techo resistente



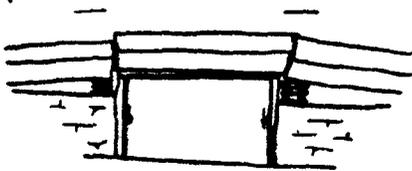
1. Estado inicial



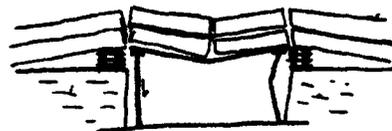
2a. Paso del 1º tajo. Entibación ligera. Fisuración del techo con pandeo o deslizamiento de la pata proxima al tajo al descender este.



2b. Paso del 1º tajo. Entibación rígida. Trabajo del techo en mensula con muy pequeñas convergencias.

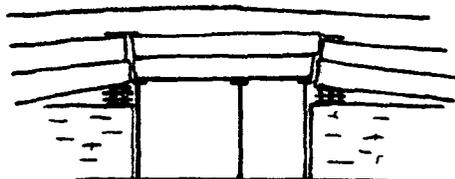


3b. Paso del 2º tajo. Entibación rígida. Roturas en la vertical de los hastiales. Techo integro con eventual deslizamiento de grapas.



3a. Paso del 2º tajo. Entibación ligera. Pandeo de patas o deslizamiento importante de grapas. Adovelamiento del techo.

- Efecto de un pie derecho



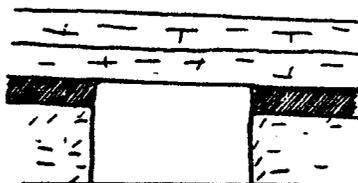
Comportamiento rigido incluso al paso del 2º tajo y mejora de la resistencia a flexión de techos algo debiles.

FIG. 6.7.11.-

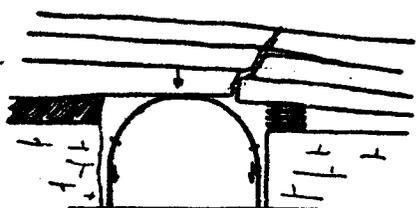
MECANISMOS DE DEFORMACION OBSERVADOS

I Cuadros circulares

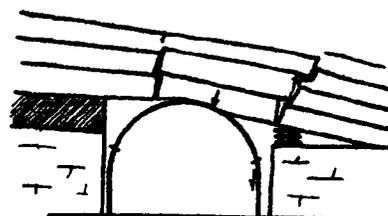
b) Galeria con techo resistente



1. Estado inicial

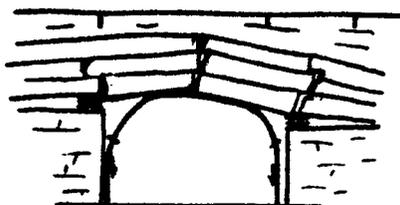


a) El techo queda en ménsula, transmitiendo pequeñas presiones al cuadro. Rotura por corte sobre el hastial y presiones fuertes sobre llaves.



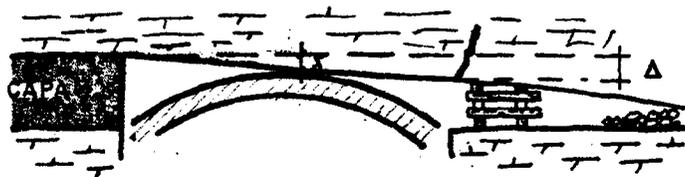
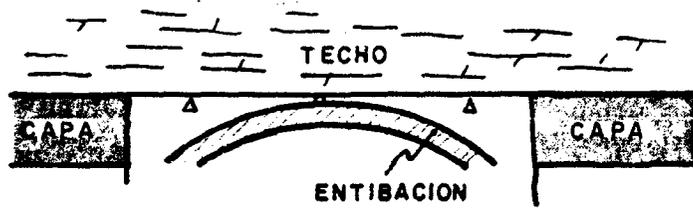
b) Como el a) con adovelamiento del techo por existencia de fisuras que debilitan el trabajo en ménsula. Presiones concentradas. Convergencia asimétrica función de la fisuración y resistencia del arco de dovelas.

2. Paso del 1er Tajo



3. Paso del 2º Tajo

Desarrollo completo del arco de dovelas en techo. Presiones sobre el cuadro en función de la resistencia y deformabilidad del arco de dovelas.



$\delta = 0$ Entibacion rigida y resistente o techo en voladizo

Paso de 1 tajo.

$\delta = \alpha \Delta$ { $\alpha = 0$ Entibacion rígida o techo en voladizo.
 $0 < \alpha < 0,5$ Techo resistente y entibación debil.
 $0,5 < \alpha < 1$ Sistema techo - entibación debil.
 $\alpha > 1$ Sistema techo - entibación muy deficiente

Paso de 2 tajos.

$\delta = \alpha \Delta$ { $\alpha = 0$ Entibación rigida y techo flojo.
 $0,5 < \alpha < 1$ Sistema techo - entibación de rigidez intermedia.
 $0 < \alpha < 0,5$ Sistema techo - entibación bastante rigido.
 $\alpha = 1$ Techo resistente y entibación debil.
 $\alpha > 1$ Sistema techo - entibación muy deficiente.

FIG.6.712.- DEFINICION DE LOS DESPLAZAMIENTOS DE CAPA Y ENTIBACION.

La aplicación a algunas galerías estudiadas se refleja en las Figs. 6.7.13 a 16.

Las diversas medidas pueden resumirse en el Cuadro siguiente:

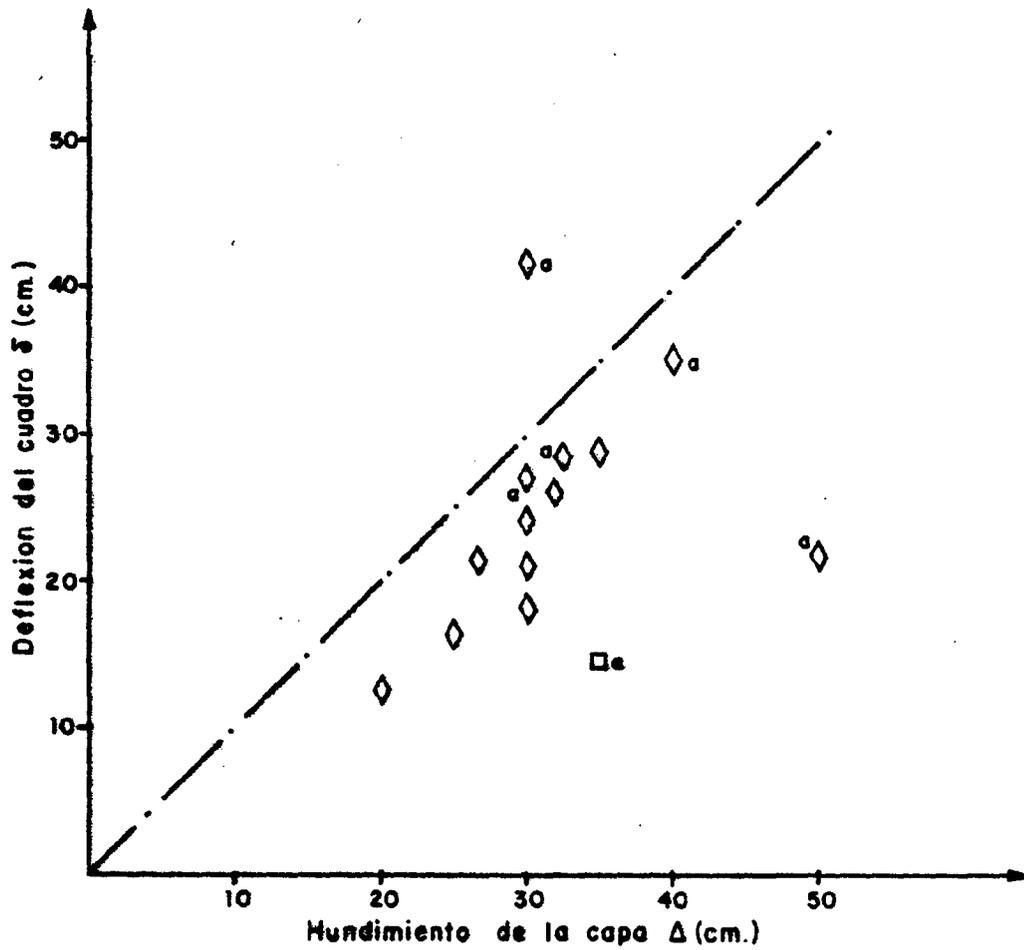
<u>Galería</u>	<u>$\alpha = \delta/\Delta$</u>	<u>Entibación</u>	<u>B x H</u>	<u>Tajos</u>	<u>Observaciones</u>
Plano 7/8 (A.F.)	0,85-0,6	TH-16,5	3,5 x 2,50	2	Sistema débil
Plano J/81 (A.G.)	1,15-1,5	Trapez. + pie dcho.	5 x 2,3	1	Sistema débil
S.Teresa (A.G.)	0,12-1,0	Trapez. + pie dcho.	5 x 2,5	1	Sistema medio
16-S(C.F.)	0,1 -0,3	TH-29 (+ Bulj.)	4,40x 2,50	1	Sistema bast. rígido
Plano D-4 (A.F.)	0,23-0,60	TH-29	4 x 2,50	2	Sistema medio

Se observa que, en general, las entibaciones son débiles (a efectos de control de deformaciones) y únicamente se consigue una incidencia apreciable cuando se emplea un cuadro robusto, combinado con bulonaje.

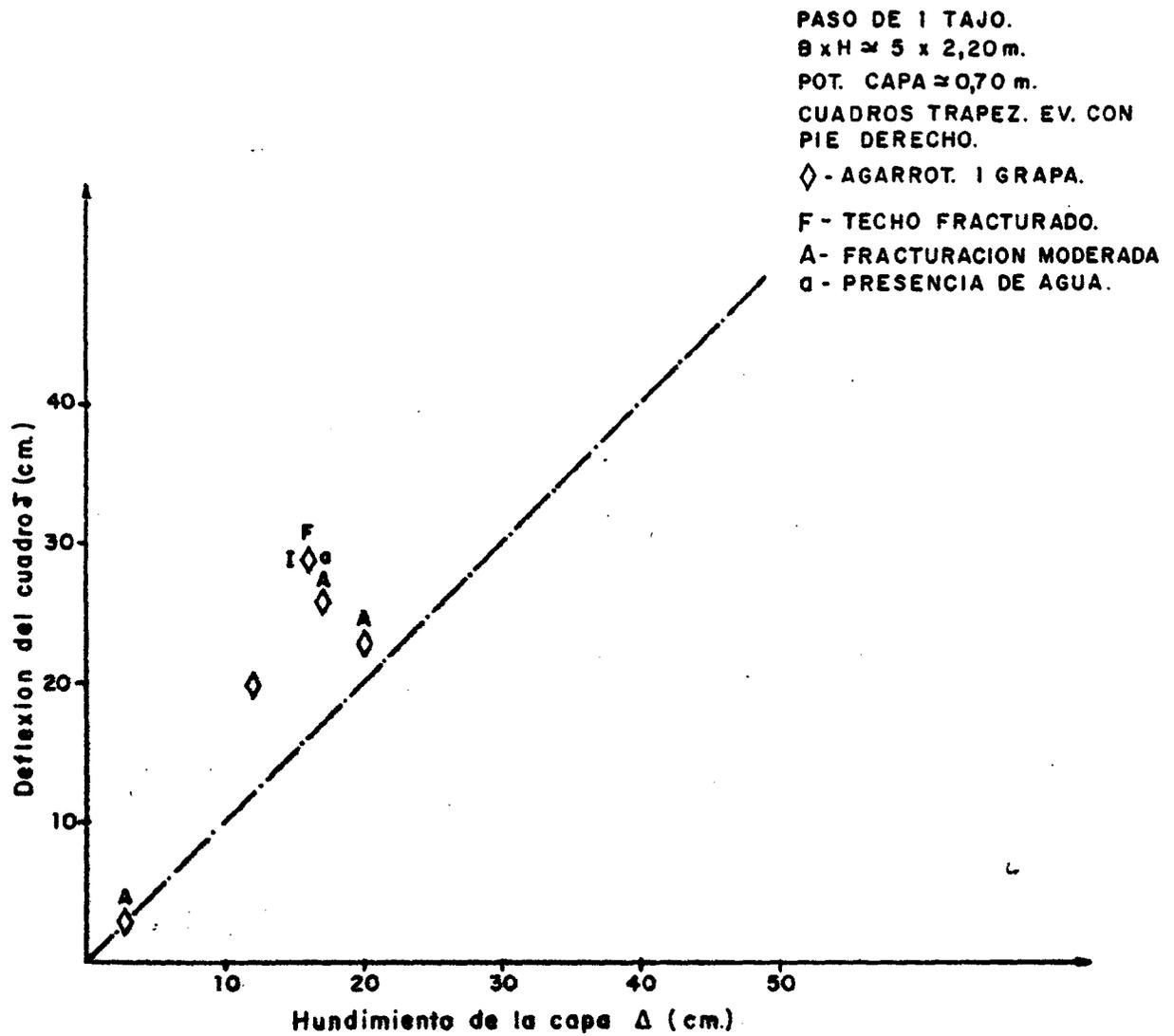
De forma cualitativa estos resultados pueden sintetizarse tal como se muestra en la Fig. 6.7.17. Debe tenerse en cuenta que en algunos casos la entibación no refleja las deformaciones del techo al ser estas absorbidas por huecos de colocación, el enrachonado, etc.

Por otra parte, dentro de cada sector los valores menores de α deben corresponder al paso del primer tajo y los mayores

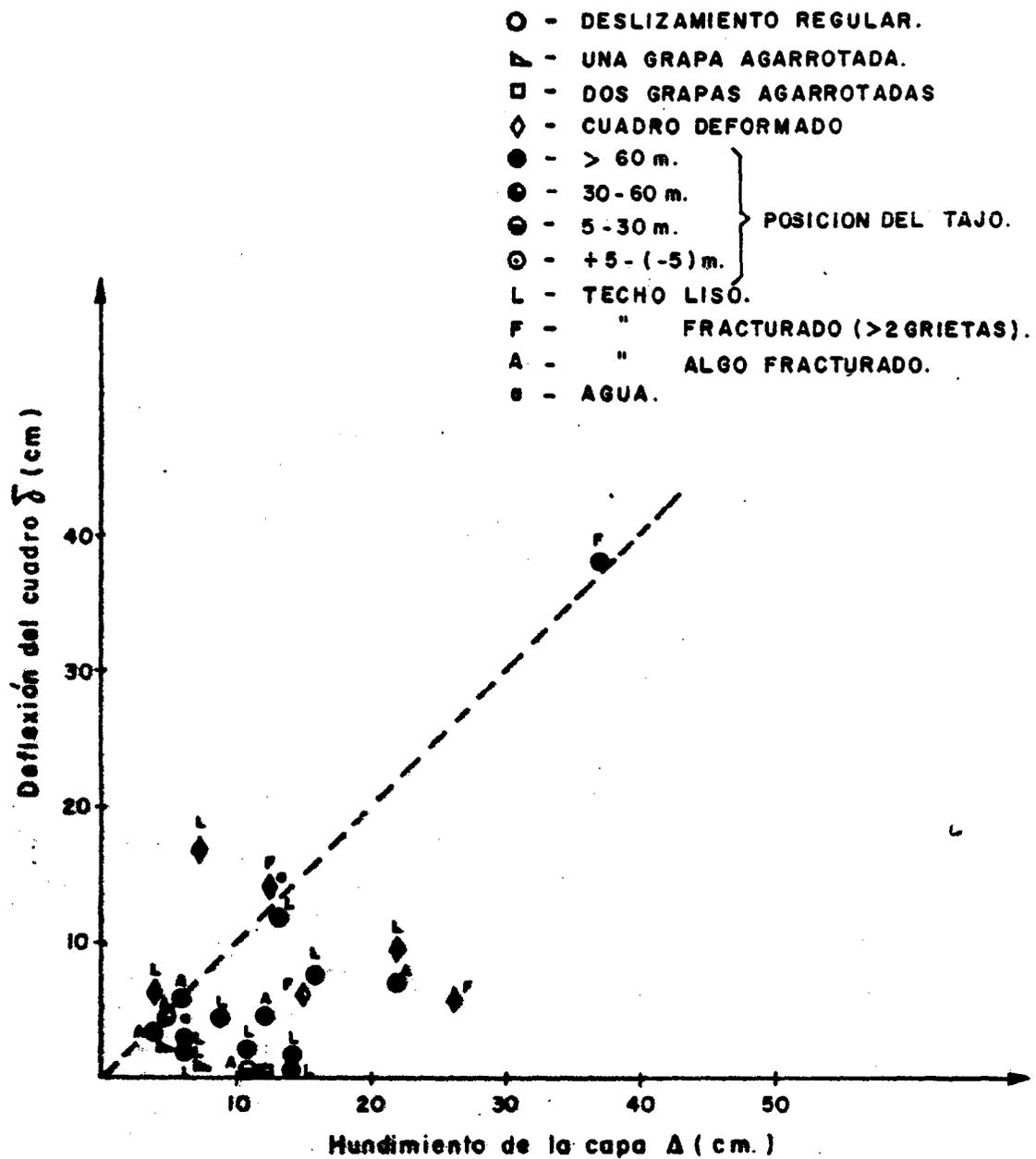
PASO DE 2 TAJOS
 B X H \approx 3,50 x 2,30 m.
 POT. CAPA \approx 0,70 m.
 CUADROS TH - 16,5
 TECHO FRACTURADO
 \diamond - AGARROT. 1 GRAPA.
 \square - AGARROT. 2 GRAPAS.
 \circ - PRESENCIA DE AGUA.



**FIG. 6.7.13.- MEDIDA DE DESPLAZAMIENTOS VERTICALES.
 PLANO 7/8 (A.F.S.A.)**



**FIG. 6.7.14 .- MEDIDA DE DESPLAZAMIENTOS VERTICALES
 PLANO DE UNION DE GALERIA STA. TERESA
 CON J-81 (A.G.SA.)**



**FIG. 6.7.15.-MEDIDA DE DESPLAZAMIENTOS VERTICALES
 GALERIA STA TERESA (A.G.S.A)**

Paso de 1 tajo
 B x H \approx 4,40 x 2,50 m.
 Pot. capa \approx 1,20 m.
 Cuadros TH-29 (PV. bulonaje)

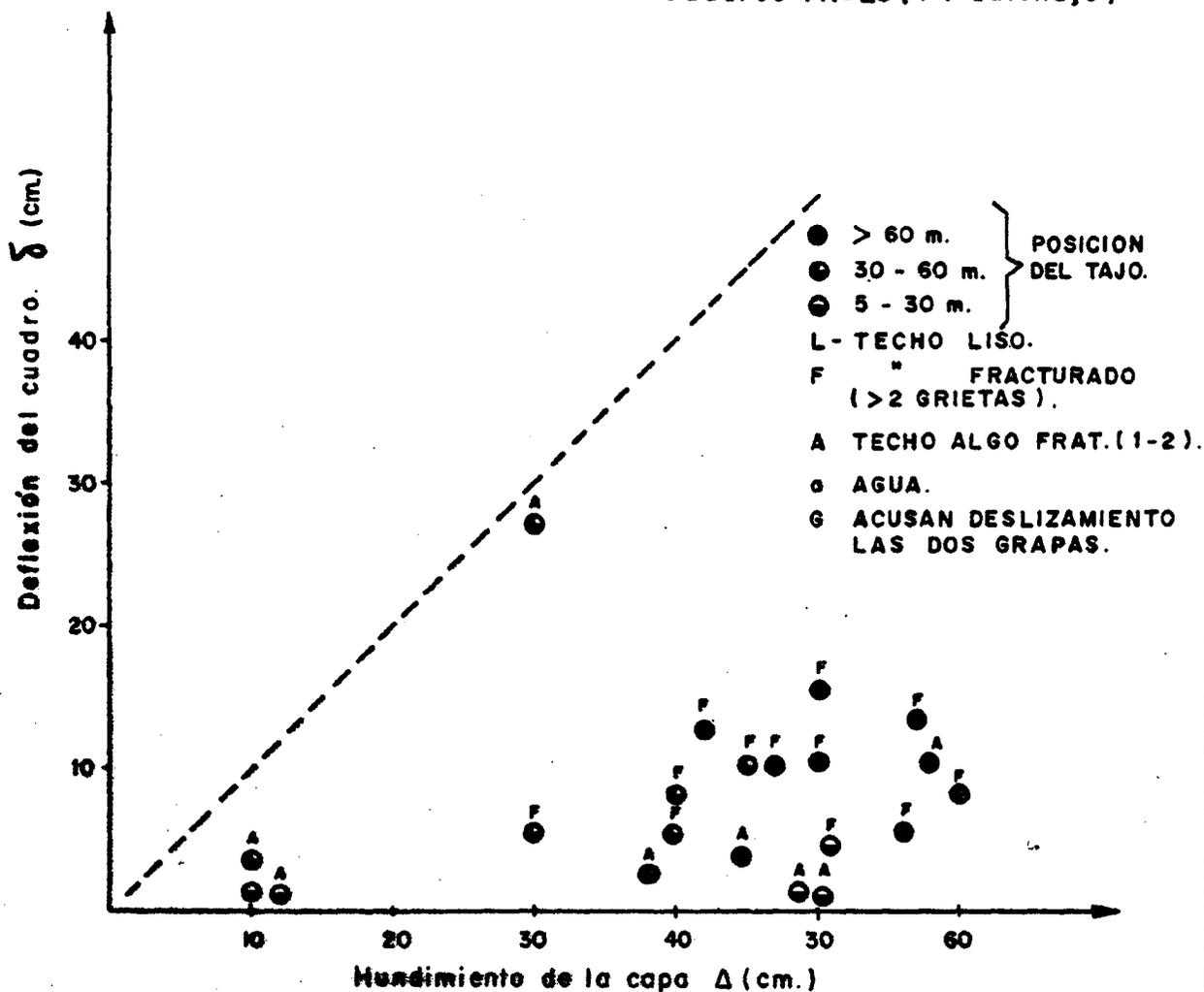


FIG. 6.7.16 - MEDIDAS DE DEPLAZAMIENTOS VERTICALES GALERIA 16 - S (C. F. S. A.)

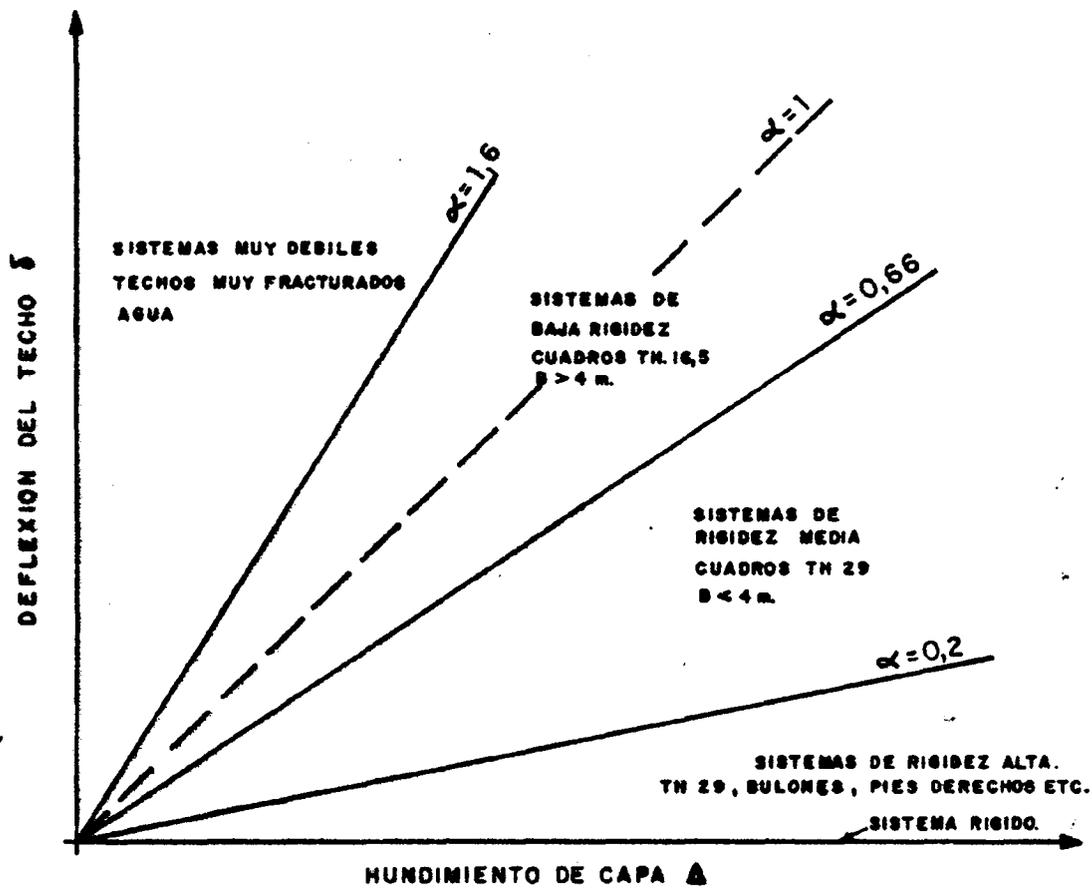


FIG. 6.7.17.- INFLUENCIA DEL TIPO DE ENTIBACION
SOBRE LAS DEFLEXIONES DEL TECHO.

res al paso del segundo tajo, si bien este factor está sujeto a grandes variaciones, sobre todo por el efecto del estajado, reapriete o acodalamiento de grapas, etc.

En el Apartado 6.7.7.3 se discute con mas detalle la relación entre la convergencia final y la rigidez del sistema - techo entibación.

6.7.3 Predicción teórica del comportamiento

No cabe duda de que resultaría deseable poder estimar el comportamiento de los tajos y sus galerías de acompañamiento a partir de unos pocos reconocimientos superficiales o sondeos y hacia este objetivo estaba en principio encaminado el presente estudio, si bien muy pronto se pudo apreciar la gran dificultad, casi insuperable, de la tarea.

No obstante, la información obtenida en este estudio puede resultar útil para otras predicciones dentro del área minera considerada, e incluso para su extrapolación a otras zonas afines.

El problema se ha encajado dentro de las coordenadas siguientes:

- Antracita de media a alta resistencia (120-260 Kp/cm²)
- Rocas encajantes (pizarras y areniscas) bastante competentes y poco fracturadas
- Capas de buzamiento moderado (< 15°)
- Estructuras poco plegadas, predominantemente cubetas sinclinales suaves
- Profundidades moderadas (< 500 m)

- Capas de pequeña potencia (0,50-1,50 m)
- Aportes de agua moderados

Es evidente que cualquier variación importante en las condiciones expuestas puede modificar radicalmente el comportamiento del macizo minado.

En el marco citado vamos a examinar, desde un punto de vista teórico, la respuesta previsible de las galerías a lo largo de la explotación.

6.7.3.1 Estado del macizo y tensiones en profundidad

La extrapolación de las observaciones de superficie - (cuando son posibles) a las profundidades de explotación resulta siempre problemática, sobre todo si no se realiza por técnicas especializadas.

En principio debe huirse de los afloramientos degradados o meteorizados, procurando abrir rozas o catas hasta llegar a la formación sana o normal.

Una vez caracterizada la roca en superficie deben hacerse hipótesis respecto a su estado en profundidad. En general, y para las formaciones de la cuenca cabe esperar:

- un mantenimiento de la calidad de la roca o incluso una mejora por el confinamiento debido a las presiones geostáticas.
- una mayor fracturación en las ramas de sinclinales o zonas de mayor curvatura de los estratos.

En otras formaciones el factor decisivo al profundizar

es la presión de agua, pero en la cuenca de Fabero este factor es de incidencia menor, aunque no despreciable.

Por otra parte el estado tensional existente en el terreno previamente a la apertura de galerías puede condicionar de forma notable el comportamiento de las mismas y las necesidades de sostenimiento, por lo que un análisis riguroso obliga a la determinación o estimación de dichas tensiones.

En nuestro caso las medidas de tensiones son inexistentes por lo que únicamente cabe hacer algunas hipótesis razonables.

La base de partida es que se trata de una cuenca carbonífera con profundidades de explotación moderadas (< 500 m).

La hipótesis de Heim ($\sigma_v = \sigma_h$) podría ser aplicable - mas por la deformabilidad y fluencia del terreno que por los niveles de tensiones, salvo que hubiera que admitir esfuerzos tectónicos con $\sigma_h > \sigma_v$.

Van Iterson ya sugería en 1951 un estado tensional hidrostático en las capas de carbón, pero existe muy escasa confirmación cuantitativa.

De hecho el examen de los datos publicados parece indicar relaciones $m = \sigma_h / \sigma_v$ bastante superiores a la unidad en las capas superiores de la corteza terrestre. Hoek y Brown (1980) dan valores de m de 0,8 a 3 para profundidades en torno a los 300 m. Blackwood (1979), en estudios a escala continental, indica que $\sigma_h > \sigma_v$ en el 65% de los casos medidos.

Todo ello aconseja considerar como mínimo un estado tensional hidrostático en la evaluación del comportamiento de las galerías.

Por otra parte, a mesoescala, hay que tener en cuenta los factores estructurales, ya que la mayoría de las explotaciones se encuentran en cubetas sinclinales y en las ramas ascendentes la resistencia diferencial entre el carbón y la pizarra puede provocar una rotación de las tensiones principales con una alineación de los empujes a favor de las capas más blandas.

6.7.3.2 Análisis del techo

En líneas generales el techo de las galerías trazadas sobre las capas de carbón explotables suele estar formado por estratos de pequeño espesor, predominantemente de pizarra (en rigor una lutita litificada). Normalmente el techo no inmediato está formado por capas masivas de areniscas, mientras que el techo inmediato es frecuente la presencia de delgados lechos carbonosos (carboneros).

La calidad de la roca es bastante buena si bien ocasionalmente inciden sobre la misma distintos tipos de fracturas normales a la estratificación.

El origen de estas fracturas es, en unos casos, de tipo estructural, correspondiendo a acciones tectónicas o de deformación previa de las cubetas carboníferas, pero en otros se derivan de las operaciones de excavación de la galería.

Un factor de incidencia ocasional es el agua freática que puede crear importantes presiones hacia la galería haciendo saltar los estratos del techo o provocando grietas de flexotracción.

A lo largo de la vida de la galería el techo sufre solicitaciones muy diversas, según las diferentes fases de la explotación.

En las Figs. 6.7.11 se han representado algunos de los comportamientos mas frecuentemente encontrados, relacionando la calidad del techo con las fases de la explotación y el tipo de entibación.

En principio pueden considerarse las siguientes fases:

a) Fase de trazaje o preparación

Para profundidades moderadas y en las rocas previsibles la estabilidad de la galería suele estar asegurada salvo en casos de fallas, anchurones o zonas con carga de agua, donde se requiere aportar entibación exterior o bulonaje.

El techo suele ser plano y su trabajo principal es a flexión. Sin embargo la resistencia de las rocas es suficiente para puentear las luces usuales. Unicamente en el caso de capas muy delgadas, carboneros o fracturas paralelas a la galería se forman pequeñas campanas, autoestabilizándose el techo sin entibación.

b) Fase de explotación de un tajo

Al explotar un tajo a uno de los lados de la galería se producen inevitablemente importantes deformaciones verticales y transversales, cuya magnitud depende principalmente del espesor de la capa explotada, de la rigidez de las llaves, tipo de relleno, profundidad, etc.

El efecto sobre el techo es comparable al del descenso de un apoyo en una viga biempotrada si bien la distorsión producida da lugar a la rotura de los estratos inmediatos.

En la localización e intensidad de las fracturas influye la existencia de una entibación, su resistencia, geometría, enrachonado, etc. así como la potencia y resistencia de las capas del techo inmediato y su cosido o bulonado previo.

Por otra parte en la fase de aproximación y paso del tajo las tensiones ejercidas sobre la galería son muy superiores a las sufridas previamente superponiéndose este efecto al de la distorsión geométrica subsecuente al hundimiento parcial de la capa.

c) Fase de explotación de un segundo tajo

Al continuar la explotación al otro lado de la galería se inducirán en la misma unas deformaciones y esfuerzos comparables a las del paso del primer tajo, salvo en el caso de capas con inclinación apreciable, pero con la diferencia de que actúan sobre un techo ya considerablemente fracturado por el paso del primer tajo y reducido estructuralmente a un conjunto de dovelas.

d) Fase de abandono de la galería

Una vez terminada la explotación de los tajos adyacentes a la galería las deformaciones de la misma pueden deberse a:

- evolución reológica del macizo
- degradación de la entibación
- influencia de otros tajos en el entorno
- aumento de los aportes de agua por aflojamiento general del macizo, etc.

El análisis teórico del posible comportamiento del techo en cada una de las fases citadas obliga a la adopción de

un modelo geomecánico que reproduzca de la manera más aproximada posible las situaciones observadas.

Por tratarse de techos planos los modelos más apropiados son del tipo siguiente:

- Vigas o placas delgadas biempotradas
- Vigas gruesas biempotradas
- Arcos de dovelas

Los problemas asociados con la representatividad de estos modelos sencillos se concentran principalmente en los puntos siguientes:

- Frecuente compresión longitudinal del techo por esfuerzos geostáticos, tectónicos o de explotación.
- Probable existencia de fisuras y microfisuras que debiliten la continuidad y resistencia del techo.
- Diferente deformabilidad de las rocas en compresión y tracción (posición no centrada de la fibra neutra)
- Empotramiento variable según la posición de cada capa del techo en el conjunto de estratos y según la posición de la capa de carbón respecto al techo.

A pesar de estas dificultades, discutiremos brevemente los resultados que pueden obtenerse de algunos de estos modelos.

En principio, y desde un punto de vista práctico, es dudoso que convenga recurrir a modelos complicados o de difícil definición, a pesar de que puedan resultar teóricamente más satisfactorios.

Así, por ejemplo, la hipótesis de viga gruesa es conveniente para relaciones vano/potencia ≤ 5 (Stephanson, 1971). Es un caso frecuentemente encontrado cuando al techo aparecen estratos de arenisca, o en las galerías transversales abiertas en caliza o pizarras sanas.

Las primeras ecuaciones parecen ser obtenidas por Tinclin y Sinov (1960), también presentadas por Höfer y Menzel en 1963. Diversas dificultades teóricas han llevado posteriormente a la propuesta de otras ecuaciones como la obtenida por Sheorey y Singh (1974):

$$D \frac{\partial^4 \eta}{\partial x^4} - \frac{(2+\nu) h^2}{10 (1-\nu^2)} \frac{\partial^2}{\partial x^2} (q - k\eta) = q - k\eta$$

partiendo de la teoría de Reissner para placas gruesas sobre apoyo elástico.

Se comprende, sin embargo que un análisis tan complicado no estaría justificado, sobre todo si se piensa que los techos gruesos y competentes no plantean grandes problemas en las explotaciones estudiadas.

Por otra parte es evidente que en la fase inicial los desprendimientos, campanas, chimeneas, etc. suelen dar lugar a placas de forma rectangular o aproximadamente circular por lo que resultaría más satisfactorio un modelo tridimensional que uno de flexión de vigas.

Sin embargo el desarrollo analítico de los problemas de placas gruesas o de sistemas de placas superpuestas es tan complejo que no puede pensarse en estos modelos para un seguimiento rutinario del comportamiento de las galerías.

Retendremos, por tanto, los modelos de vigas delgadas para los techos finamente estratificadas y los de dovelas para los techos gruesos y resistentes.

La aplicación típica del modelo de vigas colgadas es con relaciones vano/potencia de capas de techo superiores a 8-10 y condiciones de deformación plana (galerías relativamente homogéneas en longitudes importantes, $\approx 30 D$).

El modelo mas conocido es el propuesto por Obert y Duvall (1967) (Fig.6.7.18). En sistema de vigas superpuestas - existe interacción vertical siempre que la rigidez vaya decreciendo y permita que unas vigas carguen sobre las inferiores. En el caso de rigidez creciente las vigas mas rígidas flectan menos y se despegan de las inferiores, no existiendo por tanto transmisión de cargas y trabajando independientemente.

Para el primer caso, Obert y Duvall (1967) hacen las siguientes hipótesis:

- No existe rozamiento entre las vigas
- Todas las vigas flectan lo mismo en cada sección
- La carga que transmite cada viga a la inferior está uniformemente repartida
- Todas las vigas tienen la misma longitud entre los empotramientos de borde

Estas hipótesis son bastante discutibles, sobre todo la de transmisión uniforme de cargas, pero pueden aceptarse para una primera aproximación al problema.

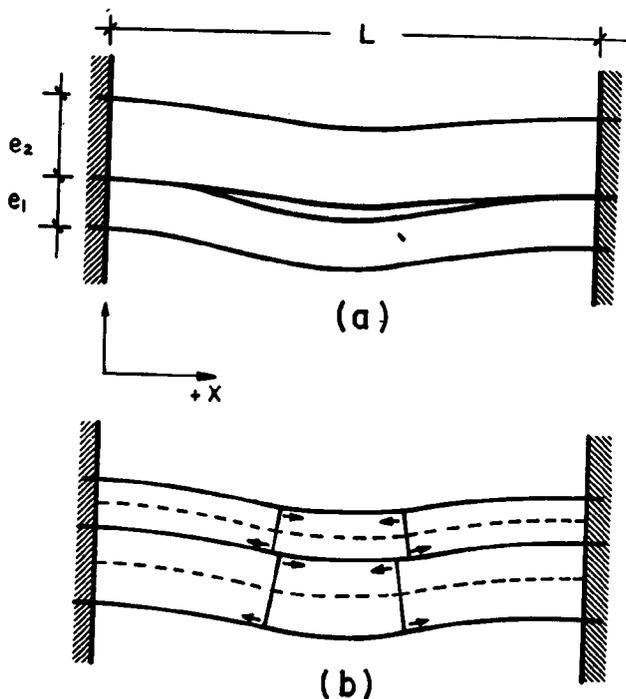


FIG. 6.7.18 - Modelo de flexión de vigas delgadas.

La deflexión del sistema de vigas de canto e_i viene dada por

$$\eta = \frac{\bar{\gamma}}{2 \bar{E}e^2} x^2 (L-x)^2$$

$$\text{siendo } \bar{\gamma} = \frac{\sum_i^{\kappa} \gamma_i e_i}{\sum_i^{\kappa} e_i} \quad \text{y} \quad \bar{E}e^2 = \frac{\sum_i^{\kappa} e_i E_i e_i^2}{\sum_i^{\kappa} e_i}$$

el peso específico ponderado y la rigidez ponderada respectivamente de las i vigas.

La situación tensional mas crítica corresponde a los empotramientos mientras que las máximas deflexiones se producen en el centro del vano.

En general

$$\eta = \frac{q x^2}{24 EI} (L-x)^2$$

$$M = \frac{-q}{12} (6x^2 - 6Lx + L^2)$$

$$Q = q \left(\frac{L}{2} - x \right)$$

siendo $q = \gamma_i e_i$ (para $b = 1$)

y los valores máximos

$$\eta_{\max} = \frac{\gamma L^4}{32 Ee^2} ; \tau_{\max} = \frac{3\gamma L}{4} ; \sigma_{\max} = \frac{\gamma L^2}{2e}$$

En el caso de trabajo en mensula transversal (existencia de una diaclasa previa paralela al eje de la galería) se tendría

$$M_{\max} = \frac{q L^2}{2}$$

$$\gamma \sigma_{\max} = \frac{\gamma e L^2}{2} \cdot \frac{6}{e^2} = \frac{3\gamma L^2}{2e}$$

es decir unas tensiones tres veces mayores que en el caso de viga biempotrada.

La existencia de agua en el techo modifica drásticamente las tensiones. Si es p_w la presión del agua, se obtiene

$$\sigma_{\max} = \frac{(\gamma e + p_w) L^2}{2 e^2} = \sigma_{\max,0} + \frac{p_w L^2}{2 e^2} \quad (\text{viga bien potrada})$$

$$\sigma_{\max} = \sigma_{\max,0} + \frac{3 p_w L^2}{2 e^2} \quad (\text{viga en mensula})$$

y como valores típicos de $\Delta \sigma_{\max}$ (en Kp/cm²) para el primer caso

p_w (t/m ²)	λ/e			
	20	10	5	2
0,10	2	0,50	0,12	0,02
0,50	10	2,50	0,62	0,10
1,00	20	5,00	1,25	0,20
1,50	30	7,50	1,88	0,30

siendo naturalmente 3 veces mayores para el segundo caso.

Se aprecian claramente los efectos de la lajosidad de las capas del techo, incluso para cargas de agua muy moderadas.

Resulta interesante comprobar la buena calidad de este sencillo modelo para predecir las caídas de bloques observadas (Figs. 6.7.19 a 6.7.24).

En efecto, adoptando el modelo de viga biempotrada - puede definirse una "resistencia a tracción operativa" que es la que mejor reproduce los bloques observados. Así pues, a efectos de proyecto puede predecirse la longitud l de bloque una vez conocida la potencia del techo inmediato introduciendo en la expresión

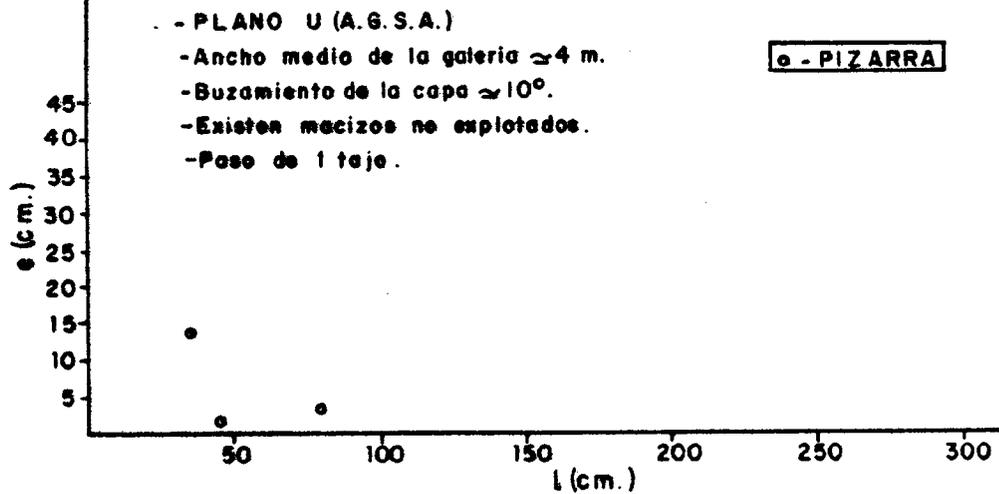
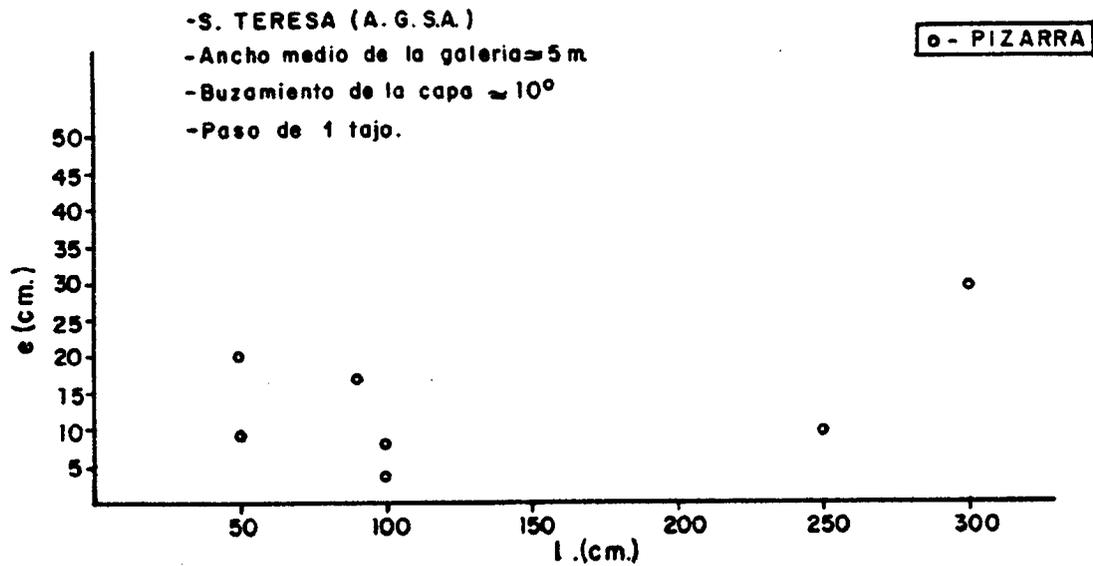


FIG.6.719 - RELACION l - e DE BLOQUES CAIDOS.

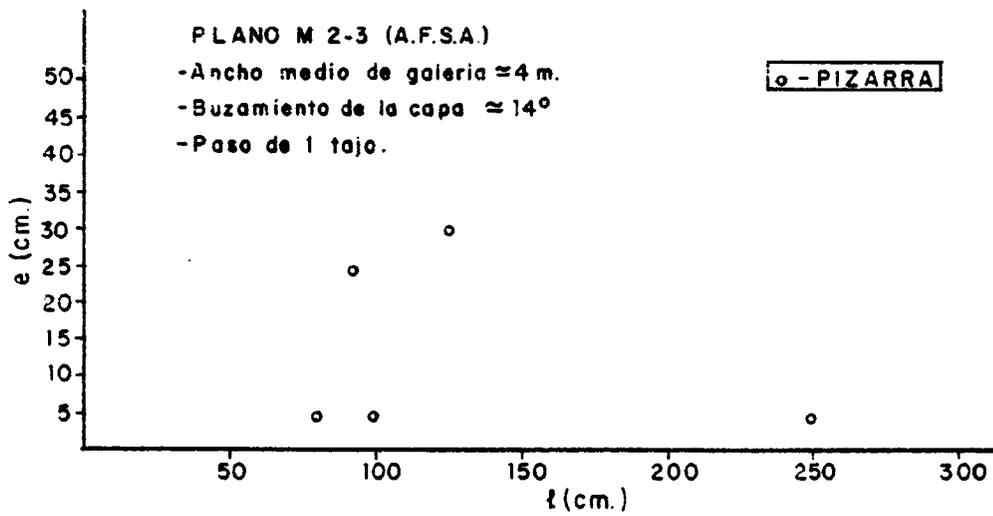
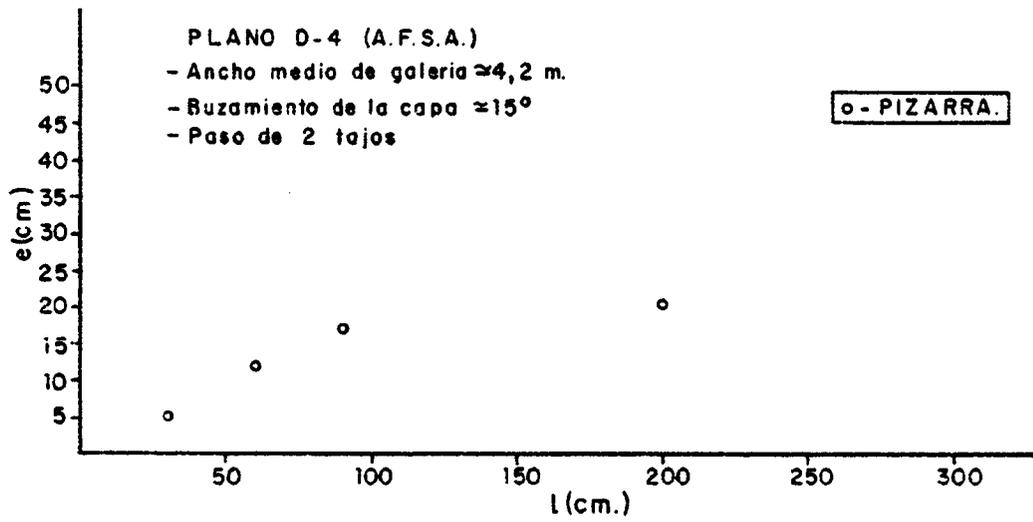


FIG.6.7.20 - RELACION l - e DE BLOQUES CAIDOS.

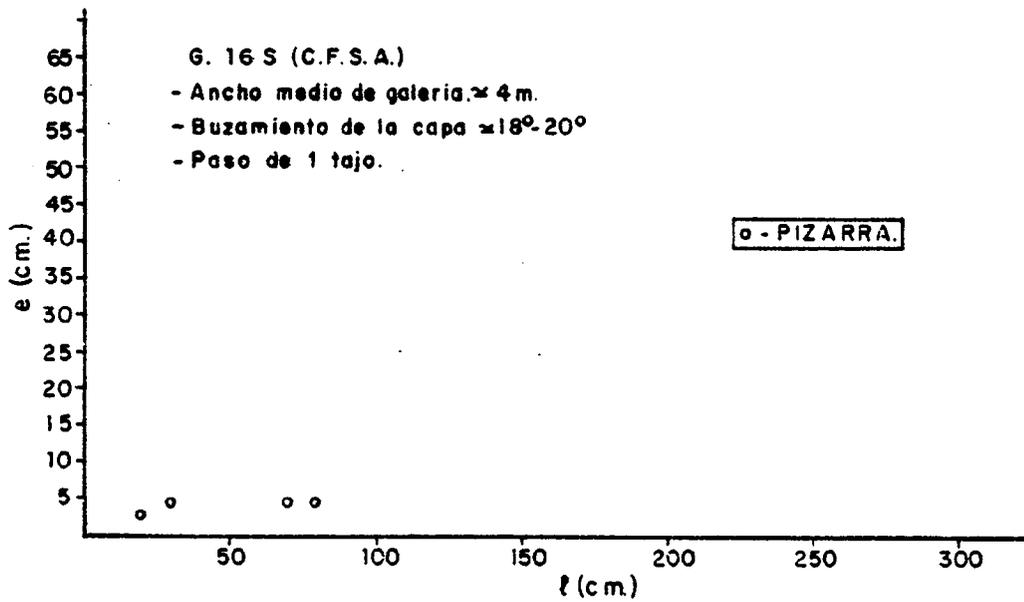
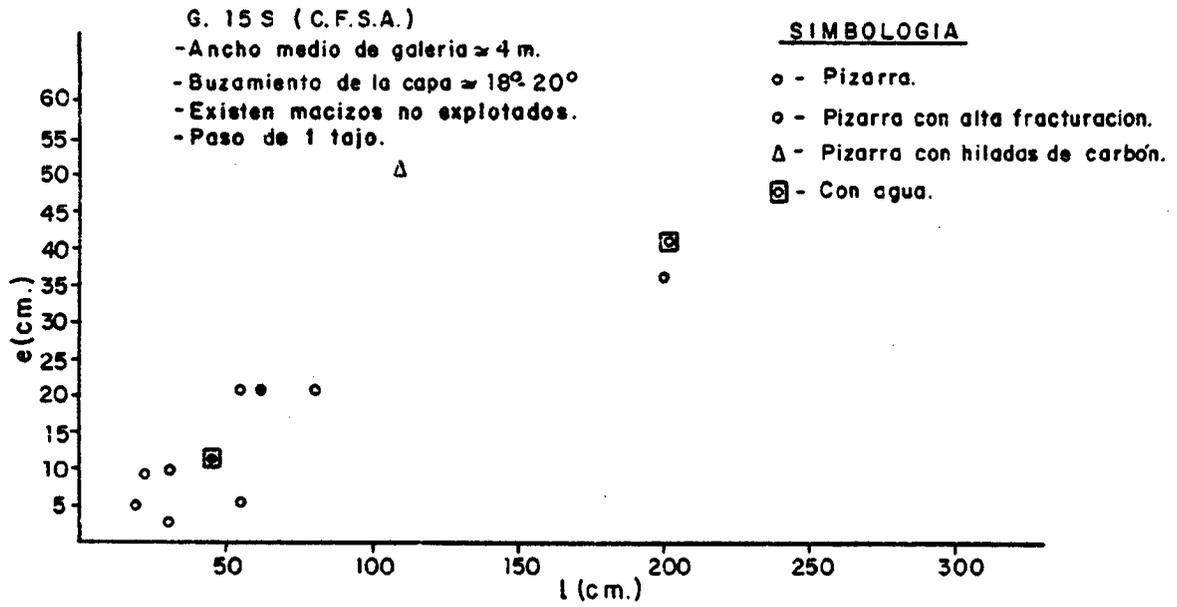


FIG. 6.7.21.- RELACION l - e DE BLOQUES CAIDOS

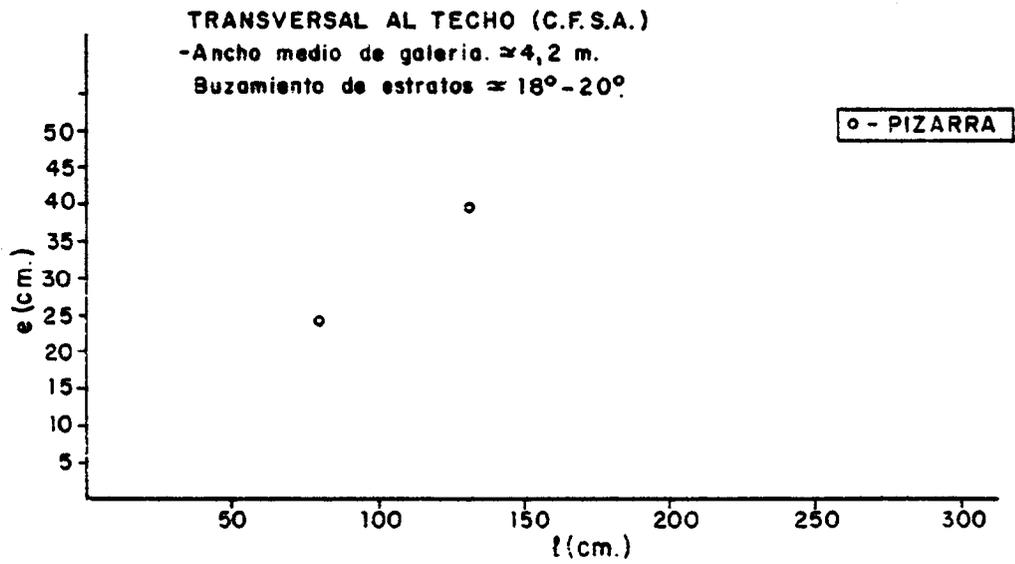
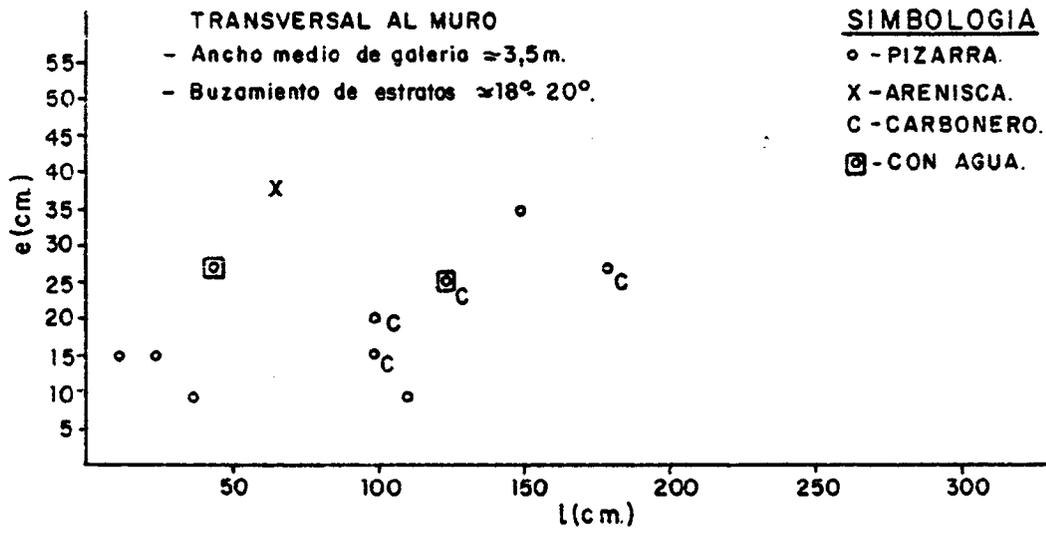
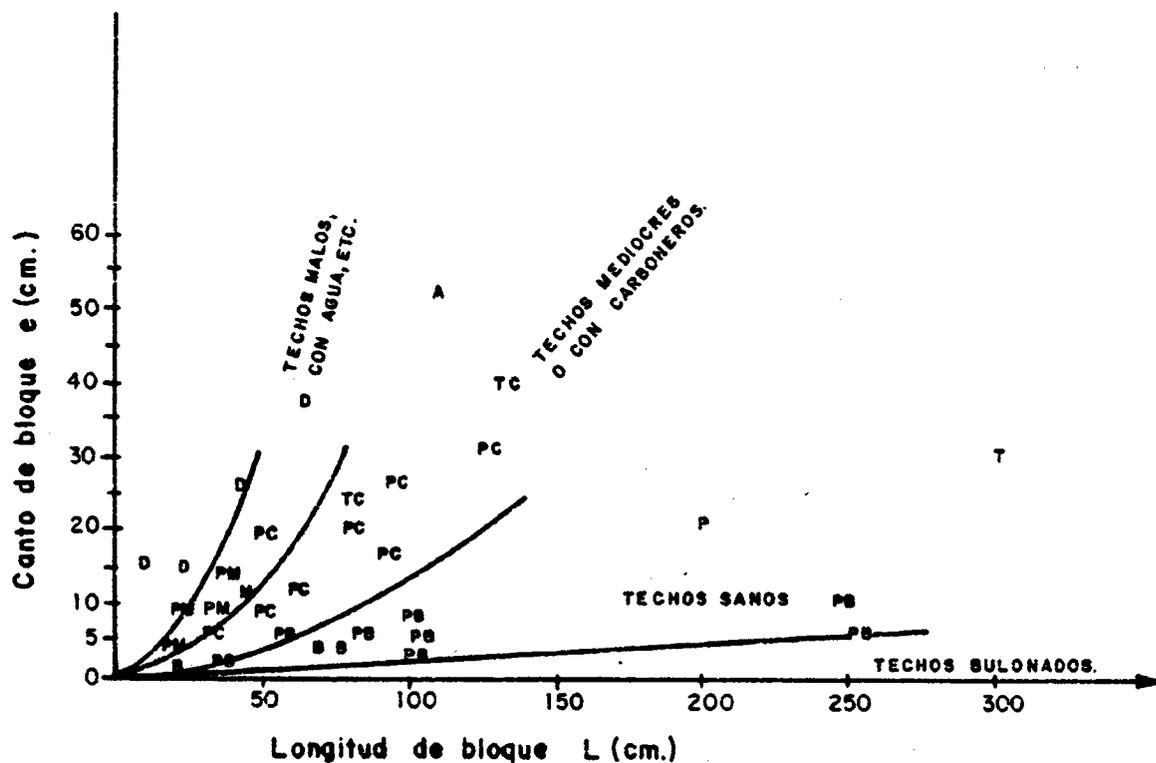


FIG. 6.7.22.- RELACION $l - e$ DE BLOQUES CAIDOS.



- T - TRANSVERSAL CORTANDO LA GALERIA.
- TC - ID. CON CARBONEROS EN LOS CONTACTOS.
- P - CAPAS PARALELAS AL TECHO { PM - MALA CALIDAD
PB - BUENA CALIDAD
- PC - ID. CON CARBONEROS.
- B - TECHOS BULONADOS
- A - TECHO CON AGUA.
- D - TECHO MUY DIACLASADO.

FIG. 6.7.23.- RELACION DE DIMENSIONES L-e PARA DISTINTOS TIPOS DE TECHOS.

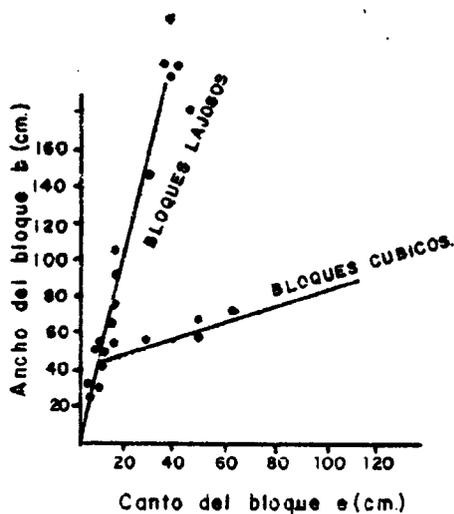


FIG. 6.7.24.- RELACION DE DIMENSIONES b-e.

$$l = \sqrt{\frac{2 e \sigma_t^*}{\gamma}}$$

siendo σ_t^* la resistencia a tracción operativa que se da en el Cuadro siguiente

<u>Tipo de techo inmediato</u>	<u>σ_t^* (t/m²)</u>
Roca sana no diaclasada	50-100
Roca sana con carboneros intercalados	10-5
Roca mediocre o diaclasada longitudinalmente	3-1
Presiones de agua	< 1

En la Fig.6.7.25 se ha representado la relación anterior para $\gamma = 2,7$. Es muy curioso que las curvas obtenidas coincidan con notable exactitud con la gama de valores experimentales de la Fig. 6.7.23,

Como ejemplo de aplicación podemos indicar que si se ha comprobado que el techo de una galería tiene como primera capa un espesor de 10 cm = e_1 y luego aparece un carbonero, podrá esperarse un bloque de longitud

$$l = \sqrt{\frac{2 \times 0,10 \times 10}{2,7}} = 0,86 \text{ m}$$

Con ayuda de la Fig.6.7.24 el ancho b sería de unos 0,55 m, con lo que el peso final resultaría de

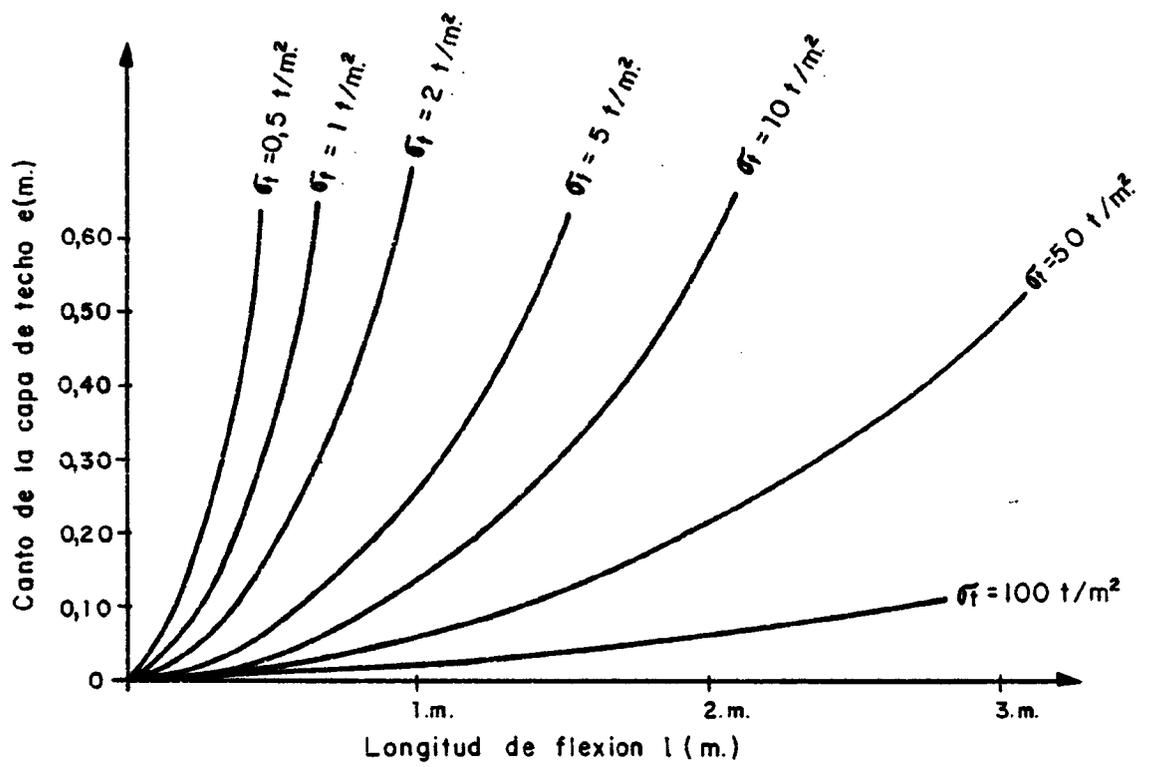


FIG. 6.7.25.- RELACION l - e SEGUN EL MODELO DE FLEXION DE VIGAS DELGADAS.

$$w = eb\gamma = 0,10 \times 0,55 \times 0,86 \times 2,7 = 128 \text{ Kg}$$

Adoptando un coeficiente de seguridad de 3

$$\bar{w} \approx 385 \text{ Kg}$$

Es decir, sería suficiente con un bulnaje sistemático con pernos de la mínima capacidad comercial (unas 2 t). Para anchos de galería de unos 4 m podrían presentarse unos 3 bloques, según la posición transversal por lo que habría que colocar unos 3 bulones por metro, espaciados unos 0,80 m en sentido longitudinal. Si la capa siguiente al eventual bloque fuera de potencia inferior a

$$e_2 = \frac{\gamma l_r^2}{2 \sigma_t^*} = \frac{2,7 \times 0,78^2}{2 \times 10} \approx 8 \text{ cm}$$

siendo l_r la luz libre a flexión que quedaría por encima del hueco dejado por el primer bloque, suponiendo un ángulo de acampanamiento $\alpha \approx 70^\circ$: $l_r = 1 - 2e_1 \text{ ctg } \alpha = 0,86 - 2 \times 0,1 \text{ ctg } 70^\circ = 0,78$, también podría desprenderse dicha capa y así sucesivamente hasta formarse una campana mas o menos alta.

Es evidente que en la formación de campanas interviene tanto la resistencia a flexión o corte longitudinal como la transversal, pero esta ya está implícita en las dimensiones b de bloques determinadas experimentalmente.

Es claro que en el caso de techos fisurados según el eje de la galería, la longitud de bloque no puede ser mayor que la distancia de la fisura al hastial, debiendo comprobarse esta limitación.

Por otra parte, en los techos con varios sistemas de fisuras o diaclasas es dudoso que pueda producirse un trabajo a flexión del techo, debiendo deducirse las necesidades de sostenimiento a partir de los bloques o cuñas definidos por la geometría de las diaclasas.

La presencia de agua es de muy difícil valoración salvo que se hagan medidas de presiones por encima del techo o estimaciones a partir de la red de niveles freáticos. Si se conoce p_w las fórmulas antes dadas permiten estimaciones análogas a las expuestas para terreno seco.

Hipótesis de arcos de dovelas

Cuando un techo formado por estratos relativamente potentes está fracturado por planos sensiblemente paralelos al eje de la galería, puede desprenderse o no según que se desarrolle o no un efecto arco al acuñarse unos bloques con otros. Este trabajo como arco adovelado requiere unos estribos firmes a los que transmitir empujes con pequeñas deformaciones. Si el estribo o hastial de la galería cede (por ejemplo por la explotación del tajo adyacente), los bloques se desprenden formándose la correspondiente campana.

Este efecto ya fue estudiado por Bucky en 1933 y posteriormente lo trataron Evans (1941) y Mohr (1954, 1963). Estos autores ya detectaron que la reacción necesaria para provocar el efecto arco es mayor en el caso de estratos delgados que en el de capas gruesas.

Posteriormente han profundizado en este comportamiento Wright (1972), Chugh (1977) y Potts et al. (1979). Se aprecia que los esfuerzos de compresión entre dovelas pueden

inducir en las mismas roturas oblicuas de corte que se manifiestan en el desprendimiento de lajas o incluso pandeo cuando las capas, delgadas, están sometidas a fuertes compresiones axiales (Fig. 6.7.26).

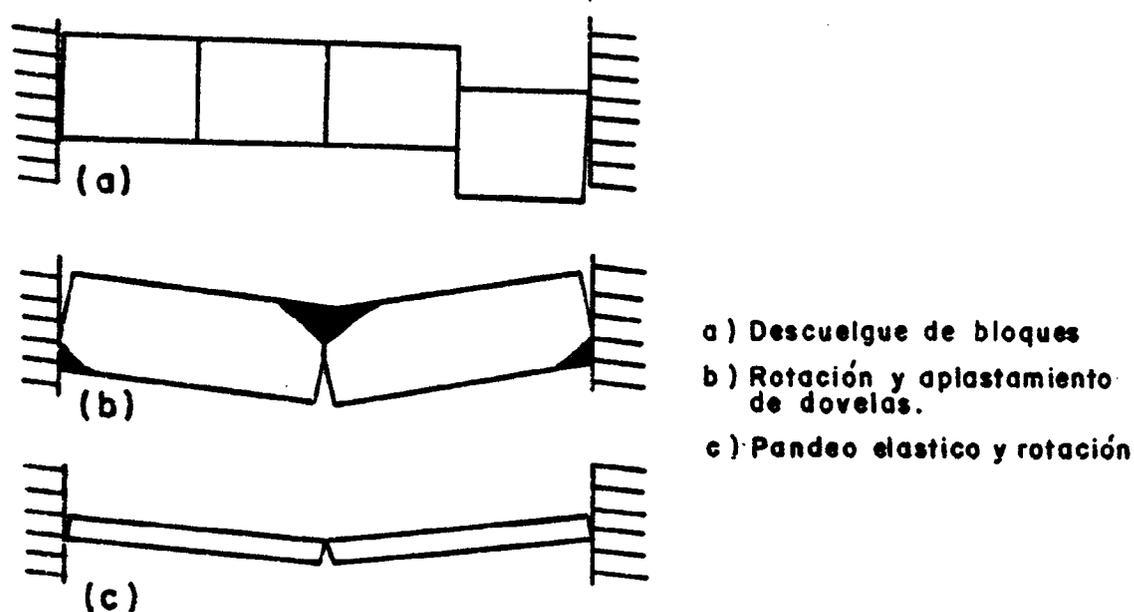


FIG. 6.7.26 - Roturas de techo (según Potts et al. 1979)

Aunque los datos publicados son difícilmente aplicables a otras circunstancias, puede servir de orientación la expresión, dada por Potts et al. (1979) para la resistencia de un arco de dovelas

$$R = 8000 \left(\frac{e}{B} \right)^{2,29} \quad \text{t/m}^2$$

la cual se ha representado en la Fig. 6.7.27.

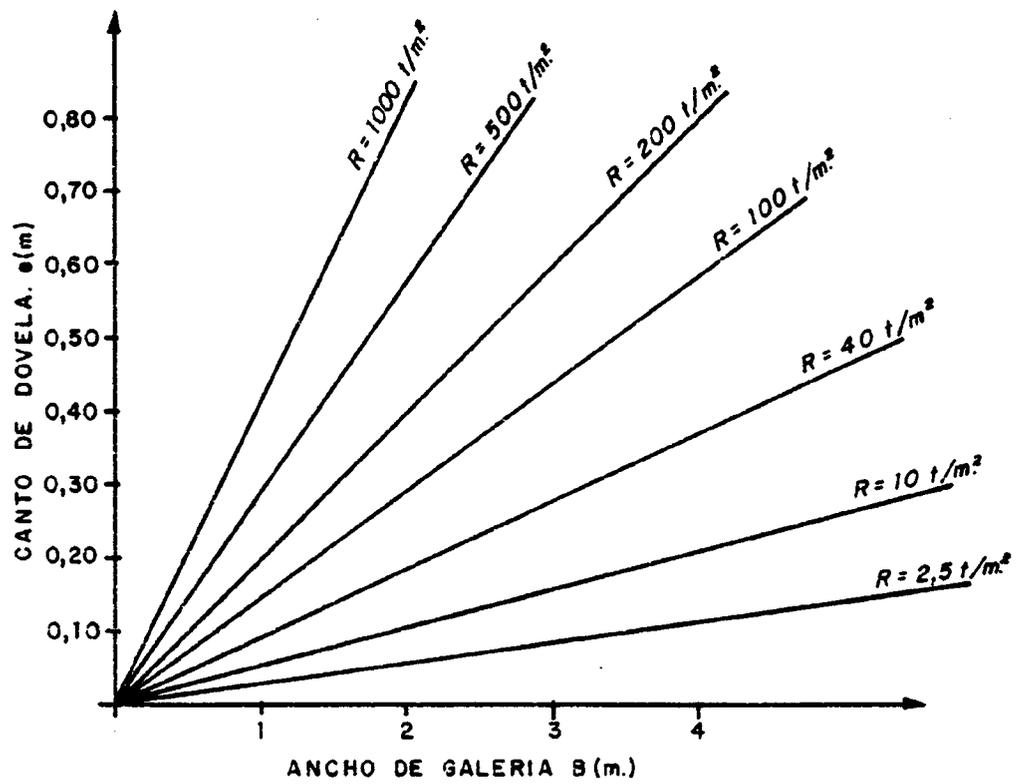


FIG. 6.7.27 - RESISTENCIA DE ARCOS DE DOVELAS.

Podría admitirse que la carga sobre el arco sea el peso de la altura de roca afectada por el hundimiento del tajo, relacionable a su vez con la expansión del techo.

La citada altura puede estimarse por fórmulas muy diversas como la de Wagner y Steijn

$$h = \frac{P_c}{K_1 \gamma} \left(\exp. \frac{k_1 \gamma S_m}{(k_1 - 1) P_c} - 1 \right)$$

siendo S_m = altura minada (m); K_1 = factor función de la expansión del techo; $\gamma = 2,7 \text{ t/m}^3$ y P_c = constante típica del material que para las pizarras vale 150 t/m^2 .

Para $S_m \approx 1 \text{ m}$ resulta

$h = 11 \text{ m}$	$(k = 1,10)$	$q = 30 \text{ t/m}^2$
$h = 7 \text{ m}$	$(k = 1,15)$	$q = 19 \text{ t/m}^2$
$h = 5 \text{ m}$	$(k = 1,20)$	$q = 14 \text{ t/m}^2$

Es decir que para alturas de capa moderadas ($\approx 1 \text{ m}$) y en la peor hipótesis de aflojamiento del techo, puede conseguirse que un techo fracturado en forma adovelada sea autoportante si la capa inferior es de la potencia siguiente

<u>Ancho B (m)</u>	<u>e (m)</u>
2	0,15
3	0,25
4	0,32
5	0,40

por supuesto en ausencia de presiones de agua y siempre que las distorsiones de estribos por asentamiento de las capas -

explotadas no lleguen a desorganizar el arco.

Los citados valores también pueden servir de orientación respecto al espesor de capas a coser mediante bulones - cuando se quiera forzar el trabajo como arco de capas finamente estratificadas.

6.7.3.3 Otros factores

a) Entibación

Los esquemas de deformación y rotura antes comentados pueden verse modificados por la presencia de un sostenimiento, incluyendo en el mismo

- los cuadros o cerchas
- el enrachonado
- las llaves de borde de tajo
- el eventual relleno de los minados adyacentes

Estos elementos modifican la luz de flexión y las condiciones de apoyo del techo, transformándolo en una viga sobre apoyos elásticos o elastoplásticos cuyo tratamiento teórico, aunque posible, se escapa de los límites de este trabajo.

Resulta interesante sin embargo discutir la influencia de la rigidez de la entibación sobre el comportamiento final.

Es usual tomar como parámetro para definir la resistencia o rigidez de los cuadros el peso de acero por m^3 excavado o la resistencia por metro lineal de frente, lo cual constituye una simplificación que puede resultar excesiva por ejemplo si no se hace referencia a la forma de la galería.

Por otra parte la rigidez que ofrece un cuadro puede variar de forma sustancial según esté acuñado a la roca, el grado de apriete de las grapas o el apoyo encontrado en el muro. Por supuesto el problema se complica mucho mas cuando los cuadros se combinan con bulonaje o sistemas mixtos de entibación.

Siguiendo una filosofía análoga a la utilizada para caracterizar otras estructuras enterradas flexibles en problemas de interacción terreno-estructura, la rigidez del sistema debería expresarse mediante parámetros del tipo

$$S = \frac{M B^3}{E I} \quad (\text{flexibilidad}) \quad \text{o} \quad R = \frac{E I}{M B^3} \quad (\text{rigidez})$$

siendo M un módulo de deformación global del techo o del entorno de la entibación; B el ancho de la galería o su diámetro característico y EI la rigidez del cuadro.

Allgood (1972) define como flexibles a los sistemas con $S > 10^4$ o $R < 10^{-4}$.

Analicemos la gama de rigideces R que puede esperarse en la minería estudiada.

Módulos M del techo	[Techo muy fracturado, con agua, etc.	$M_1 = 8.000$	t/m^2
		Techo débil	$M_2 = 20.000$	t/m^2
		Techo intermedio	$M_3 = 60.000$	t/m^2
		Techo resistente, bulonado, etc.	$M_4 = 150.000$	t/m^2

EI _o de la entibación $m^2 t/m = mt$ (Cuadros a 1 m)	[<u>Cuadro</u>	<u>EI_o</u>
		TH 16,5	40
		TH 21	62
		TH 29	129
		Trab GI-120	170

Si la separación entre cuadros es \underline{s} , en lugar de 1 m, la rigidez de la entibación se obtendrá por EI_0/s .

En la práctica pueden encontrarse otras rigideces mayores por el empleo de pies derechos intermedios, combinaciones acero-madera, etc.

Por otra parte, aunque no se ha hecho distinción respecto a los cuadros trapezoidales su rigidez efectiva puede ser muy distinta de la de los cuadros circulares de inercia análoga.

Puede intentarse relacionar las rigideces así determinadas con las convergencias (1 ó 2 tajos), a partir de las medidas recogidas en las Figs.6.7.5- 7 y considerando una colocación y acañado correcto que asegure el deslizamiento de las grapas con cargas comparables a las de plastificación de la sección de acero.

Si consideramos la expresión de la rigidez

$$R = \frac{EI}{MB^3}$$

y se tiene en cuenta que, para la gama de cuadros usual, EI varía de 40 a 130 y B de 3 a 5 se ve que la relación EI/B^3 va como máximo de 0,32 a 4,8, si bien al ser lógico colocar cuadros mas robustos con luces mayores, la variación real va usualmente de 1,5 a 1,05, es decir la rigidez de la entibación varía muy poco e incluso parece que disminuye al ir a vanos mayores, al no existir en el mercado cuadros suficientemente robustos, si bien esto se corrige en parte disminuyendo la separación entre cuadros.

Por otra parte, el modulo de deformación del terreno M puede variar típicamente de 1 a 20, y muy frecuentemente de 1 a 10, con lo cual su influencia es muy superior a la de las eventuales entibaciones.

Estas consideraciones se aprecian con bastante claridad en la Fig.6.7.28 donde se constata que la rigidez del cuadro tiene una influencia mucho menor que la posible variación en la resistencia del techo.

Resulta así que un empeoramiento del techo puede hacer que aumenten mucho mas las convergencias de lo que podría reducir las la gama mas robusta de cuadros disponibles, concluyéndose erróneamente, como hacía KAMMER, que a mas acero mayor convergencia, y, en sentido contrario, una leve mejoría del techo (natural o mediante bulonado) puede ser mas eficaz que el refuerzo de los cuadros dentro de los límites usuales, aunque un observador no advertido puede atribuir la reducción de convergencias a la mayor robustez de la entibación.

Se tropieza además con la dificultad de cuantificar las variaciones resistentes del techo, lo cual echa por tierra los intentos de relacionar las convergencias con parámetros sencillos como el tipo de cuadro o el consumo de acero.

De la gama de valores de R obtenidos en la Fig.6.7.28 se deduce que incluso con los cuadros mas rígidos existentes en el mercado, en cuanto la galería es un poco ancha el sistema es flexible y por tanto sus deformaciones serán difícilmente controlables por la entibación.

Una dificultad de interpretación adicional es que en muchos casos el papel de la entibación es solo preventivo de

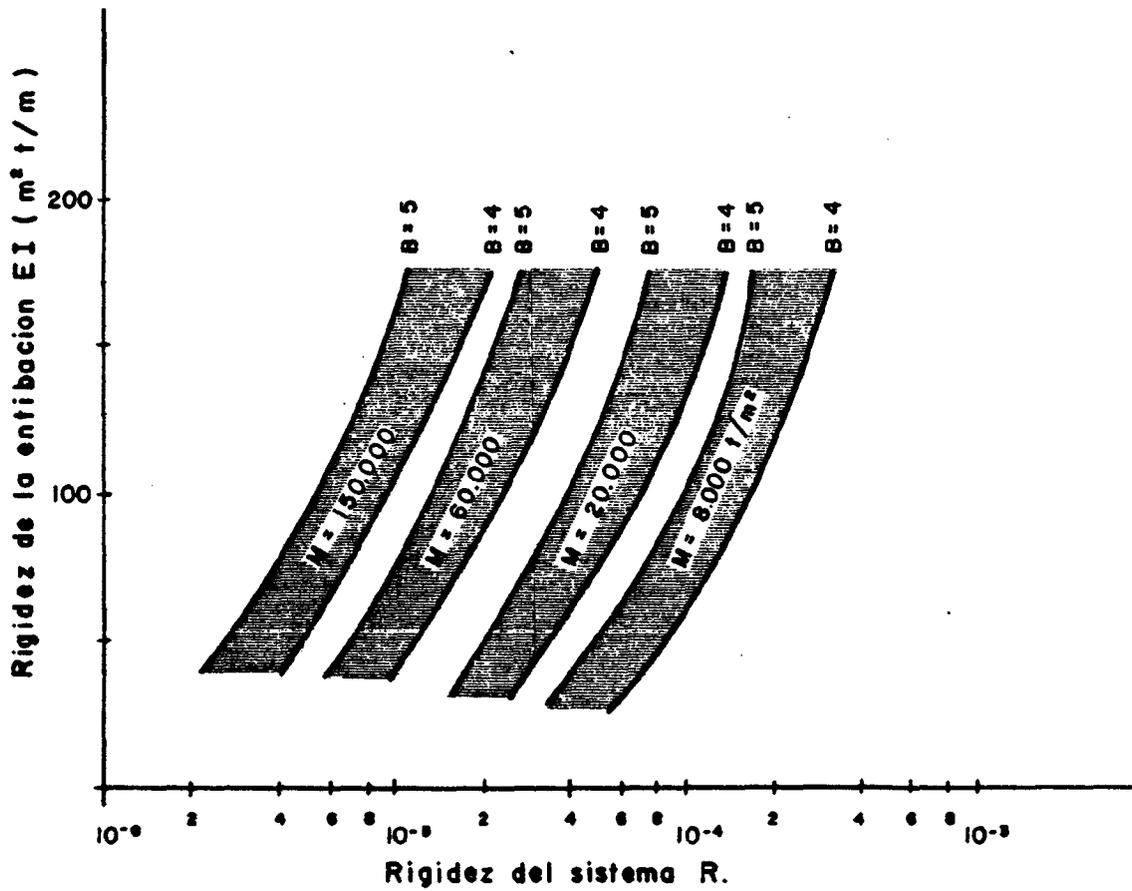


FIG. 6.7.28.-RELACION ENTRE LA RIGIDEZ DEL SISTEMA TECHO-ENTIBACION Y LA RIGIDEZ DE LOS CUADROS PARA DISTINTOS ANCHOS DE GALERIA B Y DISTINTOS MODULOS DE DEFORMACION DEL TECHO.

desprendimientos, con muy escasa influencia sobre el control de deformaciones del techo.

Con el fin de intentar una aproximación al problema se ha aplicado el anterior criterio de rigidez a las medidas de tres galerías, con los resultados que aparecen en la Fig. 6.7.29.

Parece que la correlación es clara, si bien aun existen algunos factores de dispersión.

En efecto, con fines comparativos se plantea la duda de si la convergencia es un parámetro claro para correlacionar medidas de distintas galerías. La respuesta y forma de trabajo de una entibación será muy diferente para una misma convergencia según la capa explotada sea de pequeña o gran potencia y según se hayan comprimido las llaves o el relleno (que en un análisis racional podría asimilarse a un EI colaborando con el de la entibación). Por esta razón creemos que solo son correlacionables galerías de análoga relación

$$\frac{h}{H} = \frac{\text{potencia de la capa explotada}}{\text{altura inicial de la galería}}$$

y cuya historia sea comparable, es decir que haya pasado el mismo número de tajos.

Introduciendo el necesario cribado de datos puede concluirse finalmente en relaciones del tipo de las que aparecen en la Fig. 6.7.30. Por supuesto estas relaciones variarían al tratarse de condiciones mineras distintas de las comprendidas en este estudio.

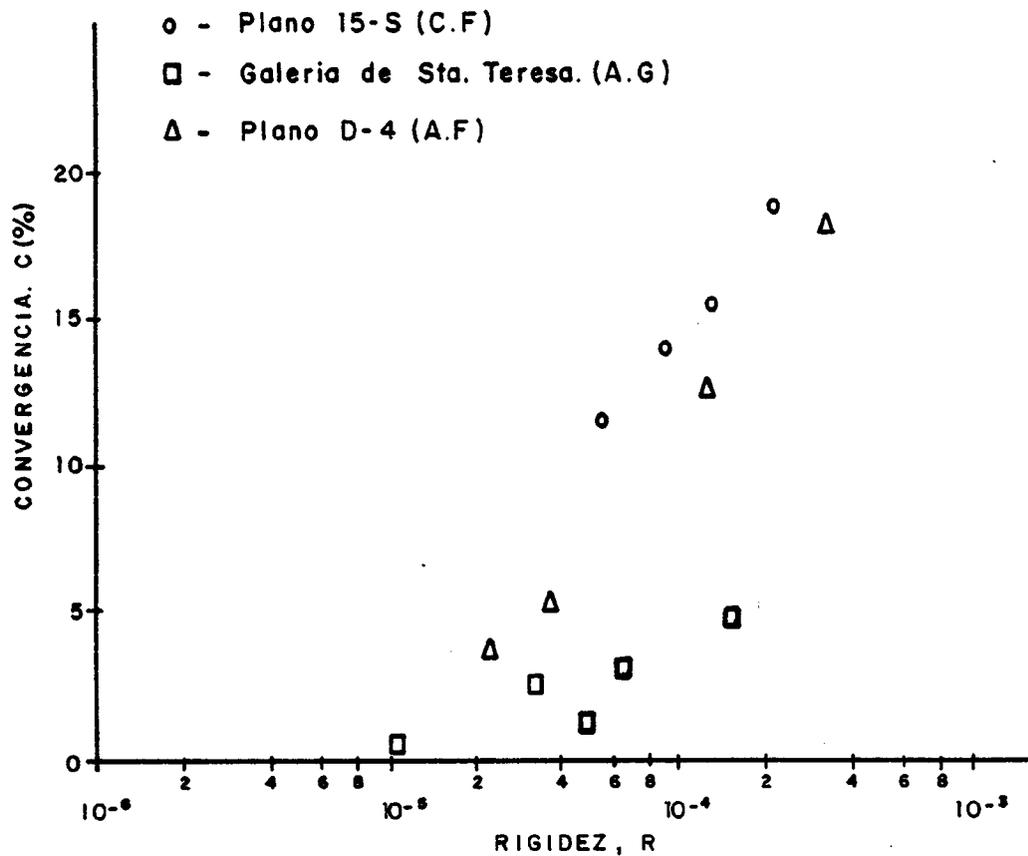


FIG. 6.7.29.-RELACION ENTRE LA RIGIDEZ DEL SISTEMA
 TECHO-ENTIBACION Y LAS CONVERGENCIAS
 MEDIDAS EN VARIAS GALERIAS.

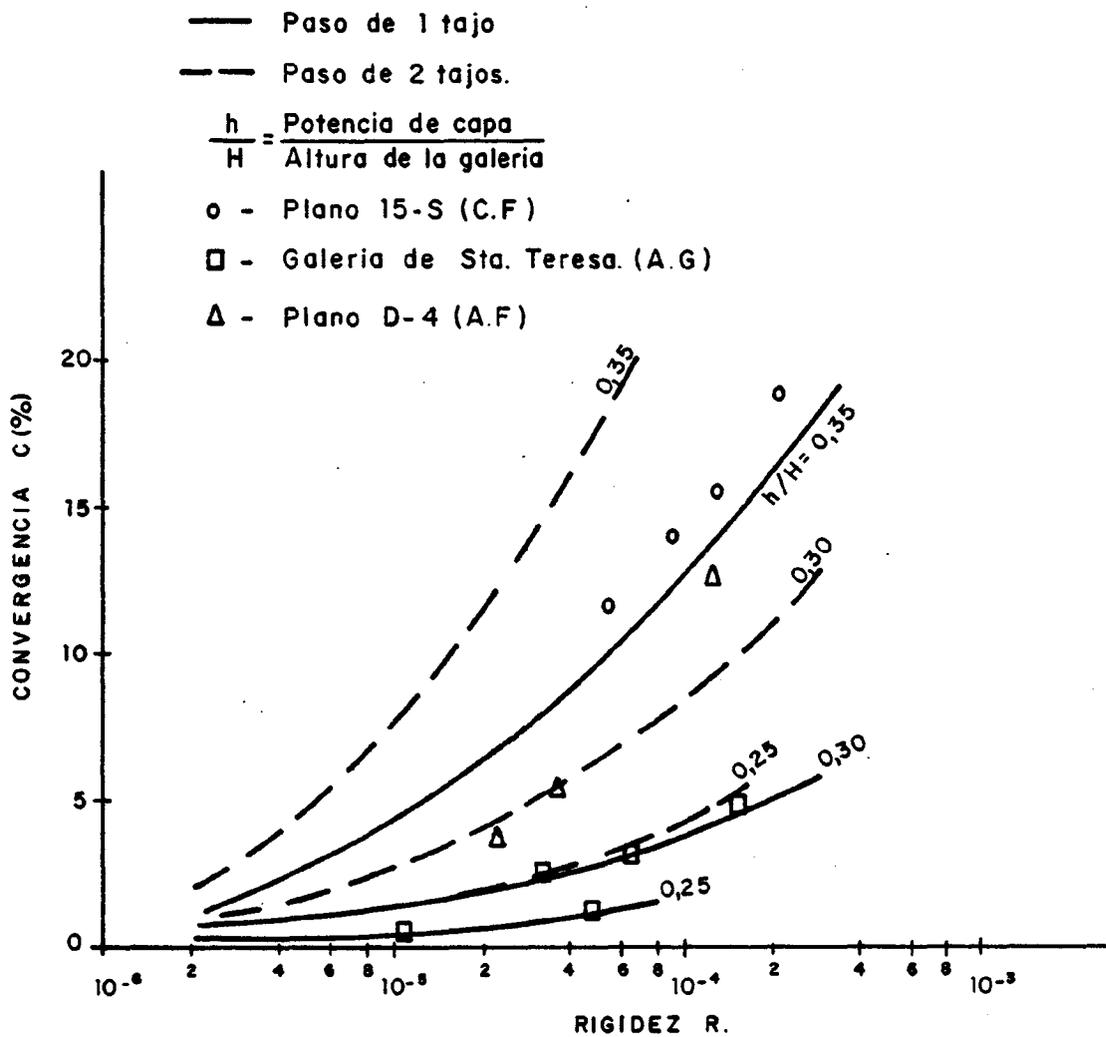


FIG. 6.7.30.- RELACION ESTIMADA ENTRE LA RIGIDEZ DEL SISTEMA TECHO-ENTIBACION Y LA CONVERGENCIA, PARA DISTINTAS RELACIONES h/H .

No se olvide que incluso dentro de una misma galería es muy difícil definir condiciones comparables debido a

- la marcada anisotropía y estratificación del terreno en el perímetro de una galería
- la discontinua y errática aplicación de cargas de contacto
- la rotación y distorsión del estado tensional así como la variación de resistencia del terreno a lo largo de la explotación
- la evolución de la rigidez estructural EI que suele definirse para niveles tensionales elásticos pero que varía considerablemente al producirse plastificaciones, distorsiones, pandeo u otros fenómenos de inestabilidad

b) Bulonado

La práctica extranjera y la consideración intuitiva de lo expuesto en el apartado anterior hacen que empiece a utilizarse con cierta profusión el bulonaje del techo en galerías de tajo.

Como es sabido los bulones ejercen dos tipos de efectos en un techo plano constituido por superposición de varios estratos relativamente delgados:

- Apoyo vertical, reduciendo las deflexiones bajo peso propio mediante anclaje a estratos profundos poco deformables.

- Mejora del rozamiento entre estratos gracias a las tensiones normales introducidas por los bulones y al efecto de cosido de los mismos.

Ambas formas de trabajo han sido profusamente tratadas en la literatura, por lo que no entraremos ahora en este tema.

Señalemos únicamente que, a la vista de lo expuesto anteriormente y a las observaciones efectuadas en las galerías objeto de este estudio, puede conseguirse un sostenimiento muy eficaz con un bulonaje somero, del orden de 1 bulón de pequeña resistencia cada 1-1,50 m² con longitudes de 1,50 a 2 m ya que, como hemos visto la calidad de la roca permite puentear las luces usuales creando vigas de techo del orden de 0,40 m ó incluso menores. En el caso de presiones hidrostáticas el esquema puede ser el mismo pero aumentando la resistencia de cada bulón en la carga de agua que le corresponda.

c) Empujes horizontales

Otro factor no considerado hasta aquí es el de las compresiones axiales de los estratos del techo. Estos esfuerzos pueden sufrir variaciones importantes a lo largo de la vida de la galería e incluso pasar a tracciones al hundirse los tajos adyacentes.

La estimación de las tensiones paralelas al techo reviste una considerable dificultad por lo que habitualmente se recurre a las soluciones obtenidas en condiciones isótropas por cálculos elásticos o de elementos finitos.

Ejemplos de distribuciones tensionales se dan en la adjunta Fig. 6.7.31 donde puede observarse el incremento de tensión debido a los efectos de esquina en galerías cuadradas.

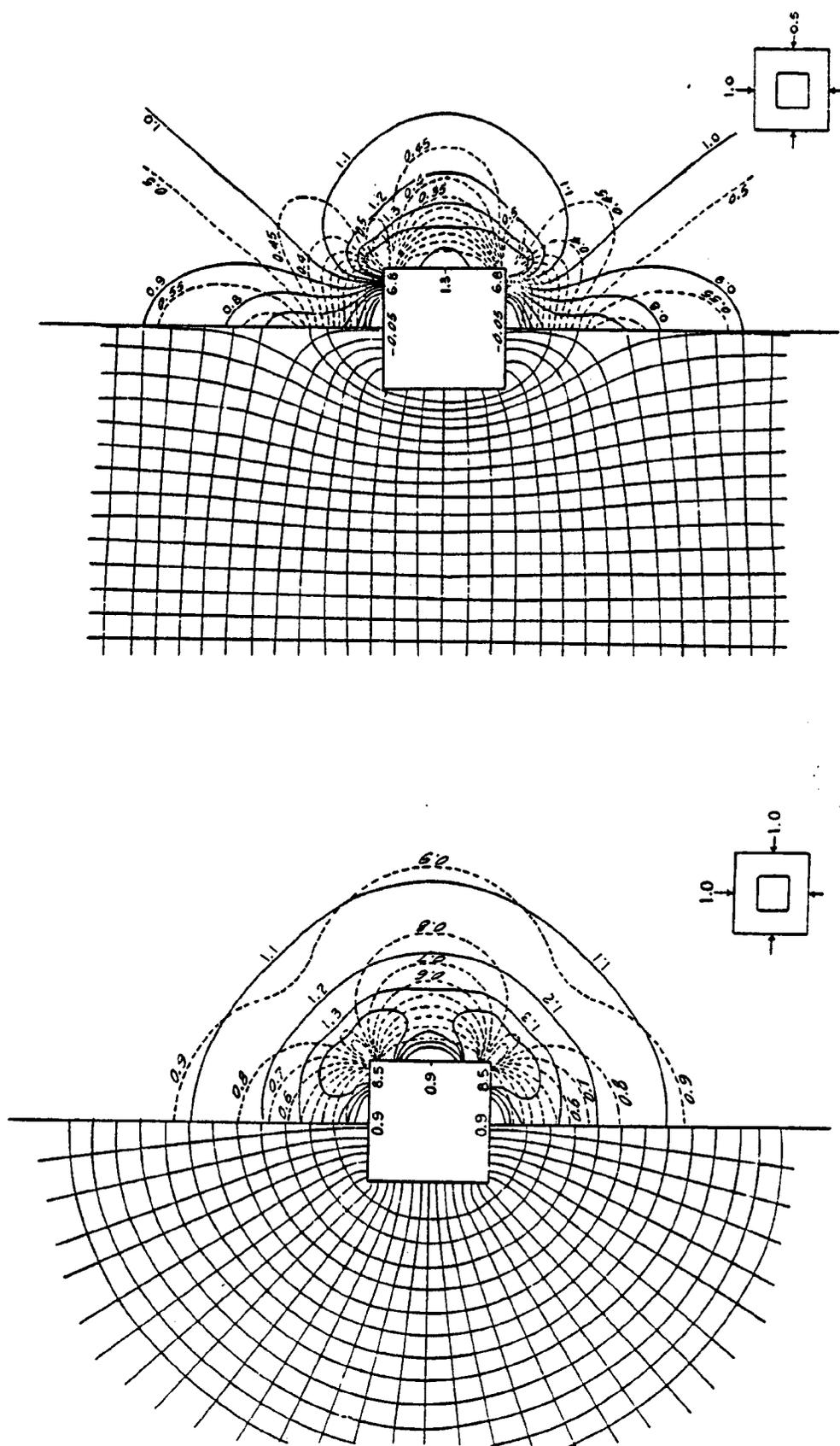


FIG. 6.7.31.- TENSIONES EN EL CONTORNO DE GALERIAS CUADRADAS.

El efecto de las compresiones es análogo al del pretensado de vigas, aumentando la capacidad resistente de las lajas de techo. Sin embargo un valor elevado de estas compresiones puede dar lugar al pandeo de los estratos.

La carga de pandeo puede estimarse a partir de las fórmulas de Euler

$$\sigma_p = \frac{\pi^2 \cdot E}{12 \left(\frac{l}{e}\right)^2}$$

siendo E el módulo de deformación que para el conjunto pizarra-arenisca puede tomarse de 80.000 Kp/cm². En el caso de techos delgados la relación l/e puede ser del orden de 60, con lo cual resulta

$$\sigma_p = \frac{80.000 \cdot \pi^2}{12 \times 60^2} = 18,3 \text{ Kp/cm}^2 = 183 \text{ t/m}^2$$

Es difícil prever el estado tensional en el entorno de una galería de tajo, pero en la hipótesis k = 1/3 la tensión horizontal de esquina puede estimarse en unas 3 veces la geostática, es decir que el pandeo se produciría a una profundidad de

$$h = \frac{183}{3 \times 2,5} = 25 \text{ m}$$

Ante este bajo valor cabe pensar que cuando el techo es hojoso se produce de hecho el pandeo en la fase de explotación, hasta que se equilibran las tensiones. Por otro lado es dudoso que la expresión de Euler represente adecuadamente el comportamiento de un conjunto de estratos delgados con una ligera adherencia de contacto por las condiciones estructurales previas.

6.7.3.4 Estabilidad de los hastiales

En las galerías estudiadas se han observado muy pocos fenómenos significativos de desconchado o "spalling" de las paredes, preferentemente localizados en las partes más débiles correspondientes al carbón. Así mismo en zonas deficientemente voladas quedan lajas débiles que se desprenden con facilidad.

Este comportamiento resulta lógico si se tienen en cuenta las moderadas profundidades y las resistencias de las rocas.

Para estados tensionales geostáticos homogéneos ($K = 1 = \sigma_h / \sigma_v$) la tensión máxima en hastiales puede variar de $0.9 \cdot \gamma \cdot z$ (galería cuadrada) a $3\gamma z$ (galería rectangular con $B \approx 2H$), lo cual daría

<u>z</u>	<u>σ_s (Kp/cm²)</u>
100 m	24,3 - 81,0
200 m	48,6 - 162,0
300 m	72,9 - 243,0
400 m	97,2 - 324,0
500 m	121,5 - 405,0

Las resistencias a compresión medidas en la antracita oscilan entre 120 y 260 Kp/cm². Por tratarse de zonas adyacentes a galerías o tajos puede esperarse que la resistencia de la roca intacta sea algo mayor. Por otra parte en zonas donde el carbón se fragmenta mediante voladuras la resistencia de los fragmentos, microfisurados, puede descender a unos 60 Kp/cm².

Debe tenerse en cuenta que, al tratarse de capas relativamente delgadas, el efecto de confinamiento de las rocas encajantes proporciona una resistencia triaxial superior a la derivada de la compresión simple. En el caso de zonas muy

cargadas el desprendimiento de la capa mas exterior del carbón transfiere cargas a zonas interiores con mayor confinamiento, alcanzándose fácilmente resistencia suficiente.

Para las galerías estudiadas resultan los estados tensionales teóricos que se reflejan en la Fig. 6.7.32. Como puede verse no son de esperar problemas en las explotaciones actuales de Antracitas de Gaiztarro, S.A. por su escasa profundidad, salvo que por las voladuras la resistencia del carbón se reduzca a menos de 50 Kp/cm². En Antracitas de Fabero se están alcanzando los límites inferiores de resistencia en los planos D-4 y M2/3, este muy profundo, si bien aún debe quedar suficiente reserva de resistencia a nivel general.

Las galerías 15S y 16S de Combustibles de Fabero ya tienen tensiones que superan las resistencias menores del carbón por lo que son lógicos los desconchados observados en algunas zonas de las citadas galerías.

6.7.3.5 Levantamiento del muro

En la predicción de comportamiento de las galerías y para la evaluación de convergencias deben estimarse los hinchamientos o levantamientos del muro a lo largo del periodo de medida.

Estas deformaciones, predominantemente verticales, pueden deberse a

- Flujo plástico hacia la cavidad creada
- Hinchamiento por absorción de agua en rocas conteniendo elementos de tipo arcilloso
- Rotura o pandeo de los estratos del muro.

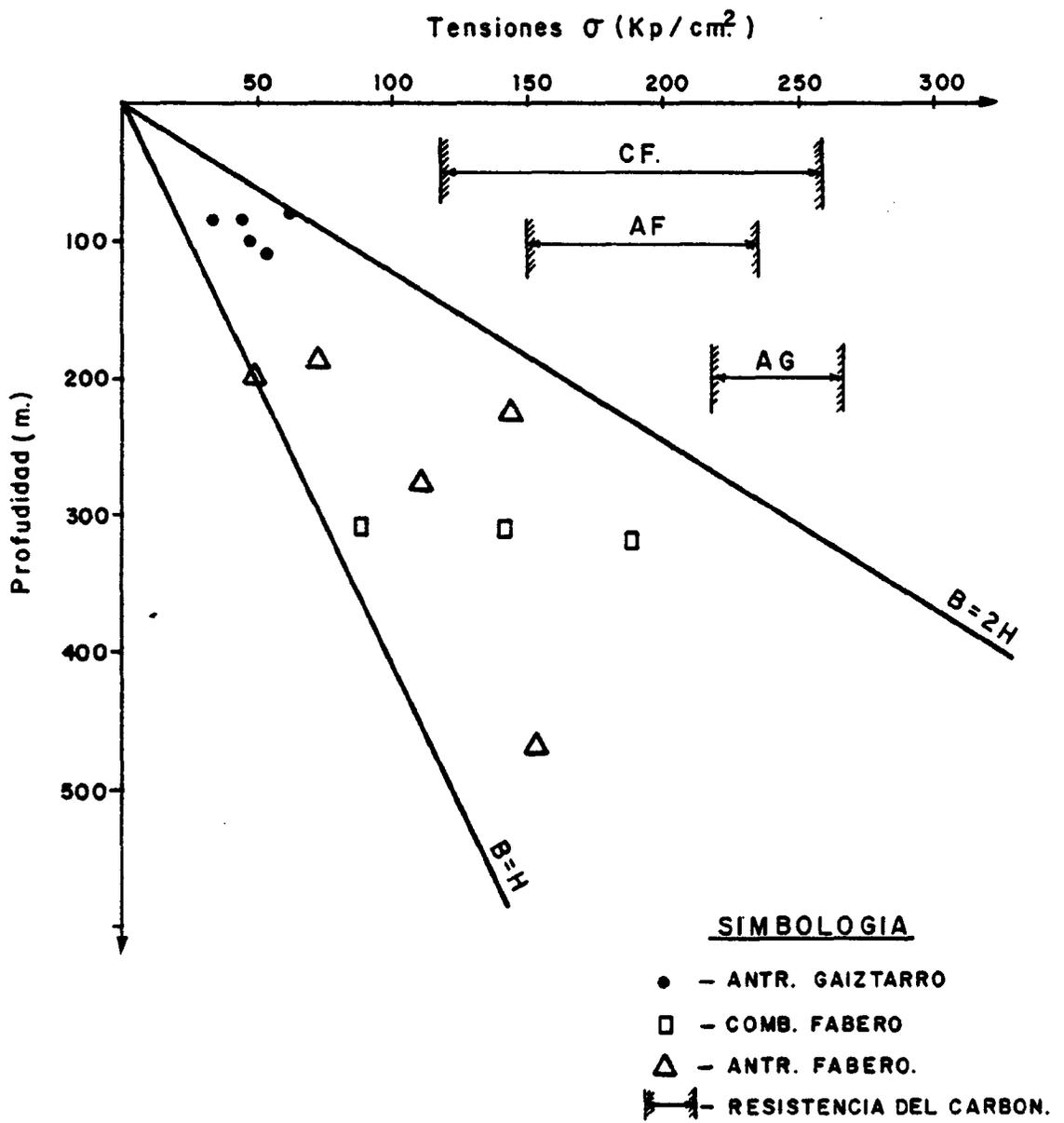


FIG.6.7.32.- ESTADOS TENSIONALES PREVISIBLES EN HASTIALES DE GALERIAS DE TAJO.

En los casos estudiados puede decirse que los hinchamientos han sido despreciables.

Ello se explica por la moderada profundidad de las explotaciones y la elevada resistencia de las rocas, no dándose condiciones para llegar a la plastificación del terreno.

Por otra parte los hinchamientos medidos en muestras de pizarra en el ensayo "Rock swelling test" han sido del 0,2 - 0,5%, en condiciones de inmersión completa. En galerías secas o con humedad ambiente es difícil que la humedad afecte a una capa de mas de unos pocos centímetros. Con agua circulando por el muro podría afectarse del orden de 0,50-1,00 m y únicamente en galerías largo tiempo inundadas podría pensarse en una saturación del orden del ancho (3-4 m). Incluso en este caso resultarían hinchamientos inferiores a 5-10 cm, los cuales resultan despreciables.

6.7.4 Previsión empírica de sostenimientos

Aunque en el Capítulo anterior se han establecido las bases para una definición racional de las necesidades de entibación, desde un punto de vista práctico es necesario disponer de una orientación mas directa que resuelva la problemática diaria, al menos hasta que se desarrolle un método teórico de fácil aplicación a nivel de explotación.

Es evidente que la estimación de las necesidades de entibación o sostenimiento constituye una fase importante del proyecto de una explotación. Sin embargo no siempre están claras las bases funcionales que debe cumplir dicho proyecto y que suelen enmarcarse en los aspectos siguientes:

- Mantenimiento de un gálibo mínimo para circulación de personas, instalaciones, ventilación, etc., reduciendo lo mas posible el estajado
- Condiciones aceptables de seguridad (concepto hasta ahora discutido y no reglamentado)
- Aprovechamiento óptimo de las entibaciones

Veamos a continuación los criterios prácticos mas utilizados y una posible sistematización a partir de consideraciones geomecánicas.

6.7.4.1 La práctica usual

Es necesario reconocer que en la minería del Bierzo, como en gran parte de la minería española, las entibaciones se colocan a partir de una compleja mezcla de intuición, experiencia local o personal y tradición minera. No por ello los resultados han sido malos o los accidentes frecuentes, lo cual da una idea de un grado importante de conservadurismo, asociado lógicamente a mayores costes de explotación.

Como todo método empírico su poder discriminante es escaso y se concreta en unos pocos modelos de actuación fácilmente asimilables, que se transmiten de unas explotaciones a otras sin mayor labor crítica. Quizá su generalización y sus buenos resultados son el principal obstáculo a cualquier refinamiento o ahorro, los cuales, por otra parte serían muy discutibles sin una evaluación seria y científica de los coeficientes de seguridad reales y de las solicitaciones estadísticamente previsibles.

Como resumen de las prácticas usuales puede considerarse lo indicado en el Cuadro n° 6.4.

Señalemos la tendencia actual, en las galerías de gran sección, al empleo de cuadros trapezoidales, eventualmente con intercalación de pies derechos.

Por otra parte aun se conservan en algunas zonas las portadas de madera acuñadas a media altura en el muro de la capa de carbón.

En otro sentido ya comienza a preverse la introducción de cuadros mas robustos que el TH-29, lo cual tiene, a nuestro juicio, escasa justificación para las condiciones de la minería estudiada.

6.7.4.2 Control de bloques

Además del criterio de limitar el gálibo o la convergencia final, un criterio de seguridad básico es que el riesgo de desprendimiento de bloques que puedan causar accidentes graves sea mínimo.

El análisis de este riesgo debería hacerse evidentemente desde un punto de vista probalístico, teniendo en cuenta la frecuencia de circulación de personas por la galería y la probabilidad de presentación de condiciones del techo, naturales o provocadas por la explotación, que impliquen caída de bloques.

Las vigentes normas de seguridad no especifican un bloque mínimo peligroso ni el riesgo tolerable, sino mas bien la frecuencia mínima de entibación y en algunos casos la resistencia de la misma.

**CUADRO 6.4.- PRACTICAS DE ENTIBACION USUALES
EN LA MINERIA DEL BIERZO ***

TIPO DE MACIZO	ANCHO DE LA GALERIA B (m)					
	2,50 a 3,80			3,80 a 5,00		
	CUADROS		BULONAJE (1)	CUADROS		BULONAJE
TIPO	S(m)	TIPO		S(m)		
Rocas sanas	TH-16,5	1	Alt. 1 b/m ²	TH-16,5	1	Compl. 1 b/m ²
Rocas poco fracturadas y secas	TH-16,5 o C.T. MP	1	Compl. 1 b/m ²	TH-21 C.T. MP	1	Compl. 1 b/m ²
Rocas lajosas o fracturadas, sin agua	TH-21 SP-MS	1	Compl. 1 b/m ²	TH-29 CT MP	1	Compl. 1 a 2 b/m ²
Rocas lajosas o muy fracturadas, o con agua abundante	TH-29 A -MS	0,8- 0,5	-	TH-29 Reforz. CT A-MC	0,5	-

s	=	separación entre cuadros
C.T.	=	cuadro metálico trapezoidal
A	=	arriostamiento entre cuadros
SP	=	separación de cuadros
MP	=	enranchado ocasional
MS	=	enranchado completo de la sección y sistemático.
MC	=	enranchado reforzado con castilletes.

(*) Entibación final, capas delgadas (< 1,50 m) echadas y profundidades menores de 450 m. Llaves de madera de 9 puntos, continuas o semicontinuas. No aplicable a anchurones, cruces o puntos singulares.

(1) Alternativo a los cuadros (o previo al paso del tajo) o complementario de los cuadros.

Podría admitirse que las entibaciones actualmente empleadas en el Bierzo son suficientes ya que no se conocen prácticamente accidentes por desprendimientos en el trazaje normal. Se ignora, sin embargo, el grado de sobredimensionado que llevan implícitas dichas entibaciones.

En este trabajo se ha hecho un somero estudio de los bloques desprendidos en las distintas galerías, unas veces encontrados en el piso de las mismas y otras descansando sobre los cuadros. En cualquier caso, es evidente que el inventario realizado es incompleto ya que los bloques procedentes de campanas enrachonadas o que pudieran estorbar a la circulación normal son rápidamente troceados o apartados por los propios mineros. Los datos obtenidos pueden servir, sin embargo, como orientación útil.

En general se trata de bloques muy lajosos, como corresponde a la naturaleza del techo, con dimensiones típicas

Longitud transversal			
a la galería	20 - 120 cm	=	l
Canto	2 - 40 cm	=	e
Longitud según el eje			
de la galería	20 - 220 cm	=	b

En las Figs. 6.7.19 a 22 se recogen las dimensiones de bloques medidas en las distintas galerías.

Como resumen se han representado en las Figs. 6.7.23 y 6.7.24 el conjunto de los puntos diferenciándolos de forma aproximada según la naturaleza del techo inmediato.

En una apreciación preliminar podrían tomarse como valores representativos los siguientes:

TC-Techos competentes $e \approx 0,1$ l y $b \approx 3$ e con $\{2 \leq e \leq 15$ cm

TD-Techos deficientes $e \approx 0,2$ l y $b \approx 1,5$ e con $\{5 \leq e \leq 40$ cm

Se tendría, por tanto,

	<u>Volumen</u>	<u>Peso ($\gamma = 2,7$ t/m³)</u>
TC	30 e ³	0,5 ↔ 275 Kg
TD	8 e ³	2,7 ↔ 1380 Kg

Respecto al "bloque mínimo" puede apreciarse que incluso con la mínima separación razonable de cuadros (es decir - $S \approx 0,50$ m) no puede evitarse que se desprendan piedras de unos pocos kilogramos de peso que podrían llegar a ser mortales.

Por el contrario no parece lógico esperar, en este tipo de techos, bloques de peso superior a unas 2 toneladas, salvo en campanas accidentales, previas a la entibación o en anchurones. Incluso adoptando un coeficiente de seguridad razonable podría contarse a efectos de diseño con cargas localizadas de unas 5 toneladas por metro de galería, para anchos de galería de 4-5 m.

Esto contrasta notablemente con el criterio de Dortmund, habitualmente utilizado para la elección de cuadros TH, el cual supone un bloque de espesor igual a las 3/4 partes del ancho de

la galería B. Esto equivale a

$$w = \gamma B \times \frac{3}{4} B \times 1 \approx 2B^2 \text{ t/m}$$

o sea

<u>B</u>	<u>w</u>
1 m	2 t
2 m	8 t
3 m	18 t
4 m	32 t
5 m	50 t

Se aprecia por tanto un excesivo conservadurismo en el diseño por bloque máximo. No obstante en las galerías de tajo no es este criterio sino el de la presión desarrollada al hundir la capa el determinante, cuyo valor es habitualmente muy superior al del eventual bloque.

6.7.4.3 Adaptación de clasificaciones geomecánicas

La aparición en el campo de la Mecánica de Rocas de - diversos métodos de evaluación de la calidad y el comportamiento de los macizos rocosos frente a obras de túneles, taludes, etc. a partir de parámetros relativamente sencillos de determinar o estimar, ha llevado a una utilización masiva e indiscriminada de los mismos, incluso fuera de los campos de aplicación para los que se habían establecido.

La tentación era demasiado fuerte para que escaparan a este tratamiento las galerías de mina y así han aparecido en - nuestro país en los últimos años diversas publicaciones en las

que, con mejor o peor fortuna se aplicaban, una detrás de otra, las clasificaciones de Barton (1974), BIENIEAWSKI (1973-1979), WICKHAM et al. (1972), etc. si bien, en la mayoría de los casos, no se pasaba de una correlación entre índices o unas pesimistas conclusiones sobre la dispersión o dispersidad de los resultados respecto a la evidencia práctica.

No vamos a entrar en la ya manida discusión sobre las deficiencias inherentes a las clasificaciones geomecánicas, su limitada sensibilidad fuera del rango para el que se establecieron o su dudosa aplicación para cualquier geometría o tipo de roca. Artículos como el de Einstein et al. (Proc. Rapid. Excav. & Tunnelling, (Conf. Vol.1, 1979) son suficientemente ilustrativos al respecto.

Lo que si parece fuera de duda a nivel mundial es su escaso valor, por no decir su inaplicabilidad para la estimación de sostenimientos en galerías mineras, exceptuando quizá algunos planos o transversales de acceso. Las razones son múltiples:

- Ninguna de las clasificaciones existentes se ha basado en galerías de tajo, sino en túneles de carretera, cavernas, galerías hidráulicas, etc.
- La forma y sección de las galerías de mina, así como el tipo de roca caen muchas veces fuera del campo de los datos básicos de las citadas clasificaciones.
- Las galerías de tajo evolucionan de manera notable a lo largo de la explotación por hundimiento de las capas, fracturación del techo, etc., por lo cual no tiene sentido estimar el sostenimiento definitivo a partir de la evaluación de una

situación inicial totalmente diferente. Esta consideración es fundamental a nuestro juicio.

- En Minería existen importantes problemas de interacción entre galerías, fenómenos generalizados de subsidencia, etc. que no han sido contemplados en las clasificaciones.
- Las combinaciones de profundidades, fenómenos tectónicos, rocas blandas, etc., típicas de muchas explotaciones, caen fuera de la casuística usualmente considerada en la elaboración de las clasificaciones existentes.

Por otro lado, los estándares de seguridad, mantenimiento de gálibos y vida útil de las galerías son muy diferentes de los utilizados en obras civiles o instalaciones subterráneas permanentes.

No debemos concluir, sin embargo, que no existe campo en Minería para las clasificaciones geomecánicas. Digamos, por el contrario, que aún no se ha elaborado una clasificación basada en galerías de mina y aplicable a las mismas, aunque ya empiezan a esbozarse algunos intentos de corregir las clasificaciones existentes para adaptarlas a la Minería.

Creemos sin embargo, que deben cambiarse las bases de partida, considerando la fenomenología y comportamiento real de las galerías de tajo, e introduciendo nuevos parámetros.

Para ilustrar la viabilidad de esta aproximación se ha elaborado una sencilla formulación que modela de forma satisfactoria la mayor parte de los datos obtenidos en este estudio,

pero cuya validez habría que comprobar para otras circunstancias diferentes antes de aplicarla.

Es evidente que podría desarrollarse una clasificación geomecánica de "estado final", evaluando la evolución o degradación del terreno como consecuencia de las labores mineras. Por supuesto las dificultades serían muy grandes si se pretendiera incluir el efecto de acciones no inmediatas en el tiempo o el espacio como la interacción entre galerías de distintos pisos o la fracturación y permeabilidad mayorada asociadas con la explotación de grandes macizos.

Para ilustrar la metodología de una clasificación de este tipo hemos analizado la aplicabilidad de la clasificación de Barton (Fig. 6.7.33) a la minería del Bierzo y concretamente a las galerías comprendidas en este trabajo. La aplicación a minas de otras características debería enfocarse de otro modo o con otros parámetros, como profundidad, pendiente de las capas, etc. pero la filosofía general podría mantenerse sobre las mismas bases.

Los puntos principales de esta clasificación modificada podrían ser:

- a) La degradación del techo por el paso de los tajos. Puede cuantificarse a través de un RQD minorado: RQD*. (Cabe admitir que la degradación será tanto mayor cuanto mas grande sea la potencia de la capa explotada y por tanto la convergencia (en igualdad de condiciones de relleno, llaves, etc). Este parámetro podría evaluarse tal como se indica en la Fig. 6.7.34).

$$Q = \frac{R Q D}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Estimación de parámetros que intervienen en el índice Q (simplificado de Barton et al. 1974)

Índice de diaclasado J_a (*)		Índice de rugosidad J_r	
Roca masiva	0,5-1,0	Diaclasas rellenas	1
Una familia de diaclasas	2	Diaclasas limpias (*)	
Id. con otras diaclasas ocasionales	3	— Discontinuas	4
Dos familias de diaclasas	4	— Onduladas, rugosas	3
Id. con otras diaclasas ocasionales	6	— Onduladas, lisas	2
Tres familias de diaclasas	9	— Planas, rugosas	1,5
Id. con otras diaclasas ocasionales	12	— Planas, lisas	1,0
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15	Lisos o espejos de falla	
Roca triturada	20	— Ondulados	1,5
		— Planos	0,5

(*) En embocaduras $2 \times J_a$

(*) O cuyas caras entran en contacto bajo la sollicitación

Índice de alteración J_a	Coefficiente reductor por la presencia de agua J_w	Presión de agua (Kg/cm^2)
Diaclasas de paredes sanas	0,75-1	Excavaciones secas o con < 5 l/min localmente
Ligera alteración	2,0	
Alteraciones arcillosas	4,0	Afluencia media con lavado de algunas diaclasas
Con detritus arenosos	4,0	
Con detritus arcillosos preconsolidados	6,0	Afluencia importante por diaclasas limpias.
Id. poco consolidados	8,0	Id. con deslavado de diaclasas
Id. expansivos	8-12	
Milonitos de roca y arcilla	6-12	Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo.
Milonitos de arcilla limosa	5	
Milonitos arcillosos-gruesos	10-20	Id. mantenida

Parámetro SRF

— Zonas débiles:	
Multitud de zonas débiles o milonitos	10,0
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura ≤ 50 m)	5,0
Id. con cobertura > 50 m	2,5
Abundantes zonas débiles en roca competente	7,5
Zonas débiles aisladas en roca competente (c. ≤ 50 m)	5,0
Id. con c. > 50 m	2,5
Terreno en bloques muy fracturado	5,0
— Roca competente:	
Pequeña cobertura	2,5
Cobertura media	1,0
Gran cobertura	0,5-2,0
— Terreno fluyente:	
Con bajas presiones	5-10
Con altas presiones	10-20
— Terreno expansivo:	
Con presión de hinchamiento moderada	5-10
Con presión de hinchamiento alta	10-15

FIG. 6.7. 33

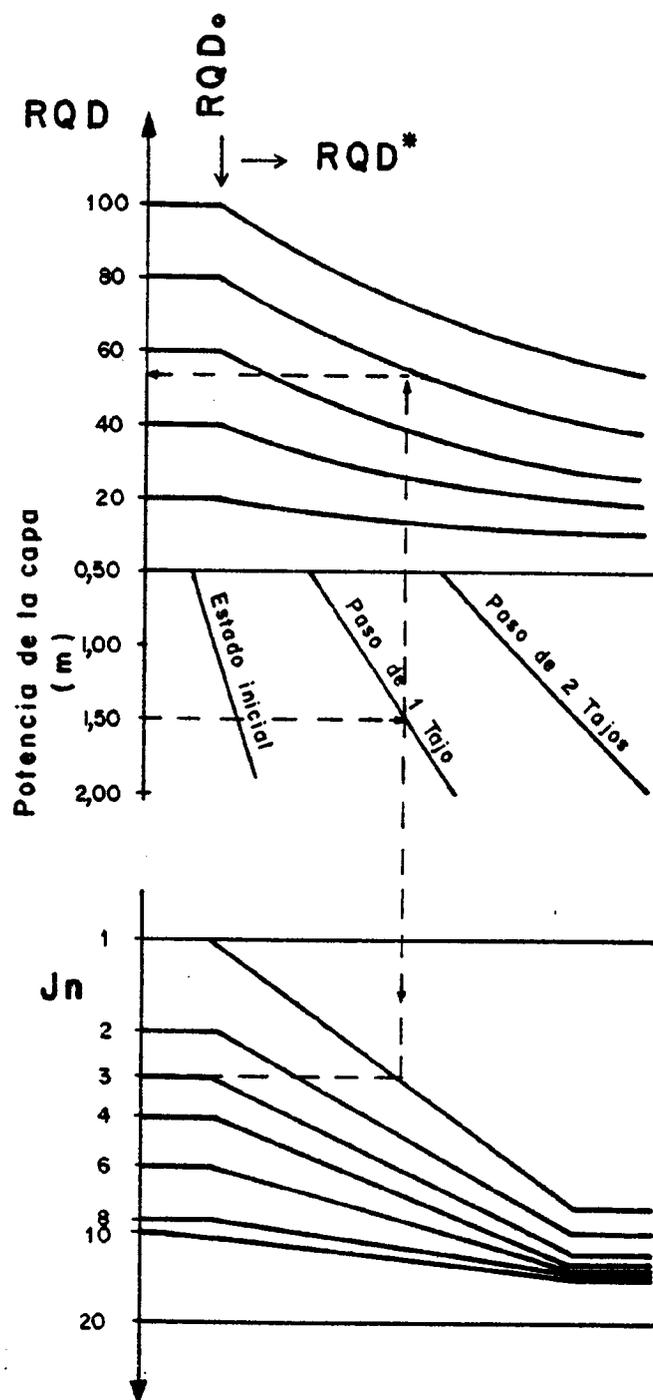


FIG.6.7.34.- NOMOGRAMA PARA LA OBTENCION DE LOS VALORES MODIFICADOS DE RQD y Jn.

- b) Los factores de clasificación deben corregirse en el sentido de peores calidades, fundamentalmente el índice de diaclasado J_n (ver Fig.6.7.33) y el de presencia de agua J_w (puede reducirse en un 10% por el paso de un tajo y en un 15% por el paso de dos. Puede esperarse que, los índices de rugosidad J_r y alteración J_a no varíen.
- c) Para la evaluación del índice Q^* (Q modificado) el parámetro SRF modificado puede obtenerse por

$$SRF^* = SRF \frac{RQD}{RQD^*}$$

Respecto al ESR se proponen los siguientes valores:

ESR = 1,5 para galerías normales con cuadros curvos.
 ESR = 0,8 para galerías con cuadros trapezoidales
 ESR = 1,2 para galerías con cuadros trapezoidales y un pie derecho intermedio

El cuadro final de estimación de sostenimientos se indica en la Fig. 6.7.35.

En dicho cuadro se ha marcado una "zona preventiva" en la que estrictamente no sería necesario sostenimiento pero en la cual, razones de seguridad respecto a caída de bloques, fallos localizados, etc., hacen aconsejable disponer una entibación ocasional o incluso continua.

A título de ejemplo diremos que la aplicación de este

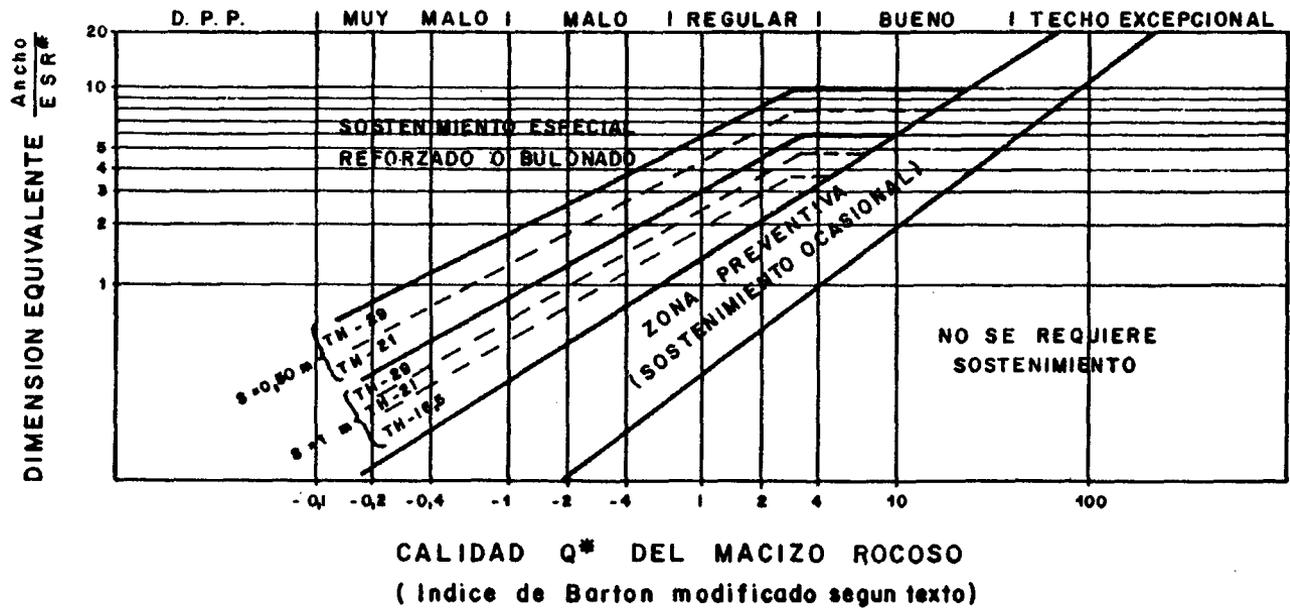


FIG.6.7.35 - NOMOGRAMA PARA LA ESTIMACION DE SOSTENIMIENTOS EN GALERIAS DE TAJO (MINERIA DEL BIERZO)

método a algunas de las galerías estudiadas ha arrojado los siguientes valores del índice Q:

<u>Galería</u>	<u>Q inicial</u>	<u>Q* (1 tajo)</u>	<u>Q* (2 tajos)</u>
AF - D4	12,5	-	2,8
AF - M23	5,0	1,25	-
AF - P78	4,0	-	0,36
AG - J81	0,20	0,05	-
AG - ST	51,40	8,4	-
AG - J5110	1,75	-	0,58
CF - 15S	1,33 - 0,74	0,38 - 0,18	-
CF - 16S	3 - 1,09	1,2 - 0,36	-

siendo clara la influencia de las labores y la degradación sufrida en la calidad del techo.

Insistimos en que lo expuesto constituye únicamente un ejemplo de enfoque racional del tema de las clasificaciones - geomecánicas, saliendo al paso del aberrante empleo de las mismas en los problemas mineros.

6.7.4.4 Estimación de convergencias

Siguiendo en la línea de las aproximaciones semiempíricas hemos tanteado la posibilidad de predecir deformaciones y convergencias a partir de parámetros fácilmente cuantificables in situ o estimables en fase de proyecto. Estos métodos pueden ajustarse con relativa sencillez a nuevas condiciones o incorporar la valiosa información obtenida en determinadas explotaciones, con el fin de mejorar el proyecto de nuevas galerías y tajos.

I) Hundimiento de la capa explotada

Proponemos una expresión del tipo

$$\Delta = \rho h (1 + \gamma^*) \phi \frac{N}{\tau}$$

siendo h = potencia de la capa

N = número de tajos explotados

y el resto de los parámetros, según se detalla a continuación:

 τ - Caracterización del techo

	τ	
	<u>Seco</u>	<u>Con agua</u>
T1 - Techo sano, en bancos gruesos	1,5	1
T2 - Techo algo fracturado o en bancos delgados	1	0,8
T3 - Techo muy fracturado, lajoso, con carboneros, etc.	0,9	0,7
T4 - Techo milonitizado, disgregado, fluyente, etc.	0,8	0,6

 ρ - Influencia de las llaves o relleno de la capa explotada

		ρ
-	Relleno compacto	0,1
-	Relleno flojo	0,6
-	Llaves de madera	
Antigüedad	1 año	0,30
	2 años	0,32
	3 años	0,35
	4 años	0,37
	5 años	0,40

γ^* Influencia del estado tensional

$$\text{Siendo } \gamma^* = \gamma \left(1 + \frac{1}{2} \text{tg } \beta \right) f \cdot \lambda$$

con β = buzamiento de la capa ($^\circ$)

f = factor tectónico:

	1	en terreno normal
	1,05	en terreno algo fallado
	1,20	en terreno muy fallado

λ = factor de posición de tajos respecto a la galería

	1,2	tajo por encima de la galería
	0,9	tajo por debajo de la galería

γ = factor de presión geostática, de valor

	0	- 0,03	para profundidades de 0 a 300 m
	0,03	- 0,1	para profundidades de 300 a 600 m
	0,1	- 0,2	para profundidades de 600 a 1000 m

 ϕ - Influencia de la forma de la galería

Se define un ancho efectivo de galería

$$B^* = B (1 + P)$$

siendo B el ancho real y P un factor que depende de la posición de la capa respecto de la galería

	<u>P</u>
Capa al techo	0,15
Capa a media altura	0,10
Capa al muro	0,05

El factor de forma se estima en

<u>B*/H</u>	<u>ϕ</u>
0,5	1,05
1,0	1,00
1,5	0,95
2,0	0,90
2,5	0,85

siendo H la altura de la galería.

II) Hundimiento del techo de la galería, δ

Es un porcentaje del hundimiento de la capa, es decir

$$\delta = \alpha \Delta$$

Una orientación respecto a los valores de α se daba en la Fig. 6.7.12 del Apartado 6.7.2.3.

Puede obtenerse también una aproximación al valor de α mediante una función del tipo siguiente

$$\alpha = r T (1 + t) w$$

siendo r un factor que depende de la rigidez del sistema entibación-terreno y que se da en la Fig. 6.7.36 para terreno T-2.

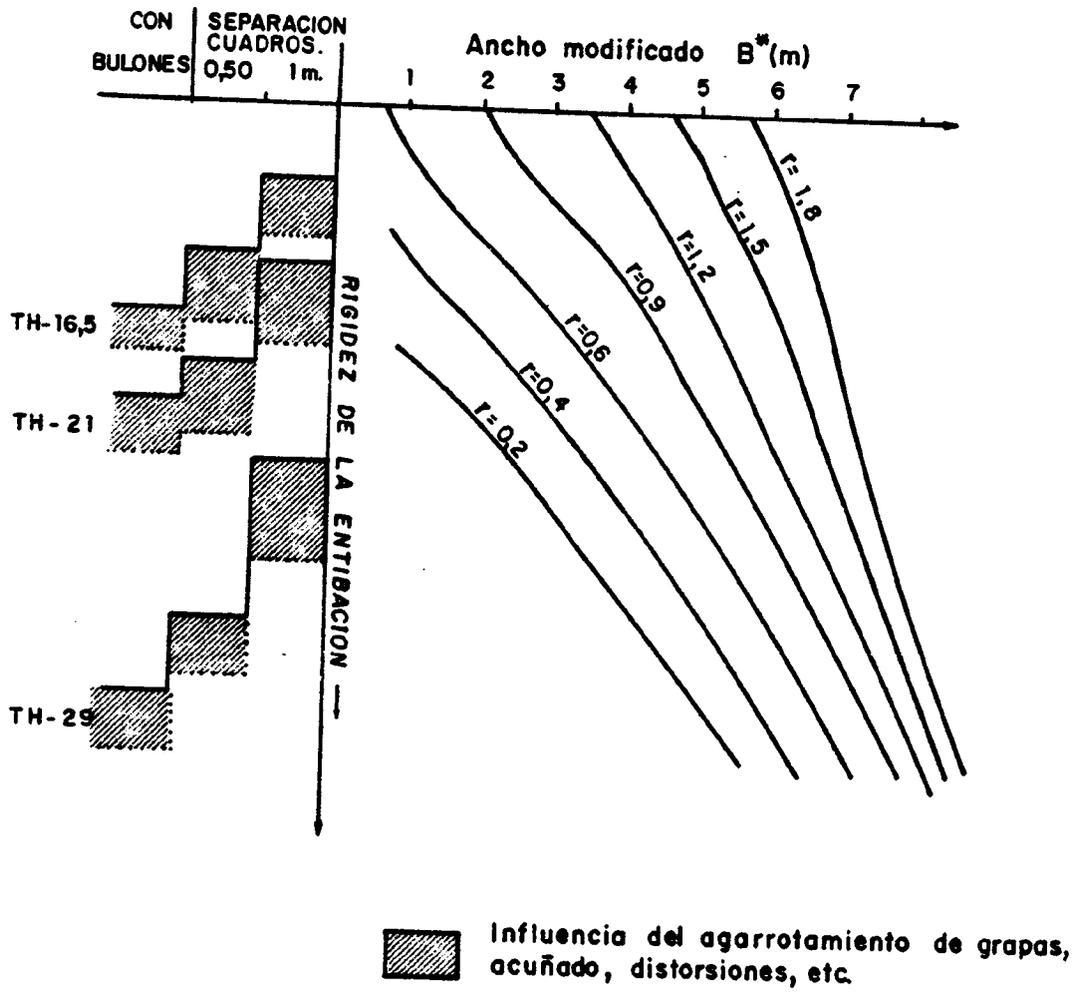


FIG.6.7.36 .VALORES DEL FACTOR DE RIGIDEZ r
PARA TERRENO T-2 Y PASO DE UN TAJO.

Para otros terrenos se debe multiplicar por el factor

T

<u>Terreno</u>	<u>T</u>
T-1	0,6
T-2	1,0
T-3	1,2
T-4	1,5

Para el paso de 2 tajos el factor t vale

<u>Terreno</u>	<u>t</u>
T-1	0,2
T-2	0,3
T-3	0,4
T-4	0,6

Si existe agua, se multiplica por el factor w siguientes

<u>Agua</u>	<u>T1</u>	<u>T2</u>	<u>T3</u>	<u>T4</u>
Nula	1	1	1	1
Poca	1	1,05	1,1	1,2
Media	1,05	1,1	1,2	1,4
Mucha	1,2	1,4	1,6	1,8

III) Convergencia estimada

$$\text{Convergencia final teórica estimada } C_t = \frac{\delta + m}{H}$$

siendo m un factor de levantamiento del muro, que puede tomar los valores siguientes:

<u>Muro</u>	<u>m</u>
Competente	0
Poco alterable	0,01 H
Alterable	0,03 H
Fluyente, expansivo, etc.	0,06 H

(para $z \leq 300$ m; para profundidades mayores tomar
 m. $(1 + \frac{z}{10000}))$

Por supuesto la convergencia "medible" puede ser bastante menor ya que en esta influyen las campanas o sobreexcavaciones no observables, el estajado, las correcciones o reperfilado del muro, etc.

7. RESUMEN Y CONCLUSIONES

El presente trabajo ha intentado obtener una visión global de los factores geomecánicos que inciden en la minería del carbón de las cuencas Fabero-Matarrosa y Alto Bierzo - Bierzo Oriental, abarcando tanto las labores de superficie como las subterráneas y las escombreras asociadas con ambas.

Las principales conclusiones del estudio pueden resumirse en la forma siguiente.

- Se ha abarcado una zona de unos 170 Km, estudiando unas 78 escombreras, 32 frentes de explotaciones a cielo abierto y mas de 15 galerías de mina.
- Los niveles explotados corresponden al período carbonífero Estefaniense, con predominio de pizarras arcillosas y areniscas.
- La mayor parte de las escombreras son de ladera y en menor cuantía de valle o divisoria.
- Los escombros, predominantemente pizarrosos y lajos son de tamaños que varían desde los finos arcillosos a bloques decimétricos.

- En general los problemas de inestabilidad, relativamente escasos, están asociados con socavación del pie, flujo de agua a través de los escombros o saturación de cimientos arcillosos en pendiente.
- Con cierta frecuencia las escombreras presentan fenómenos de ignición.
- Los taludes de equilibrio oscilan de 29 a 40°, según el tipo de escombros y la inclinación y naturaleza del cemento.
- Para la evaluación del territorio respecto a la implantación de escombreras se ha desarrollado un índice numérico que engloba la resistencia del terreno, la pendiente, las alteraciones de la red de drenaje y el impacto ecológico, así como el riesgo a personas, servicios o instalaciones.
- En minería a cielo abierto existen unas condiciones de estabilidad aceptables, favorecidas por la buena calidad buzamiento favorable de las capas, así como las alturas moderadas.
- En general los taludes de banco son superiores a 55° mientras que los generales de corta pueden descender en algún caso hasta 40°. Salvo en un caso, las alturas de banco no superar los 15 m ni las cortas los 30 m.
- Los escasos fenómenos de inestabilidad detectados corresponden a las monteras arcillosas o a cuñas locales en zonas fracturadas.

- Por lo que respecta a la minería subterránea, las galerías de tajo son bastante parecidas de unas minas a otras, con anchos de 3,50 a 5,00 m y alturas de 2,50 a 3,00 m. Únicamente en dos casos se llega a 3,50-4,00 m.
- Las profundidades de explotación son moderadas, entre 50 y 350 m, aunque en un caso se han superado los 450 m.
- Tanto las rocas encajantes (pizarras y areniscas) como el carbón, son de una apreciable resistencia, lo cual explica que los hundimientos en galerías, accidentes y golpes de techo sean poco frecuentes.
- Las capas explotadas son de pequeña potencia, en la gama 0,45-1,50 m.
- Como entibación se utilizan preferentemente cuadros metálicos circulares tipo TH-29 y más raramente TH21 o más ligeros, con separación usual de 1 m. En Antracitas de Gaiztarro se advierte preferencia por los cuadros trapezoidales, eventualmente con intercalación de pies derechos.
- En algunas galerías se recurre al bulonaje ocasional pero esta práctica está aun poco extendida.
- Las convergencias medidas son moderadas, generalmente inferiores al 20% al paso de un tajo y algo superiores al paso de dos tajos.
- Los hinchamientos de muro son muy pequeños o nulos.

- Se ha discutido ampliamente la metodología de auscultación y control de deformaciones en cuadros y galerías.
- Las curvas de evolución de las convergencias o deflexiones de cuadros con el tiempo o el paso de los tajos se asemejan a las teóricas si bien debe hacerse una cuidadosa discriminación de las condiciones reales del techo, forma de colocación, etc.
- Las deflexiones a lo largo de las galerías son muy sensibles a variaciones de resistencia del techo, llegando a enmascarar las tendencias deducidas para condiciones homogéneas.
- La utilización de entibaciones parece obedecer más a la experiencia local y a unas exigencias de seguridad que a criterios geomecánicos. Los criterios son muy variados en lo que se refiere al arriostreamiento de cuadros, entibación de anchurones o secciones singulares, etc.
- Los bloques desprendidos o inestables son en general muy inferiores a los que sirven para dimensionar los cuadros en otras mineras. Se ha comprobado que la teoría de flexión de capas delgadas se ajusta bastante bien a los desprendimientos de techo.
- Se ha comprobado que la clasificación geomecánica de Barton aproxima por defecto la entibación utilizada en galería de acceso, siendo fácil adaptarla a la práctica usual. Otras clasificaciones hacen estimaciones por exceso como la de Beniaowski.

- En galerías de tajo es necesario considerar la rigidez del sistema entibación-terreno para predecir el comportamiento de las entibaciones, así como la evolución o degradación de dicho sistema al paso de los tajos sucesivos. Se ha comprobado la pequeña influencia de la rigidez de los cuadros frente a la deformabilidad o rigidez del techo.

- Se ha desarrollado una posible adaptación de las clasificaciones geomecánicas para la previsión de sostenimientos en galerías de tajo.

- Es posible, a partir de métodos empíricos estimar la convergencia final de las galerías de tajo, si bien tales métodos serán difícilmente extrapolables a otras mineras.

- La discusión entre cuadros trapezoidales o circulares tropieza con la dificultad de evaluar la rigidez del sistema completo, incluido el techo, así como las condiciones particulares de instalación.

- Parece claro que los sistemas encaminados a reforzar el techo (por ejemplo mediante bulonado) tienen mayor interés técnico y económico que el aumentar la resistencia de los cuadros metálicos.

- Las subsidencias en superficie son muy pequeñas, de orden centimétrico, lo cual es coherente con la pequeña potencia de las capas explotadas y la competencia de los macizos rocosos encajantes. Su trascendencia es muy escasa, afectando únicamente a algunos edificios de mina, con fisuraciones ligeras.

- Debe destacarse la gran colaboración encontrada en las empresas explotadoras de las minas y en su personal técnico y laboral. Excluyendo una mención nominal que resultaría excesivamente prolija queremos agradecer expresamente las facilidades y apoyo prestados por Antracitas de Fabero, S.A., Antracitas de Gaiztarro, S.A. y Combustibles de Fabero, S.A.

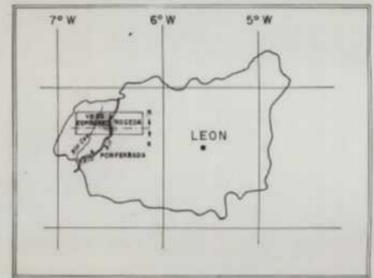
Madrid, Diciembre de 1982

APENDICE

P L A N O S



SITUACION GENERAL



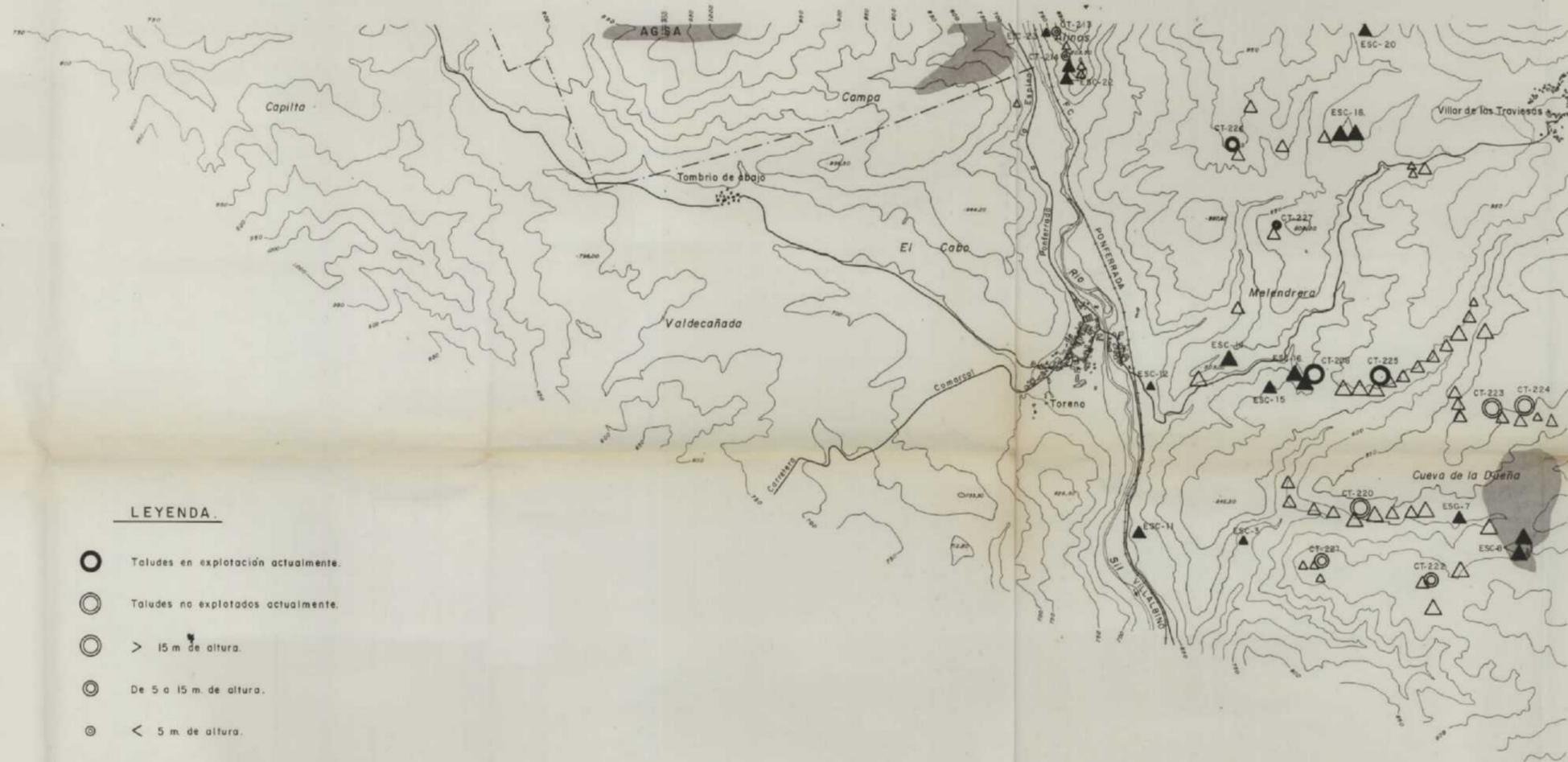
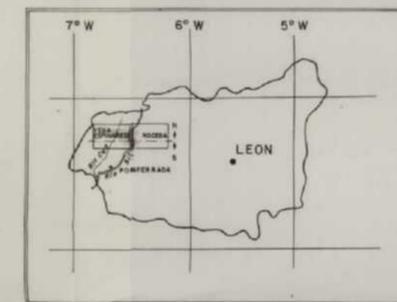
LEYENDA

- Toludas en explotación actualmente.
- Toludas no explotadas actualmente.
- > 15 m de altura.
- De 5 a 15 m de altura.
- < 5 m de altura.
- ▲ Escombrera inventariada en este estudio.
- △ Escombrera que está definida en el estudio I.G.M.E. (1980) o que no se ha considerado de interés para el presente estudio.
- △ Escombrera de gran volumen 150.000 m³.
- △ " de volumen medio 15.000 a 150.000 m³.
- △ " de pequeño volumen ≤ 15.000 m³.
- Minería subterránea.
- Limite aproximado de concesiones.

DIBUJADO I. Fernández FECHA DICIEMBRE 1982 COMPROBADO AUTOR ESCALA 1 / 20.000 CONSULTOR E. A. T. S. A.	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON (FABERO - MATA- ROSA Y ALTO BIERZO - BIERZO ORIENTAL)	CLAVE PLANO Nº 1
---	---	------------------------



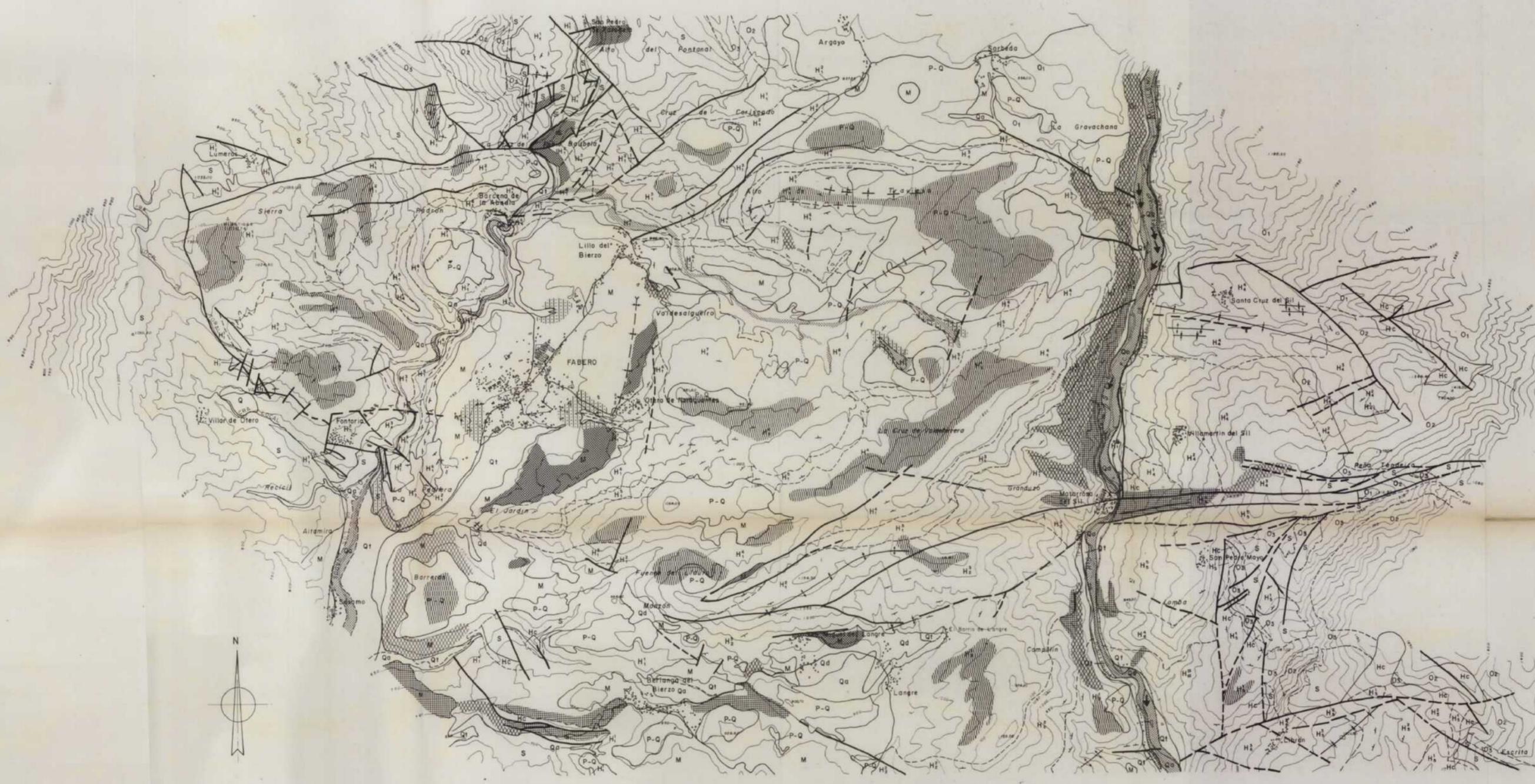
SITUACION GENERAL



LEYENDA.

- Taludes en explotación actualmente.
- Taludes no explotados actualmente.
- > 15 m de altura.
- De 5 a 15 m de altura.
- < 5 m de altura.
- ▲ Escobrero inventariado en este estudio.
- △ Escobrero que está definida en el estudio I.G.M.E. (1980) o que no se ha considerado de interés para el presente estudio.
- △ Escobrero de gran volumen > 150.000 m³
- △ " de volumen medio 15.000 a 150.000 m³
- △ " de pequeño volumen < 15.000 m³
- Minería subterránea.
- Limite aproximado de concesiones.

DIBUJADO <i>E. Fernández</i>	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA	
FECHA DICIEMBRE 1982	INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA	
AUTORES <i>E. Fernández</i>	PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA	CLAVE
ESCALA 1 / 20.000	IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN	LAS CUENCAS DE CARBON I FABERO MATA -
CONSULTOR E. A. T. S. A.	RROSA Y ALTO BIERZO - BIERZO ORIENTAL	PLANO Nº
	ESCOMBRENAS, CORTAS Y	2.
	EXPLORACIONES DE INTERIOR	



LITOESTRATIGRAFIA

CUATERNARIO	Qd	Derrubios de ladera. Coluviones.
	Q1	Terrazos
	Qa	Aluviones
PLIOCENO CUATERNARIO	P-Q	Depositos raoides.
MIOCENO	M	Conglomerados, arcillas y areniscas.
CARBONIF.	H	Pizarras, areniscas y carbón
	Hc	Conglomerados.
SILURICO	S	Pizarras y ampelitas.
ORDOVICICO	O3	Cuarzitas (C. de Vega)
	O2	Areniscas con pizarras (Formación Agüeira)
	O1	Pizarras negras piritosas con areniscas. (Pizarras de Luarca)

BLOQUES Y TRAMOS DEL CARBONIFERO

BLOQUE FABERO

H1	Tramo Superior.
H2	Fabero.
H3	Jarrinas.
H4	Valdeferrera.
H5	Internacionales.
H6	Villomar.
H7	Base.

BLOQUE DE LANGRE

H8	Tramo Perdiz.
H9	Murias.
H10	Alinos.

BLOQUE DE TREMOR

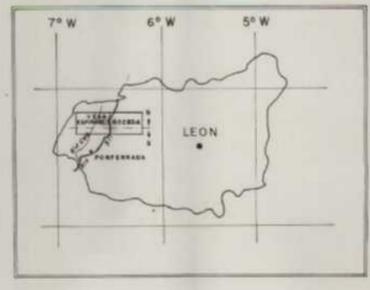
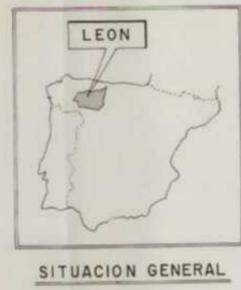
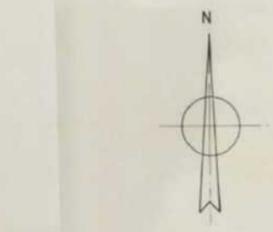
H11	Tramo Meléndra.
H12	Amalia.
H13	Cinchos - Petra.
H14	Valdegalién.

BLOQUE DE SANTA CRUZ

H15	Tramo Cazadora.
H16	Bustriegos.
H17	Villamartin.
H18	Matorrosa.

BLOQUE DE LIBRAN

H19	Tramo Lomba.
H20	Jenifa.
H21	Alinos.
H22	Mendez.
H23	Base.



Problemas de estabilidad

- [Hatched pattern] Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos profundos.
- [Cross-hatched pattern] Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos superficiales.
- [Dark grey pattern] Riesgo de inestabilidad por erosión intensa de las laderas.

Problemas de contaminación

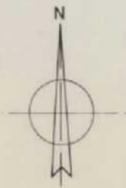
- [Light grey pattern] Riesgo de contaminación de cauces.
- [Vertical lines pattern] Riesgo de contaminación de acuíferos superficiales.
- [Horizontal lines pattern] Areas con menor riesgo e impacto ambiental limitado para la instalación de escombreros.

Inestabilidad por zapado local del río.

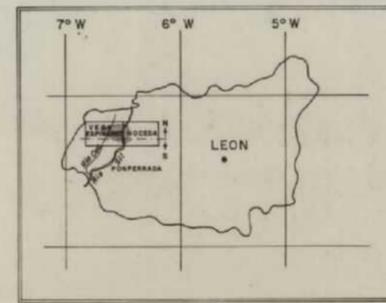
LEYENDA

- [Dashed line] Contacto discordante.
- [Solid line] Contacto concordante.
- [Line with dots] Anticinal.
- [Line with triangles] Anticinal deducido.
- [Line with circles] Sinclinal.
- [Line with squares] Sinclinal deducido.
- [Line with diamonds] Cubeta sinclinal.
- [Arrow] Dirección y buzamiento de capas.
- [Wavy line] Fisuración intensa.
- [Dashed line] Falla.
- [Dotted line] Falla deducida.

DIBUJADO FECHA DICIEMBRE 1982 COMPROBADO AUTOR ENCALA 1/20000 CONSULTOR E. A. T. S. A.	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON (FABERO-MATORROSA Y ALTO BIERZO-BIERZO ORIENTAL) PLANO GEOLOGICO RIESGO DE MOVIMIENTOS SUPERF.	CLAVE PLANO Nº 3
--	--	-------------------------------



SITUACION GENERAL



LEYENDA-

LITOESTRATIGRAFIA

CUATERNARIO	Qd	Derrubios de ladera. Coluviones.
	Q1	Terrazas
	Qa	Aluviones
PLIOCENO CUATERNARIO	P-Q	Depositos raoides
MIOCENO	M	Conglomerados, arcillas y areniscas.
	CARBONIF.	H
Hc		Conglomerados.
SILURICO	S	Pizarras y amplitas.
ORDOVICICO	O3	Cuarzitas (C. de Vega)
	O2	Areniscas con pizarras (Formación Agüeira)
	O1	Pizarras negras piritosas con areniscas. (Pizarras de Luarca)

BLOQUES Y TRAMOS DEL CARBONIFERO

BLOQUE FABERO

H1 ⁷	Tramo Superior.
H1 ⁶	" Fabero.
H1 ⁵	" Jarrinos.
H1 ⁴	" Valdeferrera.
H1 ³	" Internacionales.
H1 ²	" Villomar.
H1 ¹	" Base.

BLOQUE DE LANGRE

H2 ³	Tramo Perdiz
H2 ²	" Murias.
H2 ¹	" Ailinos.

BLOQUE DE TREMOR

H3 ¹	Tramo Melendrera.
H3 ²	" Amalia.
H3 ³	" Cinchos - Petra.
H3 ⁴	" Valdegalén.

BLOQUE DE SANTA CRUZ

H4 ¹	Tramo Cazadora.
H4 ²	" Bustiriegas.
H4 ³	" Villomartin.
H4 ⁴	" Matarrosa.

BLOQUE DE LIBRAN

H5 ¹	Tramo Lomba.
H5 ²	" Jenifa.
H5 ³	" Ailinos.
H5 ⁴	" Mendez.
H5 ⁵	" Base.



LEYENDA -

—	Contacto discordante.
- - -	Contacto concordante.
+ + +	Anticlinal.
+ + +	Anticlinal deducido.
+ + +	Sinclinal.
+ + +	Sinclinal deducido.
+ + +	Cubeta sinclinal.
↘ ↙	Dirección y buzamiento de capas.
	Fisuración intensa.
—	Falla
- - -	Falla deducida.

Problemas de estabilidad	[Pattern]	Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos profundos.
	[Pattern]	Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos superficiales.
	[Pattern]	Riesgo de inestabilidad por erosión intensa de las laderas.
Problemas de contaminación	[Pattern]	Riesgo de contaminación de cauces.
	[Pattern]	Riesgo de contaminación de acuíferos superficiales.
	[Pattern]	Áreas con menor riesgo e impacto ambiental limitado para la instalación de escombreras.
	[Pattern]	Inestabilidad por zapado local del río.

DIBUJADO C. J. Fernández	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA	IGME
FECHA DICIEMBRE 1982	INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA	
AUTOS COMPROBADO	PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON (FABERO-MATARROSA Y ALTO BIERZO-BIERZO ORIENTAL)	CLAVE
ESCALA 1/20.000	CONSULTOR E. A. T. S. A.	PLANO Nº 4.

CUADRO. 6.1.- INVENTARIO DE GALERIAS (continuacion).

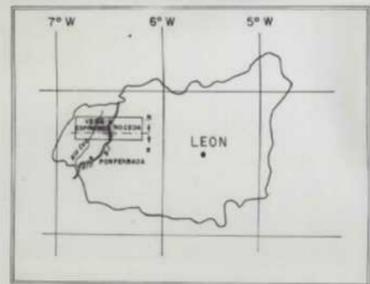
CLAVE(*)	GALERIA		Profun. (m.)	FORMA		TECHO		Tajos explotad.	CAPA		SOSTENIMIENTOS				LLAVES	Observaciones
	TIPO	TRAZA		CROQUIS	B x H (m)	TIPO (1)	CALIDAD		(m)	BUZAMIENTO β (°)	TIPO	S (m)	FORMA	OTROS		
AG-J-81	Base de tajo	Tramos rectilíneos p=10% máx.	105 máx.		5 x 3	P	Regular	1 t	0,75-0,80	100	Trapezoidal metálico	0,5			Madera 3 p.	Patas: TH-21 Dintel: Doble T- 120 mm
AG-ST	Cabeza de tajo	Tramos rectilíneos p=0-1%	75 máx.		5 x 2,50	P	Bueno	1 t	0,65-0,80	100	Trapezoidal metálico	1			Madera 3 p.	Ocasionalmente se coloca 1 pié derecho.
AG-U	Plano de acceso	Rectilíneo p ~ 3-8%	100 máx.		4 x 2,4	P	Regular Malo	1 t	0,65-0,80	100	Trapezoidal metálico	1			Madera 3 p.	Ocasionalmente se coloca 1 pié derecho.
AG-5110-E 5110-Bis	Base y cabeza de tajo	Tramos rectilíneos	70 máx.		4 x 2,50	P	Malo	2 t	0,65-0,70	10-150	Trapezoidal metálico	0,5-1			Madera 3 p.	Abandonada.
AG-5110-O-E	Cabeza de tajo	Tramos rectilíneos	70 máx.		3,65 x 2,50	P	Regular	2 t	0,45-0,70	10-150	Trapezoidal madera	0,80-1			Madera 3 p.	Entibación de madera.

(*) A. F. = Antracitas de Fabero
C. F. = Combustibles de Fabero
A. G. = Antracitas de Gaiztarro

(1) p = pizarra
c = carboneros
a = arenisca



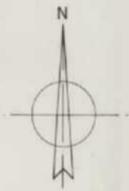
SITUACION GENERAL



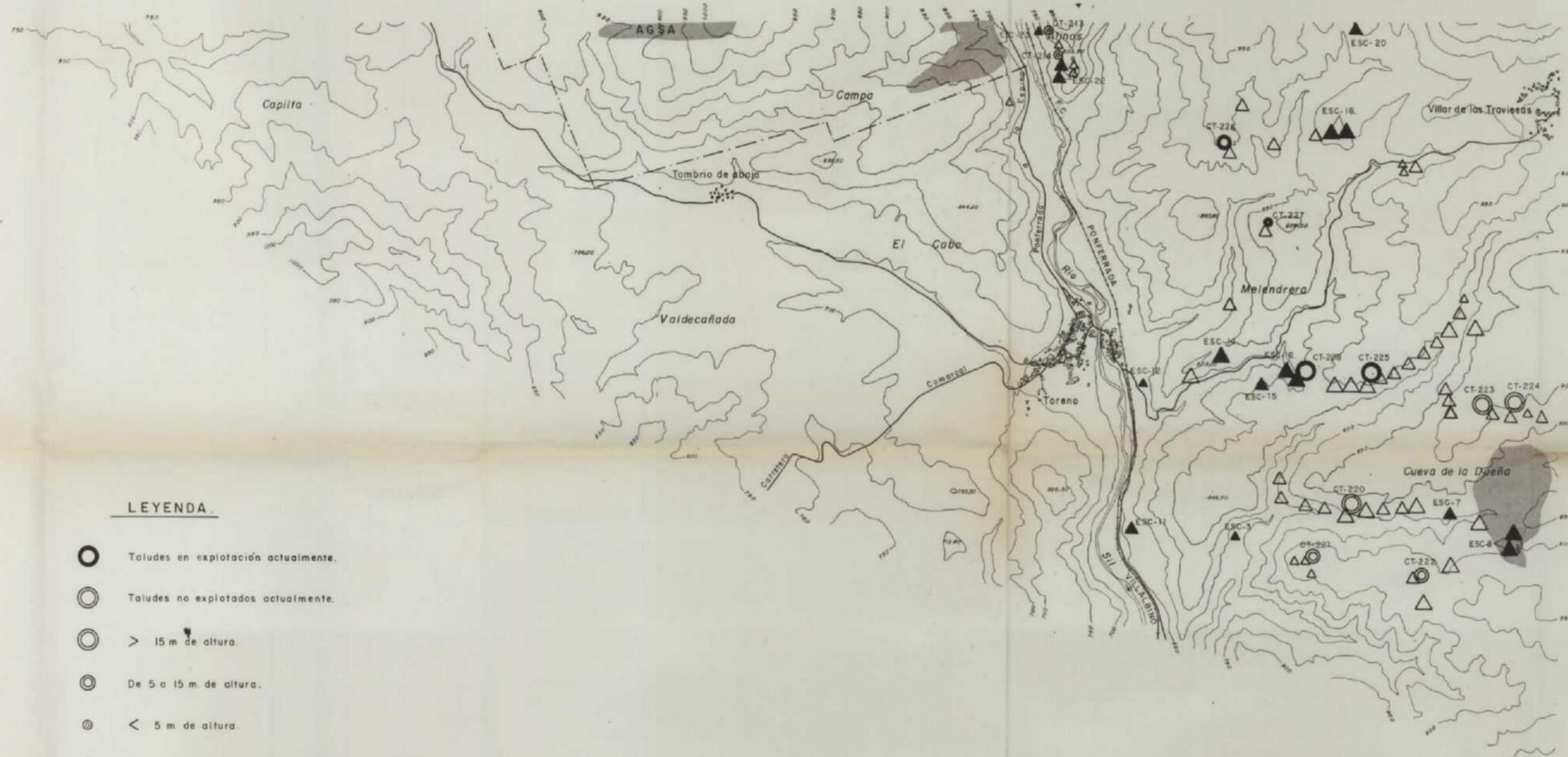
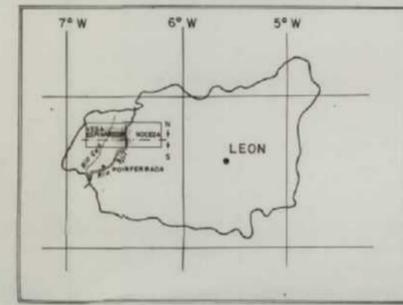
LEYENDA

- Taludes en explotación actualmente.
- Taludes no explotados actualmente.
- > 15 m de altura.
- De 5 a 15 m de altura.
- < 5 m de altura.
- ▲ Escombrera inventariada en este estudio.
- △ Escombrera que esta definida en el estudio I.G.M.E. (1980) o que no se ha considerado de interes para el presente estudio.
- △ Escombrera de gran volumen 150.000 m³
- △ " de volumen medio 15.000 a 150.000 m³
- △ " de pequeño volumen: ≤ 15.000 m³
- Minería subterránea.
- - - - - Limite aproximado de concesiones.

DISEÑADO <i>Fernández</i>	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA	
FECHA DICIEMBRE 1982	INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA	
COMPROBADO	PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON I FABERO - MATARROSA Y ALTO BIERZO - BIERZO ORIENTAL I	CLAVE
AUTOR	E. A. T. S. A.	PLANO Nº
ESCALA 1 / 20.000	ESCOMBRERAS, CORTAS Y EXPLOTACIONES DE INTERIOR	1.
CONSULTOR		



SITUACION GENERAL



LEYENDA.

- Taludes en explotación actualmente.
- ⊙ Taludes no explotados actualmente.
- ⊙ > 15 m de altura.
- ⊙ De 5 a 15 m de altura.
- ⊙ < 5 m de altura.
- ▲ Escombrera inventariada en este estudio.
- △ Escombrera que está definida en el estudio I.G.M.E. (1980) o que no se ha considerado de interés para el presente estudio.
- △ Escombrera de gran volumen > 150.000 m³
- △ " de volumen medio 15.000 a 150.000 m³
- △ " de pequeño volumen. < 15.000 m³
- Minería subterránea.
- Limite aproximado de concesiones.

DIBUJADO <i>J. Fernández</i>	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA	
FECHA DICIEMBRE 1982	INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA	
COMPROBADO <i>J. Fernández</i>	PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON (FABERO MATA-RROSA Y ALTO BIERZO-BIERZO ORIENTAL)	CLAVE
AUTORES <i>J. Fernández</i>	ESCALA 1 / 20.000	PLANO Nº
CONSULTOR E. A. T. S. A.	ESCOMBRERAS, CORTAS Y EXPLOTACIONES DE INTERIOR	2.



LITOESTRATIGRAFIA

CUATERNARIO	Qd	Derrubios de ladera. Coluviones.
	Q1	Terrazas
	Qa	Aluviones
PLIOCENO CUATERNARIO	P-Q	Depositos roñosos.
MIOCENO	M	Conglomerados, arcillas y areniscas.
CARBONIF.	H	Pizarras, areniscas y carbón
	Hc	Conglomerados.
SILURICO	S	Pizarras y amplitas
ORDOVICICO	O3	Cuarcitas (C. de Vega)
	O2	Areniscas con pizarras (Formación Agüero)
	O1	Pizarras negras piritosas con areniscas. (Pizarras de Luarca)

BLOQUES Y TRAMOS DEL CARBONIFERO

BLOQUE FABERO

H ¹	Tramo Superior.
H ²	Fabero.
H ³	Jarrinas.
H ⁴	Valdeferrera.
H ⁵	Internacionales.
H ⁶	Villomar.
H ⁷	Base.

BLOQUE DE LANGRE

H ¹	Tramo Perdiz
H ²	Murias.
H ³	Alinos

BLOQUE DE TREMOR

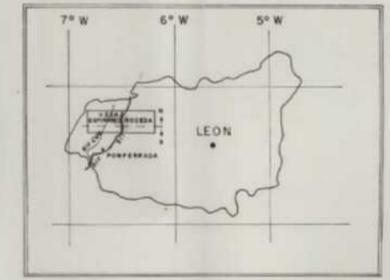
H ¹	Tramo Meléndra.
H ²	Amalia.
H ³	Cinchos - Petra.
H ⁴	Valdegalién.

BLOQUE DE SANTA CRUZ

H ¹	Tramo Cozadora.
H ²	Bustiriegos.
H ³	Villamartin.
H ⁴	Matorrosa.

BLOQUE DE LIBRAN

H ¹	Tramo Lomba.
H ²	Jenifa.
H ³	Alinos.
H ⁴	Mendez.
H ⁵	Base.



Problemas de estabilidad

- [Hatched pattern] Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos profundos.
- [Cross-hatched pattern] Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos superficiales.
- [Dark grey pattern] Riesgo de inestabilidad por erosión intensa de las laderas.

Problemas de contaminación

- [Light grey pattern] Riesgo de contaminación de cauces.
- [Vertical lines pattern] Riesgo de contaminación de acuíferos superficiales.
- [Horizontal lines pattern] Areas con menor riesgo e impacto ambiental limitado para la instalación de escombreros.
- [Dotted pattern] Inestabilidad por zapada local del río.

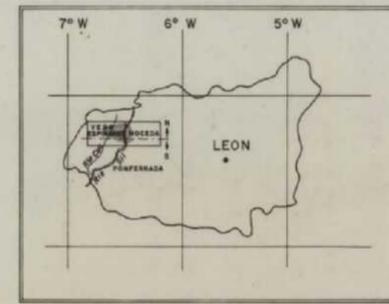
LEYENDA -

- [Dashed line] Contacto discordante.
- [Solid line] Contacto concordante.
- [Line with dots] Anticlinál.
- [Line with dots] Anticlinál deducido.
- [Line with dots] Sinclinal.
- [Line with dots] Sinclinal deducido.
- [Line with dots] Cubeta sinclinal.
- [Arrow] Dirección y buzamiento de capas.
- [Wavy line] Fisuración intensa.
- [Thick line] Falla
- [Thin line] Falla deducida.

DIBUJADO <i>J. Ferrández</i> FECHA DICIEMBRE 1982 COMPROBADO AUTOR ESCALA 1/20000 CONSULTOR E. A. T. S. A.	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON (FABERO-MATA- RROSA Y ALTO BIERZO-BIERZO ORIENTAL)	CLAVE PLANO Nº 3
---	---	-------------------------------



SITUACION GENERAL



LEYENDA-

LITOESTRATIGRAFIA

CUATERNARIO	Qd	Derrubios de ladera. Coluviones.
	Q1	Terrazas
	Qa	Aluviones
PLIOCENO CUATERNARIO	P-Q	Depositos raoides
MIOCENO	M	Conglomerados, arcillas y areniscas.
	CARBONIF.	H
Hc		Conglomerados.
SILURICO	S	Pizarras y ampelitas.
ORDOVICICO	O3	Cuarcitas (C. de Vega)
	O2	Areniscas con pizarras (Formación Agüeira)
	O1	Pizarras negras pirlasas con areniscas (Pizarras de Luarca)

BLOQUES Y TRAMOS DEL CARBONIFERO

BLOQUE FABERO

H1 ¹	Tramo Superior.
H1 ²	Fabero.
H1 ³	Jarrinos.
H1 ⁴	Valdeferrera.
H1 ⁵	Internacionales.
H1 ⁶	Villamar.
H1 ⁷	Base.

BLOQUE DE LANGRE

H2 ¹	Tramo Perdiz.
H2 ²	Murios.
H2 ³	Alinos.

BLOQUE DE TREMOR

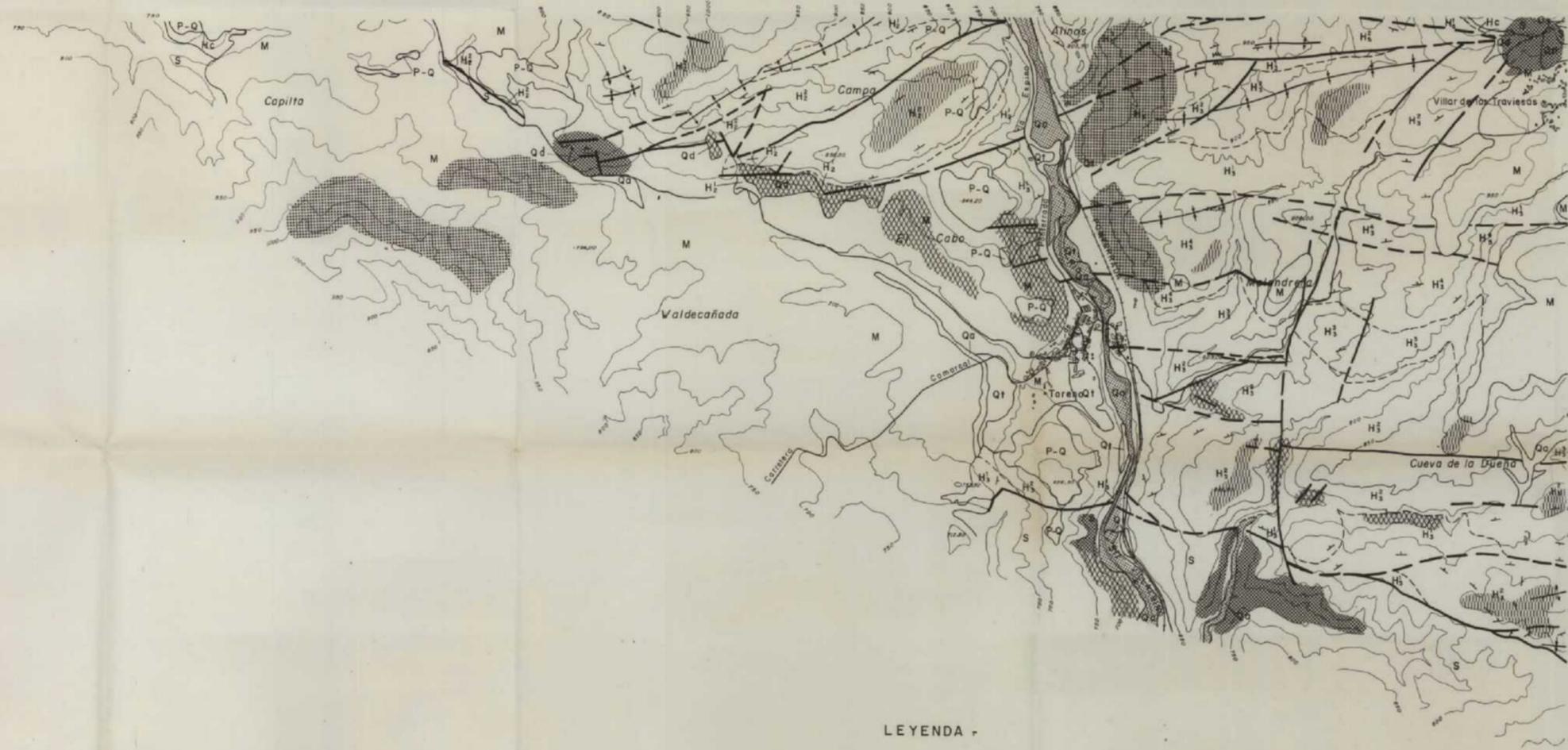
H3 ¹	Tramo Melendreras.
H3 ²	Amalia.
H3 ³	Cinchos - Petra.
H3 ⁴	Valdegalén.

BLOQUE DE SANTA CRUZ

H4 ¹	Tramo Cazadora.
H4 ²	Bustiriegas.
H4 ³	Villamartin.
H4 ⁴	Matarrosa.

BLOQUE DE LIBRAN

H5 ¹	Tramo Lamba.
H5 ²	Jenifa.
H5 ³	Alinos.
H5 ⁴	Mendez.
H5 ⁵	Base.



LEYENDA -

—	Contacto discordante.
- - -	Contacto concordante.
+ + +	Anticlinal.
+ + +	Anticlinal deducido.
+ + +	Sinclinal.
+ + +	Sinclinal deducido.
+ + +	Cubeta sinclinal.
↖ ↗	Dirección y buzamiento de capas.
	Fisuración intensa.
—	Falla
- - -	Falla deducida.

Problemas de estabilidad

[Pattern]	Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos profundos.
[Pattern]	Inestabilidad generalizada de laderas, movimientos superficiales.
[Pattern]	Riesgo de inestabilidad por erosión intensa de las laderas.

Problemas de contaminación

[Pattern]	Riesgo de contaminación de cauces.
[Pattern]	Riesgo de contaminación de acuíferos superficiales.
[Pattern]	Áreas con menor riesgo e impacto ambiental limitado para la instalación de escambreras.

↘ Inestabilidad por zapado local del río.

DIBUJADO FECHA DICIEMBRE 1982 COMPROBADO AUTORES ESCALA 1/20.000 CONSULTOR E. A. T. S. A.	MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA PROYECTO CRITERIOS GEOMECANICOS PARA LA IMPLANTACION DE LABORES MINERAS EN LAS CUENCAS DE CARBON (FABERO-MATA- RROSA Y ALTO BIERZO-BIERZO ORIENTAL)	CLAVE PLANO Nº 4.
---	---	-------------------------