



DESARROLLO DE NUEVOS METODOS EN
LABORES EN PENDIENTE O VERTICALES

T O M O I

COMISION DEL P.E.N.
MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA

DICIEMBRE, 1983

empresa nacional adaro de
investigaciones mineras, s.a.
enadimsa

50275

TITULO	DESARROLLO DE NUEVOS METODOS EN LABORES EN PENDIENTE O VERTICALES T O M O I
CLIENTE	COMISION DEL P.E.N. MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA
FECHA	DICIEMBRE, 1983

Referencia: P8-21-002

Departamento: Minería Subterránea

I N D I C E

	<u>Pág.</u>
0 - INTRODUCCION _____	2
0.1. ANTECEDENTES	
0.1.1. Campo de actuación _____	3
0.1.2. Análisis de los métodos de explotación en capa _____	5
0.2. OBJETIVOS _____	23
1 - ANALISIS DE LOS SISTEMAS DE PREPARACION EN PENDIENTE _____	26
1.1. METODOS TRADICIONALES	
1.1.1. Método ascendente _____	27
1.1.2. Método descendente _____	27
1.2. METODOS MECANIZADOS _____	28
1.2.1. Máquinas perforadoras en capa _____	28
1.2.2. Pozos o chimeneas con perforaciones previas _____	41
1.2.3. Sistema Linden-Alimak _____	44
1.2.4. Sistema jaula Jora o jaula golgada de un cable _____	54
1.2.5. Máquinas perforadoras de pozos _____	57
2 - ANALISIS DE LAS EXPLOTACIONES POR SUBNIVELES	
2.1. METODOS Y ENSAYOS EMPLEADOS HASTA AHORA EN ESPAÑA	
2.1.1. Sistema de explotación del pozo Espiel. ENCASUR (Córdoba) _____	65
2.2. METODOS Y ENSAYOS FUERA DE ESPAÑA	
2.2.1. Explotación por soutirage _____	75
2.2.2. Explotación por escudos descendentes	86
2.2.3. Explotación con escudos en frente, según pendiente _____	92
2.3. ANALISIS DE LA EXPLOTACION DE ESPIEL	95
2.3.1. Resultados de la explotación de Espiel y crítica _____	97

	<u>Pág.</u>
3 - PROYECTO DE PRUEBA DE ENSAYO Y DESARROLLO. MINA ESPIEL DE ENCASUR (CORDOBA) _____	110
3.1. INICIACION DE UNA CAMPAÑA DE MEDIDAS EN ESPIEL	
3.1.1. Objeto _____	113
3.1.2. Carta de ensayos para estaciones de medidas de deformaciones. Parámetros a medir _____	115
3.1.3. Zonas de influencia de la explotación. Aplicaciones al método de explotación de Espiel _____	124
3.1.4. Elección de las zonas de ensayo _____	130
3.2. CARTA DE ENSAYOS DE EMPERNADO	
3.2.1. Por qué empernar _____	133
3.2.2. Refuerzo del sostenimiento de las ga- lerías con cuadros _____	137
3.3. CONCLUSION _____	141
4 - PREPARACION Y EQUIPADO DE PANEL A EXPLOTAR CON ENSAYOS	
4.1. PUNTUALIZACION SOBRE LA SITUACION DE LOS ENSAYOS	
4.1.1. Generalidades _____	152
4.1.2. Modificación de la estructura del deshulle _____	153
4.1.3. Ejecución de medidas de deformación en guías _____	155
4.1.4. Bulonaje _____	160
4.1.5. Cuadros _____	163
4.2. DECISIONES TOMADAS PARA EL SEGUIMIENTO DE LOS ENSAYOS EN CURSO _____	167
4.3. DIFICULTADES ENCONTRADAS DURANTE LA INI- CIACION DE LOS ENSAYOS	
4.3.1. Perforación _____	168
4.3.2. Bulonaje _____	169
4.3.3. Aprovisionamiento de material de bulo- naje _____	170
4.3.4. El sostenimiento por cuadros _____	170
4.3.5. Las estaciones de medida _____	171

	<u>Pág.</u>
5 - EVALUACION DE RESULTADOS EN ESTA ETAPA _____	173
6 - PROGRAMA FUTURO _____	193
6.1. METODO DE TESTEROS _____	193
6.1.1. Línea del frente _____	194
6.1.2. Velocidades de avance del taller _____	194
6.1.3. Guías _____	195
6.2. METODO DE SUBNIVELES _____	196
6.2.1. Labores preparatorias _____	196
6.2.2. Transporte en los subniveles _____	196
6.2.3. Estrategia del deshulle _____	197
6.2.4. Ventilación secundaria _____	197
6.2.5. Efectos por subsidencia _____	197
6.3. EXPLOTACION POR TAJO LARGO _____	199
6.3.1. Frente según máxima pendiente _____	202
6.3.2. Frente horizontal _____	202
6.3.3. Frente inclinado _____	203
6.3.4. Frente invertido _____	208
6.4. MEJORA DE LOS RELLENOS EMPLEADOS Y DE SU MANIPULACION _____	210

0.- INTRODUCCION

Este trabajo recoge las actuaciones desarrolladas sobre el Proyecto titulado "Desarrollo de Nuevos Métodos en Labores en Pendientes o Verticales", realizado al amparo del PLAN ENERGETICO NACIONAL.

En este trabajo se resumen los trabajos y estudios realizados sobre las posibilidades de mejora y extensión de la aplicación de los métodos de subniveles, así como otros métodos seguidos en el extranjero sobre explotación de capas de carbón de fuerte pendiente.

Para el ensayo de mejora del método de subniveles se contó con la colaboración de la Empresa Nacional Carbonífera - del Sur, S.A., que facilitó medios importantes y dispuso sus explotaciones para la realización de los ensayos, así como el personal preciso para ello.

A fin de potenciar el asesoramiento de los ensayos, se recibió la asistencia técnica de Charbonages de France Internacional y la Societé Francaise d'Etudes Minières.

Como resultado de estos estudios, se incluye la realización de propuestas concretas y programa futuro.

0.1.- ANTECEDENTES

0.1.1.- Campo de actuación

La situación actual de la minería del carbón y de sus reservas, correspondientes a yacimientos con capas de buzamiento superior a 35°, y en base al Inventario de Recursos de Carbón en España, se agrupan las zonas de actuación de este Estudio en las siguientes:

A - Zona Central y Norte de Asturias

Esta zona comprende, además de la Cuenca Central Asturiana, al Norte la Mina de La Camocha (Gijón), al Este la de Lieres (Siero) y al Oeste Taverga.

Las características principales de esta zona son buzamientos por lo general fuertes, ya que con menos de 40° no llega al 20% de las reservas, bastante irregulares y con potencias bajas.

Las reservas que cubica esta zona son (en Mt):

	<u>C.C.A.</u>	<u>Norte</u>	<u>Occidental</u>	<u>Total</u>
Muy probables	138,6	12,6	3,5	154,7
Probables ...	125,3	6,3	7,8	139,4
Posibles	129,5	6,3	7,3	143,1
Total Zona A:	393,4	25,2	18,6	437,2

B - Zona Norte de León

Por lo general, todas las áreas de la zona presentan buzamientos superiores a 40°. Las reservas más importantes se encuentran en capas potentes, comprendiendo las cuencas de Ciénega-Matallana, La Magdalena y Sabero.

Las reservas cubicadas en esta zona son:

- Muy probables	29,7 Mt
- Probables	42,0 Mt
- Posibles	55,9 Mt
- Total Zona B	<u>127,6 Mt</u>

C - Resto de zonas

Comprende las otras zonas de cuencas con capas inclinadas, que corresponden a Guardo, Barruelo, Casavegas-Redondo y Guadiato.

Las reservas son las siguientes:

- Muy probables	21,2 Mt
- Probables	26,2 Mt
- Posibles	27,9 Mt
- Total Zona C	<u>75,3 Mt</u>

Estas reservas son las figuradas en el Inventario de -
Carbones. En una nueva cubicación realizada más recientemente para la Zona de Guardo, se han obtenido 45 Mt más, de los cuales 32 Mt corresponden a muy probables y probables, y 13 Mt para las posibles. Por tanto, con estas nuevas cifras se llega a unos 120 Mt.

Las características de las cuencas del Norte son capas por lo general estrechas, entre 0,5 y 2 m. La del Guadiato explota capas de 1,5 a 3,5 m, siguiendo método de subniveles o pilares, en el que se dispone de gran experiencia, y en los cuales pueden introducirse muchas mejoras.

Los esquemas adjuntos señalan las explotaciones del Pozo Cervantes n° 1 sobre Capa San Rafael, la de Mina Aurora sobre Capa 6^a y la del Pozo Espiel.

Dado el gran interés de ENCASUR en impulsar los estudios sobre este tipo de explotaciones, se contó con su colaboración, aportando el personal necesario, sus labores del Pozo Espiel, equipo disponible, material de consumo, etc, llegando a superar la cantidad presupuestada en el PEN.

0.1.2.- Análisis de los métodos de explotación en capa

a.1. Capas tumbadas de media o gran potencia o capas inclinadas de gran potencia

En ellas son, en general, aplicables los elementos de entibación y arranque desarrollados para las minas británicas, alemanas o rusas. Se están haciendo esfuerzos muy meritorios para aplicar los medios más adelantados y no parece recomendable tratar de desplegar una técnica propia sobre una base de un tonelaje a aprovechar muy inferior al de otros países. Esto no obsta que algunas de las técnicas que más adelante se indicarán, como el arranque hidráulico, no puedan ser extendidas provechosamente en estos casos.

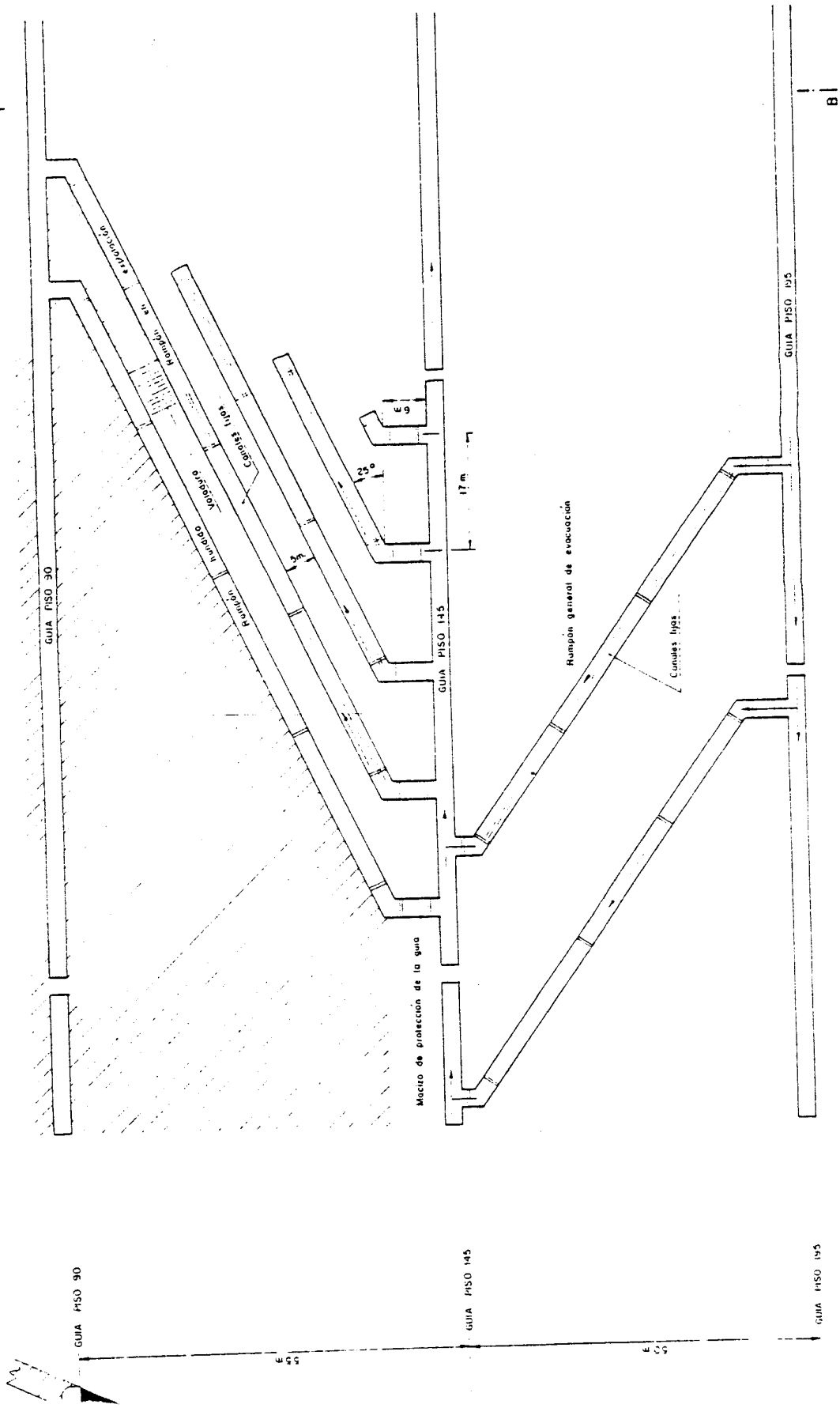
a.2. Capas tumbadas de muy pequeña potencia

Cuando son irregulares, el problema de su explotación es análogo al de las más potentes de otros países de Europa. Se puede, en principio, aplicar a ellas el sistema de tajos largos continuos con entibación autodesplazable. Es sólo un problema de miniaturización de equipos, ya iniciado, sobre todo en la URSS, y al que se le podría dar mayor impulso en nuestro país.

SISTEMA DE EXPLOTACION DEL POZO CERVANTES N° 1

CORTE A-B

Proyección Vertical
Escala 1:500



SISTEMA DE EXPLOTACION DE LA MINA AURORA

Proyección Vertical

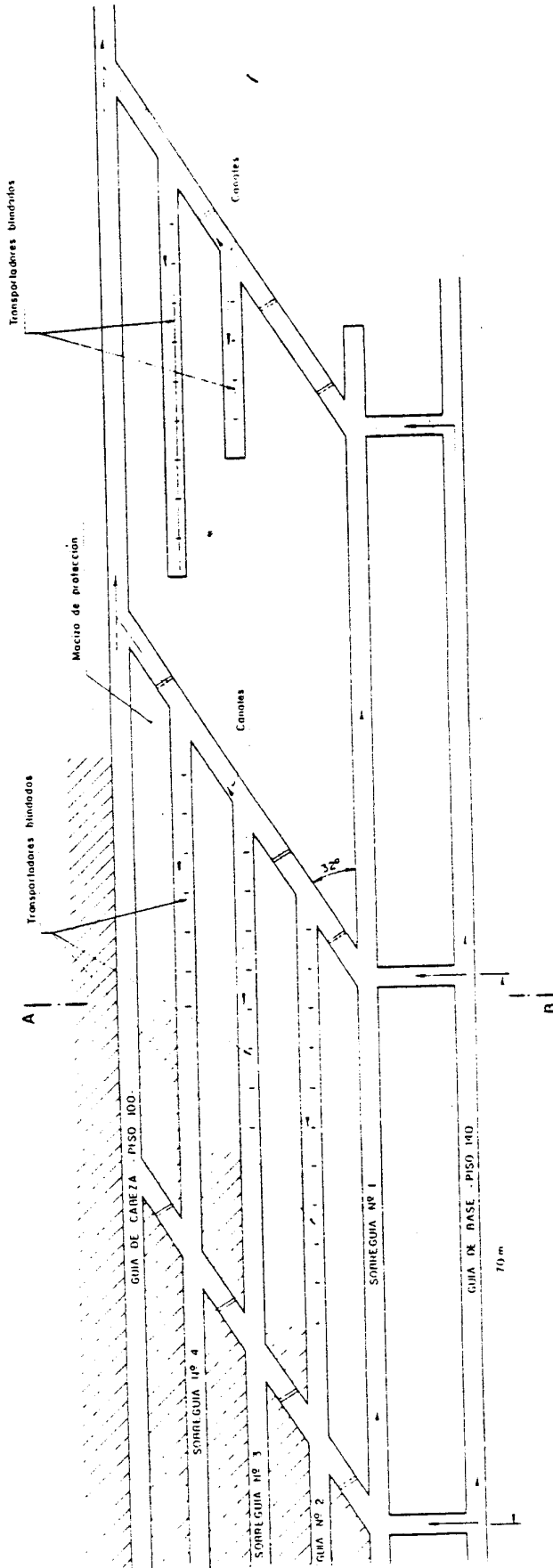
Escala 1:500

YENDA

Resolución principal

Resolución secundaria

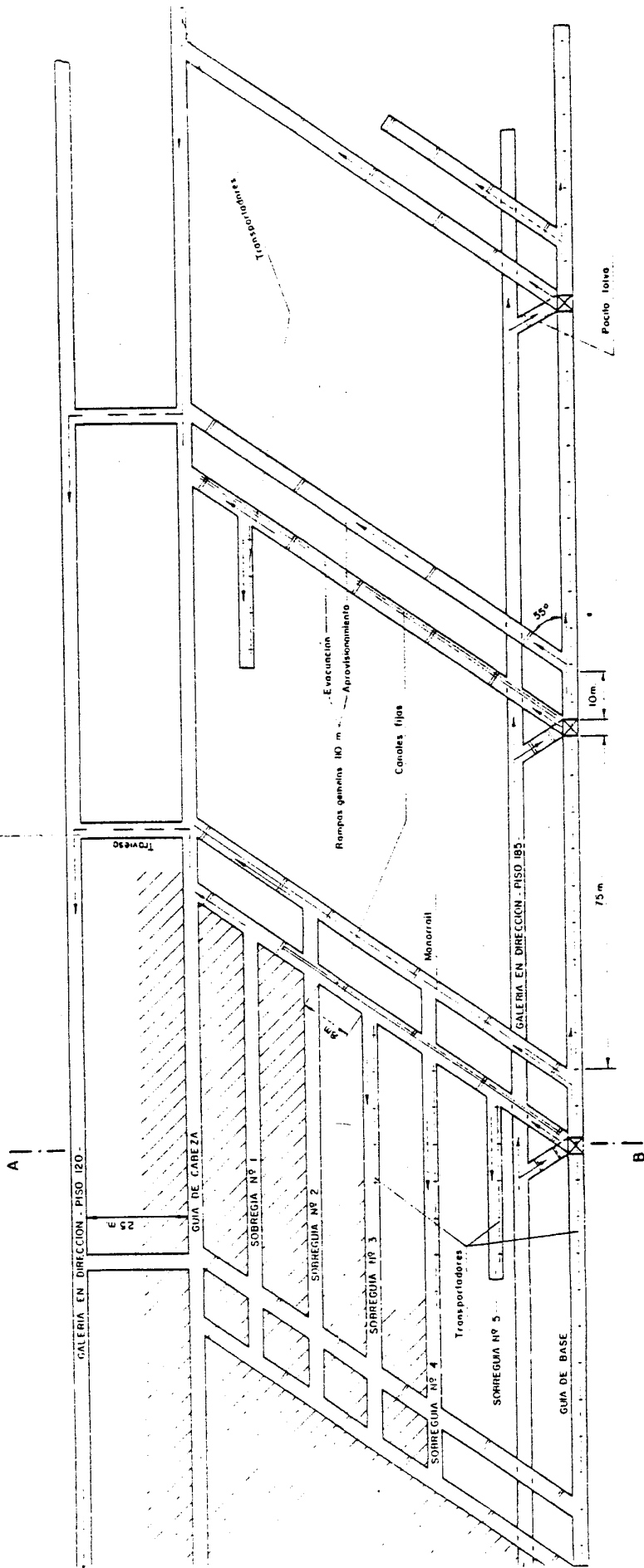
347-0-00

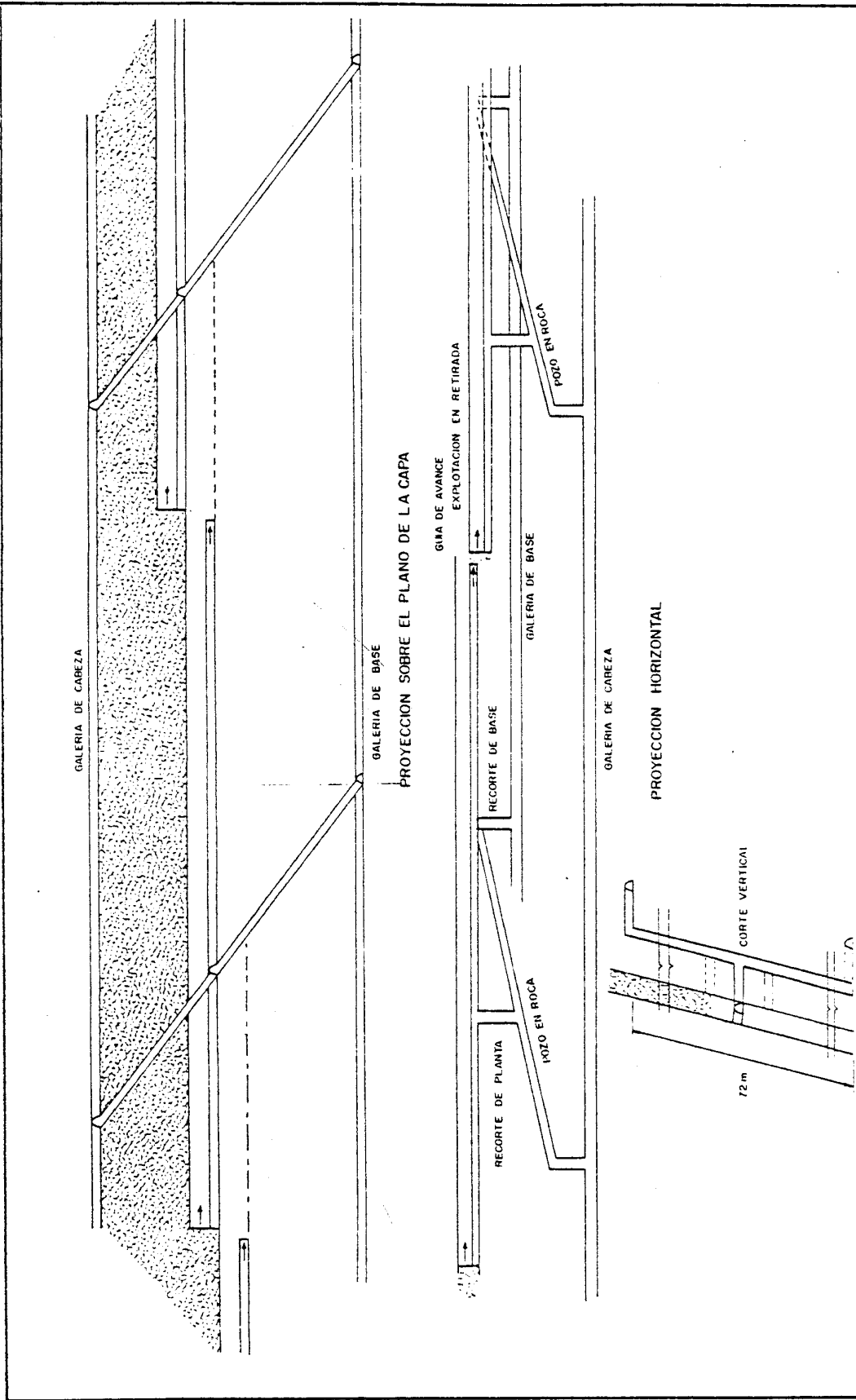


SISTEMA DE EXPLOTACION DEL POZO ESPIEL

Proyeccion Horizontal

Escala 1:800





NOTAS:

PROYECTO	CLIENTE	 INSTITUTO NACIONAL DE INVESTIGACIONES E INNOVACIONES TECNOLÓGICAS DESARROLLO INDUSTRIAL	ESCALA	PLANO N°
			VERIF	APROB
			DESCRIPCION DE LA EDICION	
			REV	FECHA

Cuando las capas no son tan regulares o cuando los techos son buenos, puede ser prometedor el sistema de tajos largos o cortos, arrancando el carbón desde las galerías con perforadoras, rozadoras o minadores especiales adecuados, dejando abandonados pilares que no tendrían gran valor, y realizando así una explotación sin personal en la capa de carbón ni entibación.

Las galerías en carbón se avanzarían con la sección mínima necesaria con martillos de impacto sobre cargadoras de pinzas y haciendo la extracción del escombros con transportadores blindados que también servirían para evacuar el carbón. La carga del escombros estéril se haría durante el tiempo destinado al mantenimiento y puesta en posición de los minadores.

a.3. Capas inclinadas de 35 a 70° de mediana y pequeña potencia

En España se explotan por testeros, con martillo picador o tajos rectos con distintos tipos de rozadoras o cepillos, si son relativamente potentes y regulares. Las consideraciones que luego se harán respecto a las capas subverticales son aplicables a éstas.

En Alemania y, en general, en Europa Occidental, prácticamente no se aprovechan estas capas, aunque se hayan hecho y se sigan haciendo ensayos muy interesantes.

Las dificultades principales radican en que no se ha puesto a punto la adaptación de la entibación autodesplazable con escudo para pendientes superiores a los 40°, aunque bastantes fabricantes de entibaciones den como campo de aplicación de sus elementos los 45° y, aún, 55°. Otra dificultad está en

que las capas inclinadas suelen ser más irregulares que las tumbadas, es difícil la adaptación a ellas de la entibación autodesplazable y, sobre todo, el coste de desmontar la entibación para volver a emplearla es enorme. Sobre este particular, el estudio realizado por el Dr. Ingeniero de Minas José Ignacio F. Villaverde sobre los sistemas de explotación del Ruhr y del Sarre, financiado por la Fundación del INI y HUNOSA, se puede considerar exhaustivo y concluyente.

El arranque y transporte en tajo del carbón en estas capas no ofrece dificultad y, cuando hay la necesaria continuidad, se pueden emplear variantes incluso más económicas que las de uso normal en capas tumbadas.

Cabría considerar importante el desarrollo de entibaciones mecanizadas y escudos adaptados a pendientes de este orden. Como en Alemania Occidental se está estudiando un desarrollo en este sentido, centrado en las capas potentes, parece que un esfuerzo paralelo podría hacerse en España para las estrechas, como un complemento del progreso de la entibación autodesplazable de capas estrechas tumbadas.

No se debería, sin embargo, pensar sólo en una entibación autodesplazable de escudo por hundimiento, sino en el empleo mixto de ella y de madera, y en la utilización de un relle no parcial, como es ahora usual en las cuencas de Asturias y Villablino.

Particular atención merece el estudio de las técnicas rusas aplicadas a las capas inclinadas y muy inclinadas. Aunque a fines de 1977 únicamente el 5% de estas capas estaban mecanizadas, se piensa obtener sólo en nuevas minas una producción de 1,5 a 4,5 millones de toneladas/año de estas capas.

Dejando para tratarlo aparte el tema del arranque y transporte hidráulico y la extensión de estas pendientes no tan altas, de los métodos aplicables en capas verticales, creemos que merece atención la posible aplicación de entibaciones y máquinas de arranque soviéticas y su ensayo en yacimientos españoles de estas características.

a.4. Explotaciones de capas subverticales (de más de 70°) de pequeña o mediana potencia

Estas capas son las que merecen una atención mayor en el plan de investigación tecnológica objeto del presente Estudio, por las razones siguientes:

- De ellas salen los carbones nacionales más valiosos.
- Fuera de España prácticamente solo se explotan en la URSS.
- Al lado de sus dificultades, presentan también ventajas notables, como son no necesitar medios de transporte en capa, colocación del relleno simplemente por vertido desde la galería superior, ventilación fácil, etc.

I. Métodos empleados hasta ahora en España

- I.1. Testeros.
- I.2. Tajos largos en dirección con frente oblicuo normal.
- I.3. Tajos largos en dirección con frente vertical o invertido.
- I.4. Sobreguías y macizos.
- I.5. Bancos
- I.6. Trazados con sutiraje.

En todos ellos la entibación ha sido casi siempre con madera.

El empleo de mampostas hidráulicas individuales, en gran cantidad en HUNOSA, no dio los resultados apetecidos, como se expone en el apartado 3.5.2.1. No obstante, el estempe hidráulico individual de metal ligero, puede entrar a formar parte de cualquier sistema de arranque, siempre que se puedan recuperar fácilmente y que en su utilización no sean dañados en su funcionamiento básico, para lo cual habría que adaptarlos.

I.II. Es importante el ensayo hecho en la S.I.A. antes de su integración en HUNOSA (Capa Pepita del Pozo Santa Bárbara) en el que se trabajó sin entibación.

I.III. El mismo propósito de suprimir o reducir la entibación llevando el relleno colgado, con tela metálica, a la vez que se mantenía una máquina de arranque (ariete, cepillo, rozadora o fresadora) han tenido los ensayos con frente invertido.

I.IV. Las sobreguías y macizos cortos o largos constituyen otro intento de reducir la entibación en las capas y sacar el personal de ellos.

I.V. Las entibaciones autodesplazables precisan regularidad de capa e importantes corridas. Se pueden considerar en vías de ensayo.

II. Métodos empleados fuera de España.

Son prácticamente los mismos, a los que hay que añadir los frentes descendentes con relleno colgado o hundimiento bajo la protección de escudo, y el arranque hidráulico.

III. Máquinas de arranque.

- Rozadoras; Anderson, Eickhoff, Kt, Temp y IKND.
- Rozadoras de tambor de pequeño gálibo; Malishka, A-70, HUNOSA H₁ y H₂.
- Trepanador; Alachi.
- Cepillo. Westfalia y Beien.
- Ariete; Westfalia.
- Scraper Rabbot; Westfalia y ACEC.
- Sierras de carbón.
- Perforadoras y explosivos.
- Martillo picador.
- Monitor hidráulico.

IV. Juicio crítico.

Con todos los métodos descritos, distintos del de testeros, se han obtenido resultados excelentes durante un tiempo y un lugar determinados, pero ninguno ha podido emplearse con la universalidad del método de testeros o tajos oblicuos, porque su buen funcionamiento depende, ante todo, de la regularidad y continuidad de las capas, cualidades que no son las más frecuentes en un yacimiento fuertemente plegado. Por ello, las dificultades conducen siempre de nuevo al sistema de testeros.

¿En qué radican las ventajas de éste?

- a) Se adapta a potencias variables de la capa y a saltos o irregularidades de la misma.

- b) Permite abandonar con facilidad zonas de falla.
- c) Tolera grandes irregularidades en el suministro de relleno y es mucho más seguro que cualquier sistema con relleno colgado.
- d) Permite abandonar un tajo sin el gasto de desmontar maquinaria pesada de él.

Los inconvenientes que tiene, tal como ahora se realiza, son:

- a) La máquina de arranque es el martillo de aire comprimido, de una potencia mínima, ruidoso, que puede originar lesiones profesionales, y que, por estos motivos o por tradiciones y rutinas, el picador solo utiliza durante una fracción del tiempo que esté en el tajo.
- b) El desplazamiento por el taller es incómodo y lento, por lo que los tiempos muertos son importantes y el rendimiento disminuye con la distancia entre plantas. Igualmente ocurre con la tira de la madera y cambio de línea de la conducción de aire comprimido.
- c) La entibación es un trabajo de artesanía que requiere un aprendizaje y práctica considerables, y que se realiza en condiciones incómodas, por lo que resulta lento de ejecución.
- d) La línea del frente en escalera invertida da lugar a una serie de entrantes y salientes con concentraciones de presiones, que facilitan los tan desgraciados derrabes de carbón, sobre todo en potencias grandes.

- e) Lo mismo el método de testers que el de macizos requiere calar muchas chimeneas, trabajo lento y que en las condiciones de las minas asturianas es difícil de realizar por sonda (citado estudio de Villa verde) cuando la distancia entre pisos es considerable.
- f) El carbón se desmenuza en su caída, se pierde una parte en el relleno y se ensucia en éste.

V. Soluciones

Cualquier solución que se adopte debe tener una condición esencial. Es imprescindible facilitar al trabajador del taller una potencia mecánica muy superior a la que actualmente está a su disposición. Es inútil intentar que consiga producciones importantes con sólo su fuerza muscular y un martillo que desarrolla un trabajo.

Partiendo de estas premisas, caben dos alternativas:

La primera es multiplicar el recorte del yacimiento por medio de plantas intermedias. Los macizos cortos entre ellas se pueden entonces arrancar con sierra, cepillo, rozadora de tambor (modelos rusos), monitor hidráulico, o cualquier otro sistema. El empleo de explosivos puede ser más seguro también en estas condiciones. Tiene el inconveniente del mayor coste de la preparación. El avance de sobreaguas solo en carbón con monitor, evacuando éste por canales y arrancando igualmente los macizos, parece una de las soluciones más prometedoras, siempre que los terrenos encajantes lo permitan. Es dudoso que esto se pueda llevar a cabo con eficacia, pero puede ser ensayado fácilmente. En todo caso, el sistema de avances de gale

rías de pequeña sección sin vía, que permitiría el preparar plantas intermedias mucho más económicas, y a mantener menos tiempo que las principales de transporte y extracción.

Este sistema de recortar más en vertical el yacimiento tendrá en todos los casos un coste mayor de preparación, y un ahorro por menos entibación en macizos y mayor rendimiento de arranque, los cuales pueden, en ciertos casos ser arrancados - mecánicamente sin personal en la capa.

La alternativa opuesta es la de mantener la actual separación de plantas -aunque con él se podría pensar en aumentar la incluso- pero mecanizar y facilitar al máximo todos los trabajos que se realizan en el sistema clásico de testers. Así se examina:

1º) La entibación.- Es posible que en las capas verticales e irregulares la mejor siga siendo la madera. Por lo menos se puede pensar que no se podrá prescindir de ella por completo, pero cabe desarrollar un sistema mecanizado para cuya concepción será útil la experiencia anterior, habida - con las mampostas hidráulicas aisladas y con las pilas de escudo, utilizadas en general en capas mucho menos inclinadas.

La entibación a desarrollar parece que debe ser autodesplazable, para evitar los problemas de su recuperación. Podría estar constituida por grupos de dos o tres mampostas hidráulicas cada una, y que cada vez se moviese hacia adelante uno de los bastidores, colgado o apoyado en los otros dos, una vez despegado de los hastiales. El mando, evidentemente, debe hacerse a distancia, sin que eso signifique que el conjunto debe estar conectado permanentemente con manguera a los demás o a una central hidráulica.

La concepción mecánica de estas pilas ha de ser completamente distinta de las de capas horizontales. Hay que tener presente que deben resistir presiones en la dirección de sus mamostas telescópicas, pero que los impactos o golpes que pueden sufrir por hundimiento o por el relleno serán normalmente perpendiculares a ellas. Los escudos deberán, por tanto, ser muy diferentes.

Deben ser fáciles de desmontar y de izar.

En las entibaciones es básico conocer el régimen de presiones, el comportamiento de los terrenos; su fisuración y convergencia de hastiales, lo que en capas de fuerte buzamiento está muy poco estudiado. Los golpes de techo, corrimientos de hastiales o rellenos y desprendimientos instantáneos son temas necesarios de estudiar y ver la forma de tratarlos.

- 2º) La adopción de los sistemas de calado de chimeneas, de plataforma trepadora Alimak o jaula Jora, a la explotación tiene un interés cierto, además del interés para las labores de preparación en pendiente.

La adaptación de plataforma ALIMAK a la explotación de venas verticales, sería de gran interés su estudio y ensayo.

No parece que costaría mucho ajustarla a las condiciones de las capas de carbón. Sería, por ejemplo, relativamente sencillo sustituir la perforación de barrenos horizontales que se ha indicado como segunda fase del trabajo, por el arranque directo del carbón con hidromonitor.

El método de laboreo que resultaría de la aplicación directa de la plataforma ALIMAK con las cremalleras del modelo actual, podría aplicarse bien al de tajos verticales largos y al de testers o, más bien al frente oblicuo, en el

que una vez hecho el cale entre pisos, cabe la posibilidad de utilizar la plataforma, a la que podría añadirse un sistema de arranque y utilizarse para la entibación. Se tendría así un medio de desplazamiento mecánico paralelo al frente, aunque habría que desplazarlo periódicamente.

El sistema de jaula Jora también podría aplicarse de la misma forma, precisando en labores inclinadas un carril guía más sencillo.

Un paso ulterior sería la puesta a punto de una cremallera horizontal, cuyos elementos se fuesen desmontando por detrás y agregando por delante, en el sentido del desplazamiento del frente. La plataforma que corriese por ella podría tener un movimiento vertical complementario, de forma que con un solo carril se pudiesen atender varias calles horizontales de mampostas. El sistema sería compatible con la entibación de madera, cuya colocación facilitaría, o con un sistema mecánico, marchante o no. Las carrileras horizontales estarían ligadas entre sí y con las galerías, por otra vertical u oblicua del tipo de que antes se habló.

Si se lograra desarrollar debidamente estas variantes de las plataformas ya existentes, se podría mejorar decisivamente:

- . La seguridad del personal.
- . La tira y colocación de la madera.
- . La iluminación.
- . Los tiempos muertos y desplazamientos.
- . El control de los trabajos.

El sistema de jaula Jora facilitaría también el empleo de los sistemas de arranque con relleno y frente oblicuo normal con arranque por cepillo, ariete, sierra o rozadora. Si

hubiera cualquier inconveniente, como una esterilidad, salto, aumento de dureza del carbón, etc., mientras se conservase una comunicación mínima entre las galerías de pie y cabeza de la explotación, que permitiese pasar la ventilación y el cable o cadena ya colocado, se podría emplear una plataforma ATLAS para subir al personal al lugar del obstáculo, reconocerlo y solucionarlo o montar rápidamente un taller de testers, si no hubiese otra elección.

Arranque.- El sistema indicado se podría combinar con el arranque hidráulico, moviendo un monitor directamente sobre las cremalleras de las plataformas o colocado en éstas. Es una solución que puede ser la mejor y que no requeriría mover tanta agua como en una hidromina integral, en que el carbón se transportase por canales y tuberías.

Sin embargo, una de las ventajas del método de testers es su universalidad, y el uso del monitor está limitado por la dureza del carbón, por lo menos a las presiones de trabajo que hasta ahora han sido normales. No se puede olvidar que hay máquinas, como el prototipo de minador continuo Wirth, que alcanzan presiones que llegan a partir esquivarlas de roca, pero no se sabe si se podrán extender a los hidromotores.

Por ello, la solución que parece más atractiva y derivada directamente del empleo del martillo picador de aire comprimido es la de intentar sustituir éste por martillos hidráulicos de impacto.

El empleo de estos martillos en la minería se inició en el troceo de bloques de canteras y minas a cielo abierto, pasó a efectuarse la misma labor en el interior, y después se adoptó, montado en brazos articulados o telescópicos,

montados a su vez en palas cargadoras o vehículos oruga, al franqueo del techo en las galerías de todas clases, a la excavación de la roca en galerías en capas de carbón, al franqueo del techo en venas estrechas de minas metálicas (RSA) y otras aplicaciones. Existe, pues, la herramienta y el brazo portador de la misma. Falta solo idear un bastidor al que fijar éste, que se pueda mover por una capa vertical y afirmar sobre los hastiales en la proximidad del frente.

El problema no puede ser muy difícil, ya que la presión que necesita el martillo sobre el frente es de pocas toneladas y los resultados de arranque se puede esperar que sean elevadísimos, ya que la energía de impacto por golpes, según los modelos, de siete a cien veces mayor que la de los martillos de picar usuales. No existiría prácticamente límite de dureza del carbón para su empleo y se podrían superar las intercalaciones estériles más duras, o franquear fácilmente los hastiales cuando fuese necesario.

En el cuadro 0.1. se describen los martillos de impacto del mercado y los montajes ya existentes.

TABLA 0.1. - MARTILLOS DE IMPACTO

Fabricante	Tipo	Energía máxima aprox. por golpe J	Golpes por minuto	Dimensiones sin herramienta			Peso sin herramienta Kg.	Funcionamiento hidráulico		Carga de gas Nitrógeno
				Largo mm.	Ancho mm.	Alto mm.		Caudal l/min	Presión MN/m ²	
INGERSOLL-RAND	G-500	680	135/600	1.041	178	222	220	94,5	13,8	Presión gas: 1/2 Presión fluido: máx. 9,8 MN/m ²
	G-1.100	1.930	60/600	1.067	280	330	339	164	13,8	
KRUPP	HM-401	542	550	1.270	300	390	400	60-70	12-15	Requiere carga a 7 MN/m ² .
	HM-600	1.830	450	1.272	220	426	550	70-90	13-16	
SHAND	Fluicon	2.240	160/180	1.880	317	356	522	52	11-13,8	
MONTABERT	BRI-500	2.000	320/450	1.546	512	310	415	60-170	6,5-13	
GULLICK-DOBSON		4.070	600	1.600	381	430	703	185	13,8	

0.2.- OBJETIVOS

El Estudio comprende un campo tan amplio de temas de gran interés a proponer para ensayos en capas de pendiente fuerte o verticales, que es imposible abordar todos de una vez, por lo que se precisó seleccionar y establecer un orden de prioridades.

El Estudio comprende dos partes bien diferenciadas:

- Labores de preparación en pendientes.
- Labores de explotación en capas de fuerte buzamiento o verticales.

El análisis del estado actual y de las diversas posibilidades de desarrollo de nuevos métodos, variantes y equipos, se estudia en los distintos capítulos.

La escasez de medios disponibles hizo limitar este proyecto, aparte de la ampliación y profundización del estudio anterior, a señalar un primer objetivo prioritario con más posibilidades de éxito inmediato. Es indudable que este éxito puede alcanzarse en las capas potentes, cuyas explotaciones actuales por los métodos tradicionales de testers o rampones ofrecen condiciones de trabajo difíciles, que necesitan personal altamente cualificado -cada vez más escaso-, y cuyos rendimientos son posibles de mejorar, incluso espectacularmente, si se aplican medios mecanizados modernos, como así ofrece la explotación por subniveles.

Hay que señalar que, en las Jornadas de Información de la C.E.E. habidas en Luxemburgo en Agosto de 1976, sobre Talleres de Arranque de resultados elevados en las hulleras, J.Nehr

dich en la primera exposición recalcó, refiriéndose a las capas de fuerte buzamiento, que "entre los procedimientos conocidos hoy día, solo la explotación por cámara y pilares, así como el arranque y el transporte hidromecánico, parecen ser susceptibles de desarrollarse, por cuanto que los procedimientos propios de las capas llanas no pueden ser traspasados a las verticales".

Por otra parte, en cuanto a las capas estrechas, y puesto que HUNOSA está acometiendo su estudio, con medios muy superiores a los disponibles en este Proyecto, y junto con un plan de colaboración con la URSS, se consideró, a la vista de las limitadas disponibilidades económicas actuales, limitarlo a la mejora de las explotaciones por subniveles.

El Proyecto comprende el análisis en profundidad de los problemas en general de las capas en pendiente, con la elaboración del programa futuro de desarrollo y propuestas concretas para trabajos futuros.

1.- ANALISIS DE LOS SISTEMAS DE PREPARACION EN
PENDIENTE

En las capas en pendiente la apertura de los trazados o subida de pozos en carbón es uno de los trabajos más penosos y difíciles.

A continuación se analizan los métodos de preparación de labores en pendiente, agrupados en dos grandes apartados:

- Métodos tradicionales
- Métodos mecanizados

1.1.- METODOS TRADICIONALES

1.1.1.- Método ascendente

El trabajo al iniciarse es de buen rendimiento, pero a medida que crece la altura este rendimiento baja, por las dificultades de circulación en el pozo, sobre todo al sobrepasar los 50 m. El trabajo suele ser realizado por una pareja y a veces se dispone de otra persona en la base del pozo. Cuando la capa no presenta inflexiones, puede utilizarse un torno y una jaula tipo trineo para subir y bajar los materiales y equipos.

Cuando el carbón es derrabable el trabajo se complica y resulta muy peligroso, al tener que llevar enfrenado el testero y proceder a abrirlo parcialmente. En este caso se tiende a hacerlo en rampón, lo que aumenta la longitud, pero permite ir llevando el cielo incluso por medio de piquetes; o en descenso.

1.1.2.- Método descendente

El método en descenso o calderilla es utilizado cuando el carbón es derrabable con la utilización de un pequeño torno y skip; en este caso se elimina el problema de los derrabes, - la ventilación es más fácil por desaparecer el peligro de acumulación de grisú, pero en cambio aparece el peligro de caída de piedras del skip y también problemas en caso de labores con agua.

Las pendientes de trabajo no suelen ser superiores a 55°.

1.2.- METODOS MECANIZADOS

La ejecución de pozos o chimeneas por los métodos tradicionales es la labor más ardua, peligrosa e insalubre, de todas las labores mineras, y que exige mayor fatiga en el personal que la realiza. Trabajos duros se llevan a cabo en espacios muy confinados y siempre hay el peligro de accidente de las personas y daño de los equipos, por caída de piedras, herramientas u otros objetos.

El rendimiento es consiguientemente muy bajo y el costo por metro muy elevado. Por ello, en los últimos años se han hecho serios intentos de mecanización de estas labores, de tal forma que en la actualidad existen diversos equipos y opciones en el mercado, con planteamientos diferentes pero con los mismos objetivos, y que se detallan a continuación.

1.2.1.- Máquinas perforadoras en capa

La perforación en capa puede tener por objetivos el drenaje y captación del grisú, la distensión de macizos de carbón para alejar del frente las zonas de sobrepresiones que pueden producir una proyección de ésta y el simple drenaje de bolsas de agua suprayacentes; pero también el objetivo puede ser la realización de un pozo en carbón, en el que la perforación de un sondeo constituye la primera etapa en la realización del pozo.

En todos los casos es necesario mantener la perforación dentro de la capa, por lo que la investigación se ha dirigido a la puesta a punto de coronas que, al tocar el techo o muro - en el curso de la perforación, reaccionen tendiendo a apartarse de los hastiales y seguir dentro del carbón.

La corona de campana (Fig. 1.2.1.) de la casa Söding & Halbach de 306 mm Ø, al tocar un hastial más duro que el carbón, gira sobre la rótula (1) al tiempo que continúa rotando, de forma que la perforación continua por el estrato más blando de carbón; pasado el resalto, los muelles (2) reponen las

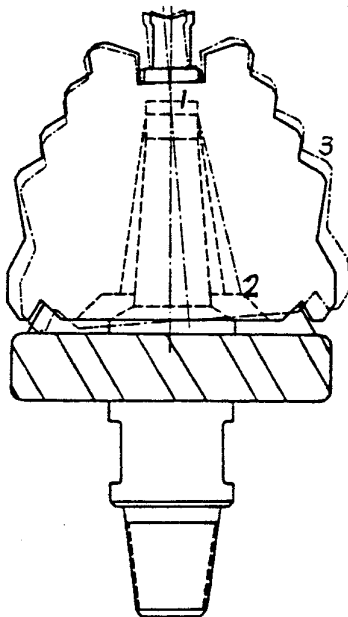


Fig. 1.2.1

cuchillas (3), en su posición simétrica respecto al varillaje. Con ella se pueden salvar pequeños saltos u ondulaciones de la capa. HUNOSA ha adquirido los planos constructivos de esta corona. Trabaja con una perforadora Turmag normal tipo P VI-12/ /120 ó P.600 (Fig. 1.2.2.)

La corona Hibernia (Fig. 1.2.3.) posee unas cuchillas colocadas radialmente a lo largo de dos espirales que convergen en el centro de la corona. Al tocar un estrato más duro se produce una reacción tangencial y otra radial cuya resultante actúa sobre corona y varillaje forzándolos en el sentido del estrato blando.

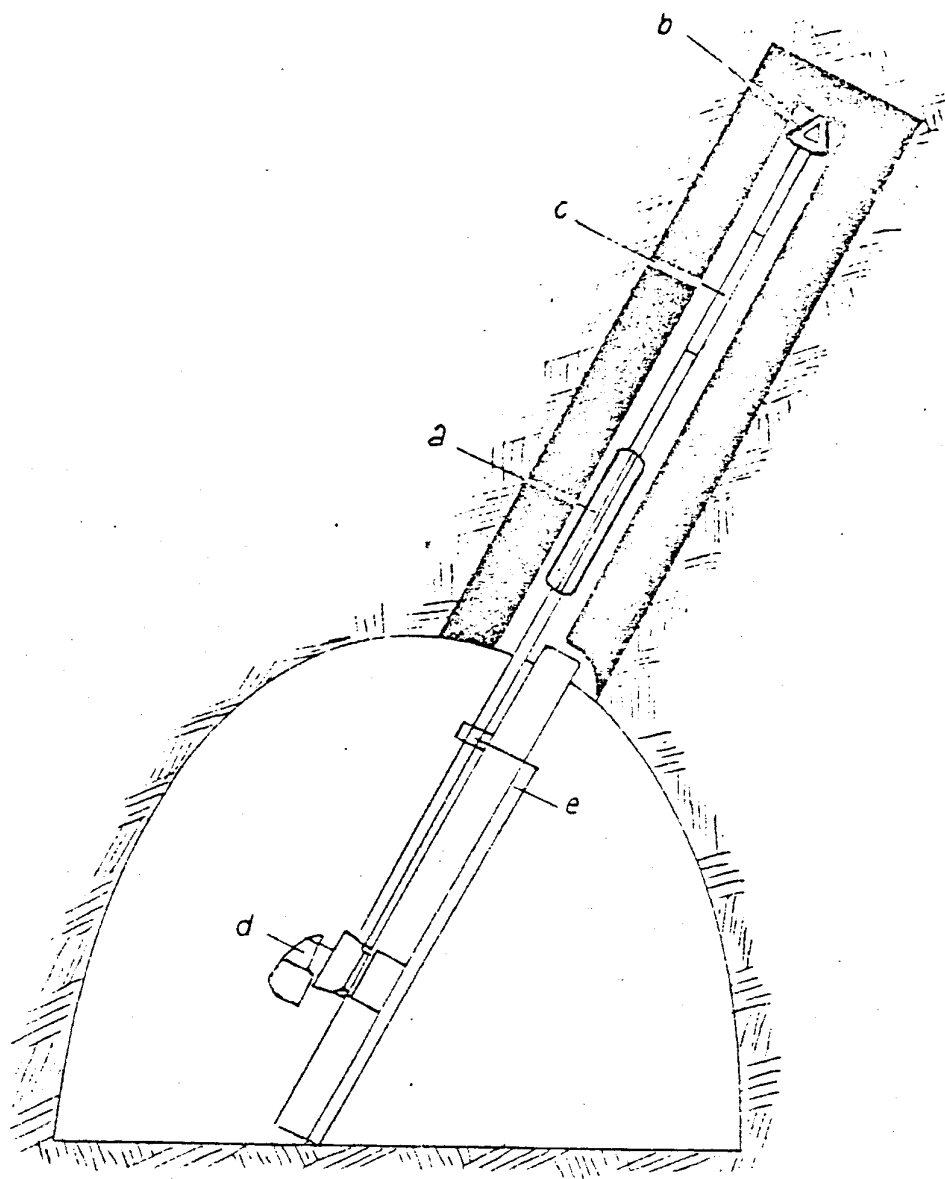


Fig. 1.2.2.- Esquema de principio

- a) Varilla de guía
- b) Broca de campana
- c) Varilla de 114 mm \varnothing
- d) Máquina de empuje
- e) Chasis

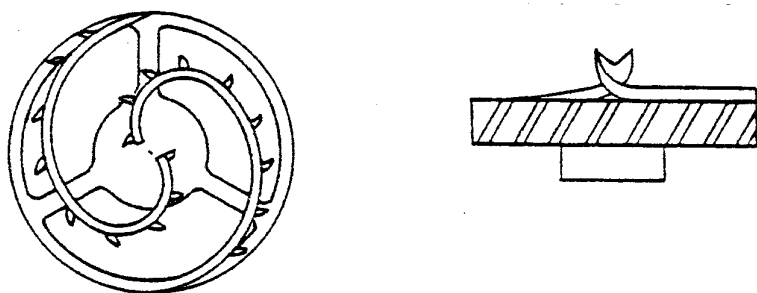


Fig. 1.2.3.- Corona Hibernia

La corona Hibernia, es más robusta pero menos flexible que la corona de campana y se emplea preferentemente en carbones más duros. Se construye en diámetros de 300, 600 y 900 mm y dada la diferencia de diámetro entre la corona y el varillaje (esta corona se acopla a la perforadora Turmag normal P-600 cuyo varillaje es de solo 114,3 mm Ø) es necesario el empleo de unos tubos guías de una ejecución especial.

Ambas coronas usadas individualmente tienden, por efecto de la reacción tangencial que es consecuencia del sentido de giro de la perforadora, a desviar a un lado u otro de su dirección primitiva, según toquen techo o muro. Por ello se emplean perforadoras de doble varillaje con dos coronas gemelas girando en sentidos opuestos, con lo que dicho efecto queda compensado.

La corona de campana ha sido también empleada con la perforadora FD 20 L de Salzgitter Maschinen AG (Fig. 1.2.4.) que tienen como particularidad que el motor de rotación está situado en la propia corona, por lo que el varillaje no gira y no hace más que transmitir el esfuerzo de compresión. Esto tiene la ventaja de que las paredes de la perforación no sufren al no girar el varillaje, pero presenta el inconveniente que en

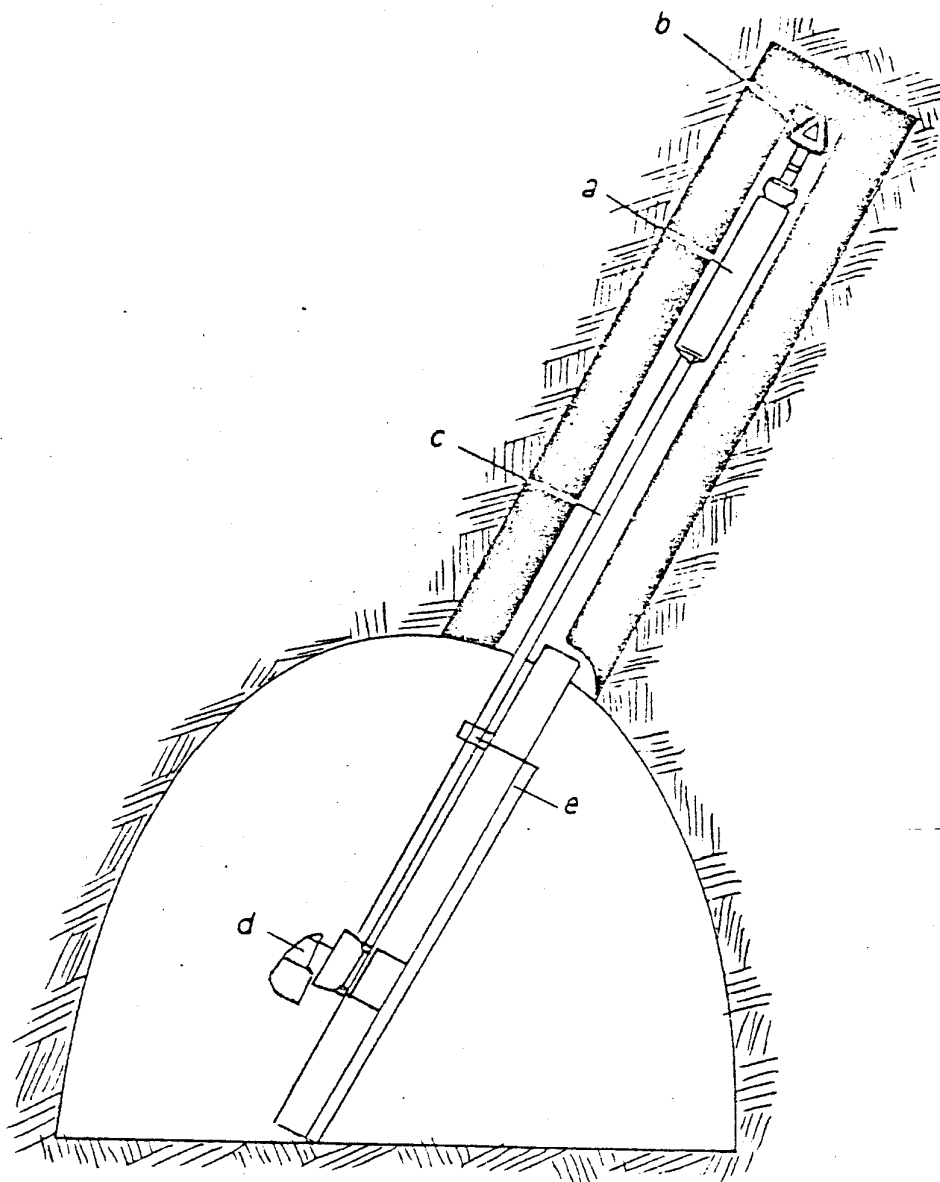


Fig.1.2.4. Esquema de principio

- a) Turboperforadora FD 20L
- b) Broca de campana
- c) Varilla de 114 mm \varnothing
- d) Máquina de perforación amplio para empuje
- e) Base de máquina de sondeo .

caso de rotura del varillaje, queda atrapado en la chimenea no sólo la corona, sino también el motor de rotación, es decir, la parte más cara de la perforadora.

Las perforadoras de doble varillaje son una yuxtaposición de dos perforadoras simples, con el objeto, antes referido, de compensar el desvío lateral. Se componen de dos motores de rotación de sentidos inversos y sincronizados, y un motor de avance común.

La perforadora Pilgrim de Turmag y la perforadora Binout de Sommos, llevan dos motores de rotación de 8 CV para cada varillaje, compuesto de tubos con rosca cónica de 60 mm Ø, y un motor de avance de 6 CV. Las coronas han sido ensayadas durante largo tiempo en la mina Consolidation de Gelfeukirchen y en las Hulleras de Nor-Pas de Calais, con el objeto de dotarlas de dispositivos que permitan, desde la galería, corregir la dirección de perforación, de forma que ésta siempre discurra dentro de la capa. En la Pilgrim, unos émbolos, cuya admisión y escape está comandada desde la galería, apartan del techo o muro a la corona cuando, por las gravas de la perforación que caen a la galería, el sondista advierte que se está mordiendo el techo o el muro. En la perforadora Binaut los émbolos actúan sobre unas camas que son las que hacen variar la dirección de la corona. Con ello se consiguen salvar variaciones de hasta 0,40 m en el buzamiento normal de la capa.

En la Figura 1.2.5. se representan las secciones arrancadas por la Pilgrim y la Binaut en la pasada inicial de cale y en el franqueo subsiguiente.

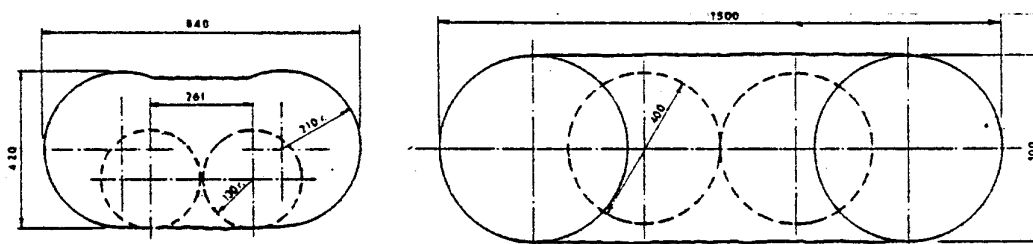
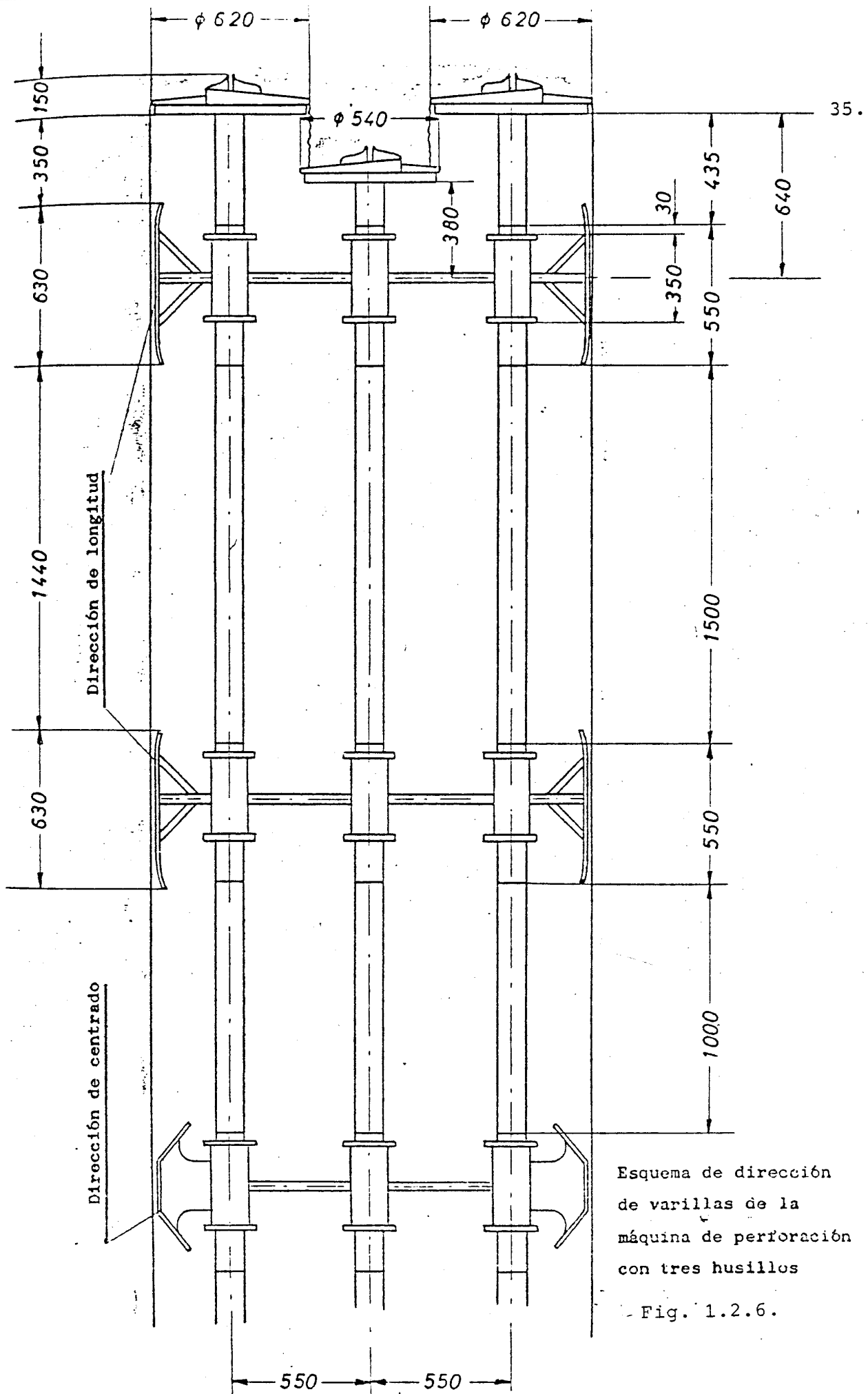


Fig. 1.2.5. Secciones de arranque con las sondas Pilgrim y Binaut

Es claro que estas máquinas, cuya velocidad de descenso en el franqueo y con carbones de dureza media, es de unos 16 m/hora, pueden ser consideradas como verdaderas máquinas de arranque, accionadas desde la galería inferior y sin exigir una galería de cabeza para la explotación del macizo de carbón. El sistema consistirá en dar perforaciones paralelas separadas por pilares de 1-2 m (en cada caso se escogerá la anchura del pilar de forma que permita desmontar el varillaje sin que se hunda la perforación y las coronas queden retenidas), cargar el carbón que produce la propia perforación y esperar a que la presión de hastiales triture los pilares y el carbón caiga por gravedad a la galería. Si esto no se produce, haciendo pasar un cable por dos chimeneas consecutivas, es fácil de "serrar" el pilar con un pequeño torno de scraper en la galería de cabeza.

En la mina General Blumenthal de Recklinghausen con el concurso de la firmas Husherr & Söhne y Turmag, se ha compuesto una perforadora de triple varillaje provista de 3 coronas Hibernia de 800 mm \varnothing (Fig. 1.2.6.), en la que todas las operaciones de montaje, desmontaje y almacenamiento de tubos están mecanizadas y dirigidas desde un pupitre de mando situado a 50 m de la perforadora. Desde el pupitre hasta la perforadora va un transportador blindado con el que es arrastrado y cargado en vagones el carbón procedente de la sección 2,40 m² que la



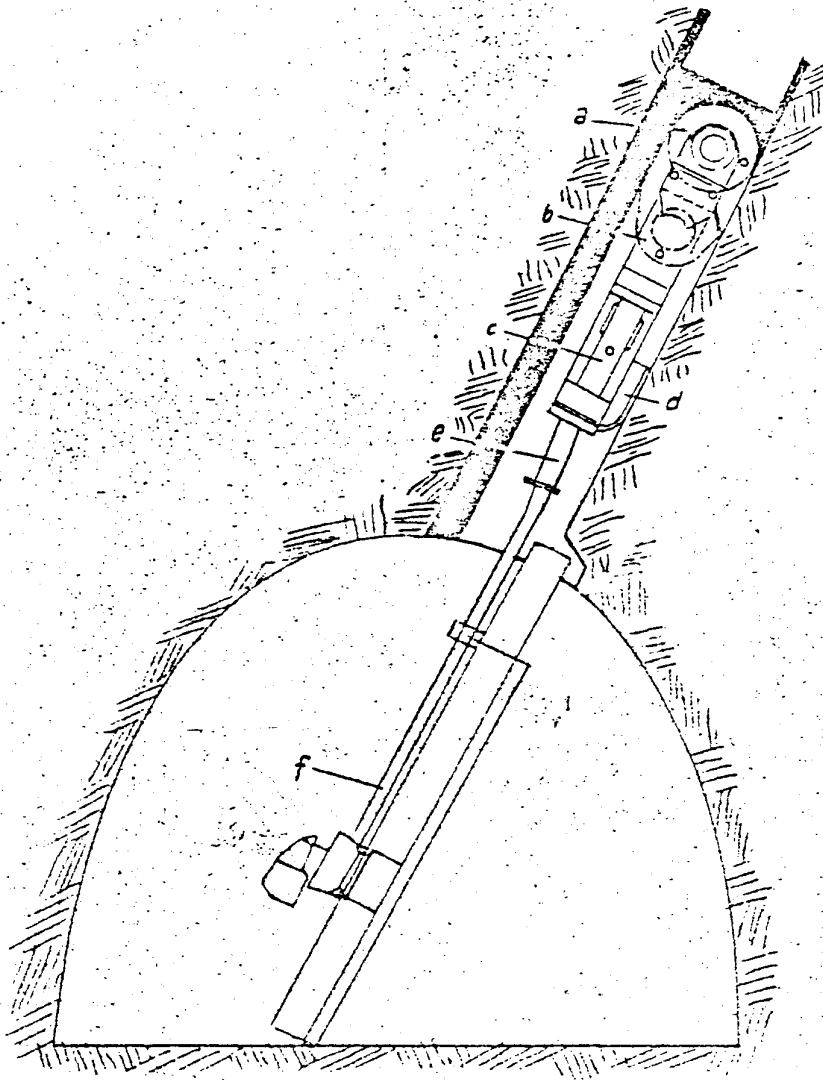


Fig. 1.2.7. Esquema de principio

- a) Cabeza de rozadora
- b) Accionamiento de cabeza
- c) Motor de aire comprimido
- d) Carro de máquina
- e) Varilla de empuje
- f) Cuadro de empuje

perforadora abre. La máquina se coloca en el extremo de una galería y el conjunto de pupitre, transportador y perforadora, va avanzando en retirada hacia el principio de la galería, cargándose el carbón de las perforaciones y el de los pilares dejados entre perforaciones sucesivas, para lo que el transportador blindado es ligeramente más largo que la distancia pupitre-perforadora, recogién dose en esta cola del transportador blindado el carbón procedente de trituración de los pilares.

La firma Gebr Eickhoff G m b H ha ensayado una máquina de subir chimeneas, (Fig. 1.2.7.), diferente de las anteriores, que en realidad es una minirozadora de aire comprimido cuyo tambor provisto de cuchillas tiene unas dimensiones de 0,6x1,1 y su eje trabaja, como el tambor de las rozadoras convencionales, en el plano de la capa y perpendicular a la línea de máxima pendiente. Esta máquina, nominada EVS III, es empujada desde la galería por un sistema hidráulico de la casa Karl Brieden & Co que transmite la compresión a la minirozadora por un simple varillaje con guideras. La cabeza puede ser dirigida desde la galería y está provista de pulverizaciones para reducir el polvo y refrigerar el tambor.

Finalmente, en la hidrominería del carbón se han utilizado para subir chimeneas en capa, coronas (Fig. 1.2.8.) provistas de toberas de eje paralelo al varillaje y a la chimenea por las que los chorros de agua a alta presión (100 kg/cm^2) -arrancan selectivamente el carbón y van abriendo camino, por la

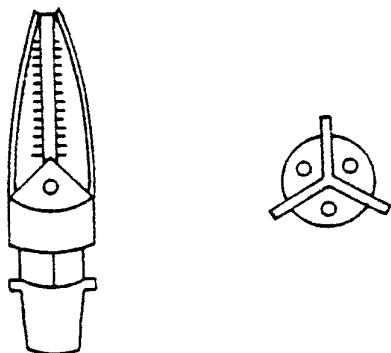


Fig. 1.2.8. Corona de toberas para arranque hidráulico

capa, a la corona. La perforadora utilizada fue la HBM 25 K/Hy de Hausherr & Söhne, equipada con cilindros hidráulicos para el avance de varillaje. La corona de la Fig. 1.2.8. es la empleada para las perforaciones de cale; para el franqueo las toberas tienen un cierto ángulo respecto al eje del varillaje, y como varillaje y corona en su trabajo van girando, los chorros divergentes de agua atacan, en cada vuelta, el carbón y los hastiales. Esto crea no pocas dificultades si techo y muro no son muy resistentes, y por ello esta técnica de perforación de chimeneas en capa es de empleo muy restringido y no parece estar muy madura.

En la Fig. 1.2.9. pueden observarse los diferentes tipos de perforadoras en carbón para capas verticales.

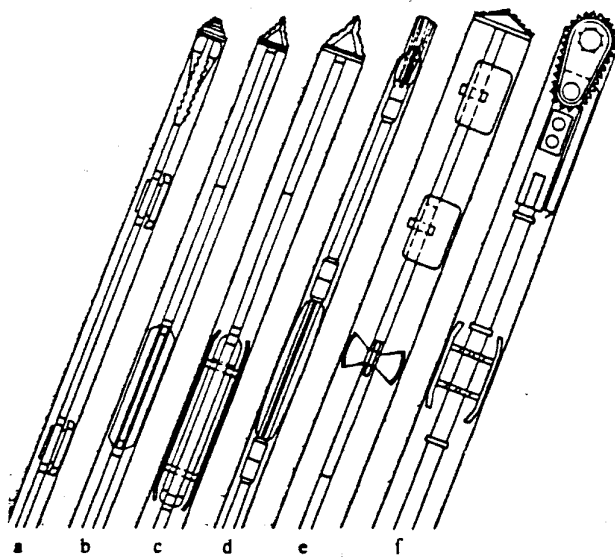


Fig. 1.2.9. Tipos de perforadoras

<u>Perforadora</u>	<u>Diámetro (mm)</u>
a) Perforación doble paralela	
b) Campana	300
c) Campana con turboperforadora FD-20 l	400
d) Hidroperforación	200
e) Corona Hibernia	500-900
f) Minirozadora EVS III	600 x 1.000

La Fig. 1.2.10. muestra una representación de los ensayos con perforadoras en capas de carbón casi verticales; 94 perforaciones efectuadas en el pozo Consolidation V6 de la antigua empresa Hullera de Essen, S.A., Alemania.

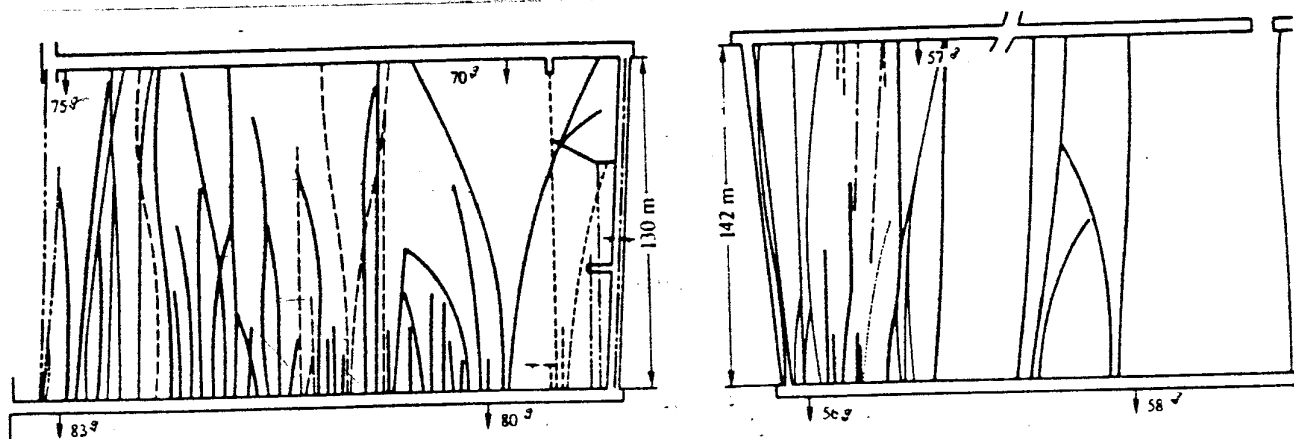


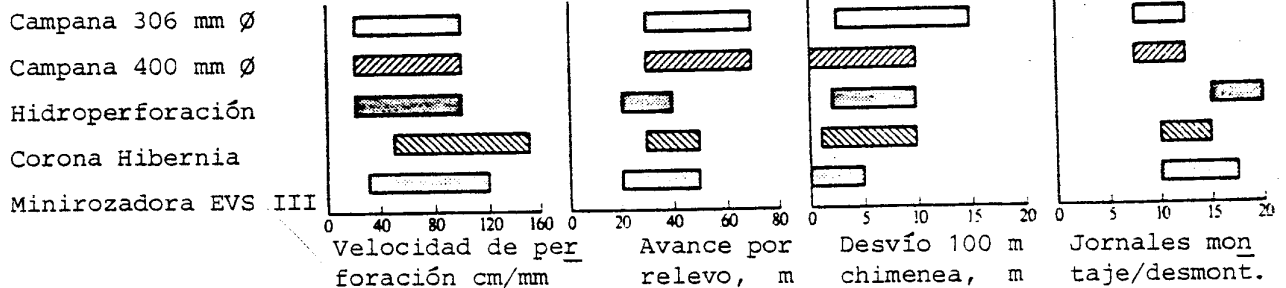
Fig. 1.2.10. Representación de las perforaciones efectuadas en capa, con distintos equipos de perforación, en el Pozo Consolidation (Alemania)

- Minirozadora
- Corona de campana
- Hibernia
- - - - Turbo perforadora FD-20L
- - - - Máquina de perforación doble paralela

En la Tabla 1.2.1. se exponen los resultados alcanzados con cada una de las perforadoras en capa anteriormente mencionadas.

Tabla 1.2.1. Resultados de las perforadoras en carbón para capas verticales

Perforadoras



La máquina Turmag se introdujo en la minería española - hacia 1960, con resultados significativos en roca y solo en casos muy especiales lo fueron en carbón (capas muy regulares, lo que es excepción de zonas muy reducidas); es así que en las minas del Aller se decidió el empleo de las coronas para rocas desde el emboquille inicial, aunque lo fueran en carbón y fijando su dirección exclusivamente por trabajos topográficos independientemente del buzamiento de la capa.

A fin de investigar la posible aplicación del método de cámaras y pilares, por pozos verticales mecanizados, la Empresa Nacional HUNOSA contrató los servicios de 2 equipos completos de ingenieros y perforistas alemanes de las minas General Blumenthal y Consolidation, para efectuar sondeos en capa.

Desde el 19 de Marzo al 16 de Junio de 1973, utilizando 2 perforadoras TURMAG P-600 y coronas tipo campana (Glockon -

Krone) e Hibernia, los expertos alemanes realizaron sondeos en 20 capas diferentes de los pozos Sotón, Fondón, Lláscaras, Polio y San Antonio, con los resultados siguientes:

40 sondeos con un total de 1.352 m.

Media: 33,3 m/sondeo.

- . 8 sondeos calaron a la galería superior 20%
- . 9 sondeos sobrepasaron los 50 m en capa 22,5%
- . 13 sondeos sobrepasaron los 40 m en capa ... 32,5%
- . 18 sondeos sobrepasaron los 30 m en capa ... 45,0%

En todos los casos que no se calaron, los sondeos tropezaron con irregularidades de la capa (saltos, estrechamientos o esterilidades).

1.2.2.- Pozos o chimeneas con perforaciones previas

La labor se ve muy facilitada, si se dispone de un sondeo o perforación previa, en los siguientes aspectos:

- Conseguida una conexión entre las galerías de cabeza y pie, no es necesario el establecimiento de una ventilación secundaria en la chimenea.
- La ventilación del frente, endurece éste, lo que si bien dificulta el arranque con martillo picador, aumenta la seguridad ante posibles derrabes.
- Conseguida la perforación en capa y franqueada ésta a 500 m Ø, es posible "bajar" la chimenea a martillo picador con riesgo y fatiga considerablemente menor, con descenso del carbón por la perforación previa a la galería inferior.

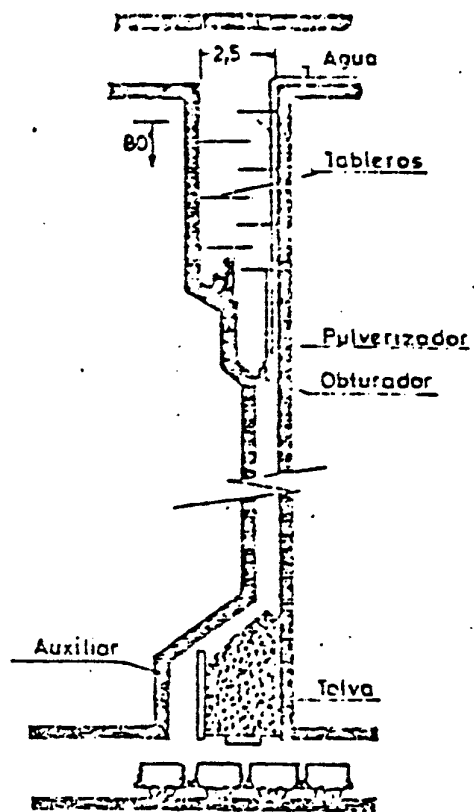
En el pozo San Luis de Carbones de La Nueva, S.A., hacia 1968 se realizaron unos ensayos de "bajar" chimeneas utilizando una perforación previa en carbón, en los que se consiguieron resultados superiores a los previstos.

En la capa 8 del paquete Sotón, de 70-80 cm de potencia y 80° de pendiente, se dió una perforación, sobre la línea de máxima pendiente, desde la galería de pie a la de cabeza, con una distancia vertical entre ambas de 75 m, que una vez calada con un diámetro de 143 mm se franqueó con la misma perforadora a 550 mm de diámetro (Fig. 1.2.11.). Una vez preparados en la galería de base una cámara o tolva con su auxiliar, el picador comienza a "bajar" la chimenea desde la galería superior, descendiendo el carbón picado por la perforación de 550 mm hasta la tolva de cargue. Fue necesario colocar un obturador formado por 3 anillos de hierro de 40 mm de diámetro, soldados a 90° que constituían una rejilla esférica que al comienzo de su trabajo el picador colocaba sobre perforación de 550 mm para retener los bloques de carbón que pudieran obturar la chimenea y que eran rotos a martillo sobre la rejilla esférica. A medida que se profundizaba en el franqueo de la perforación, la rejilla, que se suspendía por un cable de la entibación, se iba descendiendo. Era necesario también un pulverizador de agua para reducir el polvo y nada más.

Los resultados, conseguidos ya en el primer ensayo sobre la capa 8, eran de bajar, en 2 relevos, a 2 calles de 1,25 m, 7,50 m, lo que da un deshullamiento diario de 18,75 m² con dos picadores y dos ayudantes, es decir, 9 m² por relevo y pareja de picador y ayudante.

Sobre la capa 9 también del paquete Sotón, se bajó otra chimenea con el mismo deshullamiento por pareja a pesar de la

Figura 1.2.11.

BAJADA DE CHIMENEAS PREVIA
PERFORACION EN CAPA

mayor potencia de la capa (90-110 m). El trabajo era completamente seguro contra derrabes y emisiones de gas, menos fatigante porque se pica hacia abajo y los resultados casi triplicaron los obtenidos convencionalmente en las chimeneas que se "suben".

Naturalmente este sistema supone la perforación previa en capa que una las galerías de pie y de cabeza, y esta perforación es imposible de conseguir cuando existe una falla o salto entre las dos galerías, y difícil cuando la potencia de la capa es pequeña y la distancia entre plantas grande, como lo fue en los dos ensayos citados. Cuando la potencia de la capa es grande (1,20 - 5 m) y la distancia entre plantas no supera los 50 ó 60 m, la perforación es relativamente fácil de conseguir en un relevo eligiendo el emplazamiento de la perforación en un punto donde se presume, razonablemente, que no existen alteraciones en la marcha normal de la capa.

1.2.3.- Sistema Linden-Alimak

El sistema de Linden-Alimak AB, Fig. 1.2.12., da un pozo piloto que puede llegar a 2 x 2 m, a partir del cual, y de arriba a abajo, puede franquearse a la sección que se quiera, mediante un complejo que consta de (Fig. 1.2.13.):

- Jaula de personal y materiales.
- Plataforma de trabajo con cubierta sobre aquélla.
- Carril guía con cremallera bulonado a pared del pozo al que acompañan tuberías de aire comprimido y agua.
- Manguera o cable del motor de la plataforma según sea de aire comprimido o eléctrica.

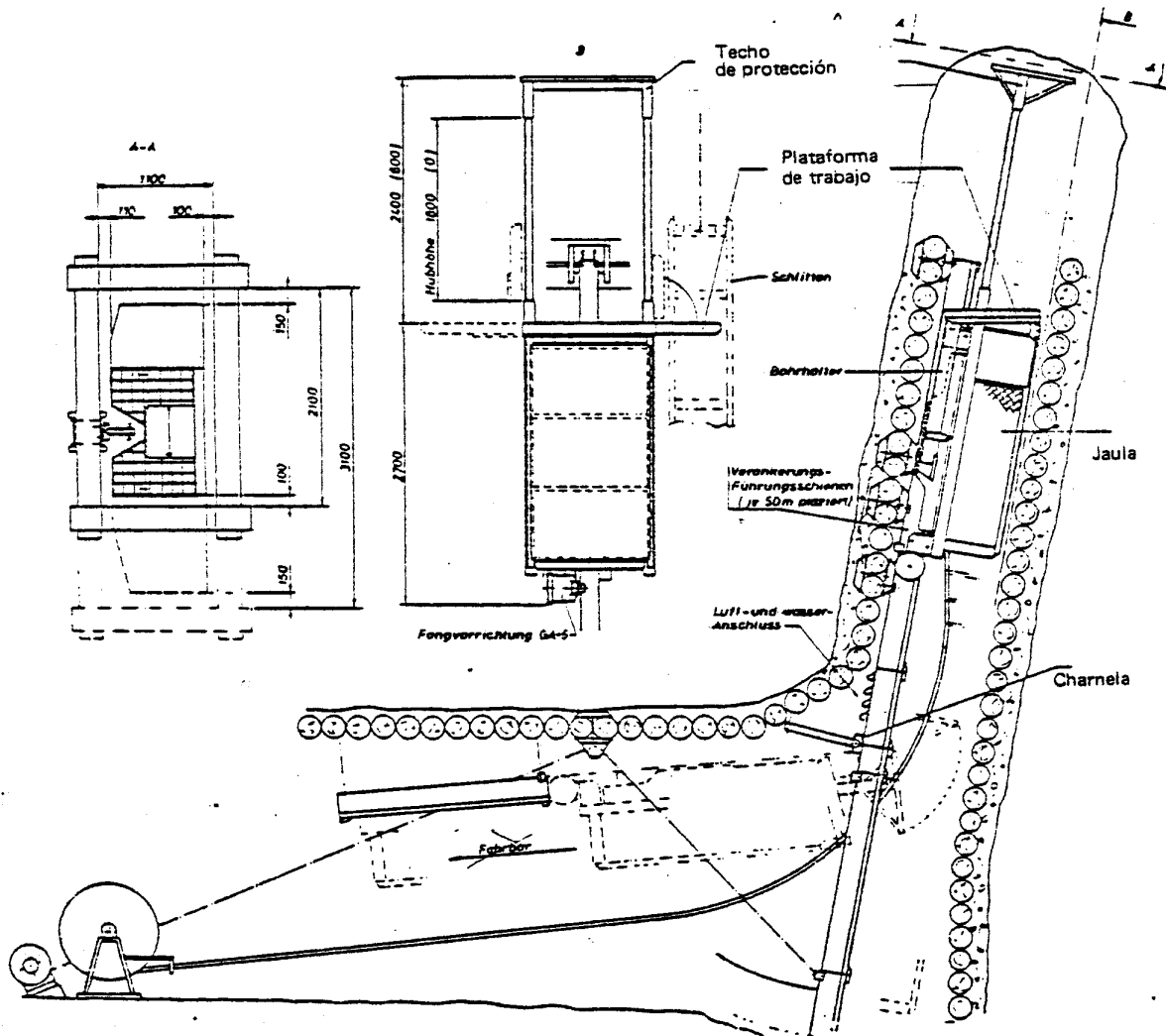


Fig.1.2-12.- PLATAFORMA TREPADORA ALIMAK

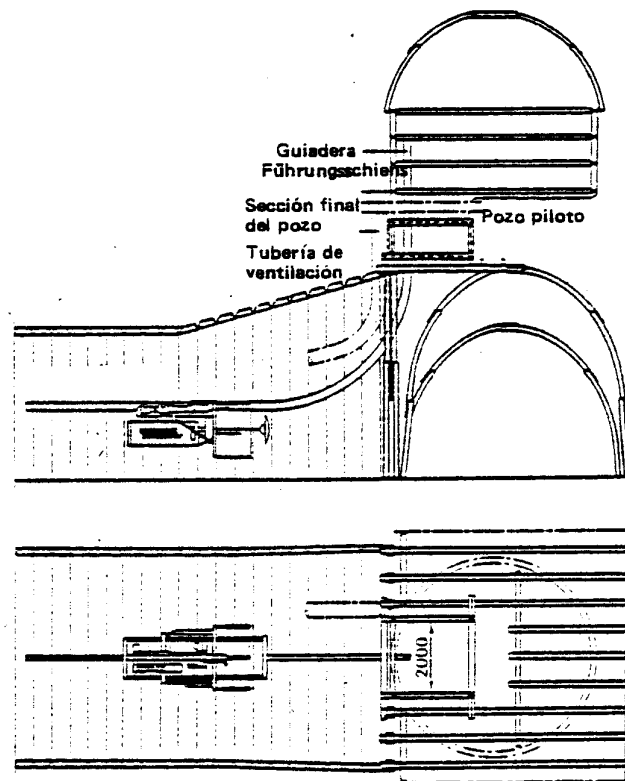


Fig.1.2.13.- REALIZACION DE POZO BALANZA PARTIENDO DE UN POZO PILOTO

- Dispositivos diversos como freno de servicio y de seguridad, paracaídas, etc.

Antes del disparo de cada pega la plataforma se retira accionada por su propio motor a la galería. El escombro que cae a éste se carga y el trabajo se comienza.

Con respecto a su utilización en minas metálicas o en obras civiles, su aplicación en minas de carbón para el montaje de pozos, no difiere más que en éstas debe barrenarse un canal rectilíneo en el pozo piloto, para alojar en él una tubería de ventilación como mínimo de 500 mm \varnothing , por la que se impele aire que limpia el frente de posibles acumulaciones de metano.

En las minas metálicas u obras civiles los únicos gases nocivos, los de descomposición de las dinamitas, son más pesados que el aire y descienden hacia la galería donde son aspirados. El grisú, al contrario, exige ventilación soplante. Por la misma razón no se ha considerado hasta ahora el accionamiento diesel para la plataforma.

Las características técnicas de la plataforma Alimak STH-5 LL utilizada en la mina Osterfeld para subir un pozo balanceado de sección circular, 5,50 m \varnothing y 30 m de altura, son las expresadas en la tabla 1.1.2. de la página siguiente.

Tabla 1.2.2.

. Accionamiento	Aire comprimido
. Potencia, Kw	2 x 6,25
. Tamaño plataforma, m	1,6 x 1,6
. Velocidad:	
- Ascendente, m/min.	5 - 10
- Descendente, m/min.	15 - 20
. Consumo a.c., m ³ /min.	30
. Carga útil máx., kg	500
. Personal	3

El pozo se subió primero con una sección de 2 x 2 m y - se bajó franqueando y fortificando con anillos circulares de perfil I 140 a 75 m de distancia. La fortificación se completa inyectando hormigón tras el emparrillado.

En el trabajo descrito los rendimientos obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 1.2.3.

<u>Mina Osterfeld. Pozo Balanza</u>	<u>Pozo piloto</u>	<u>Franqueo</u>
Tiempo útil de trabajo, min.	360	360
Personal (jorn./día)	12	16
Relevos	4	4
Personal por relevo	4x3	4x4
Velocidad avance, m/d	3,8	1,2
Excavación, m ³ /d	16,7	25,8
Rendimiento, cm/j	31,6	7,5

En cuanto a costes, los que produce el nuevo método en comparación con el método convencional, han sido analizados y resultaron ser, en el pozo Osterfeld y para la obra descrita,

de 13.072 DM/m (500.000 pts/m) para el método convencional y sólo 8.520 DM/m (325.000 pts/m) para el nuevo sistema Linden-Alimak.

El análisis porcentual del costo se expresa en la siguiente tabla:

Tabla 1.2.4.

<u>Métodos/costo (%)</u>	<u>Mano Obra</u>	<u>Resto</u>
Convencional	74	26
Linden-Alimak	62	38

La aplicación descrita de un corto pozo interior en la mina Osterfeld y sus resultados, da pie para imaginar la utilización de la plataforma Alimak en el montaje de chimeneas en capa de carbón. En las minas metálicas de filones verticales se ha utilizado con la plataforma Alimak el sistema de cámaras y pilares cuyas fases se representan en la Fig. 1.2.14. Para su aplicación a las minas de carbón, se advierten las siguientes dificultades:

- La sección mínima del pozo piloto que requiere la plataforma Alimak para poder ascender es de 2 x 1,5 m. Ello limitaría su campo de utilización a un número muy reducido de capas, salvo una modificación sustancial de su tamaño.
- El anclaje de la cremallera-guía de la plataforma que debería hacerse en el techo, exige que dicho hastial tenga los estratos próximos a la capa muy firmes y compactos, ya que los bulones de fijación deben ser necesariamente cortos (30-50 m) pues, en el reducido

ALIMAK Vein Mining

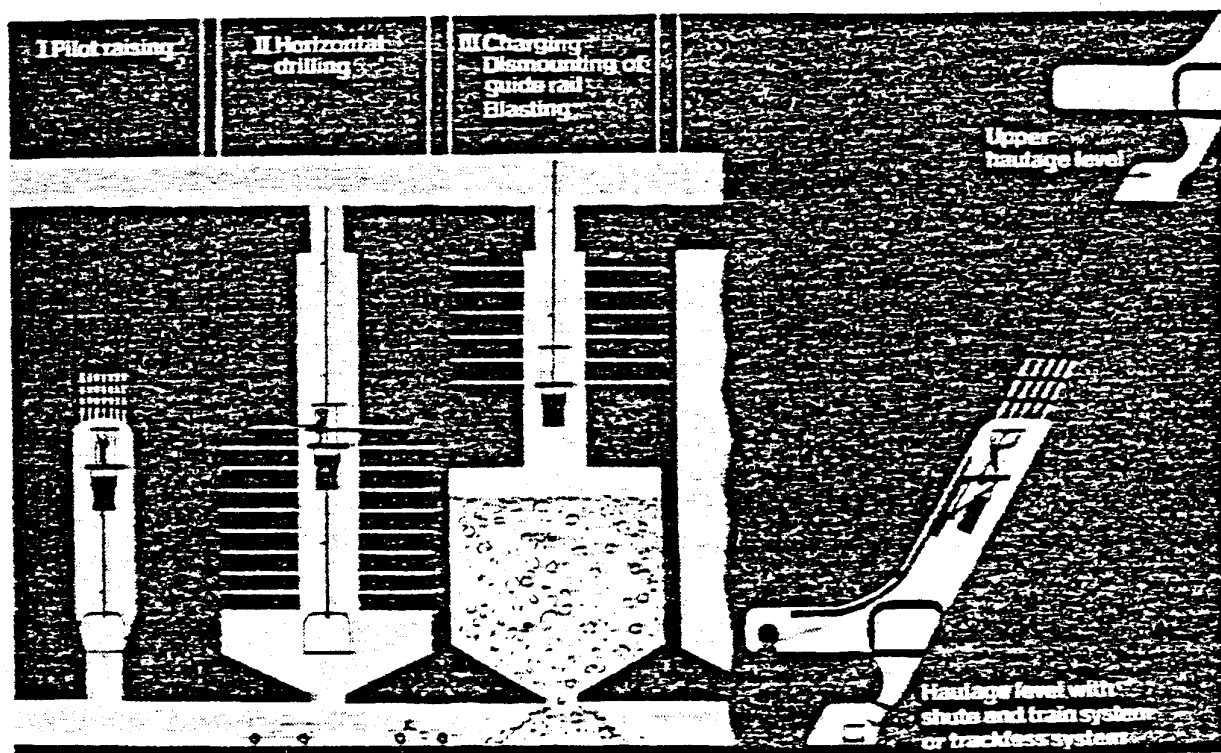


Fig.1.2.14.- MINERIA DE VENAS CON ALIMAK

espacio del pozo piloto, no puede pensarse en un anclaje con bulones de 1,50 - 2 m, porque sería muy difícil su colocación. Para una fiabilidad suficiente de la fijación de la cremallera son necesarios hastiales muy duros y enteros, ya desde la misma capa de carbón, lo cual es excepcional, sobre todo en capas de potencia superior a los 2 m.

- Las capas potentes y verticales como las Generales, son de carbón derrabable, hasta el punto que deben ser posteadas inmediatamente, e incluso el frente de carbón entablado, de forma que no se produzca la menor proyección de carbón, ya que por la acción del grisú la campana inicial se propagaría sola hasta la galería superior. El problema del montaje de las chimeneas es la ventilación y un posteo que evite el menor derrabe, no el arranque del carbón. La plataforma Alimak se modificaría para utilizarla como ascensor de la madera de posteo y como base de trabajo para los posteadores. Generalmente en cuanto se abre un vacío en capas potentes, la liberación de presiones rompe los estratos del techo y muro próximos al carbón, que deben ser retenidos con un embastonado o entablado, lo que hará difícil no solo la fijación de la cremallera, sino la circulación por ella una vez fijada.

- Las variaciones de potencia de una capa arrosariada serían una notable dificultad para la implantación de una plataforma Alimak.

La aplicación más inmediata del sistema Linden-Alimak es la subida de pozos en roca que, como ya se ha dicho, cada vez entrarán con más frecuencia a formar parte de la estructura

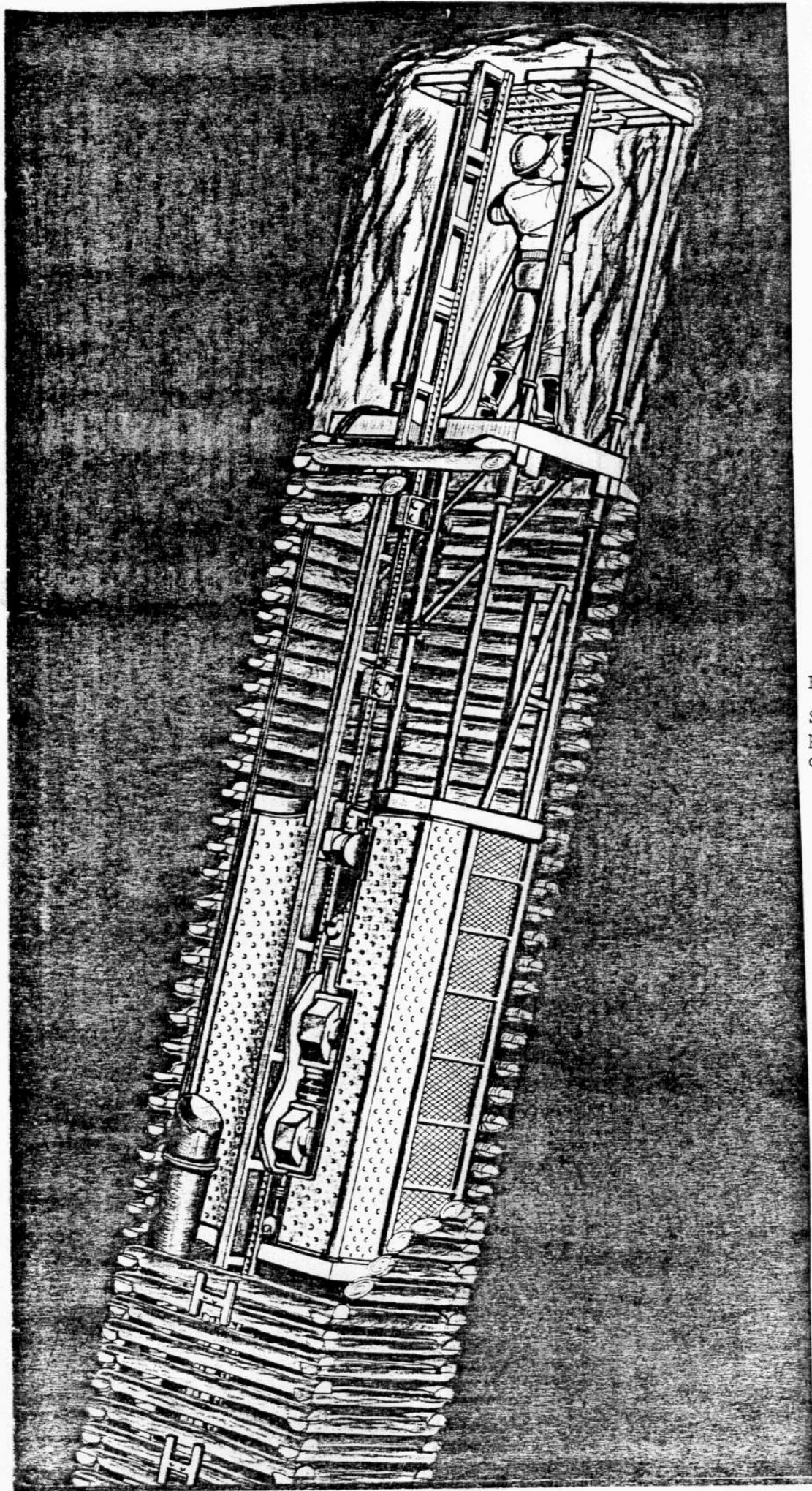


Fig. 1.2.15.
Sistema Alimak
para pozos de
carbón

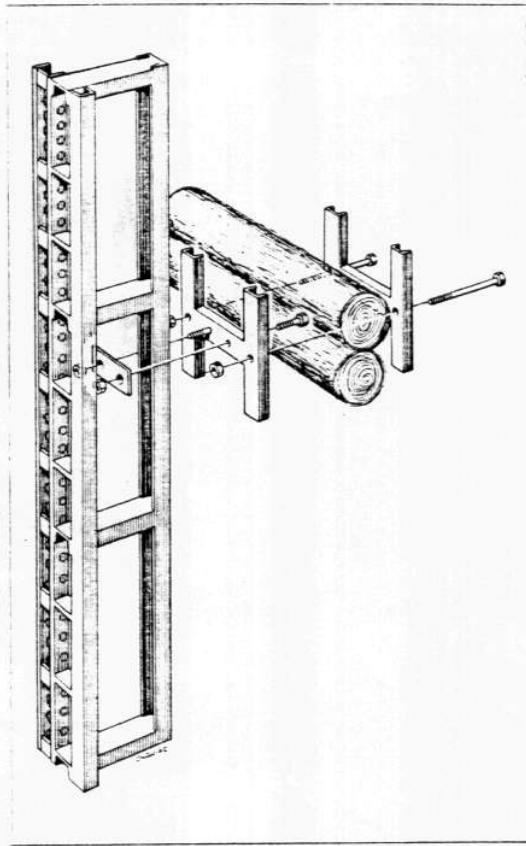


Fig. 1.2.16.- Sistema de anclaje del carril guía en pozos en carbón

ra normal de una mina para el descenso del carbón y rellenos.

Para su empleo en los montajes de chimeneas en carbón parecen ser necesarias modificaciones sustanciales, pero el sistema ofrece, no obstante, perspectivas (Fig. 1.2.15 y Fig. 1.2.16.).

Los modelos disponibles de plataformas trepadoras Ali mak en el mercado, son los siguientes:

Tabla 1.2.5.

<u>Tipo</u>	<u>Sección Max. de pozo</u>	<u>Longitud max.</u>	<u>Tipo de accionamiento</u>	<u>Unidades motrices</u>
STH-5L	9 m ²	150-200 m	Aire comprimido	2 x 8,5 hp
STH-5LL	15 m ²	150-200 m	Aire comprimido	2 x 8,5 hp
STH-5E	7 m ²	800-900 m	Eléctrico	1 x 10 hp
STH-5EE	15 m ²	800-900 m	Eléctrico	2 x 10 hp
STH-5D	5 m ²	2.000 m	Diesel-hidráulico	1 x 38 hp
STH-5DD	15 m ²	2.000 m	Diesel-hidráulico	2 x 38 hp

1.2.4.- Sistema jaula Jora o jaula colgada de un cable

En este sistema (Fig. 1.2.17. y 1.2.18.) se deben enlazar previamente las plantas superior e inferior por medio de un sondeo, por el cual se ha de pasar el cable de suspensión de la jaula. Desde la jaula se hace el trabajo de saneo, perforación y cargue de barrenos; antes del disparo se retira la jaula y el cable. El sistema da buenos resultados en terrenos consistentes y pegas verticales, como así resulta en Almadén. En terrenos flojos el sondeo corre peligro de obturarse, sobre todo después de las pegas. En pozos inclinados el sistema se complica al ser preciso ir colocando una guiadera para la jaula

la, a medida que se sube la chimenea. Todo ello lo hace poco -
útil en las minas de carbón.

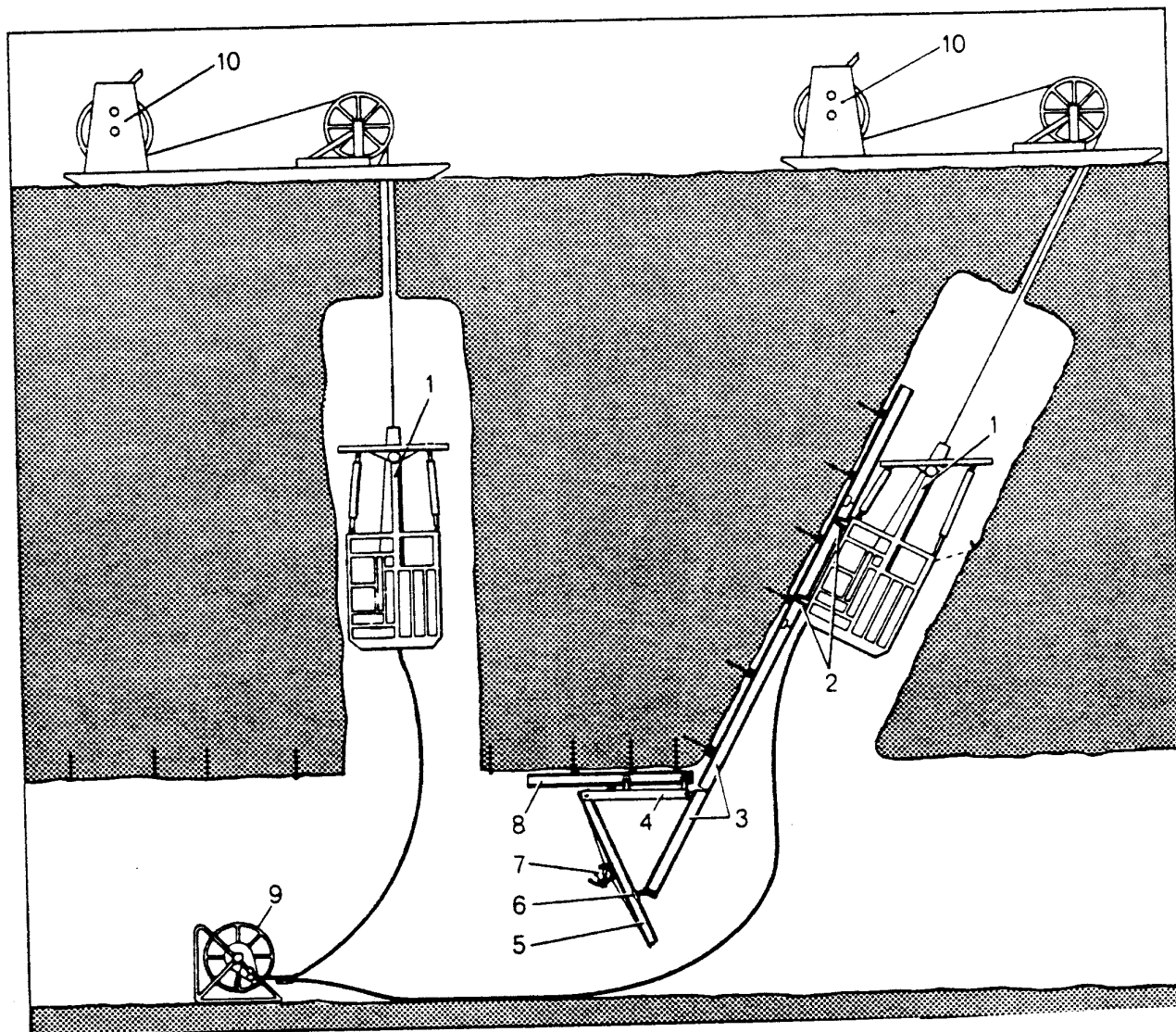


Fig. 1.2.17.- Principales componentes de la Jaula Jora

- | | |
|---------------------|-------------------------|
| 1. Jaula | 6. Andamiaje móvil* |
| 2. Rodillos guía* | 7. Cabrestante* |
| 3. Carril guía* | 8. Guía* |
| 4. Guía móvil* | 9. Carrete de manguera* |
| 5. Guía deslizante* | 10. Cabrestante |

* Sólo en pozos inclinados

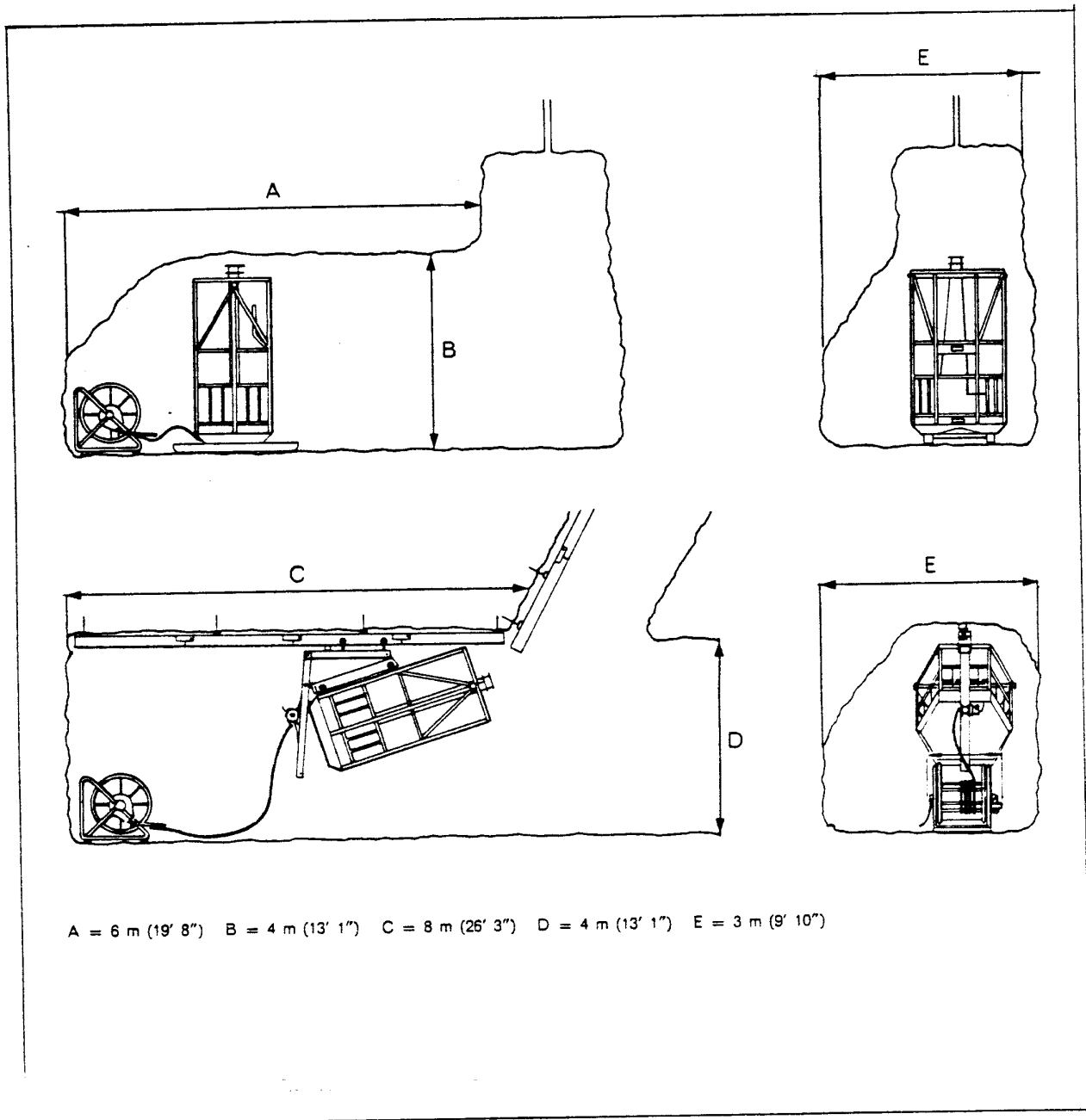


Fig. 1.2.18.- Dimensiones de la excavación necesaria para la instalación de la jaula Jora para subida de pozos.

1.2.5.- Máquinas perforadoras de pozos (Raise boring Machines)

Estas máquinas, capaces de perforar en rocas de tipo medio y duro, fueron desarrolladas hace 20 años aproximadamente. En un principio su introducción a la minería fue lenta, principalmente por los problemas asociados con la duración de los cortadores de la cabeza perforadora y escariadoras.

La resolución de estos problemas ha hecho que estos equipos sean muy utilizados, para la realización de pozos en roca y puedan ser introducidos para la realización de pozos en carbón.

Existen dos procedimientos, según se realice sondeo piloto o no.

Cuando se hace un sondeo piloto, éste puede ser realizado en sentido ascendente o descendente entre dos niveles de la mina. (Fig. 1.2.19.). Posteriormente el sondeo piloto es escariado en una pasada o en varias, hasta conseguir el diámetro deseado. El método más comúnmente utilizado, es situar la máquina en el nivel superior y perforar el sondeo piloto en sentido descendente; Una vez que el sondeo ha calado el nivel inferior, se sustituye la boca de perforación por la cabeza escariadora y se sube hasta el nivel superior. Los escombros que son producidos en el escariado del pozo, caen a través del pozo hasta el nivel inferior, donde son cargados y transportados.

Otro método empleado es escariar el sondeo piloto en sentido descendente; en este caso este sondeo ha de ser lo suficientemente grande como para asegurar el paso de los escombros producidos, sin que éste sea bloqueado. La máquina puede

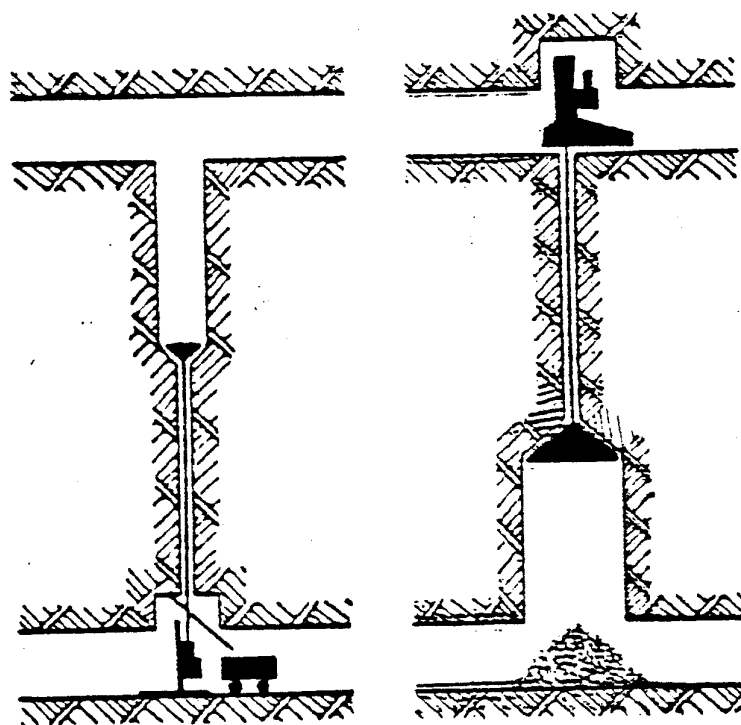


Fig. 1.2.19.- Máquinas perforadoras de pozos

estar situada en el nivel inferior, perforándose el sondeo piloto en sentido descendente, escariando en sentido ascendente o descendente. En este caso el equipo ha de estar protegido - por una pantalla que defleccione los escombros producidos.

Las ventajas que presenta el primer método (máquina situada en el nivel superior) sobre el segundo, son las siguientes:

- Mayor limpieza de la perforadora, que no resulta afectada por el polvo ni las aguas de refrigeración de la corona.
- Mayor facilidad de control, manejo y acondicionamiento de la máquina.
- Menor desgaste de la perforadora.
- Mayor seguridad para el personal que está al lado de la máquina.
- El bloqueo del varillaje por los detritus de la perforación es imposible, particularmente en el franqueo - ascendente.

Las desventajas que presenta el primer método respecto al segundo, son:

- En las perforaciones de cale es necesario el empleo - de bentonitas para extraer el ripio.
- Al producirse el cale las arcillas irrumpen en la galería inferior y existe riesgo de quiebras.

- Los triconos están sometidos a un fuerte desgaste, -
pues trabajan sumergidos en un lodo abrasivo.
- Existen mayores dificultades en el caso de rotura de
una varilla, para su extracción.
- La perforación debe ser más potente, ya que en el es
cariado el esfuerzo de compresión de la corona contra
el frente es sólo la diferencia entre la tracción de
la perforadora sobre la corona y el peso de ésta con
el varillaje.

Estas máquinas para perforación de pozos (raise-borers) pueden ser accionadas eléctricamente, corriente continua o co
rriente alterna, o hidráulicamente. Los modelos accionados por
motores de corriente alterna de velocidad fija, tienen la ven
taja de su simplicidad, disponibilidad, robustez, eficiencia y
costo inicial bajo. Una desventaja es que la velocidad de rota
ción permanece fija.

Los motores de corriente continua y alterna de veloci
dad variable y las máquinas accionadas hidráulicamente, tienen
toda una gama de velocidades de rotación, con las que se puede
jugar según las condiciones de perforación. Los dos primeros -
tipos requieren un mantenimiento especializado, que puede ser
una desventaja en ciertas ocasiones. Las máquinas accionadas hi
dráulicamente son relativamente simples de mantener y las so
brecargas causadas por el alto par resistente de arranque, pue
den ser prevenidas por válvulas de protección.

Al igual que con todas las máquinas hidráulicas, en mi
nería subterránea es esencial un buen cuidado y limpieza de
los circuitos hidráulicos.

En la tabla 1.2.6. están reflejadas las máquinas perforadoras de pozos que requieren sondeo piloto (Raise-boring) - existentes en el mercado.

TABLA 1.2.6
MAQUINAS PERFORADORAS DE POZOS
(Raise boring machines)

FABRICANTE Y TIPO	POTENCIA TOTAL KW	ACCIONAMIENTO ROTACION	DIAMETROS		LONGITUD (m)	VELOC. ROTAC. r.p.m.	FUERZA EMPUJE MAX. KW	PAS. MAX. KNm	ANGULO DE TRABAJO DESTE HORIZ.	VARILLAJE	
			S.Piloto mm	Escariado m						Diámetro mm	Longitud m
Atlas Copco Jarva											
R.100	145	Eléctrico, c.a.	251	1-2	600	0-36	2.000	60	90°-45°	203	1.52
R.200	275	Eléctrico, c.a.	279	2-3	600	0-26	3.800	164	90°-45°	254	1.52
R.300	350	Eléctrico, c.a.	311	3-4	600	0-22	6.200	257	90°-45°	286	1.52
R.400	440	Eléctrico, c.a.	400	4-5	600	0-20	8.000	360	90°-45°	327	1.52/2.44
R.500	515	Eléctrico, c.a.	400	5-6	600	0-18	9.700	480	90°-45°	327	1.52/2.44
R.600	680	Eléctrico, c.a.	445	6-7	600	0-14	12.400	814	90°-45°	400	1.52/2.44
Dresser Industries, Mining Services & Equipment Division											
300	56	Hidráulico	251	1.22	150	0-60	800	30	90°-20°	171-254	1.52
500	149	Hidráulico	251-311	1.83	300	6-43	2.224	85-30	90°-20°	203-254	1.52
900	291	Hidráulico	349-381	1.83-3.96	305	0-92	4.026	157-240	90°-45°	287-327	1.52
Industrialexport, Bucharest, Romania											
MHF-45	45	Hidráulico	-	0.8	150	var.		var.	0°-90°	140	1.5
FMS-32	30	Hidráulico	213	1.0	200	0-50	314	0-18.6		140	1.5
FMS-125	55	Hidráulico	244.5	1.22	300	5.3-26.4 4 steps	392	9.6-76.5		203	3
The Robbins Company											
43 RM	127	Hidráulico	229	1.2-1.5	230	0-11.5	1.557	61	90°-30°	203	1.2
	90	c.a.				11.2/23					
	201	Hidráulico				0-12		98			
63 RM	127	c.a.	280	1.8-2.1	230	10	2.264	129	90°-30°	254	1.52
	127/176	c.a.				0-10					
	244	Hidráulico				0-7		190			
73 RM	171	c.a.	280	2.1-2.4	457	10	3.396	172	90°-30°	254	1.52
	171/207	c.c.				0.9-5					
	291	Hidráulico				0-6.5/28		237			
83 RM	217	c.a.	310	2.4-3.0	610	7.5/14/28	5.073	282	90°-30°	286	1.52
	217/254	c.c.				0-13.5/28					
	332	Hidráulico				0-6		339			
103 RM	254	c.a.	352	3.0-3.65	610	6.3	6.764	403	90°-30°	327	1.52
	254/291	c.c.				0-6.3					
	386	Hidráulico				0-5/7.5		441			
123 RM	352	c.a.	352	3.6-4.3	915	6.5	9.433	527	90°-30°	327	3.5
	352/423	c.c.				0-6					
								593			
NOTA: Velocidades de rotación a 60 H₃											
* Motores de elevada potencia con ventilación forzada.											
Turmag											
P-1200	22	Neumático	194	1.22	250	20-50	245	-	0°-90°	140	1.5-1.61
EH-1200S	55	Elec.-Hid.	194	1.42-2.4	250-400	0-24/60	245	-	0°-90°	140	1.5-1.61
EH-6000	132	Elec.-Hid.	216	1.6-6	250-400	0-20/43	490	-	0°-90°	187	1.5-1.61
Wirth											
HG100/120	112	Hidráulico	251	1.20	150	0/24.5	1.079	31.2	90°-45°	168	1.2
HG 160	132	Hidráulico	251	1.60	400	0/29	1.177	50	90°-45°	168	1.5
HG 210	160	Hidráulico	251	1.4-2.2	200-400	0/12.5	1.855	90	90°-45°	210	1.5
HG 250-2	250	Hidráulico	311	1.7-3.6	150-400	0/12.5	2.650	167	90°-45°	250	1.5
HG 330	400	Hidráulico	349	4-5	750	0/4	6.700	540	90°-45°	327	1.5

c.a.: Corriente alterna

c.c.: Corriente continua

El procedimiento restante es el que no necesita un sondeo piloto previo y abre el pozo a partir de un nivel a plena sección.

Estas máquinas siempre trabajan en sentido ascendente y se utilizan cuando no hay acceso al otro extremo del pozo proyectado.

Estas máquinas son muy utilizadas en Sudáfrica, principalmente en minería metálica (minas de oro), desde hace siete años. De las aproximadamente 30 máquinas actualmente en servicio en todo el mundo, 20 están en Sudáfrica.

Los diversos tipos de equipos disponibles en el mercado son los que se dan en la tabla 1.2.7. de la página siguiente.

La principal desventaja que presenta la utilización de estas máquinas para efectuar pozos en carbón, es la imposibilidad de variar la inclinación del sondeo, simultáneamente a las variaciones que presente la capa de carbón.

TABLA 1.2.7.

Fabricante y tipo	Potencia total Kw	Accionamiento rotación	POZO		Rotación r.p.m.	Empuje max. KN	Par max. KNm	Angulo de trabajo horizontal	Varillaje diámetro mm
			Diámetro (m)	Longitud (m)					
Robbins 33R	75	Hidráulica	0,914	46	0-20	343-516	15,6- 25	Vért. 45°	320
Robbins 52R	112	Hidráulica	1,5	122	0-10	156-227	81,1-122	Vért. 30°	600
Wicth BJB 150	250	Hidráulica	1,52+	100+	0-18	1.732	85	Vért. 45°	240

2.- ANALISIS DE LAS EXPLOTACIONES POR SUBNIVELES

2.1.- METODOS Y ENSAYOS EMPLEADOS HASTA AHORA EN ESPAÑA

Los métodos y ensayos de explotaciones por subniveles empleados hasta ahora en España, quedan reducidos al efectuado en el Pozo Espiel de ENCASUR, en Córdoba, que se describe a continuación.

El método "Competidera" empleado por la Hullera Vasco-Leonesa tiene algunas semejanzas; sin embargo, su aplicación sólo es posible en capas muy potentes.

2.1.1.- Sistema de Explotación del Pozo Espiel.

ENCASUR, Córdoba

2.1.1.1.- Características del yacimiento

Las características del yacimiento que se beneficia en el Pozo Espiel, son las siguientes:

- Formación muy irregular.
- Rumbo Este-Oeste.
- Potencia variable, pudiéndose considerar una media de 3,5 m.
- Pendiente de 35° con buzamiento al Sur.

Actualmente, las explotaciones se encuentran situadas al Este del Pozo, entre los pisos 120 y 185, dividiéndose el macizo en cuarteles de explotación de 75 m de longitud.

2.1.1.2.- Trazado de las labores preparatorias

- Piso 120

A partir del transversal principal, se lleva una galería en dirección situada a unos 25 m a muro de la capa, comunicándose con ella aproximadamente cada 90 m. Esta labor tiene por objeto el paso de personal, transporte de materiales a los distintos talleres de explotación, así como el retorno general de ventilación.

- Piso 185

Al igual que en el anterior, se franquea una galería en dirección situada a unos 12 m a muro de la capa, facilitándose igualmente el acceso a ella, cada 90 m. Tiene como finalidad el transporte general de los productos, entrada general de ventilación, suministro de energía y materiales, etc.

- Cuartel de explotación

- Guía de cabeza

Es una labor horizontal que sirve de base del macizo del piso 100-120 y de cabeza para el del 120-185, se comunica con la galería en dirección del piso 120, a través de traviesas de 25 m de longitud cada 90 m. Su objeto es dar servicio al propio cuartel y otros que se encuentran en preparación.

- Guía de base

Esta labor es rectilínea, encontrándose a un nivel superior (8 m) de la galería en dirección del piso 185, su comunicación con ella se realiza mediante pocitos tolvas de unos 12 m. Entre otras, la finalidad principal es la de limitar en profundidad al cuartel de explotación.

- Rampas

Las guías de base y cabeza son comunicadas entre sí por dos rampas gemelas, separadas por un macizo de 10 m. Estas llevan una inclinación inferior a la máxima pendiente, o sea, unos 30° , y una longitud aproximada de 110 m, comunicándose entre sí por dos o tres recortes distribuidos en su longitud. La primera, se emplea para tolva, entrada de ventilación, suministro de energía, etc., y la segunda, para el aprovisionamiento de materiales al cuartel, ventilación y circulación de personal - (Fig. 2.1., Fig. 2.2. y Fig. 2.3.).

- Métodos y medios empleados

El arranque se realiza con explosivos, goma n° 2 y dinamita de seguridad n° 20; la primera para las labores de rocas y la segunda para las de carbón. Las pegas suelen ser de 1,40 m para ambos casos, el cuele cónico para los avances en roca y el "pata gallina" para los de carbón. La perforación en roca se realiza con martillo perforador y pies neumáticos, y perforadora para las labores en carbón, utilizándose para ello barrenas boca widia y helicoidales respectivamente.

En las labores en roca, la carga y evacuación se realiza con palas neumáticas y vagones de 750 litros; en las guías

se emplean las palas de mano cargando directamente sobre el transportador, en tanto que las labores ascendentes (rampas) , el producto se apalea a las canales fijas, efectuándose la evacuación por gravedad. El transporte de materiales por la rampa se efectúa empleando un mono-carril.

Tanto las galerías en dirección, traviesas, guías de base y de cabeza, como la rampa de aprovisionamiento de materiales, se fortifican con cuadros metálicos de tres piezas, perfil T H de 21 kg/m y 7 m² de sección. En cambio, en la rampa de evacuación se utiliza el mismo cuadro pero con una sección de 5 m²; en ambos casos la densidad es de 1,10 m. En todas las labores los parámetros se encosteran con madera.

El sistema de ventilación que se utiliza en todos los avances, es la ventilación secundaria soplante, por mediación de tuberías metálicas o flexibles y turbinas neumáticas.

2.1.1.3.- Sistema de explotación

- Explotación del cuartel

Resumiendo, el yacimiento queda de esta forma dividido en cuarteles de 75 m por unos 110 m, estando limitados en profundidad por la guía de base y de cabeza, y en el sentido longitudinal, por las rampas gemelas.

A partir de la rampa de evacuación, se franquean cinco sobreguías rectilíneas hasta el límite del cuartel anteriormente explotado, de esta forma lo subdividimos en seis pequeños macizos de 75 por 18 m.

Dichos macizos se benefician mediante rampitas, trazadas

cada 5 m, que, partiendo de las sobreguías, llegan al límite de la explotación en el nivel superior, siguiendo la máxima pendiente. Seguidamente y cada 3 m a partir de las rampitas, se franquean pequeños recortes en dirección a la rampita anteriormente sacada, con lo que quedan divididos en pilares de carbón que, posteriormente, son arrancados en retiradas, en dos o tres voladuras. Estas rampas forman un ángulo de 55° con la guía de gase (Fig. 2.1., Fig. 2.2. y Fig. 2.3.).

- Organización de la explotación

Generalmente y de forma simultánea, se llevan tres cuarteles, uno en explotación, otro en preparación del macizo (franqueo de sobreguía) y el tercero realizando las labores de preparación del cuartel.

Para la explotación de un cuartel, se inicia la apertura de la sobreguía n° 1, situada debajo de la guía de cabeza; una vez llegado al límite del cuartel anterior, se inicia propiamente su explotación y, simultáneamente, el franqueo de la sobreguía n° 2, repitiéndose este ciclo, siempre y cuando se mantengan constantemente dos sobreguías en explotación y dos en avance. Es interesante resaltar que el tiempo de franqueo de una sobreguía es similar al tiempo de explotación de la mitad de ella.

En la explotación de cada sobreguía, existen en servicio cuatro rampitas en la situación siguiente:

- La primera está terminando su explotación por retirada.
- La segunda inicia su explotación.
- La tercera se encuentra en el límite de avance.

- La cuarta empieza su avance.

El personal productivo empleado es de 12 equipos de dos operarios cada uno, en explotación 14 hombres y el resto en avance de los preparatorios.

- Métodos y medios empleados

El arranque se realiza con explosivos, dinamita de seguridad n° 20, tanto en los avances del cuartel, como en el arranque de los pilares. Las pegas en avance con barrena de 1,40 m, cuele tradicional "pata gallina" y, en los pilares, pegas de 10 a 12 barrenos en abanico, dirigidos al hundimiento del pilar anteriormente explotado. Antes de las voladuras de los pilares se realiza un tape en los recortes y otro en las rampitas, con el fin de evitar la invasión de estériles. En la perforación se utilizan perforadoras neumáticas y barrenas helicoidales.

En las sobreguías la carga se realiza con palas de mano sobre los transportadores blindados, de doble cadena de 350 m, y en las rampitas y recortes el producto cae o es apaleado a canales fijas, donde por gravedad, pasan a los transportadores. Estos a su vez vierten sobre las canales fijas de la rampa gemela de evacuación, por la que se deslizan, hasta el pocito - tolva cuya capacidad es de unos 15 m³. A partir de éste, el producto es cargado en vagones de 750 litros, los cuales son transportados al embarque del pozo por mediación de un transporte discontinuo con locomotora de acumuladores.

Las sobreguías son fortificadas con cuadro metálico de perfil T H 21 kg/m, con una sección de 5 m, densidad 1,10 m y revestidos sus parámetros con costeros o tablas. Las rampitas

y recortes son entibados con cuadros trapezoidales de madera y, cuando es necesario, por aumento de las presiones, se acompaña una entibación de refuerzo a base de longarinas.

La corriente principal de ventilación procede de la galería en dirección del Piso 185, ramificándose por los pocitos tolvos en servicio, llegando a la guía de base, donde se distribuye por las rampas gemelas, a partir de ésta y por el sistema de ventilación secundaria, es llevada a los distintos puntos de trabajo de cada cuartel. El retorno se efectúa a través de la guía de cabeza pasando a la galería en dirección del piso 120 y de ésta al retorno general, ya que tanto la guía de cabeza y traviesas de los cuarteles, anteriormente explotados, se tabican en evitación de posibles incendios.

SISTEMA DE EXPLOTACION DEL POZO ESPIEL

Proyeccion Horizontal

Escala 1:600

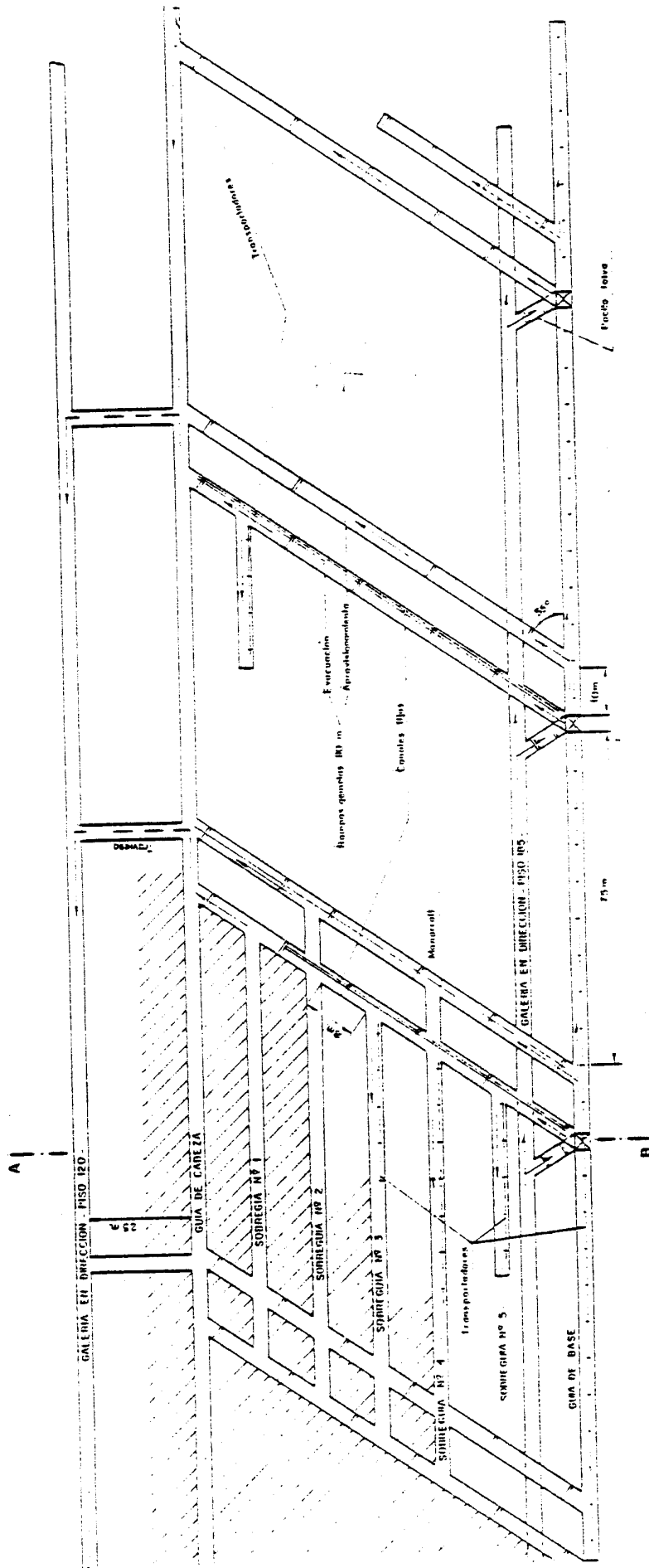


Fig. 2.1.

CORTE A-B

Escala 1:500

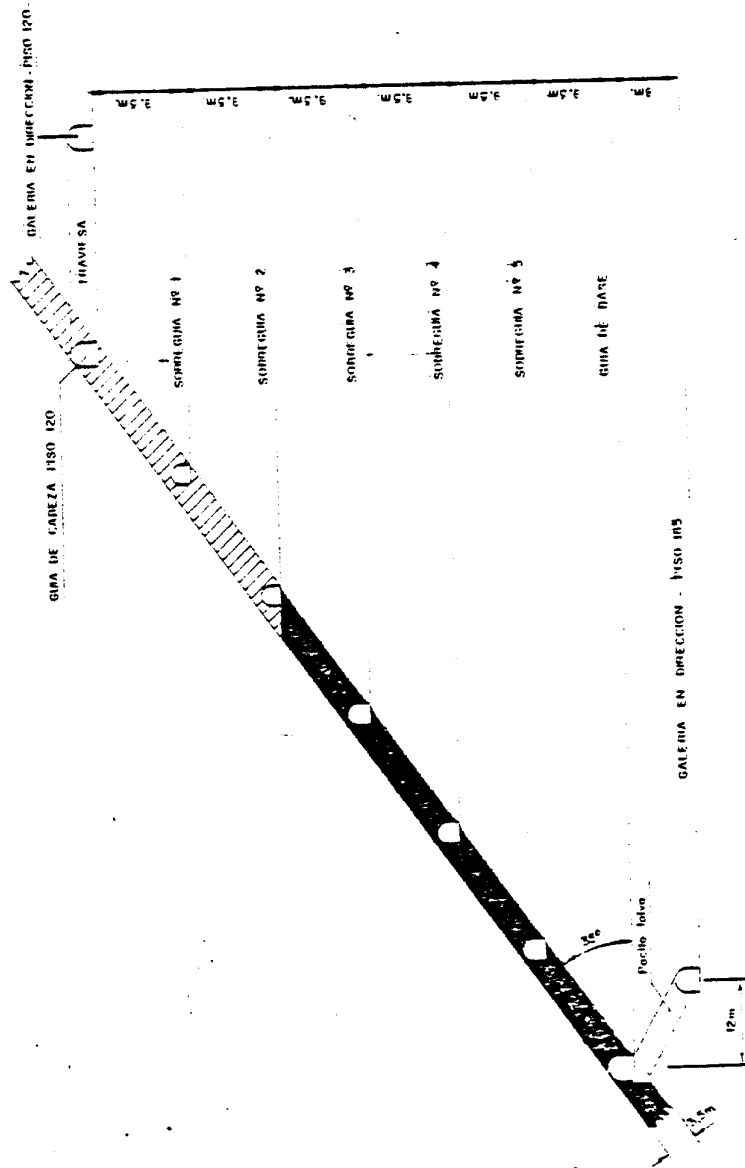


Fig. 2.2.

DETALLE DE LA EXPLOTACION

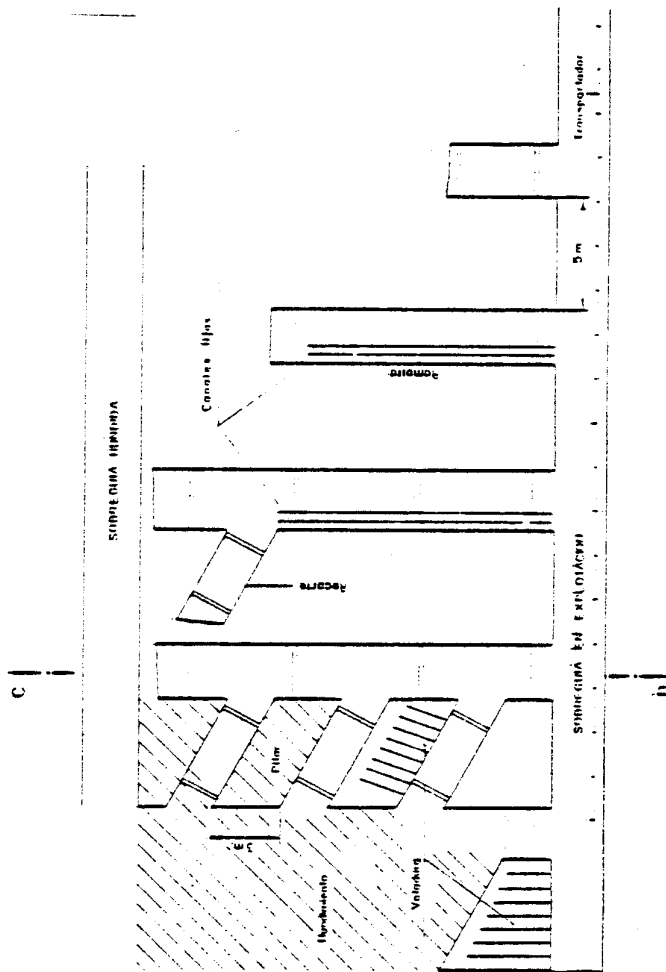
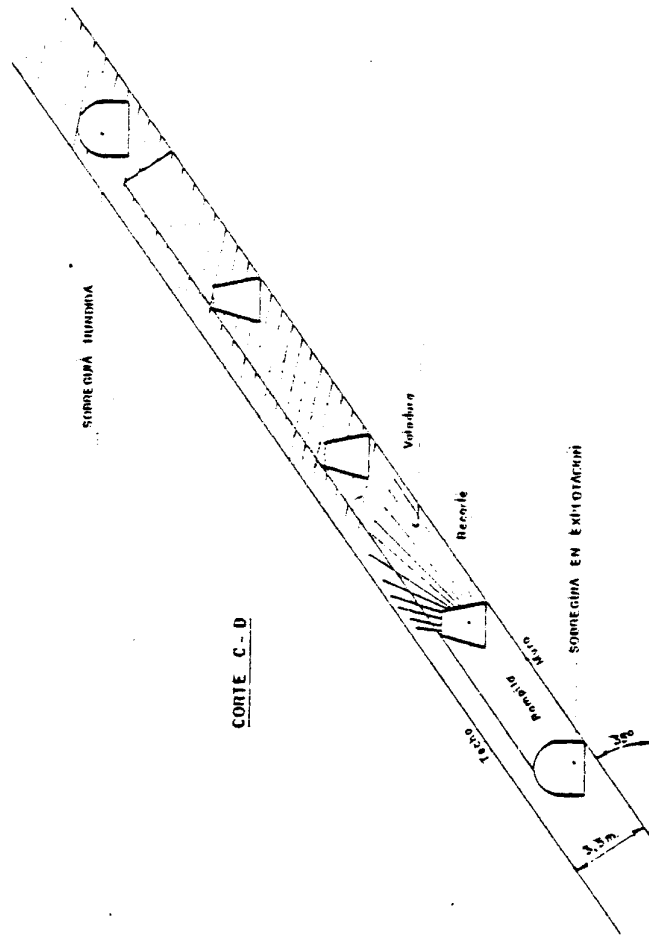


Fig. 2.3.

2.2.- METODOS Y ENSAYOS FUERA DE ESPAÑA

2.2.1.- Explotación por Soutirage

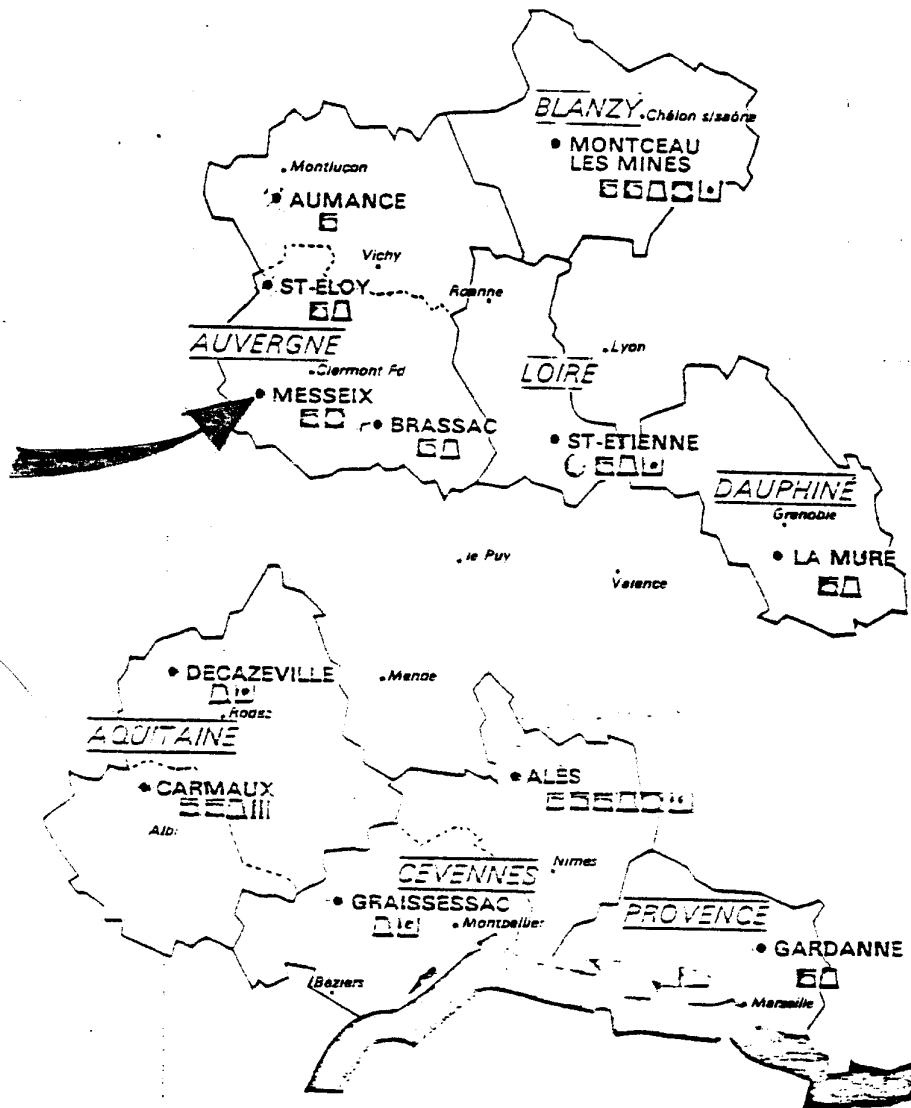
Uno de los ejemplos más representativos es el desarrollado en la mina de Messeix, Francia.

La mina de Messeix, corresponde a las Houilleres du Bassin de Centre et de Midi, y de éstas a las Houilleres d'Auvergne. Esta última, además de Messeix, comprende las de L'Aumance y Brassac.

La mina se encuentra en las inmediaciones de la Bourboule, a 60 Km al Suroeste de Clermont-Ferrand. Fig. 2.4. y 2.5.

El yacimiento está situado en el gran surco carbonífero del Macizo Central Francés, que se extiende desde Decize a Decizeville. El carbonífero de Messeix reposa en un sinclinal y se hunde ligeramente, del 12 al 15%, en forma de quilla de barco, con la proa hacia el Sur y sus flancos cada vez más verticales y el carbonífero cada vez más estrecho; sus dimensiones son 800 m de ancho un poco al Norte de los pozos, y 400 m en el extremo Sur. Aflora al Norte en el Valle del Clidane.

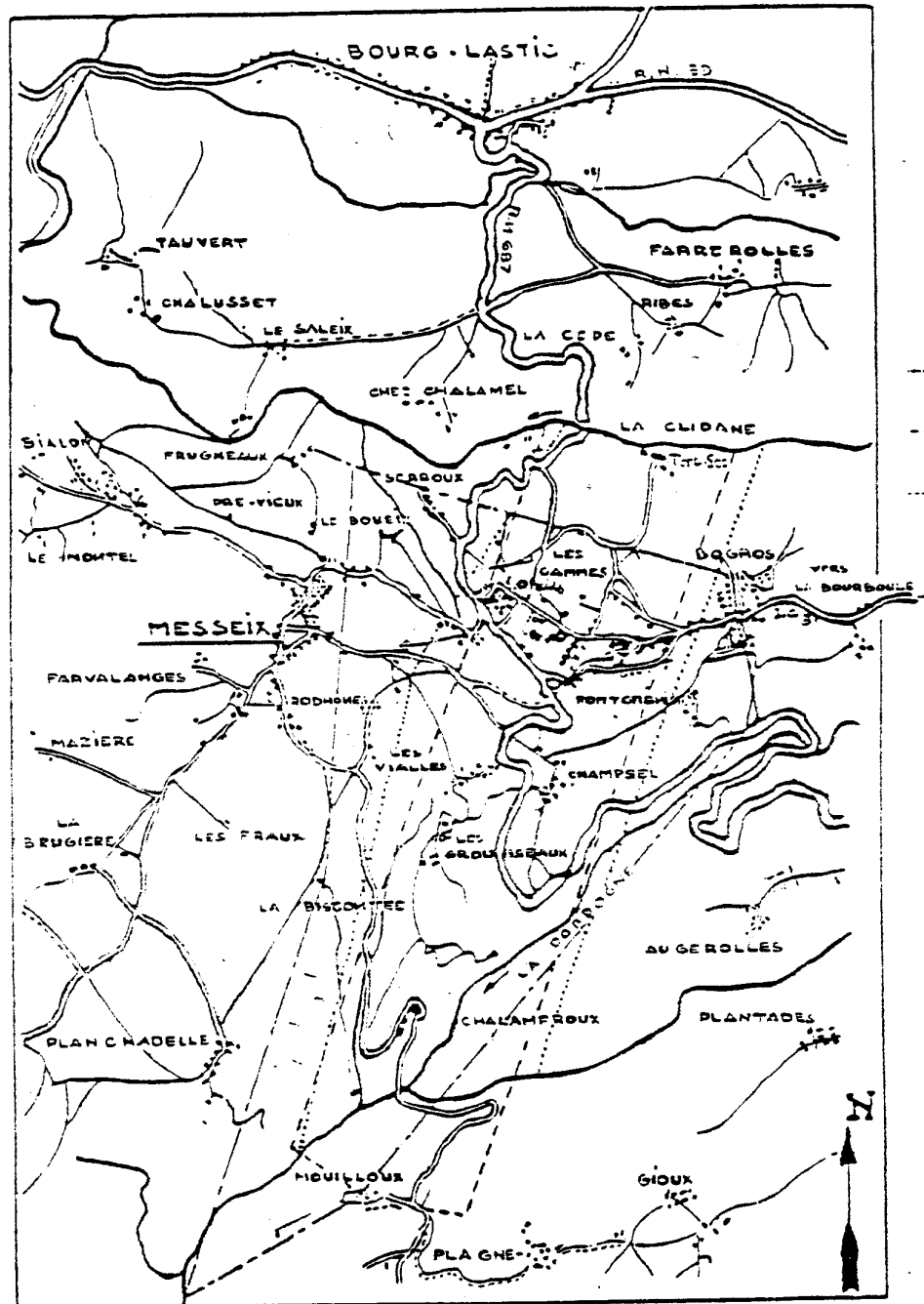
La base está constituida por micaesquistos en el Norte y por granito en el Suroeste. El centro del sinclinal está re



CENTRE - MIDI

Fig. 2.4 Bassins houillers

- ☞ Direction générale du bassin
- ☐ Sièges d'extraction
- △ Centrales minières
- ||| Cokeries
- ☐ Agglomération
- ☐ Découverte



PLAN
DE LA
CONCESSION

ECHELLE : 1/50.000*

- Concession de 1831
- Concession de 1851
- Concession de 1852

Fig. 2.5

cubierto por una colada basáltica que cruza de Este a Oeste, de 700 a 1000 m de ancho, y que constituye un manto acuífero muy importante que afecta seriamente a la explotación.

Diversas fallas cruzadas recortan el yacimiento en pequeños paneles para la explotación.

La cuenca es del Estefaniense Medio.

El paquete de capas lo componen principalmente cinco, - que son cortadas en una longitud variable de 100 a 200 m. Estas capas son:

St. Pierre _____	21 m.	
St. Phillipe-Mur	1,8 a 2 m.	} Muy delgadas al Sur
St. Barbare-Mur	1,5 a 2 m.	
Intermediare ____	1 a 1,3 m.	
Amelie _____	4 a 10 m.	de carbón muy triturado, y parece que como capa de muro ha servido de superficie de deslizamiento.

Todas las capas hacia el Sur se empobrecen y ensucian - por lo que en la actual zona de explotación sólo vale a Amelie.

La mina ha pasado por diversas vicisitudes desde 1831, - fecha de la primera concesión real, hasta 1946 en que fue nacionalizada. Ultimamente, el Plan Bethancourt de 1968 preveía el cierre progresivo, y fue en 1974, en el nuevo Plan Blancard, - cuando se decide continuar la explotación, encontrándose entonces la mina sin preparación ni reconocimiento, y con falta de materiales.

La estructura actual se basa en el pozo Saint-Louis, - puesto en servicio en 1928 y mejoradas sus instalaciones cuando

pasó a CDF. Su diámetro es de 5 m y su profundidad de 320 m, estando situado a 786 m s.n.m. de cota del brocal (Fig. 2.6.).

Dispone de 3 niveles en servicio:

- el 740, de evacuación de carbón al lavadero, que se halla a 800 m del pozo sobre la ribera del Clidane,
- el 624 de desagüe natural, y que comunica con la ribera del Dordogne, y
- el 466 de base de explotación del nuevo cuartel.

Un plano inclinado desciende y extrae el carbón del nivel inferior 325.

Se lleva galería general al muro de las capas, y se han recortado por transversales a 450 m, 850 m, 1400 m y 2000 m de distancia del pozo.

Los métodos de explotación empleados por los antiguos eran:

- franjas horizontales ascendentes con relleno en las capas potentes,
- stossbau en dirección para potencias medias de 2 a 4 m,
- testeros en potencias inferiores a 2 m.

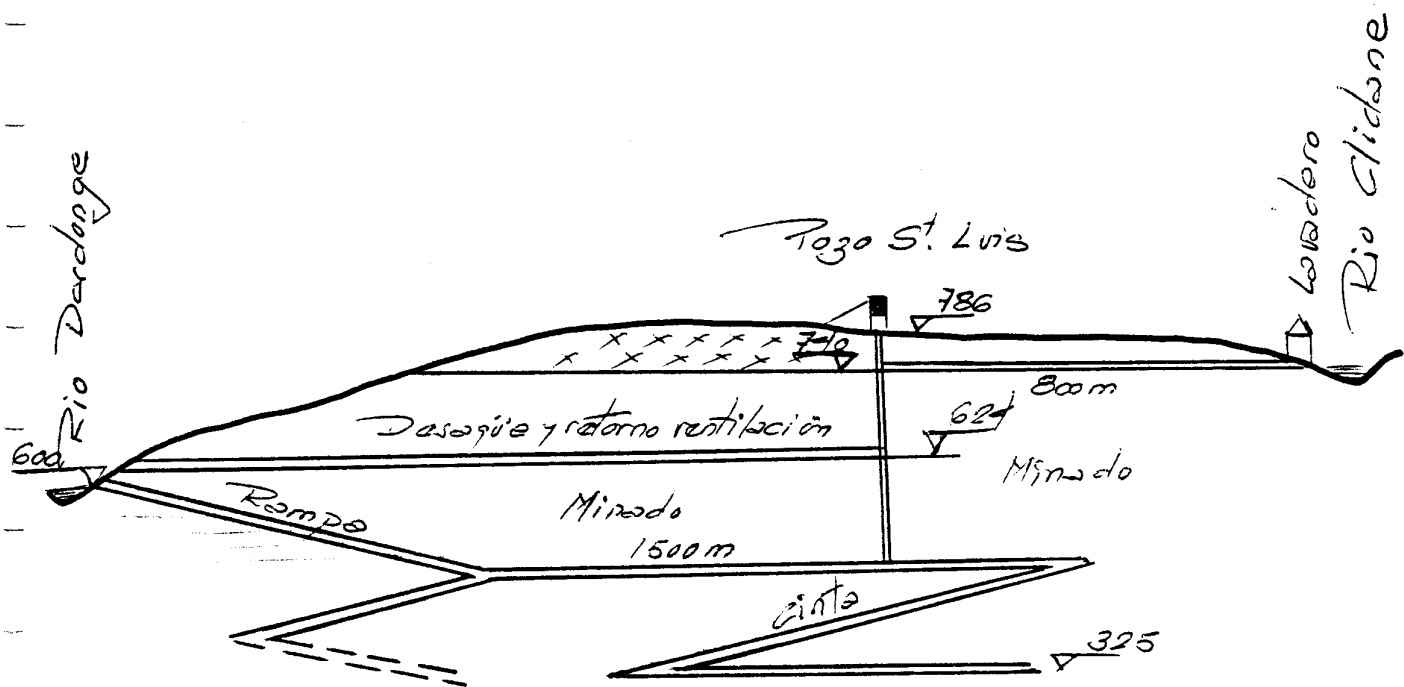


Fig. 2.6. - Esquema longitudinal de la mina de Messeix (Francia)

En 1960 se generalizó el método de soutirage, y con ello se consiguió subir los rendimientos de interior, de 1100-1200 - Kgv/jornal a 1600-1800 Kgv/jornal, y en 1970, al concentrar la producción en los paneles mejores abandonando el resto, se pasó a más de 3000 Kgv/jornal.

Recientemente se ha mejorado la estructura de la mina y el método. Se ha preparado la zona más al Sur por debajo de la cota 600, cuya parte superior fue antiguamente minada. Se reconoció mediante un rampón a 28º al muro, entre las cotas 624 y 466, y desde él se recortó todo el terreno carbonífero, comprobando que sólo una rama Este de la capa Amelia era la única productiva.

La corrida de esta zona es de 600 m en cabeza y llega a 800 m en profundidad, al ir tirada 45º la falla que limita al Sur.

Estructura nueva

La nueva estructura de la mina se basa en una nueva rampa, emboquillada en la cercanía de la ribera del Dordogne, a la cota 600 m s.n.m., y que desciende con una pendiente del 15%. Su sección es de 22 m² y lleva 50 cm de solera de hormigón; los 900 metros iniciales fueron contratados, y en la actualidad se sigue por administración.

Desde ella se dan recortes a la capa cada 20 m de altura, para acometer en ambas alas los subniveles en capa y desde ellos en retirada proceder en soutirage.

La labor en roca es, para cada macizo de 20 m, de 133 m de rampa y 67 m de recortes, que corresponden a un índice de - 9,5 m/Ktv.

Estas labores se realizan de la siguiente forma:

- la perforación, por medio de un jumbo Montabert sobre oruga
- la evacuación de escombros, con cargadora CT 3500 de Equipement Minier, de 102 KW y cazo para 3,5 t.
- el empernado del terreno mediante bulones split-set y malla, reforzando donde sea necesario con cuadros TH, para lo que se emplea jumbo Secoma sobre neumático.

Avances en carbón

Los subniveles trazados se avanzan mediante Alpine AM-50 y evacuación con pala cargadora-transportadora CM-2500. La máquina de arranque tiene bajo rendimiento, debido a la poca altura de vertido del transportador, y por tanto poca capacidad de almacenamiento de productos arrancados. Ello genera tiempos de espera, sólo consigue avanzar 4 m en tres relevos de tres hombres cada uno, si bien este equipo realiza todos los trabajos en el frente, incluso la carga de los materiales necesarios en el exterior sobre la pala, y su descarga en frente. Sólo queda, pues, la realización de la solera de hormigón, que la hace un equipo especializado.

La producción obtenida en este avance es de 40 tv/día.

Soutirage

La explotación en retirada por soutirage se efectúa perforando barrenos ascendentes de 51 mm \emptyset , realizados mediante jumbo Montabert de un brazo sobre orugas (se ha elegido este tipo por su estabilidad). Actualmente están barrenando para un macizo de 12,9 m de altura sobre la galería, que con los 3,8 m de ésta, da una altura de macizo de 16,7 m. En los nuevos maci

zos inferiores se va a 20 m de altura, puesto que la perforadora actual lo permite (Fig. 2.7.).

Los barrenos se dan de 15 m, por pares, en abanico y situados hacia el muro, para no afectar con la voladura al techo. Este es de pizarra areniscosa, mientras que el muro es de arenisca. La inclinación la fija el vigilante, siguiendo las indicaciones de los topógrafos y su apreciación del buzamiento de la capa. Dada la irregularidad de ésta, corrige la perforación y tiende a situar las cargas en la zona de carbón. Las cargas se realizan con cartuchos jumbo de 40 mm de diámetro, de dinamita débil AF.135, con un consumo de 300 gr/tv. No tienen problemas para el empleo de cordón detonante, al ser mina no griuosa.

La evacuación del carbón la realizan dos palas cargadoras autotransportadoras por nivel, a tres relevos por un relevo de perforación. El rendimiento actual es bajo, pues el punto de basculado está descentrado, ya que el pozo es el que comunica con la mina vieja y con su nivel inferior situado en el extremo sur del panel en explotación. Tienen previsto centrar los pozos de basculado y cargar directamente sobre camiónumper Secoma de 6 t, para sacar directamente la producción por la rampa al exterior, en donde están montando cinta y tolvas para cargar camiones que transportan directamente al lavadero, situado a unos 5 Km. Este sistema lo piensan poner en funcionamiento en breve.

El coeficiente de recuperación es del 81%.

Los cuadros metálicos no se recuperan y consideran que la entibación no la tienen conseguida.

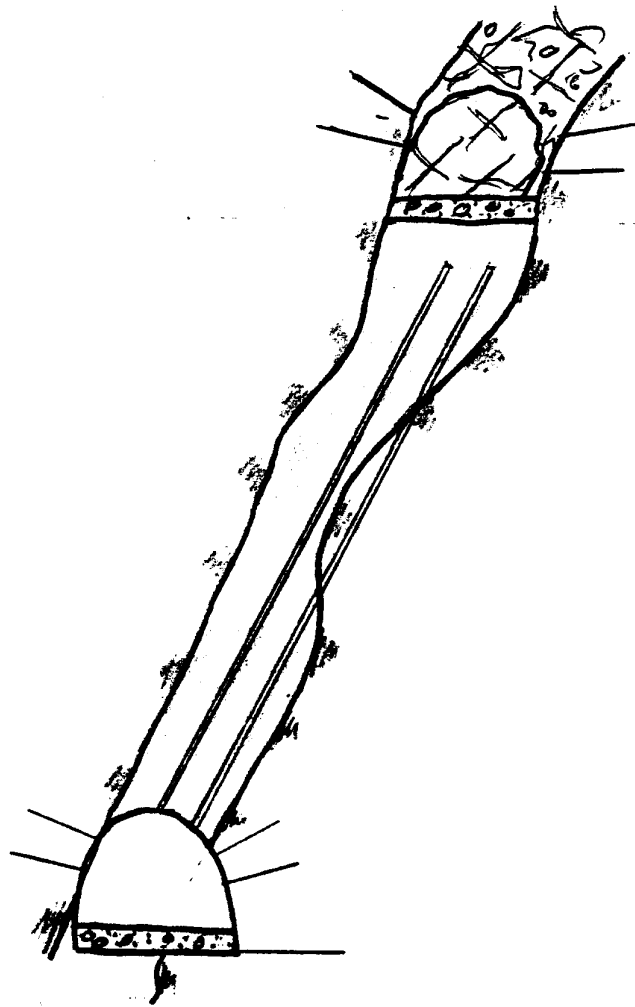


Fig. 2.7. - Esquema de barrenado en macizo de carbón

Las palas suelen dar 20 viajes por relevo y su rendimiento es bajo, ya que sus recorridos alcanzan los 400 m, y los baches con agua y lodo dificultan su funcionamiento.

Como ya se ha indicado, pretenden situar pozos para tener recorridos máximos de 260 m.

El estado de las pistas afecta enormemente al mantenimiento. La duración de los neumáticos es de unas 500 horas de marcha. Todo el aprovisionamiento y mantenimiento de las máquinas se realiza en un taller muy sencillo y funcional, a bocamina.

No han dado datos de resultados globales, pues consideran que no están en condiciones de marcha normal. Sólo han facilitado que los efectivos del cuartel son de 65 hombres, que no cobran incentivos y que producen unas 212 tv/día: por tanto tienen un rendimiento de 3.231 Kg/jornal de interior.

El lavadero situado en las orillas del Clidane, fue modernizado en los años 60 mediante ciclones para menudo y mejora de la flotación. También tiene modernizada una fábrica de oboides, bajos en humos, con 10 a 12% de cenizas.

El rendimiento en carbón lavado es de 40%, muy bajo dada la suciedad de las venas de carbón que, hacia el Sur, presentan cada vez más intercalaciones de estériles, aunque en profundidad parece que mejoran. Por tanto, el rendimiento del personal en Kg. brutos representa 8 tb/j, que es un magnífico rendimiento para mina de carbón.

La mina de interior, excepto un nuevo cuartel que dispone de un buen equipo, presenta condiciones obsoletas, y se la considera como la mina más pobre de CdF, situación provocada -

por el incierto porvenir visto hasta ahora. Con la nueva estructura su situación puede mejorar, aunque limitada por las reservas.

Según el Ingeniero Director, el nuevo método, como todos los de soutirage, es apropiado para capas de más de 45° de pendiente (el óptimo es de 60°) y para más de 2 m de potencia.

2.2.2.- Explotación por Escudos descendentes

Mina Siminca

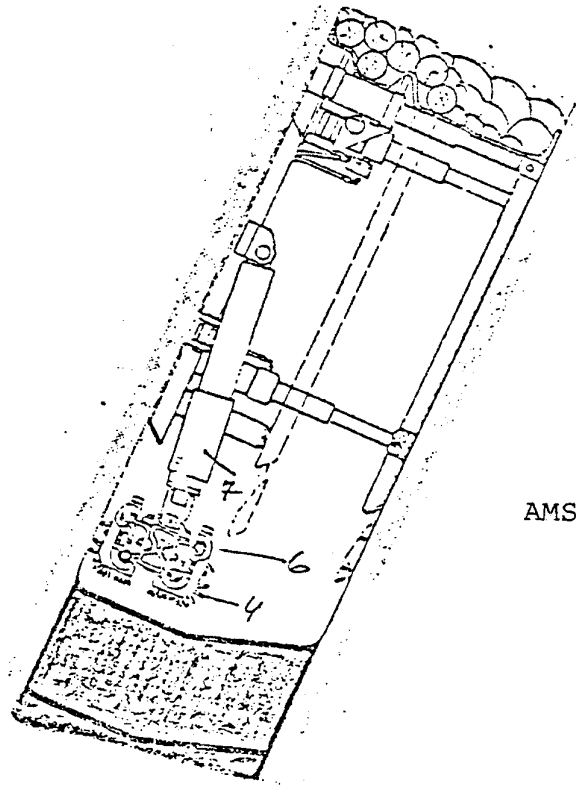
Está situada en Prokopjevsk. (Cuenca del Kutznetg)

La mina Siminca que es colidante con la mina Tirnjanska ya, tiene una concesión de 2 x 5 Km, que a nivel de plantas actuales -300 m de profundidad- tiene unas reservas de 14 Mill. t. Se trata de un yacimiento rico con gran densidad de capas por paquete. La pendiente de las capas es 55°-90° y la potencia oscila de 1-20 m, con desprendimientos instantáneos de grisú y toda clase de accidentes tectónicos.

El método de explotación tradicionalmente empleado es el de escudo descendente, reteniendo el hundimiento, y arranque del carbón con explosivos, descendiendo el carbón por perforaciones dadas en la capa, espaciadas 4-5 m, a la galería inferior.

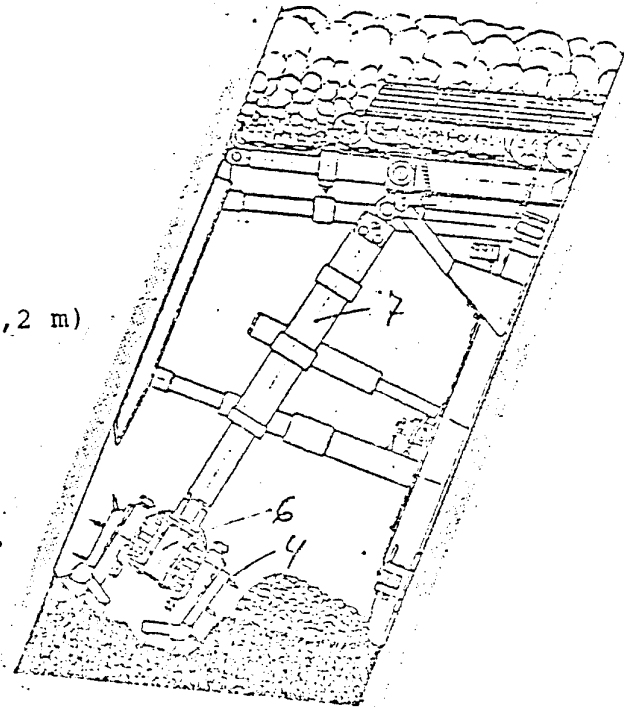
Está planificado sustituir el arranque con explosivos, que lleva mucha mano de obra y es peligroso, por un arranque mecanizado como el que se realiza en los combinados ASHA y AMSHA.

Fig. 2.8.- Combiñados AMSHA y ASHA



AMSHA Capa Estrecha (0,7 - 1,3 m)

ASHA Capa Ancha (1,2 - 2,2 m)



El combinado se compone de una serie de escudos oleohidráulicos yuxtapuestos reteniendo mediante una tela metálica y un colchón de troncos, el hundimiento que gravita sobre los escudos (Fig. 2.8 y 2.9). Una vez que los útiles de arranque, 4, "cepille" y transporte a la chimenea de descenso, 5, el carbón de una franja de 0,70 m, se descomprimen simultáneamente los cilindros de los escudos y estos descienden por su propio peso (1 t por m de frente) y por el empuje del colchón de troncos y por el hundimiento que sobre ellos gravita, una cantidad igual fijada por la posición de la viga I, 6, portadora de los útiles de arranque que siguen tocando el nuevo frente de carbón pero ahora con los cilindros, 7, retraídos. Finalmente se vuelven a tensar los escudos, se comprime la viga I contra el frente y recomienza el giro de la cadena portadora de los útiles de arranque.

La unidad de explotación o taller es un panel de 40 m de ancho por 100 m de altura que corresponde a la distancia entre galería superior e inferior. También se llevan las otras unidades de 40 m ligeramente escalonadas, precisamente el escalonado estaba formado por dos.

El arranque de los talleres es en retirada hacia la salida del cuartel. En Fig. 2.9. se representan un taller explotado y hundido, 1, otro en explotación, 2, y otro 3, vírgen. Dentro del taller, el arranque es descendente hacia la galería inferior. De las 2 chimeneas que encuadran el panel, la 5 se abandona al acabar el taller 2 y la 8 se refuerza con llaves de madera al lado del taller 2 porque será la chimenea de descenso de carbón cuando se explote el taller 3.

La cadena portadora de los "cepillos" tiene el accionamiento en 9. Este accionamiento puede ser eléctrico y entonces alcanza la potencia de 115 Kw o neumático de 90 CV máximo. La dureza máxima del carbón es 200 Kg/cm².

La central electro-hidráulica que provee el aceite a 300 bar de accionamiento de los escudos está en la galería superior.

La producción conseguida con este complejo en capa de 2 m es de 350 t/d, lo que corresponde a un descenso del frente de 1 m/relevo (3 m/d) y una duración del arranque del panel de 1-2 meses.

La duración comunicada de 1 mes parece algo corta para la producción diaria indicada. Pero para bajar los 180 m, se precisaría en un mes (25 días) ir a un avance de 4 m día, cuando yendo bien resultaría 75 m al mes.

El total de personas necesarias es de 10 por relevo; 2 atienden cadena y bajan escudos y los 8 restantes se ocupan de mantenimiento del combinado y chimeneas, cargue y transporte en galerías, seguridad, etc.

En total son 40 personas a los 4 relevos diarios para 350 t de producción. El rendimiento de taller es por tanto 9 t/h.r.

Una vez que el combinado llegue a la galería inferior, debe ser desmontado y sacados los escudos, uno a uno y remontar a la galería superior y para montar en el taller 3.

No se consiguió aclarar cómo se hace la retirada de los escudos una vez llegada a la galería inferior del taller. Se debe empezar en la galería de base por el extremo junto al hundimiento y sacar los escudos y la viga, en secciones, uno a uno, hacia la zona virgen. Esta operación, al hacerla bajo el hundimiento, debe presentar dificultades y consumir mucha mano

de obra con previa consolidación de los rellenos de la hundida, es probable que se facilite la operación.

El desmontaje y montaje del combinado dure 1 mes, tanto como el arranque de un panel y probablemente lleva más - jornales, con lo que el rendimiento real del combinado queda reducido a 4,5 t/h.r. que para una capa de 2 m de potencia es bastante modesto.

Los inconvenientes del combinado son varios. Ante todo es un sistema con hundimiento y en lo que respecta a su - uso en HUNOSA pueden hacerse las mismas objeciones que se hicieron anteriormente a la hidromina: puede ocasionar daños - en superficie.

El combinado requiere regularidad en la potencia de la capa y un máximo de dureza en el frente (200 kg/cm^2). Si se presenta un estrechón, falla o intercalación, no hay marcha atrás y es necesario abrir camino a los 40 m frente con escudos hasta la galería inferior, disparando a la roca. Una simple avería de un escudo paraliza todo el frente y su reparación debe hacerse en el frente ya que la sustitución del - escudo es imposible.

El desmontaje en la galería inferior tiene que ser muy laborioso, pues es necesario ante todo ir quitando los - cuadros de la galería para dar paso a los escudos que tienen sobre ellos el hundimiento.

Teniendo en cuenta los jornales de cambio de taller , la productividad del combinado es muy baja.

Finalmente el combinado lleva ya más de 15 años empleándose en la Unión Soviética y no existe en la literatura minera técnica referencia alguna a una prueba hecha en las minas occidentales durante este período.

La cadena que cepilla el frente de carbón, al tener muchos puntos de ataque a la capa, requiere una gran potencia en el accionamiento (115 Kw). El accionamiento neumático (90 CV) sería de un consumo tan alto en aire comprimido en un punto de la red que en las redes normales de los pozos de HUNOSA produciría una elevada pérdida de carga y por tanto una presión de trabajo insuficiente.

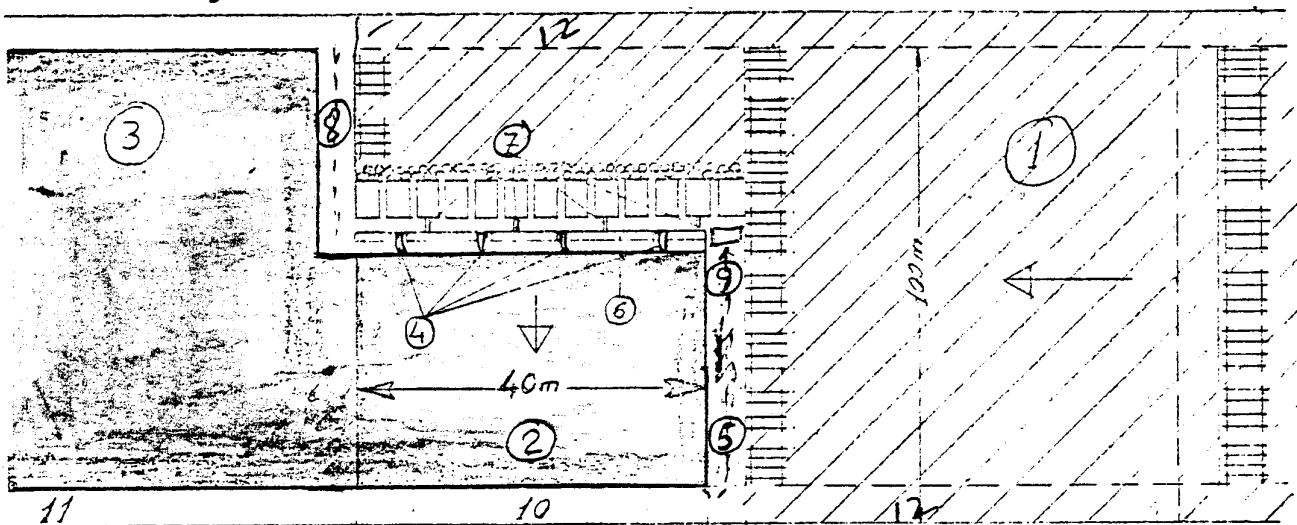


Fig. 2.9. Taller con escudo descendente

1. Panel explotado
2. Panel en explotación
3. Panel futuro
4. Útiles de arranque
5. Chimenea de bajada de carbón y entrada de ventilación
6. Guía de los útiles de arranque
7. Empujadores de la guía
8. Chimenea de servicio y retorno de ventilación
9. Cabeza de accionamiento
- 10 y 11. Guía de base
12. Guías abandonadas

Otro de los problemas es la conservación de las chimeneas de bajada de carbón (5) y de servicio (8), sobre todo en sus partes superiores en donde se acumulan fuertes presiones, y por tanto se presentan fuertes convergencias, como se observó en el tajo visitado de la mina Siminca, que en la parte alta del pozo (8), de cerca de 2 m de abertura inicial, sólo había un paso de unos 0,7 m, y eso que sólo debía llevar abierto 15 días, ya que el tajo había descendido unos 30 ó 40 m. Es posible que esta situación pudiera mejorarse con un macizo de relleno poco compresible.

2.2.3.- Explotación con escudos en frente, según pendiente

El combinado de entibación y arranque AK-3 ha sido desarrollado en la Unión Soviética para la explotación de capas verticales. Se caracteriza por reunir en un solo conjunto los tres componentes diferenciados en la técnica común de explotación mecanizada: sistemas de arranque, transporte y entibación. El combinado se distingue por:

- El sistema de arranque es conducido sobre la entibación, y se compone de una cadena de mallas por muro y vuelta por techo, que lleva portapicas cada 10 m, de forma que trabajan sobre todo el frente.
- La calle de paso, dentro de la entibación formada por escudos yuxtapuestos, está separada por un tabique alto del campo de arranque.
- El conjunto de la instalación así mecanizada, es mandado y controlado en todas sus funciones, a distancia, desde un puesto de mando en galería.

Sus principales características son las siguientes:

Entibación

Longitud de frente	60 m
Estemples extendidos	1.800 - 2.800 mm
Estemples recogidos	1.460 - 2.500 mm
Carrera de extensión	300 mm
Estemples por escudo (uno)	900 KN/450 bars
Longitud de la montera	1.500 mm
Distancia entre centro de escudos ..	1.200 mm
Número standard de escudos por tajo	41 unidades
Número de escudos de avance	2 x 2 unidades
Número de escudos de accionamiento .	2 x 3 unidades
Resistencia de soporte	35 MP/m ²
Peso por escudo	3.000 Kg
Peso total del conjunto	245.000 Kg

Arranque

Accionamiento	2x80 ó 2x132 kW
Cambio de velocidad	2 marchas
Velocidad de cadena	1,09 ó 0,58 m/s.
Carga de rotura de la cadena de ma- llas	250 MP
Profundidad de corte	0 - 250 mm
Tiempo para una corta	6 min. (aprox.)
Tiempo de avance automático (3 gru- pos)	4 min. (aprox.)
Número de cuchillas (función del car- bón)	11 - 15/60 m
Capacidad de producción en capa de 2 m de potencia	540 t/h
Bomba hidráulica	3 x 40 l/200 bars.

Este equipo se suele emplear en la minería soviética con hundimiento. El siguiente ensayo (finales de 1982) se iba a reali-
zar en el pozo Consolidation, en una capa de 60° y 2 m de poten-
cia, y se pensaba llevar con relleno total.

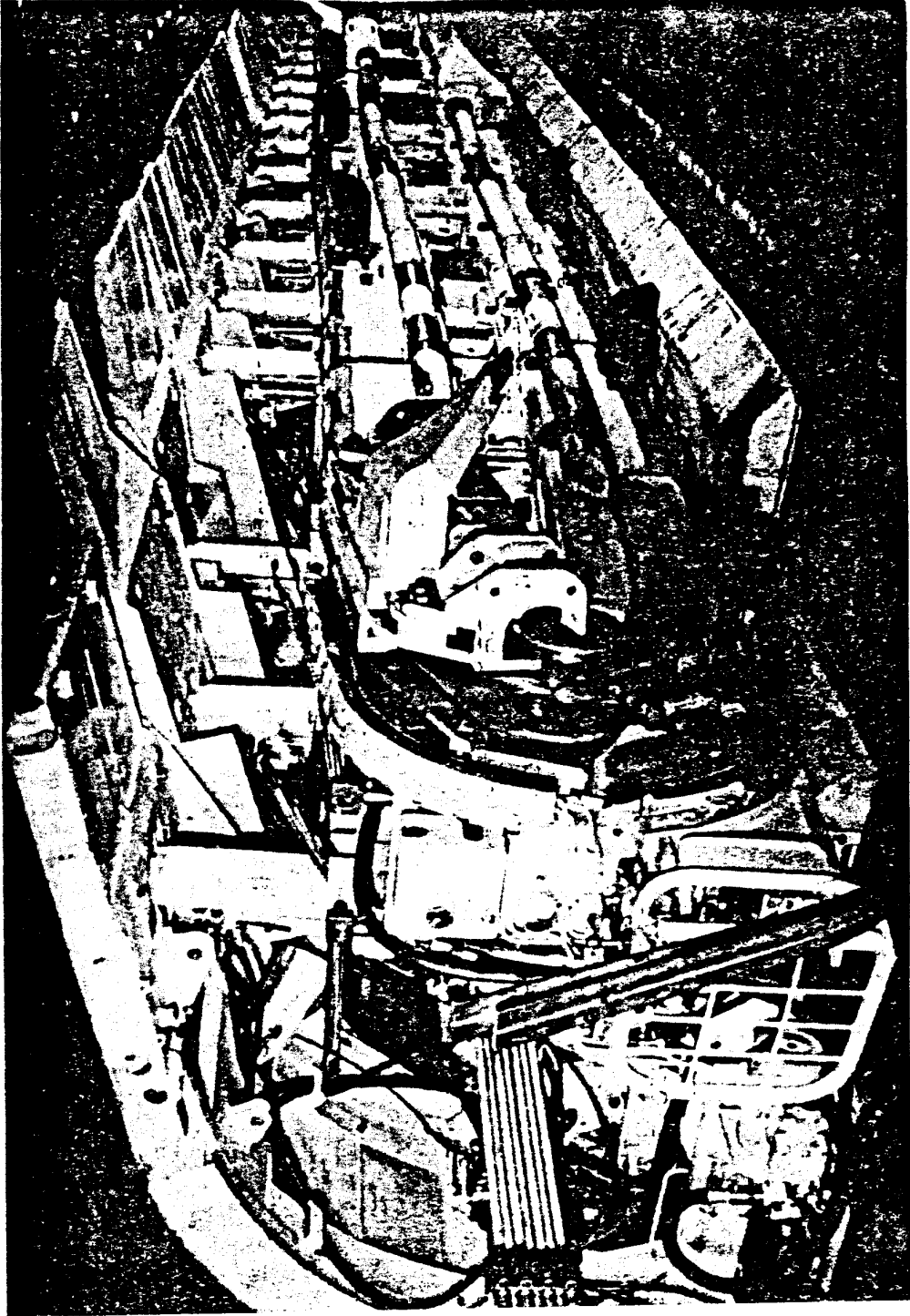


Fig. 2.10

2.3.- ANALISIS DE LA EXPLOTACION DE ESPIEL

Los equipos utilizados para la preparación y explotación por el método de subniveles en el Pozo Espiel de ENCASUR Córdoba, son detallados a continuación.

Preparación

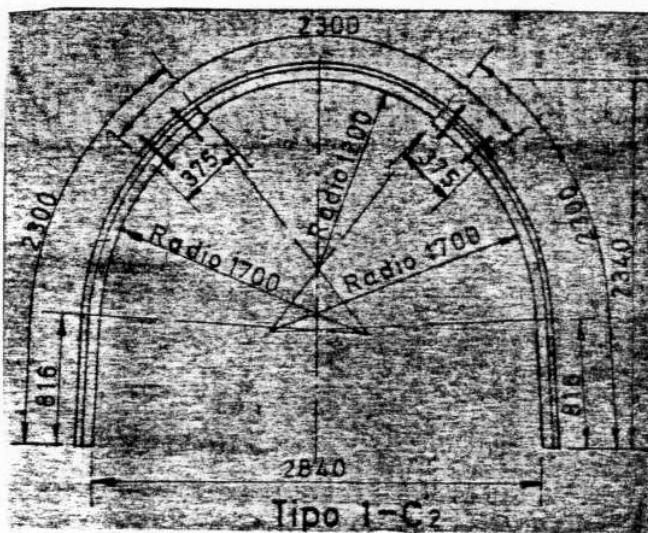
El método de avance de las galerías principales en roca o carbón, se realiza por el método tradicional de perforación y voladura. La perforación en roca se efectúa con martillo perforador de columna con inyección de agua y con perforadora en carbón, utilizándose barrenas con boca de widia y helicoidal, explosivos Goma 2EC y dinamita de seguridad n° 20 - según sea en roca y carbón, respectivamente.

La carga y evacuación en el caso de galerías en carbón se efectúa con pala manual y transportador blindado de 350 mm de anchura nominal y cadena central si la galería posee cambios de dirección frecuentes. En las galerías en roca la carga se realiza con palas cargadoras accionadas por aire comprimido que descargan sobre vagones de 0,75 m³ de capacidad.

En las rampas ascendentes el carbón se palea a canales fijos, sobre los que discurre el carbón hasta la galería inferior.

Para el transporte de materiales por la rampa se utiliza un monocarril.

Todas las galerías son fortificadas con cuadro metálico de tres piezas, perfil TH-21, siendo el modelo comúnmente utilizado en las rampas de evacuación de carbones el modelo 1-C₂ Fig. 2.11. Estas se colocan espaciadas a 1,1 m, con 6 tresillones, madera y pasilla como guarnición.



Perfil	21
Sección	4,46 m ²
Número de barras	3
Número de grapas	4
Peso con grapas	158,9 Kg

Fig. 2.11

Explotación

El arranque se realiza por perforación y voladura. - Para la perforación se utilizan perforadoras con barrenas helicoidales de 1,4 m de longitud y como explosivo dinamita de seguridad n° 20.

La carga y evacuación del carbón se hace con pala manual sobre transportador blindado o canales fijos metálicos,

que transportan el carbón hasta un pozo tolva, a partir de donde es transportado en vagones arrastrados por una locomotora - de acumuladores hasta el embarcadero del pozo de extracción.

2.3.1.- Resultados de la explotación de Espiel y crítica.

Estimación del grado de recuperación del yacimiento in situ.

Las cifras dadas para el grado de recuperación global varían entre 70 y 80%. Para juzgar el método, es importante disponer de una estimación de los índices de recuperación - concernientes a los pilares despilados por los recortes montantes y oblicuos.

Del estudio de los planos y la confrontación de la producción con la superficie deshullada durante ese mismo periodo ha permitido elaborar la tabla 2.1. a partir de los datos que se relacionan a continuación.

Toneladas brutas/m² = 4,34; estimadas como sigue:

Potencia de caja = 2,5 m

Peso de la vagoneta de 750 l, la media en 1980 es de 763Kg

Coefficiente de llenado de las vagonetas = 0,9

Densidad del material esponjado $\frac{763}{750 \times 0,9} = 1,13$

Coefficiente de esponjamiento : 1,54 (gran cantidad de finos).

Densidad del carbón in situ : 1,13 x 1,54 = 1,74

tb/m² = 1,74 x 2,5 = 4,35

TABLA 2.1.

CONCEPTO	DICIEMBRE 1980	ENERO 1981	FEBRERO 1981	PRODUCCION MEDIA MENSUAL DEL TRIMESTRE
Producción de la mina	8.218 tb	9.273 tb	9.310 tb	8.939 tb
N° días de trabajo en interior	22	25	25	-
Jornales de trabajo en interior ...	3.035	4.172	4.262	3.823
Jorn. de obreros productivos (1) ...	1.286	1.725	1.751	1.687
Rendimiento de interior	2,7 tb/j	2,22 tb/j	2,18 tb/j	2,33 tb/j
Rendim. de obreros productivos	6,39 "	5,37 "	5,32 "	5,63 "
Avance galerías en carbón (m avanz/mes) (2)	328 m	152 m	419 m	304 m
Superficie deshullada en m ²	918 m ²	426 m ²	1.173 m ²	851 m ² = 304 x 2,8
Superf. de bandas despiladas (3) ...	2.417 m ²	1.381 m ²	2.280 m ²	2.026 m ²
Superficie total	3.335 m ²	1.817 m ²	3.453 m ²	2.877 m ² = 851 + 2026
Tonelaje in situ beneficiado por gal. (2) .	918 x 4,35 = 3.993tb	426 x 4,35 = 1.853tb	1173 x 4,35 = 5.102tb	851 x 4,35 = 3.650 tb
Tonel. in situ benef. por bandas despil. (3)	10.513 tb	6.107 tb	9.922 tb	8.814 tb = 2026 x 4,35

(1) Avances en carbón y despiles (obreros en el frente)

(2) Avance que comprende la gufa de cabeza en el piso 120, la gufa de base en el piso 185, las rampas a 28°; las rampas en pendiente llevadas al Este del pozo Candelaria para la apertura del piso 12° y las sobreguías.

(3) Comprende la superficie total de las bandas horizontales, macizos despilados en el nivel 120 (recortes y pilares inchuidos) y la superficie despilada del piso 120.

De la tabla 2.1. se deduce que la superficie media -
deshullada por mes es de 2.877 m^2 , correspondiente a un tone-
laje in situ de 12.500 t/brutas aproximadamente, y la produc-
ción mensual media ha sido de 8938 t/brutas.

Estimación del grado de recuperación global.

$$\frac{8938}{12500} = 0,72 \rightarrow 72\%$$

Esta cifra se correlaciona bastante bien con la obte-
nida por cálculos mucho más precisos realizados más adelante.

Para los 3 meses examinados, conviene ajustar la pro-
ducción bruta que figura en la tabla 2.1. con los tonelajes -
de carbón sucio que fue enviado a la escombrera.

Diciembre 1980	724 t
Enero 1981	875 t
Febrero 1982	500 t

La producción media mensual del trimestre pasa a ser
9632 t, en lugar de 8939 t, conduciéndonos a un grado de recu-
peración global del 76 % en lugar del 72% y a un índice de re-
cuperación de los despiles del 46,5 en lugar del 34%.

Ensayos para la estimación del grado de recuperación en el
soutirage de los pilares.

Dimensiones del macizo explotado durante el trimestre
bajo revisión:

Estimación horizontal	88 m
Altura	101 m
Superficie	8.888 m^2
Tonelaje total in situ	38.660 tb

Datos de base: Pendiente 38°; Potencia de caja 2,5 m y 435 tb/m²

La tabla 2.2., permite estimar un ratio precisando la parte despilada con índices del 100%, para el tonelaje extraído de una banda entre dos sobreguías.

- Tonelaje total in situ en un macizo = 38.600 t
- Tonelaje extraído con un grado de recuperación del 100%, para los trazados de preparación de los macizos, excepto los recortes correspondientes e inclinados = 8.448 t (líneas A + B + C de la tabla 2.2.).
- Tonelaje in situ de las bandas comprendidas entre sobreguías: 38.660 - 8.448 = 30.212 t.
- Tonelaje extraído en los recortes en pendiente e inclinados - con una recuperación del 100% : 12.054 t (suma de las líneas D de la tabla 2.2.)

El ratio buscado es : $100 \times \frac{12.054}{30.212} = 30\%$ (No se tiene

en cuenta el franqueo con disparo de estas labores a soutirage).

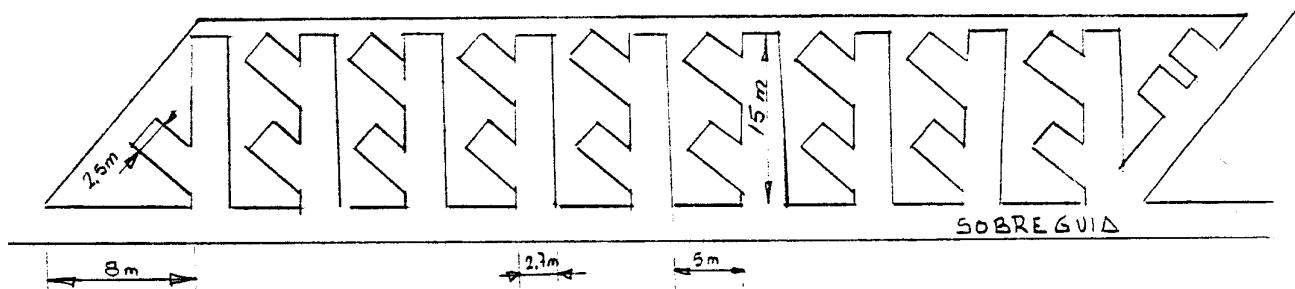


Fig. 2.12. Esquema de explotación de una banda entre 2 sobreguías en el interior de un macizo.

TABLA 2.2.

TAJOS ELEMENTALES	Longitud (m) (1)	Número (2)	Long. total (m) (3)	Sección (m ²) (4)	Prod./m.t.b 1,74 x (4) = (5)	Produc/t.b (5) x (2) = (6)	cm/j. (7)	Nº total/j $\frac{(3)}{(7)} = (8)$	Rdt.º/elem. $\frac{(6)}{(8)} = 9tb/j$
A. Guías de cabaza y base	88	2	176	8	13,9	2.450	0,55	320	7,66
B. Rampas a 28°:									
- Arrastre	110	1	110	6	10,4	1.148	0,42	262	4,38
- Servicios	110	1	110	8	13,9	1.525	0,42	262	5,83
C. Recortes horizontales (*)	80	4	320	6	10,4	3.325	0,55	582	5,71
D. Recortes en pendiente (**)	15	45	675	6	10,4	7.020	0,50	1.350	5,2
Recortes oblicuos a 17° (***)	4,4	110	484	6	10,4	5.034	0,50	968	5,2
Conjunto de labores de un panel	-	-	1.875	6,3	10,9	20.502	0,50	3.744	5,48
Piso 185 Oeste									
Piso 250									
Avance de galerías durante la vida de un panel	80	2	160	8	13,9	2.227	0,166	960	2,32
Conjunto de excavaciones de la mina	-	-	2.035	6,4	11,2	22.729	0,43	4.704	4,83

(*) Niveles
(**) Pozos
(***) Rampitas

Aplicando este ratio a los resultados de explotación relativos al trimestre que precede al mes de Marzo de 1981, se pueden estimar los grados de recuperación de los pilares (Tabla 2.1)

- Producción media mensual: 9.632 t
- Tonelaje producido por los avances de galerías -
aparte de los recortes en pendiente e inclinados: 3.650 t
- Tonelaje restante : 5.982 t

Se ha visto que el tonelaje in situ, tratado mensualmente en las bandas comprendidas en las sobreguías, era 8.814 t, con el ratio obtenido; el 40% de este tonelaje ha sido extraído con una recuperación del 100% en los recortes en pendiente, ascendentes y oblicuos. Es decir: 3.525 tb.

El tonelaje in situ en los pilares (excepto recortes) es:

$$8.814 - 3.525 = 5.289 \text{ tb}$$

El soutirage de los pilares ha producido:

$$5.289 - 3.525 = 1.764 \text{ tb}$$

Con estas cifras el grado de recuperación de pilares es:

$$100 \times \frac{1.764}{5.288} = 33,33\% \quad 34\%$$

El grado de recuperación arriba indicado del 34%, es bastante próximo a la realidad. Este grado relativamente bajo no es sorprendente, habida cuenta de las dificultades y de los azares del soutirage en capas pendientes de 35 a 38°.

Se puede entonces confeccionar la tabla 2.3. tomando de la tabla 2.2.; los resultados obtenidos:

TABLA 2.3.

CONCEPTO	Superfic total des hullada (m ²)	Grado de recuperaci3n	Superfic. deshulla da (m ²)	Tonelaje Producido (t)	Personal total productor	Rdt°tb/j productores
Excavaciones de un panel	4.713	100%	4.713	20.502	3.744	5,48
Soutirage de pilares en un panel .	4.175	46%	1.920	8.354	699	11,95
Total paneles	8.888	74,6%	6.633	28.856	4.443	6,49
Preparaciones fuera de paneles ...	512	100%	512	2.227	960	2,32
Mina Espiel	9.390	76%	7.145	31.083	5.403	5,75

El rendimiento productivo medio es 5,75 en Enero y Febrero de 1981.

Es preciso, en efecto, considerar que todo lo relativo al soutirage ha sido establecido por diferencias, y que en particular los datos de "preparaciones fuera de panel" fueron difíciles de precisar, pues se tratan de trabajos diversos, donde los rendimientos están mal definidos.

En efecto, para resumir las observaciones:

- Con los baremos de la mina Espiel, 2 hombres producirían 11 vagonetas, o lo que es lo mismo, 8 a 9 t/relevo, con lo que el rendimiento sería de 4 a 4,5 t/jornal.

- Según la Dirección de Encasur, 2 hombres producirían 26,4 vago_{netas}, o lo que es lo mismo 20 t/relevo, con un rendimiento de 10 t/jornal.
- Según la tabla 2.3. (cálculo por diferencia) el rendimiento se_{ría} de 11,95 t/jornal.

Estas cifras anteriores no concuerdan, y ha sido imposi_{ble} obtener una cifra con mayor aproximación (los obreros y capa_{taces} admiten siempre que la recuperación de carbón en retirada es muy aleatoria, y ciertos días nula o casi nula). Se conserva_rá para lo siguiente, el rendimiento que figura en la tabla 2.3. que es de 11,95 tb, o:

$$\frac{11,95 \times 8.939 (1-037)}{9.632 - 0,73 \times 8.939} = 9,3 \text{ t/jornal neto}$$

Admitiendo que la única causa de ensuciamiento excesi_{vo} del carbón proviene de las operaciones en retirada.

Producción unitaria de tajos y concentración

De las tablas 2.2. y 2.3., se deduce fácilmente la producció_n unitaria de los talleres, su avance diario y su dotación de personas.

El cálculo ha sido he_{cho} para la producción actual de la mina (372 t/día) y para la producción del plan (450 t/día) con rendimiento constante.

TABLA 2.4.

CONCEPTO	Producción 372 t/día explotación de un panel en 77,7h			Producción 450 t/día explotación de un panel en 64,2h		
	Avance/día (m)	Producc. (t/día)	Nº Obr. produc./día	Avance/día (m)	Producc. (t/día)	NºObreros produc./día
Galería de planta .	2,05	28,46	3,72	2,48	34,42	4,52
Rampa 28°	2,55	31,04	6,08	3,08	37,55	7,35
Sobreguías 0°	3,72	38,61	6,75	4,50	46,71	8,17
Rampitas y Recortes	13,42	140,02	26,92	16,23	169,38	32,56
Retirada	-	108	11,61	-	130,65	14,04
Labores prepratorias generales	1,85	25,87	11,14	2,24	31,29	13,48
TOTAL	23,59	372 Rdt°=5,62	66,62	28,53	450 Rdt°=5,62	80,12

Los decimales que no tienen demasiado sentido se han mantenido únicamente para el control de los cálculos y la coherencia con las cifras indicadas anteriormente.

El número de obreros productivos ha sido en realidad de 66 en Diciembre, y 69 en Enero y Febrero de 1981. El número de obreros productivos para el primer trimestre de 1981 era de 90 para 540 t/día. Se ve enseguida, porque la mina no realiza su programa. Falta personal para la realización de este programa, pero como es normal en la mina, el déficit se inscribe únicamente entre los obreros productivos.

La tabla precedente muestra que es necesario disponer de 12 obreros/día en las labores en retirada, para obtener la producción actual. Teóricamente, podrían ser dispuestas en 2 bandas (cada banda esta comprendida entre 2 sobreguías), pero es preferible, llevar la producción en retirada bien en 2 bandas, en 3 relevos de 2 obreros cada uno. Lo esencial es el mantenimiento de una línea de hundimiento orientada 30° con respecto a la línea de máxima pendiente cualquiera que sean las circunstancias de la explotación, en lugar de perseguir una concentración que no es conveniente en los talleres explotados por cámaras y pilares, sobre todo si van en pendiente.

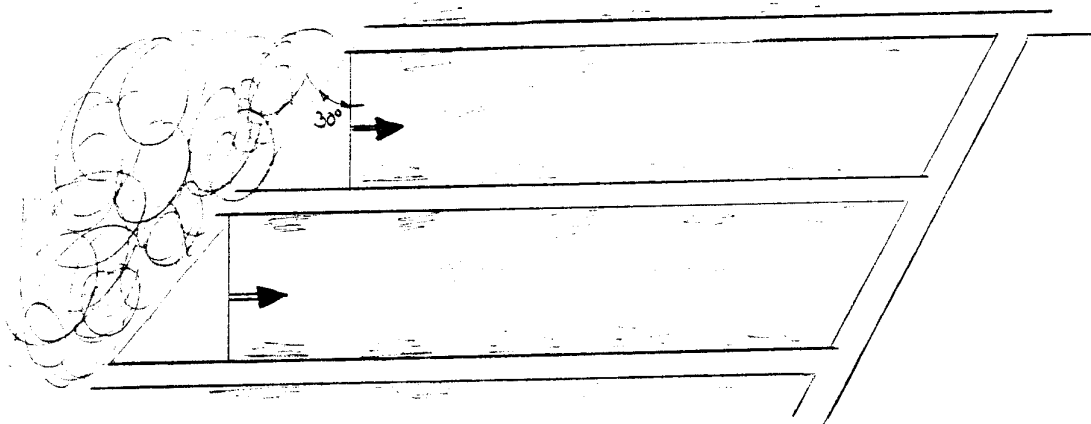


Fig. 2.13.

Para producir 108 t/día en retirada el avance de cada frente será de 2,67 m/día, incluyendo esta cifra el alcance de recortes en pendiente que se hace antes del despile. Un pilar debe ser terminado en 8 ó 9 relevos. Se nos ha indicado que hacían falta 18 relevos (volviendo siempre sobre la misma con tradición mencionada anteriormente).

Puede ocurrir que el rendimiento del personal de arranque sea de 25 vagonetas/relevo, en cuyo caso las estimaciones anteriores serán próximas a la realidad, con la condición de que dicho personal realice la perforación con malla de 2 m. en lugar de 1 m.

Puede ocurrir también, que el rendimiento del personal de arranque sea mucho más bajo, 10 vagonetas relevo, entonces la producción de 79 t/día en soutirage no puede provenir de 2 bandas; suponiendo el rendimiento dividido por 2, es preciso trabajar sobre 4 bandas, lo que ocurre actualmente.

Método utilizado y presiones del terreno

a) Estrategia del deshullamiento

No existe proyecto de explotación y estrategia de deshullamiento, por lo que los resultados de la explotación se resienten.

La explotación está demasiado dispersa, se ha trabajado en 5 o 6 bandas a lo largo de Febrero de 1981 de las que dos están por encima del piso 120 y 3 por debajo. Es demasiado, incluso si el rendimiento del personal de arranque es más bajo que el indicado en la tabla 2.3. La desconcentración aumenta la vida del panel y el coste de los servicios.

Las explotaciones por encima del piso 120 están demasiado avanzadas con respecto a las que están por debajo, no hay línea de hundimiento, sino una línea anárquica, que agrava las presiones de los terrenos en lo alto del macizo. Las sobreguías se atacan demasiado pronto.

Conclusión: ES PRECISO UN PROYECTO DE EXPLOTACION BASADA EN UNA ESTRATEGIA QUE CONDUZCA A REDUCIR LOS EFECTOS DE ESTRIBO Y LOS DEBIDOS A LOS BORDES DE EXPLOTACION.

b) Gestión de galerías

Se acaba de ver que es preciso reducir la vida de las galerías en operación, al máximo. Ciertamente, se pueden mejorar la actual gestión con la condición de aplicar los principios relativos a la gestión de galerías.

Siempre habrá que proceder a reforzar el sostenimiento:

- Cuadros que deslizan bien,
- Zapatas bajo los pies del cuadro, pues naturalmente no se sabe cuál es la parte que corresponde a la hinca del cuadro, o al hinchamiento del muro en la reducción de la sección.
- Utilización conjunta de cuadros y pernos en las sobreguías. - Conviene proceder al ensayo de una rampa única a 28°: el pilar de 10 a 12 m entre las rampas se aplasta desde que es recortado. El corazón del pilar no cede, y canaliza todas las presiones provocando (como una pila) un hinchamiento importante en todas las labores del entorno. Este fenómeno observado en varios sitios de la zona, es de capital importancia para la elaboración de toda la estrategia de arranque.

La tensión en las galerías en roca al muro, no presenta ningún problema siempre que no estén situadas demasiado cerca de las zonas de explotación.

3.- PROYECTO DE PRUEBA DE ENSAYO Y DESARROLLO
MINA ESPIEL DE ENCASUR - CORDOBA

Se trata de proponer un modo de refuerzo del sostenimiento de las galerías y niveles en carbón, en dos casos diferentes:

- En las galerías con cuadros metálicos: guías, rampas a 28° y sobreguías horizontales.
- En los recortes ascendentes de despile entibados con madera, trazados según la pendiente o incluso oblicuos.

En lo que concierne a estos trazados, no es problema su sostenimiento (abiertos durante períodos muy cortos de algunos días como máximo), sino el buscar un medio de retardar el hundimiento del techo en el momento del despile. Si se refuerza el mantenimiento del techo en estos trazados por bulonaje, se puede crear en la proximidad del macizo a despilar, una armadura del techo bajo forma de "colas de pescado", que debería retardar un cierto tiempo la caída en la vertical de los pilares antes de su minado.

En el primer caso se pretende mejorar el mantenimiento

de las galerías y niveles, así como el acceso a los tajos de despile; reducir los costos de conservación (elevados), e incrementar la recuperación de cuadros metálicos.

En el segundo caso, se busca esencialmente aumentar el índice de recuperación del carbón en la explotación de pilares, y mejorar la seguridad de los trabajos de despiles.

Por último, el presente estudio propone a los explotadores los elementos de juicio necesarios para la implantación de una efectiva "Gestión de Galerías" en la Mina Espiel.

Por "gestionar una galería" se considera el mantenerla lo mejor posible durante su vida de servicio, es decir, con una sección útil, compatible con su función, y al menor costo posible.

La gestión de galerías se fundamenta en los dos puntos siguientes:

- La división del yacimiento (elección de la posición de las galerías) y la estrategia del deshulle, desde el punto de vista de establecer un proyecto de cuartel tal, que haya un número de tramos de galerías sujetos a sobrepresiones - debidas a la explotación (o emplazadas respecto a minados antiguos).
- El refuerzo del sostenimiento dosificado en función de la naturaleza de los terrenos y de las deformaciones a sufrir, ya sea poco después de su apertura o de forma diferida bajo la influencia de la explotación a devenir.

En lo que sigue, sólo este segundo punto es el que se

toma en consideración, ya que el primero ha sido tratado ya en otro capítulo.

Tanto para uno como para otro punto, se precisa conocer la forma de reaccionar de los terrenos, y es necesario tener una idea del origen de las deformaciones constatadas.

Para iniciar la gestión de galerías se pueden utilizar los conocimientos adquiridos en otras minas, y es lo que se realizará en este estudio, pero la especificabilidad de las presiones de los terrenos en cada una de las minas hace necesario las prolongaciones de verdaderas campañas de medidas "in situ".

3.1. INICIACION DE UNA CAMPAÑA DE MEDIDAS EN ESPIEL

3.1.1. Objeto

El objeto de dicha campaña se basa en los siguientes puntos:

- Mejor conocimiento de las deformaciones que sufren las labores de trazado en el curso de su vida.
- Idea del estado de fracturación que sufre la corona de roca en el entorno de una galería y su evolución en el transcurso del tiempo.
- Estimación del incremento de las deformaciones sufridas por una galería al aproximarse un frente de despile.
- Sobrepresiones debidas a la posición de una galería en el borde de un minado antiguo.
Se trata de lo que se conoce como efecto pilar, y que no hay que confundir con el efecto de un macizo que concierne, en cuanto a él, al de un pilar situado en una capa suprayacente. En mina Espiel este caso no se da, al tratarse de explotar una sola capa.
- Interacción entre dos galerías próximas.
- Mantenimiento de los pilares formados entre dos trazados.
- Comparación entre dos modos de sostenimiento, dos estrate-

gias de deshulle... ¿Cómo comparar si no se hace alguna medida? ¿Cómo elegir el tramo de galería donde se quiere hacer el ensayo de sostenimiento, si no se tienen medidas precisas de un tramo testigo llevado con el antiguo tipo de sostenimiento, y que sufra presiones comparables?.

El ensayo de un nuevo sostenimiento sin el soporte de una campaña de medidas y sin una estrategia, queda en gran medida sujeta al azar. Rehusarla es desaconsejable formalmente, porque es cara y, sobre todo, poco susceptible de adaptación y de perfeccionamiento. ¿Qué hacer en caso de fracaso?

- Los conocimientos en materia de presiones de terrenos en las minas, son muy fragmentarios, como se verá. No se sabe muy bien cuál es el papel de un cuadro, o el conjunto de un bulonaje; es más, los fenómenos de fracturación de terrenos no son conocidos más que recurriendo a modelos matemáticos muy avanzados, pero que se fundamentan sobre hipótesis simplificadoras, de tal forma que ponen en duda su validez.

Estos conocimientos son aún más fragmentarios para los yacimientos de pendiente media del tipo del de Espiel. Razón de más para emprender medidas en esta mina.

Algunos podrían pensar: "puesto que se sabe poco de ello, pasemos sin actuar y confiemos al azar". Ante este proceder, que no es de un ingeniero, se puede responder que, después de 20 años, el poco conocimiento adquirido en materia de sobrepresiones del terreno ha permitido progresos considerables. (Una misión de ingenieros de ENDESA ha visitado las Hulleras de Blanzky. Los participantes, acompañados por personal de ENADIMSA, se han sorprendido por el buen esta-

do de las galerías. Hace 11 años, en ese yacimiento, el pa-
so de personal se hacía a cuatro patas o tumbado a la lar-
ga, en la casi totalidad de las vías del cuartel.)

Sin embargo, para no sobrecargar una mina como Espiel, cu-
yas estructuras son muy ligeras, se proponen cartas o ensa-
yos, y medidas simplificadas al máximo. Lo que cuenta en
gestión de galerías, no son las pesadas acciones emprendi-
das, sino la voluntad emprendedora, la paciencia y la obs-
tinación, cualidades que deben ser primordiales el en atri-
buto de los responsables de la explotación.

3.1.2. Carta de ensayos para estaciones de medidas
de deformaciones. Parámetros a medir.

Al objeto de comparar dos tipos de sostenimiento, se ins-
talarán en dos tramos de nivel de unos 40 m de longitud. Sobre
cada uno de estos tramos se implantarán estaciones de medida, y
ello será lo más pronto posible tras su apertura.

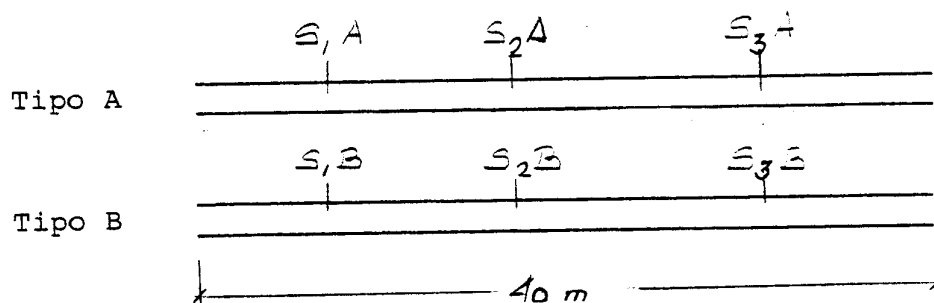


Fig. 3.1.

Con una periodicidad, que dependerá de lo que se desee
saber así como de la rapidez de la evolución de las magnitudes
en función del tiempo (periodicidad que puede variar de 1 a 5
días), se ejecutarán las medidas precisas siguientes:

a) Convergencia

Aproximación de dos estacas AB; caso de medidas diarias:

Día: 0, 1, 2, 3, ... n
 D : $D_0, D_1, D_2, D_3, \dots D_n$

D_0 es la medida nada más colocadas las estacas.

Las medidas se hacen con una cinta métrica flexible, de 3 m de longitud, y con aproximación del mm.

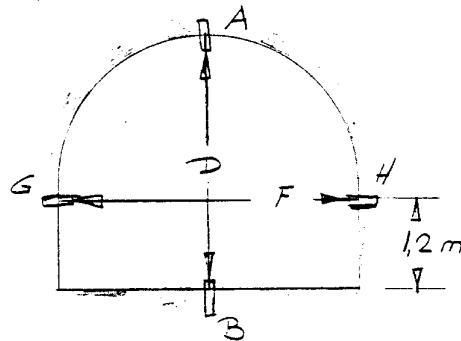


Fig. 3.2.

Convergencia a los n días: $C_0^n = D_0 - D_n$ (mm)

Las estacas deben situarse en la vecindad del plano medio de la galería, sobre la vertical, tanto como sea posible, y en el plano medio equidistante entre dos cuadros.

La colocación de las estacas y su mantenimiento será el principal problema planteado para esta medida muy simple. La estaca no debe estar metida muy profunda, 30 cm como máximo, (estaca de madera o pierrote de acero sellado a la resina).

Si una estaca desaparece el día k , se la reemplazará - tan pronto como sea posible, y se proseguirán las medidas, con los nuevos valores $D'_k, D'_{k+1}, \dots, D'_n$. Basta anotar en la hoja de medidas el día k , el reemplazamiento de las estacas. La referencia de las dos series de medidas es muy fácil.

b) Fluencia de los parámetros

Corresponde a la convergencia horizontal de los parámetros, y por tanto se sigue el mismo modo operatorio que para ésta.

Las estacas GH se colocarán en un plano horizontal, situado a 1,2 m de altura sobre la solera inicial, y en el mismo plano perpendicular al eje de la galería que el de las estacas AB.

$$\text{Su valor será: } F_0^n = F_0 - F_n \quad (\text{mm})$$

c) Expansión del techo

Medida indispensable si se colocan bulones

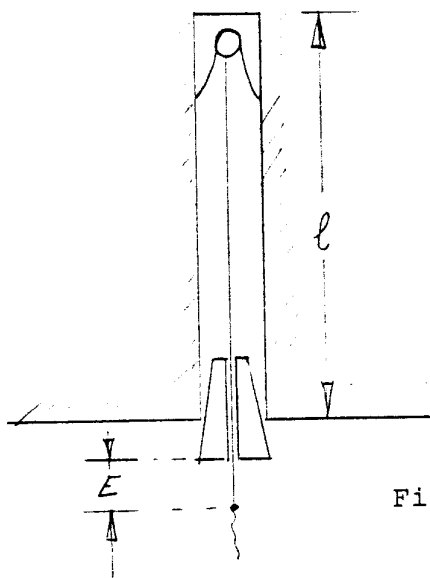


Fig. 3.3.

Se perfora en el techo un barreno vertical en el centro de la corona, de longitud l y 30 a 35 mm de diámetro.

Se ancla en el fondo del barreno una cuerda de alambre con un gancho de patas abiertas. La cuerda tendrá una longitud superior a l (longitud del barreno) y en su extremo externo al barreno se le hará una señal o referencia, bien con un nudo u otro medio. En la boca del barreno se colocará un taco cónico de madera, con una perforación central, a través del cual pasará libremente la cuerda.

Se medirá con la mayor precisión posible la distancia vertical entre la base externa del taco cónico y la referencia de la cuerda.

Sea E_0 la medida en el momento de la colocación, y E_n la medida pasados n días.

$$E_0^n = E_n - E_0$$

E_0^n es la medida de los movimientos relativos al primer banco del techo y del banco situado a l (m) de profundidad. Esta es la expansión del techo sobre l (m) de profundidad.

En Espiel, se toma inicialmente $l = 2,5$ m, y se requerirá la evolución de este parámetro $E_0(2,5)$.

d) Medidas particulares para el comportamiento de los cuadros y su reglaje

Es indispensable tener medidas, aunque sea aproximadas, concernientes al deslizamiento de los cuadros y al hundimiento de sus pies en la solera.

Ello tiene verdadera importancia para España, al objeto de reconocer la calidad de los cuadros, hoy día suministrados casi exclusivamente por Duro Felguera. Actualmente se tiene sobre ellos la duda de que el diseño del perfil sea el más apropiado, su laminado no sea defectuoso, la elección de los radios de curvatura sea la más conveniente, las grapas, bases, etc.

Medida de deslizamiento

Se utilizan los cuadros de tres piezas. Se medirán los solapes " γ " sobre los dos cuadros situados a uno y otro lado del plano de las estaciones de medida, que contiene los piquetes A, B, G y H.

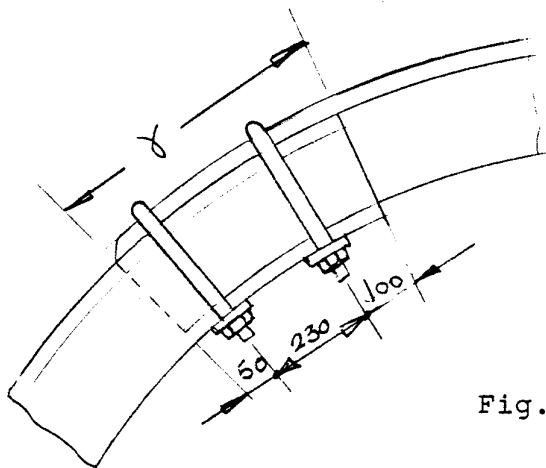


Fig. 3.4.

Así pues, en cada estación se tomarán cuatro valores, y se cogerá como parámetro de deslizamiento la media por separado de los solapes de un lado y otro de la galería, y en el caso de guías los del techo y los del muro.

$$(\gamma_d) = \frac{\gamma'_d + \gamma''_d}{2}$$

$$(\gamma_i) = \frac{\gamma'_i + \gamma''_i}{2}$$

de donde:
$$\delta_0^n = (\gamma_n) - (\gamma_0)$$

en la que (γ_0) debe ser próximo a 380 mm.

N.B.- Se debe respetar el posicionado de las grapas, y el apriete de sus tornillos debe hacerse con llave de cho que a 12 Kg x m. Los resultados del ensayo mostrarán si este apriete, fijado a priori, es valedero.

Medida de la hinca de los pies en los cuadros

Se trata de una medición delicada. La media de las medidas a continuación presentadas, dará un orden de magnitud suficiente de la hinca de los pies.

Sobre los cuadros situados a un lado y otro del plano de las estaciones de medida, se harán dos marcas en cruz con un buril (a) y (b), (ambas estarán en un plano sensiblemente horizontal). Se medirán las distancias ortogonales e_d y e_i , entre la extremidad de los piquetes G y H y las rectas a b.

$$(e)_0^n = (e)_n - (e)_0$$

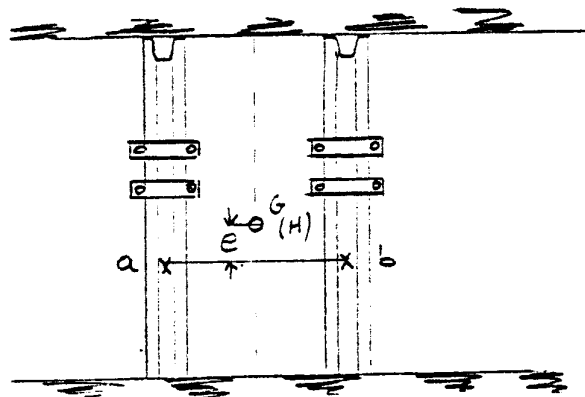


Fig. 1.5.

Todas estas medidas aproximadas servirán para:

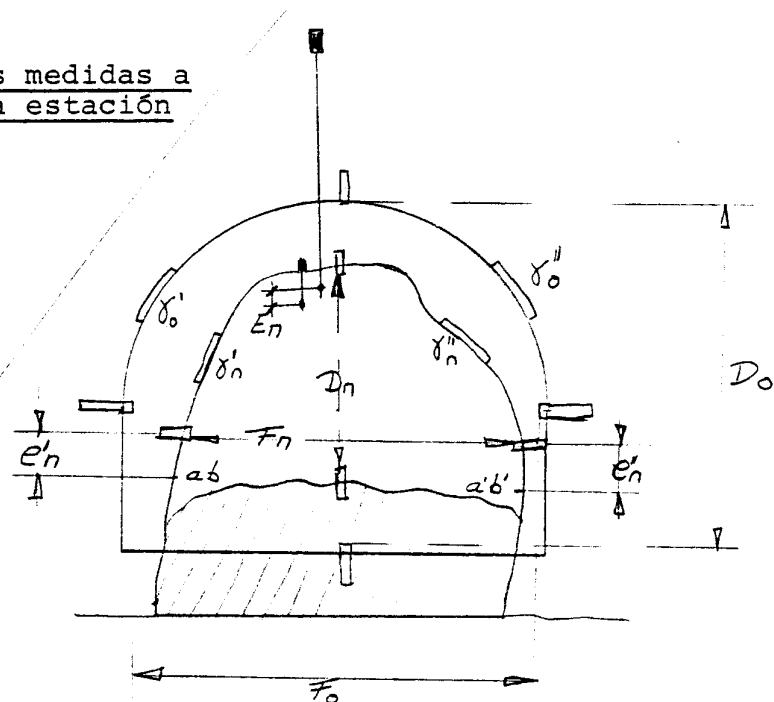
- comprobar el funcionamiento del cuadro;
- apreciar la buena dosificación de los factores:
 - . apriete de las grapas,
 - . efecto de las soleras bajo los pies de los cuadros,
 - . deslizamiento de los mismos.

Probablemente será necesario modificar estos factores a la vista de los datos de una primera campaña. El fin será - obtener un cierto deslizamiento en los cuadros (20 a 40 cm), con el mínimo de hundimiento de los pies (menos de 10 cm). (Un cuadro de 21 Kg/m y 10 m² de sección, resiste el equivalente de una carga de 12 a 15 t, si desliza con un apriete - en las grapas de 12 m x Kg.)

Para obtener estos resultados, es preciso colocar bajo los pies soleras de forma y superficie adecuadas a la naturaleza del muro o del carbón. (muy blando en general). La solera, cuya naturaleza se precisará con el explotador, deberá tener la superficie de un estemple tipo Sabés, de base ensanchada (18 cm de diámetro, al menos).

Síntesis de las medidas a efectuar en una estación

Fig. 3.6.



Convergencia: $C_0^n = D_0 - D_n$

Fluencia de
parámetros: $F_0^n = F_0 - F_n$

Expansión
del techo: $E_0^n = E_0 - E_n$

Deslizamiento
del cuadro: $(\gamma)_0^n = (\gamma)_n - (\gamma)$

Hundimiento
del cuadro: $(e)_0^n = e'_n - e_0$

Un encargado algo entrenado, con la ayuda de un novato, debe tener tiempo más que suficiente, para que en un relevo se tomen las medidas de 9 a 12 estaciones y se pongan al día los cuadros de medidas.

Observaciones: Las medidas propuestas son medidas relativas entre dos referencias, cuyos movimientos absolutos (referidos a una base fija fuera de la zona de influencia) no son conocidos. Querer establecer relaciones entre algunos de los 5 parámetros señalados, no es posible sin la ejecución de medidas complejas y costosas.

En particular, la convergencia medida es una combinación de:

- el hundimiento del techo (caso del croquis anterior, piquete A)
- Elevación del muro (piquete B).

La altura libre bajo el cuadro el día n es vecina a D_n en general. Pero el cuadro constituye un sistema independiente del sistema techo-muro, que es necesario rebajar el

día n hasta la base de los pies en dos elementos: el debido al levantamiento del muro, por una parte, y el correspondiente al hundimiento de los pies, por otra.

La relación entre el levantamiento de la solera y el hundimiento de los pies, no es conocida, e importa poco. Lo que se debe buscar es la carga máxima del cuadro para deformación mínima. Verdaderamente se aproximará al óptimo si el cuadro desliza primero (a la carga máxima prevista; de ahí la importancia del apriete de las grapas); se hunde a continuación, y finalmente se deforma.

(Fuerte deformación implica relevo de los cuadros; hundimiento-rebaje, lo que es menos costoso y más rápido). De ahí las medidas propuestas para reglar los factores del sostenimiento y entibar lo mejor posible, al objeto de retardar las deformaciones. En ciertos casos se deberá, incluso, llegar a evitar fuertes deformaciones.

Si se estima haber alcanzado un buen reglaje de los cuadros, y si la guarnición es satisfactoria (parrilla y tresillos de madera), son posibles dos casos:

- Que el estajado no sea necesario, en cuyo caso el esmero aportado al sostenimiento es fuertemente rentable.
- Que la estaja sea necesaria. Convendrá entonces considerar la conveniencia de reforzar el sostenimiento.

Se puede, como se ha hecho en Espiel, aumentar la densidad de los cuadros. El ensayo está en curso, pero será difícil sacar conclusiones por falta de mediciones.

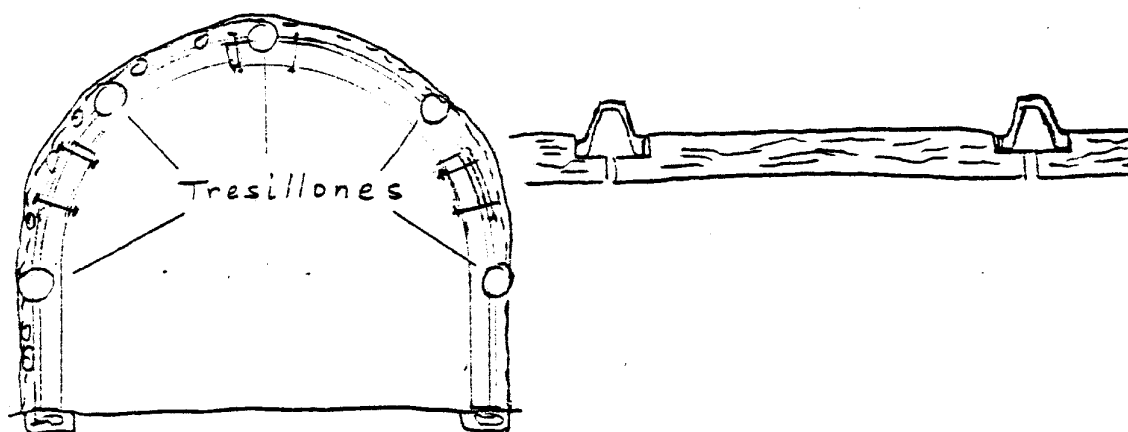


Fig. 3.7.

También se puede, como así se propone, reforzar el sostenimiento por medio de bulones juiciosamente elegidos. Las condiciones de presiones y los terrenos de Espiel son tales, que bulonar sin poner cuadros, es desechable. Generalmente, el bulonaje como refuerzo se revela mucho más eficaz que el doblar o entremediar los cuadros.

3.1.3. Zonas de influencia de la explotación Aplicaciones al método de explotación de Espiel

3.1.3.1. Zona vírgen:

Los parámetros de medidas C_0^n , F_0^n , E_0^n ..., son influenciados en la apertura de una galería en zona vírgen, es decir, no sometida a sobrepresiones debidas a minados antiguos o nuevos en su vecindad.

Las curvas representativas de las variaciones de la con

vergencia, de la expansión, y a veces de la fluencia, en función del tiempo, son susceptibles de un muy buen ajuste matemático - por medio de la fórmula $C = A \log\left(1 + \frac{t}{T}\right)$. A y T son dos constantes específicas de la mina considerada y del ritmo de apertura de la galería.

En las Hulleras del Norte del Pas de Calais se ha encontrado $T = \frac{1}{f}$ (f es el número de pegas al día).

A depende de la naturaleza del terreno.

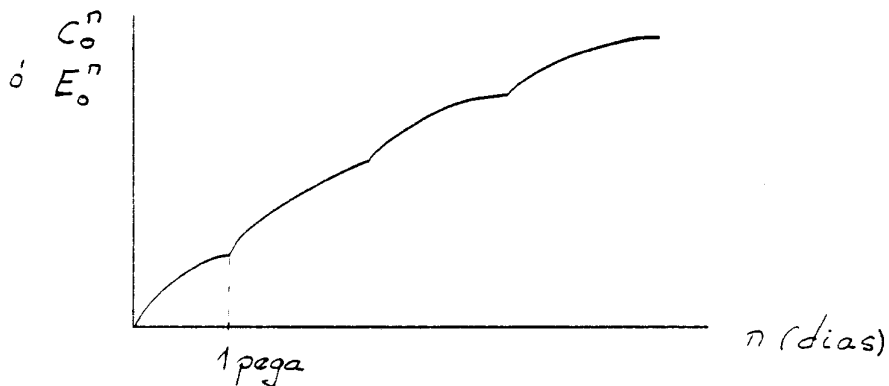


Fig. 3.8.

Quando la apertura se hace en zona virgen, la fluencia está, en general, poco influenciada, salvo en terreno muy fracturado (caso que verdaderamente ocurre en Espiel).

El deslizamiento de los cuadros y su hundimiento debe ser despreciable en la fase de apertura en zona virgen, como es en Espiel.

3.1.3.2. Zona influenciada por la explotación:

Al aproximarse un frente de despile, la convergencia me

dida sobre un doblote de piquetes tal como AB (Fig. 1.2) implantado en una galería, sufre una influencia caracterizada por una curva $C = f(t)$ del tipo indicado a continuación:

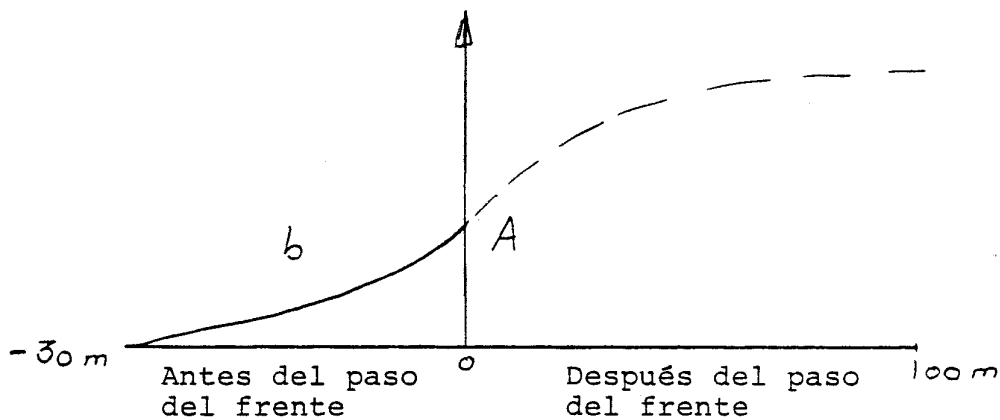


Fig. 3.9.- Posición del doblote con relación al frente de despile.

En A, la velocidad de crecimiento de la convergencia es máxima; las presiones y las deformaciones de las galerías son importantes.

Las convergencias bajo la influencia de una explotación son más importantes que en zona virgen. Por ejemplo,

$$\text{Si } OA = 50 \text{ cm (Fig. 1.9) } C_0^n = 10 \text{ cm (Fig. 1.8.)}$$

(Datos a confirmar por las medidas)

Antes del paso de la explotación, la convergencia crece de forma exponencial, y una vez pasada aquélla, ésta crece amortiguadamente, según una curva logarítmica.

Con un método semi en retirada, como se lleva en Espiel, interesa sólo la fase antes de pasar la explotación.

Se ignora el valor de la ordenada OA para Espiel. En las capas llanas delgadas o de potencia media de la cuenca del País de Calais, OA representa entre el 6 y el 10% de la potencia media de la capa. A la vista del estado de las galerías de Espiel, la convergencia al paso del frente de la explotación, ciertamente es más importante.

A la espera de los resultados de la campaña de medidas, se ha bosquejado sobre el croquis (Fig. 3.10) una corta de zonas de influencia en el cuartel Este de Espiel, tal como se encontraba el 31 de Enero de 1981. El fin perseguido era elegir los tramos de galerías o niveles en donde implantar los ensayos. Este esquema se presenta bajo reserva, pues aunque se ha establecido siguiendo los conocimientos adquiridos y ciertamente a causa de numerosas medidas, lo han sido en yacimientos muy diferentes al de la mina Espiel.

Estas diferencias importantes son:

- En primer lugar, el buzamiento.
- Le siguen, la profundidad, naturaleza de los terrenos y el método de explotación.

Sin embargo, este esquema se revela globalmente de acuerdo con lo que se ha podido observar en el interior mediante un exámen atento de las galerías. Ello suscita las reflexiones siguientes:

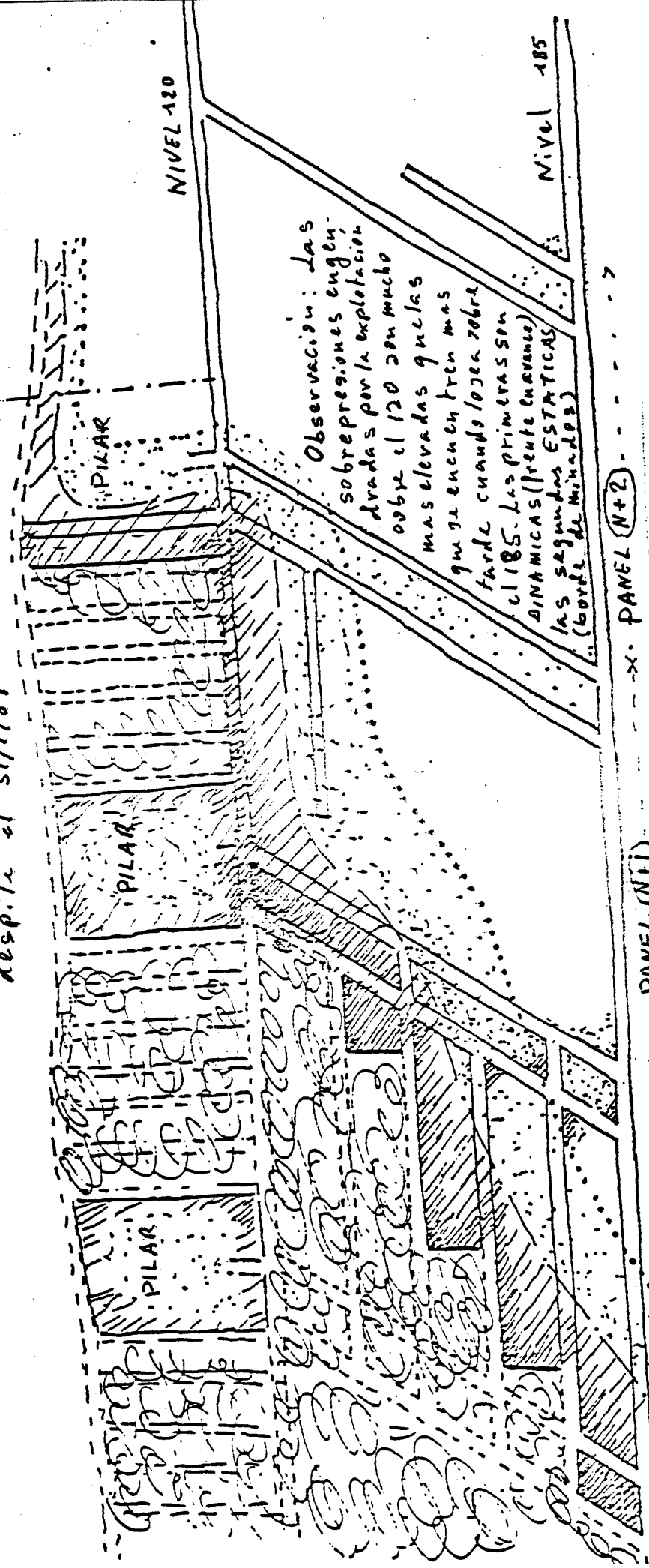
- 1a. Se nota el inconveniente de llevar muy adelantado el deshulle de la zona, por encima de la planta 120 (cerca de 120 m) en relación con el macizo inferior.

El tramo de vía del nivel 120 del panel N+1 está parcialmente destruído, mientras que no se ha explotado más que un 50% del panel N.

MINA ESPIEL - CUARTEL ESTE
 Situación de los frentes de
 respaldos el 31/1/81

N
 ↗

Fig 1-10



Observación: Las
 sobrepresiones en gen-
 erales por la explotación
 sobre el 120 son mucho
 más elevadas que las
 que se encuentran más
 tarde cuando losca sobre
 el 185. Las primeras son
 DINAMICAS (frente en avance)
 LAS SEGUNDAS ESTÁTICAS
 (bordes de minados)



Zona despilada

Zona fuertemente influenciada por los despile. Sobre-
 presiones y deformaciones importantes (proporcionales a la densidad
 de rayado)

Zona de debil influencia.

Zona poco influenciada y que puede ser asimilada a vitgen

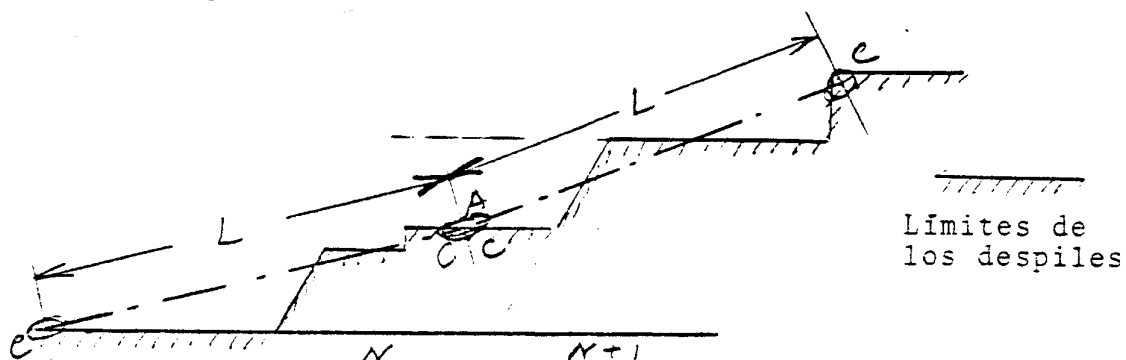
Las sobrepresiones
 en la parte inferior dis-
 minan en muy sensible-
 mente con el tiempo (cerca del
 50% a los 6 meses y un año)

La sobreguía nº 1 en curso de avance en el panel N+1, está situada en zona influenciada por elevadas presiones, y se va a abrir en terreno totalmente desconsolidado.

El pilar comprendido entre las dos rampas del N está casi totalmente triturado en la parte superior, y ello va a proseguir hacia abajo.

- 2a. El llevar rampas dobles y con enlaces entre ellas, da lugar a pilares frágiles que incrementan las tensiones sufridas - por los trazados que los bordean en el momento de la aproximación de los despiles.
- 3a. El pilar de base del panel N-1 no despilado aún está ciertamente fracturado en profundidad.
- 4a. Hay interacción entre dos trazados abiertos en zona vírgen, cuando el pilar entre ellos tiene un ancho inferior a 10 m. (P.Auriol señala 20 m, cifra que parece excesiva para una zona vírgen, a no ser que se refiera al acercarse los despiles).
- 5a. Las cuñas de pilares con ángulos inferiores a 90° se fracturarán rápidamente; las galerías y niveles que bordean estas cuñas están deformadas anormalmente.
- 6a. La forma de la línea de hundimiento es tal que existe una fuerte presión de arco en las proximidades del punto nortede del panel N, en curso de explotación.

Fig. 3.11.



En A es probable que exista la superposición de dos ondas de presión de estribado.

En Espiel se ignora el valor de la longitud crítica de apoyo L (diámetro mínimo de una explotación teórica de forma circular bordeada de terrenos vírgenes, a partir del cual el hundimiento alcanza a afectar la superficie). No sabiendo nada de cómo se desplazan los estribados en yacimientos semi-pendientes, no se puede por el momento tratarlos, y solamente queda como hipótesis sugerida para las observaciones del interior.

3.1.4. Elección de las zonas de ensayo

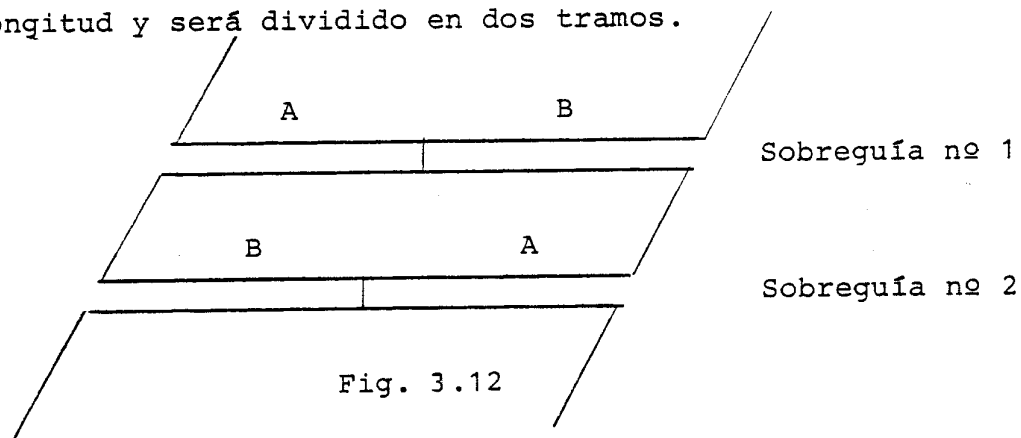
Teniendo en cuenta lo anterior, se debe realizar:

- Comprobar un modo de reforzar el sostenimiento, y para ello COMPARAR dos tipos.
- Tener las reseñas sobre la vida de un trazado, o sea conocer la evolución de los parámetros C_0^n , F_0^n ..., precisados en el punto 1.2, y ello al menor costo posible, siendo conveniente implantar las zonas de ensayo en:
 - Los niveles que sufran más efectos.
 - Los niveles situados en zona virgen, para que se pueda observar su comportamiento lo más pronto posible.

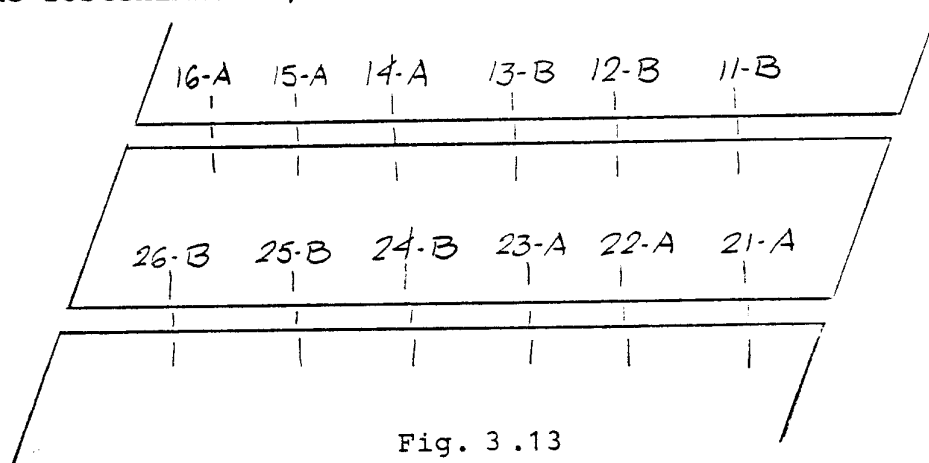
Examinando el esquema nº 1.10, y suponiendo que se puede hacer la elección a fin de Enero de 1981, se tendrá en cuenta como zona de ensayo las dos sobreguías situadas en la parte superior del panel N+2.

SERA NECESARIO ABRIRLAS EN AVANCE PARA ESTUDIAR SU COMPORTAMIENTO EN VIRGEN.

A continuación se supondrá que se dispone de estas dos sobreguías como campo de experiencia. Cada trazado tendrá 70 m de longitud y será dividido en dos tramos.



En cada uno de ellos se implantarán dos modalidades A y B de sostenimiento, alternadas como indica la Fig. 3.12.



Habrán tres estaciones de medidas por tramo, situadas y referidas como indica la fig. 3.13.

Tomando las medidas durante toda la vida del trazado - (una vez por día durante el período de evolución sensible de la

convergencia a causa de su apertura; una o dos veces por semana en el período en calma que precede a la influencia de la explotación, y a continuación una vez por día).

Se harán las medidas de los cinco parámetros retenidos, para su exámen, comparando sus valores y su evolución en función del tiempo. De ello se obtendrá:

- Una primera idea de la vida de la galería y la influencia de los diversos factores (posicionado de ella, comportamiento en vírgen, aproximación de un frente de despile, entibación,).
- Una información cifrada sobre la influencia del tipo de sostenimiento.
- Indicaciones para mejorar el sostenimiento.
- Sugerencias para una mejor estrategia del deshulle, en lo que concierne a la conservación de los trazados.

3.2. CARTA DE ENSAYOS DE EMPERNADO

3.2.1. Por qué empernar

El papel del empernado no ha sido demostrado de manera explícita; sin embargo, los especialistas más experimentados - atribuyen al menos tres modos de acción específicos a este tipo de sostenimiento.

a) El perno disminuye los esfuerzos de compresión que se ejercen horizontalmente sobre los bancos de un techo estratificado:

- eliminando los esfuerzos de flexión debido al propio peso de los estratos,
- minimizando el peligro de pandeo de los estratos delgados,
- frenando los desplazamientos relativos de los estratos, evitando que deslicen unos sobre otros.

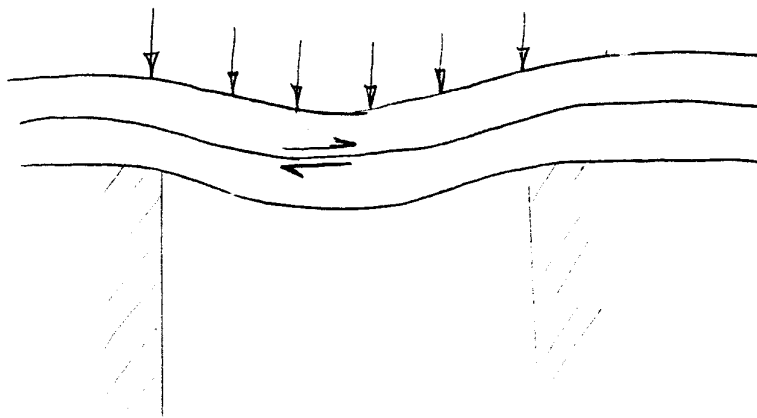


Fig. 3.14

Es una manera de acción del bulonaje jugando el papel de armazón en los terrenos estratificados.

El perno juega el papel de armadura de los terrenos estratificados. (Fig. 3.15.).

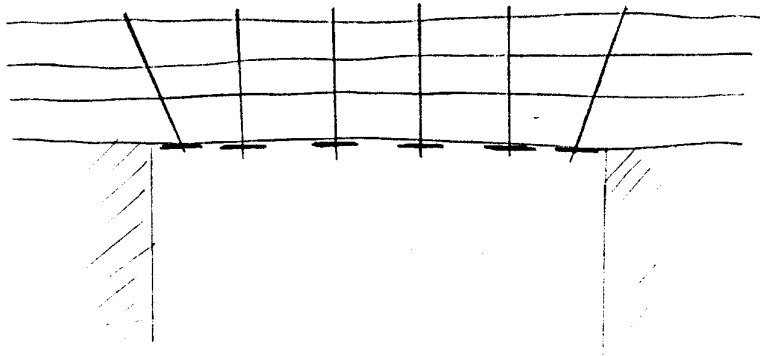


Fig. 3.15.

- b) Los esfuerzos de compresión que aparecen en los estratos del techo, pueden alcanzar un valor demasiado elevado, a pesar del efecto del bulonaje, según lo anteriormente expuesto.

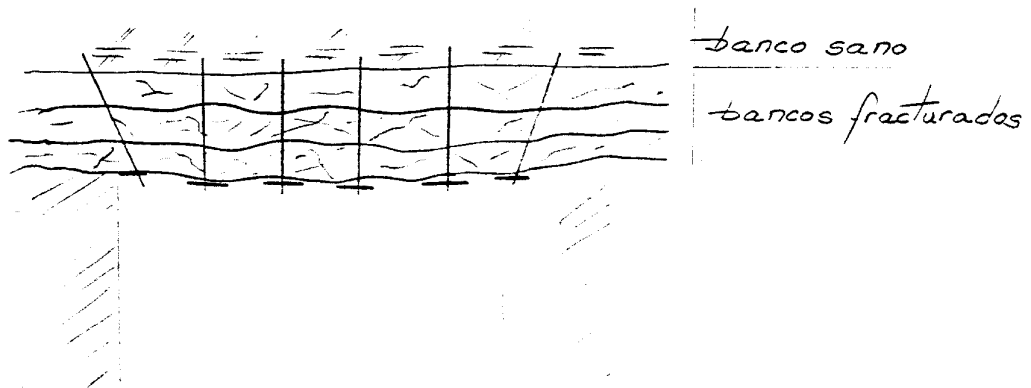


Fig. 3.16.

En este caso, los estratos se fracturan y se fisuran. Si esta fisuración queda limitada en profundidad, y la extremidad del bulonaje queda en roca sana, puede concebirse un segundo papel del empernado: el de suspensión.

- c) Puede ocurrir que la zona fisurada sobrepase el volúmen de la agrietada, y el papel del empernado, limitado a los modos de acción anteriores, a) y b), dejaría de actuar. De hecho la experiencia demuestra que no es así, incluso en terrenos muy frágiles y fuertemente afectados. En un hueco rodeado de una corona de roca fracturándose, ésta tiende a dilatarse; en ella el empernado ejerce un esfuerzo de confinamiento, oponiéndose en parte a esa dilatación (fig.3.17). El efecto de confinamiento confiere a la corona empernada una capacidad soportadora bastante superior a la de un cuadro metálico. Esta corona es una clase de antisostenimiento. En su periferia nacen esfuerzos radiales que, en los casos más favorables, bloquean definitivamente la propagación de la fisuración. En los terrenos blandos sometidos a sobreesfuerzos diferenciados, la fisuración no es bloqueada pero sí retardada.

El esfuerzo de confinamiento, que no sobrepasa los 1-2 Kg/cm², confiere a la corona de rocas o terreno fracturado, una capacidad de soporte cuarenta veces superior, o sea 40 a 50 Kg/cm², mientras que el soporte de la roca no empernada es casi nulo. Al instalar un cuadro, esta corona empuja sobre toda la superficie de forma continua.

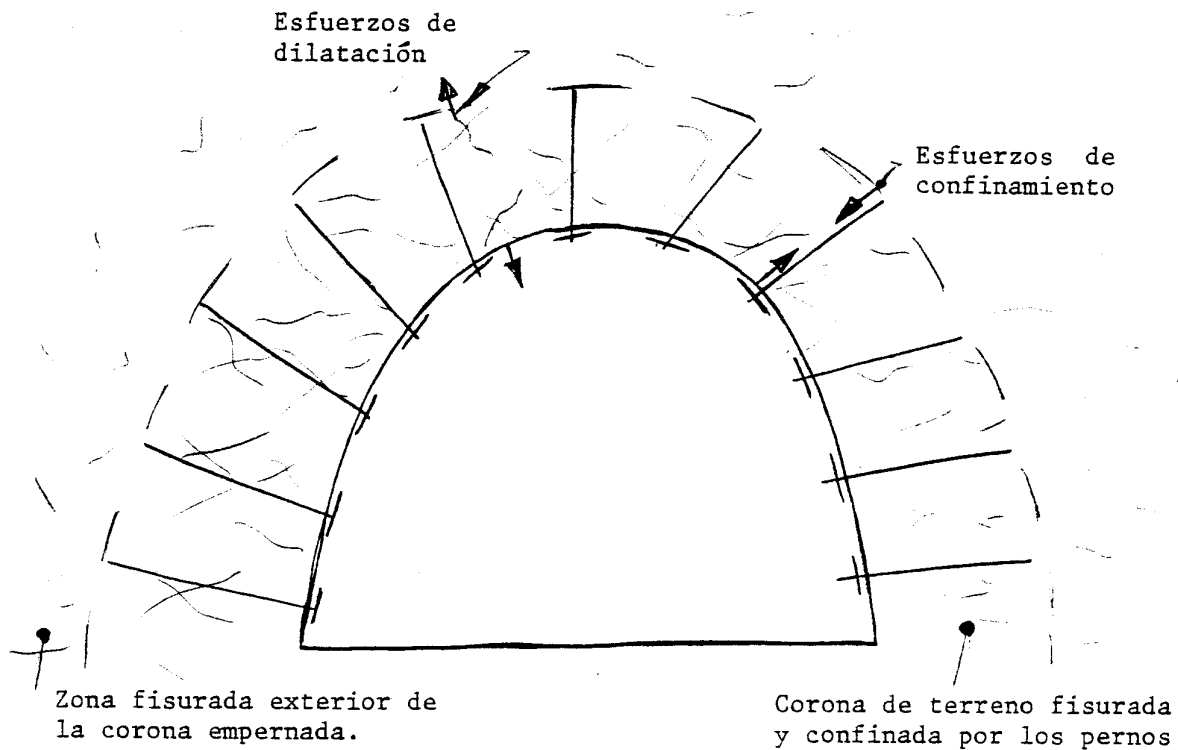


Fig. 3.17

Estos tres papeles del empernado se presentan casi siempre al mismo tiempo, pudiendo entrar en juego simultáneamente con la preponderancia de uno sobre el papel de los otros, según el estado de tensiones del terreno en el transcurso de la vida de una galería.

El lector podrá completar esta información en los artículos publicados en el documento SIM B5 de la Industria Minera, y titulados:

- Modo de acción y reglas de empernado,
por E.Tincelin y P.Sinon (págs. 104 a 148)
- Elección de los parámetros de un sostenimiento,
por M.Dejean y J.F.Raffoux (págs. 149 a 160)

En lo que concierne a la mina Espiel, es el tipo c) de acción el que se tiene en cuenta para reforzar el sostenimiento de los niveles entibados con cuadros. Para precisar el tipo de acción, es necesario e indispensable hacerlo estudiando las reseñas que se obtienen de medidas de expansión de los terrenos. Mientras que en el caso de querer retardar el hundimiento durante los despiles de los macizos, será preciso considerar principalmente el modo de acción b).

3.2.2. Refuerzo del sostenimiento de las galerías con cuadros

La determinación de los parámetros de empernado para reforzar los niveles, se ha hecho siguiendo las recomendaciones contenidas en los artículos citados anteriormente, del documento SIM B5. Según el modo de acción a elegir y la naturaleza de los terrenos (techo, muro y carbón), se deberían elegir tipos de pernos diferentes. Esto no es práctico, puesto que se determina para un mismo nivel un tipo único de perno, y a confirmar se elección mediante ensayos preliminares de carga.

3.2.2.1. Ensayos preliminares:

Se trata de verificar la perforabilidad del terreno a un diámetro determinado, y de ensayar el anclaje.

En la práctica se precisará adaptar el material (tipo

boca, empuje, velocidad de rotación, eventualmente inyección - de agua).

Se determinará la resistencia de anclaje por medio de ensayos de tracción con gato hueco. Con ello se tendrá ocasión de ensayar diversos tipos de anclajes, y de asegurarse - que su resistencia de retención en su colocación es conveniente.

Estos ensayos preliminares son importantes, e incluso indispensables.

A título de formación de personal, será conveniente - realizarlos en presencia de los futuros obreros encomendados a estas labores.

- UN PERNO MAL COLOCADO NO SIRVE PARA NADA.
- LA COLOCACION DE UN PERNO ES UNA OPERACION QUE RECLAMA EXPERIENCIA Y MINUCIOSIDAD.

3.2.2.2. Refuerzo del sostenimiento de los niveles:

Los terrenos a empernar presentan las características siguientes:

- irregularidades
- fracturas
- inestabilidad profunda

Ellos van a sufrir deformaciones frecuentemente diferidas, no estabilizadas.

manguito especial, que asegure el enlace entre ambos elementos. La placa del perno deberá colocarse apretando su rosca con llave de choque de 10 m.Kg, 15 minutos después del sellado. La colocación de un perno con dos operarios precisa un tiempo de 10 a 15 minutos.

Los tramos de galería con pernos estarán constituidos por lo señalados en los esquemas de las figuras 3.2 y 3.3 como modalidad A. La B será de la misma sección, excluidos los pernos, siendo el que se practica actualmente (excepto el ensayo de entremediar los cuadros), pero los cuadros deberán ser colocados mejor, con soleras, tresillones, guarnición de parrillas y, en fin, acuñados contra el terreno "ad hoc".

EMPERNADO

Siete pernos colocados en abanico en el plano medio entre dos cuadros, según el esquema siguiente (2 pernos irán en carbón).

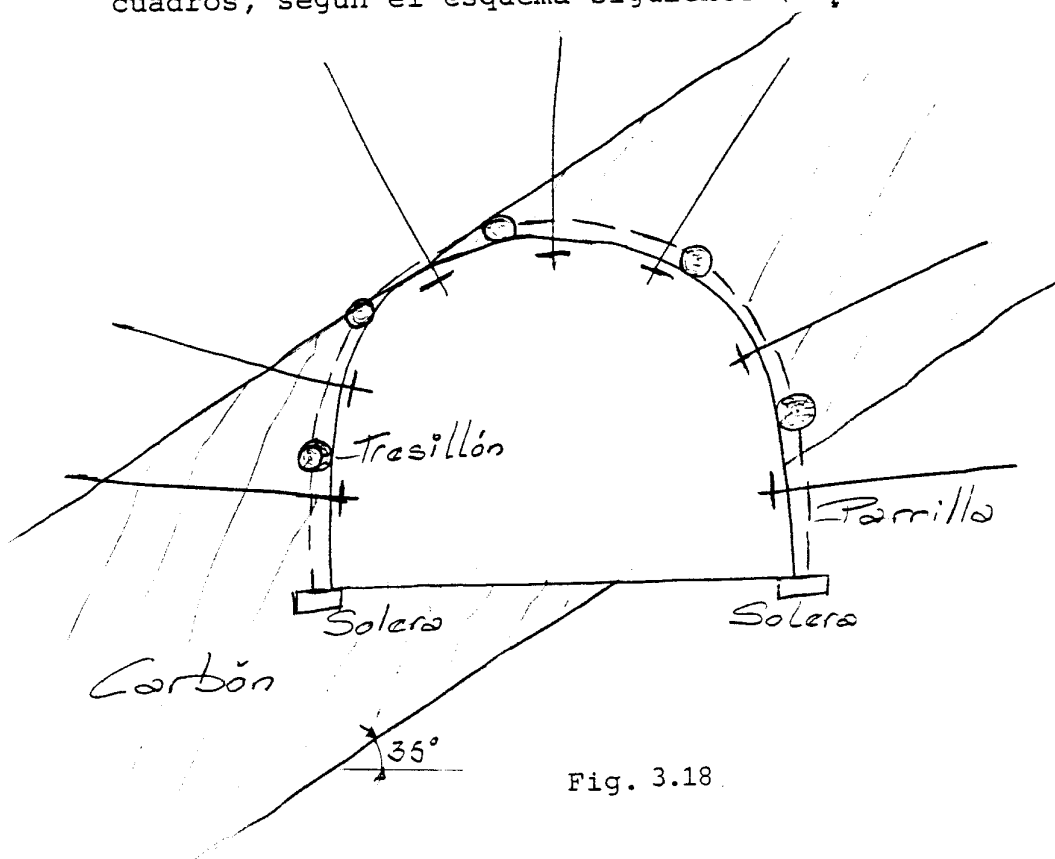


Fig. 3.18.

3.2.2.3. Refuerzo del techo en las rampitas o recortes de despiles:

El ensayo no se realizará más que siguiendo una modalidad, y se llevará a cabo una vez terminado el ensayo de los niveles, cuando los obreros hayan adquirido ya una cierta práctica en el empernado. Los resultados se estimarán comparando las condiciones de despile con y sin pernos. Parece difícil cifrar los coeficientes de recuperación. Se utilizarán los mismos tipos de pernos que en los niveles, con una pequeña modificación; al perno se le exigirá una acción de suspensión de los bancos de techo inmediatos durante sólo unos días. Por ello no se impondrá el anclaje repartido, sino el puntual, para lo que no se sellará más que la extremidad del perno con un pequeño cartucho de resina.

Las placas deben ser apretadas con llave de choque, con un par del orden de 20 m.Kg, lo que dará al vástago una pretensión comprendida entre el 40 y 60% del límite elástico del perno (15 t). El apriete se realizará en dos tiempos: el primero a mano, que dará 2 a 3 m.Kg y se realizará 15 minutos después de la colocación, y el segundo con la llave de choque media hora después.

El empernado de los recortes o rampitas debe permitir que deshulle eficazmente, suprimiendo, en condiciones normales, el refuerzo con longarinas.

No se implantarán estaciones de medidas en estas rampitas, dada su duración muy corta.

3.3. CONCLUSION

La campaña de medidas, que por razones de simplificación y economía se ha combinado con el ensayo de un nuevo modo de sostenimiento, necesita un seguimiento. El contenido de las nuevas cartas de ensayo a examinar, no podrá ser precisado más que después de desbrozar las primeras medidas, y de establecer una lista de nuevas cuestiones que entonces se plantearán.

El método de las medidas tendrá como principal objetivo, determinar la influencia de los diferentes factores sobre los parámetros medidos y definidos en el punto 1.2. Se fundamentará en las siguientes operaciones:

- en los métodos de comparación de los diferentes gráficos,
- en el ajuste matemático (establecimiento de leyes), y
- en la estadística necesaria,

con el fin de reemplazar las impresiones actuales, recogidas en el curso de las visitas, por valores cifrados que puedan preverse y utilizarse.

El refuerzo del sostenimiento de los niveles con pernos, que se propone, es un medio más eficaz que el actual de entremediar los cuadros, duplicándolos. En efecto, los pernos se colocan en el frente, nada más abierto el hueco y por tanto antes de que la fisuración del terreno se haya propagado; el entremediar los cuadros se realiza lejos del frente, de forma

que su papel de refuerzo es asegurado después que el terreno - haya sufrido una fuerte expansión, y por tanto la corona de terreno que rodea la galería se encuentra en un estado avanzado de fisuración y desconsolidación.

Si se consigue eficacia con entremediar los cuadros, forzosamente más importante lo será con el empernado. Por una parte, porque este modo es menos caro, y por otra, porque será más eficaz.

El ensayo de refuerzo de la entibación de los niveles, puede parecer una operación pesada y costosa. Ciertamente, por un lado hay que hacer un esfuerzo en la formación de los obreros, y por otro hay que realizar ensayos preliminares. Pero una vez realizada esta investigación, se constatará que el modo de refuerzo propuesto por este estudio, ni es muy pesado ni muy costoso.

En el cuadro núm. 2.0 figuran los costos de los dos tipos de refuerzo:

- entremediando los cuadros,
- empernando,

y se comparan ambos con el costo actual de sostenimiento (suministros, colocación, conservación).

Para ello se parte de los datos de base siguientes:

	<u>Precio</u>
Cuadro, tipo 1-C2, perfil 21 Kg/m	8.266 Pta/u
Cuadro, tipo 1-UM, perfil 16,5 Kg/m	7.807 "
Perno (vástago, placa, tuerca y resina) (con posterioridad se obtuvo 429 Pta/u)	280 "
Jornal de un obrero de explotación	4.500 Pta.

Los precios de los suministros y el número de jornales necesarios, han sido obtenidos de un estudio de costos de entibación realizado en la Mina Espiel.

El precio de un perno se ha sacado del documento SIM-B4 (pág. 25), actualizado de 1978 a 1980.

El costo de la guarnición (tresillones + parrillas) no se tiene en cuenta en esta comparación, al considerarse el mismo en los casos comparados, aunque puede ser algo más alto en el caso del empernado.

De la comparación de los costos -si en los casos contemplados no se precisa conservación- se obtiene para el empernado una ganancia de 8.113 Pta/m, y para el entremediado, 4.285 Pta/m.

CUADRO 3.0

COSTO DE LA ENTIBACION EN NIVELES

	Entibación actual mejorada	Reforzado con pernos	Entremediados
Tipo de cuadro	1-C2 . 21 Kg/m	1-C2 21 Kg/m	1-UH 16,5 Kg/m
Longitud entre cuadros	1,1 m	1,1 m	1,1 m
Refuerzo del sostenimiento		7 pernos por en trecuadro	1-UH 16,5 Kg/m entremediado
Guarnición	6 tresillones madera + parrilla	6 tresillones madera + parrilla	Entablado sin parrilla ni atresillado
Número de jornales necesarios para abrir y entibar sin reforzar 70 m de galería	140 (colocación de 64 cuadros 1-C2)	140 (Colocación de 64 cuadros 1-C2)	140 Colocación de 64 cuadros 1-UH)
Número de jornales para reforzar dichos 70 metros	-	45 (1) (colocación de 448 pernos)	28 (2) (colocación de 64 cuadros entremediados)
Conservación:			
- Jornales	110 aprox. constantes	?	?
- Cuadros	45 in situ	?	?
Coste de entibación por metro de galería, m.o. y suministros, excepto guarnición, en Pta de 1980	16.250 Pta.	21.242 Pta.	25.970 Pta.
Costo conservación	12.835 Pta.	?	?

(1) 2 hombres relevo colocan 20 pernos

(2) 2 hombres relevo colocan 5 cuadros

TABLA 3.1

Volúmen de resina necesario, en cm^3 , En función de la longitud de anclaje, l , y del diámetro de perforación, ϕ , para un perno de diámetro 20 mm -si el agujero de perforación es regular- el volúmen de resina aumenta un 5%, y en caso contrario un 10%.

ϕ mm \ I. (m)	1	1,8	2	2,2	2,5	2,8	3
26	216	390	432	476	541	606	649
28	301	542	602	662	752	843	903
30	392	707	785	863	981	1.099	1.177
32	490	881	979	1.077	1.224	1.370	1.469
34	593	1.068	1.187	1.306	1.483	1.661	1.780

TABLA 3.2.

COLOCACION DE PERNOS CON ANCLAJE REPARTIDO

OPERACIONES	F A S E S	PUNTOS CLAVE
Perforación con martillo perforador	Preparar las barrenas. En caso de varias, la más corta debe tener un diámetro nominal de 28 mm.	<ul style="list-style-type: none"> - Diferentes longitudes si el frente no permite hacerlo de una vez. - Barrenas de boca de 27 mm \varnothing nominal. - Disponer de una galga para controlar el diámetro del barrenado.
	Posicionar el empujador.	
	Perforar	<ul style="list-style-type: none"> - A la longitud <u>exacta</u>. La barrena 10 cm menos que el perno. - Seguir el esquema de empernado.
Perforación con perforatriz rotativa	Preparar las barrenas y las bocas. Señalar el límite de perforación con una marca o anillo en la última barrena	<ul style="list-style-type: none"> - Barrena helicoidal de 18 x 25, con boca de 26 mm \varnothing, en perforación seca. - Barrena Lorenz con portaboca de 26 mm \varnothing, en perforación con agua.
	Posicionar el empujador.	
	Perforar	<ul style="list-style-type: none"> - Según esquema de empernado y barrenos 10 cm más largos que el perno.

(Cont.)

OPERACIONES	F A S E S	PUNTOS CLAVE
Introducción de las cargas de <u>se</u> llado.	Montar andamio eventualmente.	
	Comprobar que el <u>barreno</u> no está <u>obturado</u> .	<ul style="list-style-type: none"> - Con un atacador hasta el <u>fondo</u>. - Limpiar <u>soplándolo</u> si es necesario.
	Introducir las <u>cargas</u> .	<ul style="list-style-type: none"> - Comprobar que la carga no <u>pierde</u> y que la funda es <u>apropiada</u>. - <u>Empujar</u> las cargas hasta el <u>fondo</u>. - Las cargas no deben <u>rellenar</u> más que el 90% como <u>máximo</u>.
Colocación del <u>vástago</u>	Preparar el <u>vástago</u>	<ul style="list-style-type: none"> - <u>Roscar</u> la tuerca soldada sobre la <u>enmangadura</u> de la <u>perforatriz</u> hasta el <u>fondo</u> de la rosca (<u>enmangadura especial</u>).
	Presentar el <u>vástago</u> en el <u>barreno</u>	<ul style="list-style-type: none"> - Bien en el <u>eje</u> del <u>barreno</u>. - Hasta el nivel del <u>último cartucho</u>
	Adaptar <u>vástago</u> y <u>perforatriz</u>	<ul style="list-style-type: none"> - <u>Correctamente</u> para que el <u>vástago</u> no se <u>salga</u>.
	Hundir el <u>vástago</u>	<ul style="list-style-type: none"> - <u>Comenzar</u> a rotar y a <u>empujar</u> al mismo tiempo. La <u>rotación</u> se debe hacer a más de 125 r.p.m. - <u>Mantener</u> la <u>perforatriz</u> en el <u>eje</u> del <u>barreno</u>. - <u>Reglar</u> el <u>empuje</u> de manera que esta operación dure del orden de 45 seg., necesarios para conseguir un buen <u>mezclado</u>. - Al llegar al <u>fondo</u> del <u>barreno</u> para la <u>perforación</u>.

(Continuación)

OPERACIONES	F A S E S	PUNTOS CLAVE
Colocación del vástago (Cont.)	Descender la perforatriz.	- Dejando la emmangadura sobre el vástago.
Colocación de la placa	Recuperar la emmangadura	- 10 minutos después de meter el vástago.
	Quitar la tuerca. Meter la placa, y la contraplaca si la lleva; después volver a roscar la tuerca.	- La contraplaca reglada sobre la cúpula de la placa, de forma que la tuerca se apoye sobre toda su circunferencia.
	Apretar la tuerca	- Con llave de choque, para aplicar la placa fuertemente contra el paramento.

TABLA 3.3

REGLAS DEL EMPERNADO CON RESINA

- Para cada proyecto es preciso establecer un esquema de empernado:
 - . Largo de los pernos (al menos $1/3$ del ancho de la galería).
 - . En galería rectangular, los pernos deben ser normales al techo, con la excepción de los dos cercanos a las esquinas, que se inclinarán de 15 a 20° hacia el macizo.
 - . En galería cuadrada o semicircular, los pernos son colocados en abanico.
 - . La densidad de empernado, si no hay sostenimiento portante, no puede ser inferior a 1 perno/ m^2 .
- Este esquema de empernado debe ser respetado (en posición y orientación).
- Es preciso bulonar el frente lo más pronto posible, después de la voladura.
- Buscar un buen corte para que la superficie a bulonar sea lo más plana posible.
- Las planchas de bulonar deben ajustar la tela a las paredes, para pretensar una corteza del terreno, y evitar la tendencia de éste a hinchar.
- Los defectos más corrientes en el bulonaje son:
 - . Esquema de bulonaje no respetado (orientación de los bulones).
 - . Perforar con diámetro demasiado grande o pequeño.

- . Agujeros de diámetro irregular, ovalados particularmente a la entrada.
 - . Perforar agujeros demasiado largos o demasiado cortos.
 - . Colocar perno demasiado rápido.
 - . Pernos no introducidos hasta el fondo del barreno (ello puede ser de resina pasada y poco fluída, mal calibrado del diámetro o barreno sucio).
 - . Carga con un número de resina insuficiente o cargas mal adaptadas; hay tendencia del personal a reducir las cargas.
 - . Placas no colocadas o no apretadas contra el paramento.
- Un perno colocado correctamente debe sobresalir del terreno 10 cm. Un reborde de resina debe aparecer sobre la boca del barreno.
- Cualquier defecto debe investigarse sus causas y ser corregido rápidamente.

4.- PREPARACION Y EQUIPADO DE PANEL
A EXPLOTAR CON ENSAYOS

4.1.- PUNTUALIZACION SOBRE LA SITUACION DE LOS ENSAYOS

4.1.1.- Generalidades

Naturaleza de los ensayos, correspondientes al documento titulado "Carta de ensayos para medir las deformaciones en galerías y refuerzo por bulonaje" (3.1.2 y 3.2).

Implantación de zonas de ensayo previstas en la carta "Realización del croquis de la explotación de Espiel, Fig. 4.1. y su puesta al día al primero de Diciembre. En la sobreguía n° 1 del panel en curso de preparación, se han implantado 6 estaciones de medida, conforme a las instrucciones de la carta.

Lo mismo en la sobreguía n° 2, pero con inversión de las posiciones relativas a las zonas con y sin bulonaje.

El croquis de la explotación muestra, desdichadamente, que las zonas de ensayo han tenido que ser implantadas en una zona de yacimiento perturbado en el límite del panel, caracterizado por:

- la presencia de fallas; una de ellas pasa en el frente del nivel de cabeza, otra a la derecha de la estación 12-B así como en el nivel de base, cuyo trazado, otras veces regular, ha sido seriamente afectado;

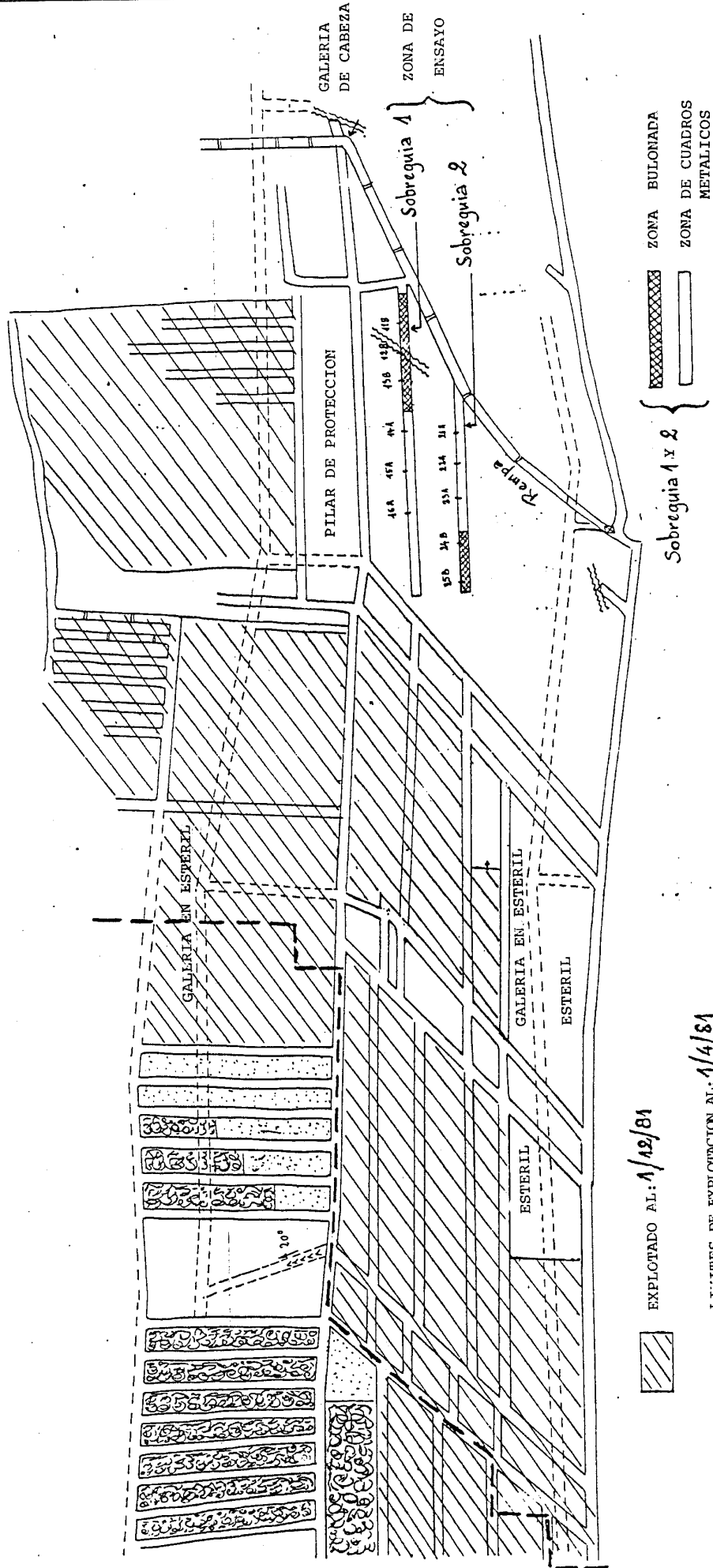
- la rampa oblicua, a partir de la cual se han trazado las sobreguías de ensayo, presenta un trazado bastante irregular (muy curvado) mientras que la pendiente de 28° aproximadamente, es respetada en toda su longitud;
- el nivel de base se encuentra avanzado en un tramo de capa estrecha: varias blandas, denominadas estériles, no han sido explotadas (bandas sin rayado en el croquis de la Fig. 4.1.).
- la pérdida de potencia de la capa en la base del panel ha dado lugar, por efecto de burlete, a una sobrepotencia en la zona superior, lo que se ha encontrado notablemente en la sobreguía n° 2. En la zona bulonada, estaciones 22 a 25, se ha implantado en capa con 5 m de carbón muy deleznable. Este hecho da lugar a comprometer el efecto del bulonaje, cuya ejecución no ha podido hacerse correctamente en estas condiciones del yacimiento.

4.1.2.- Modificación de la estructura del deshulle

Se notan dos resultados positivos:

- a) En la galería de cabeza del panel; las anteriormente explotadas eran fuertemente destruidas por los despiles superiores, llevados muy en avance con respecto a los inferiores. Para el panel actual, se ha protegido ésta con un macizo de 25 m de altura. El resultado ha sido excelente.

FIG. 4.1.1.- PLAN DE TRABAJO EN ESPIEL



Antes no se pasaba por la guía de cabeza, una vez que se había despilado abundantemente en la parte superior del piso, por debajo del pilar de protección.

Este será explotado al mismo tiempo que las bandas del panel adyacente, hasta el momento en que no se tenga necesidad de la guía de cabeza y sirva de acceso para material y servicio.

- b) Se tiene también, como se dice en el informe "Diagnóstico", la guía de base muy adelantada con respecto a la galería en estéril del mismo nivel. Se puede entonces orientar correctamente esta última con el fin de optimizar la estructura.

Desgraciadamente, no ha podido ser llevada a cabo una operación similar con la guía de cabeza, cuyo frente se encuentra actualmente en una zona muy fallada y que, por consiguiente, está muy retrasada.

Lo esencial es que el explotador haya adoptado este principio de excavación.

4.1.3.- Ejecución de medidas de deformación en guías

La instalación de las estaciones y la toma de medidas han sido ejecutadas conforme a las especificaciones.

De las doce estaciones previstas, once han sido instaladas el día 1 de Diciembre. Queda pues por instalar la estación 26B en sobreguía 2 y bulonar 25 m de galería.

Las medidas tomadas en el interior son llevadas para cada estación en un estadillo, de los que, a título de ejemplo, se da como modelo en el Fig.4.2, el correspondiente a la estación 11B.

Ha sido establecido además, un gráfico para cada estación, donde se llevan, en función de las distancias de las estaciones a los frentes, los valores tomados diariamente, de expansión, convergencia y fluencia.

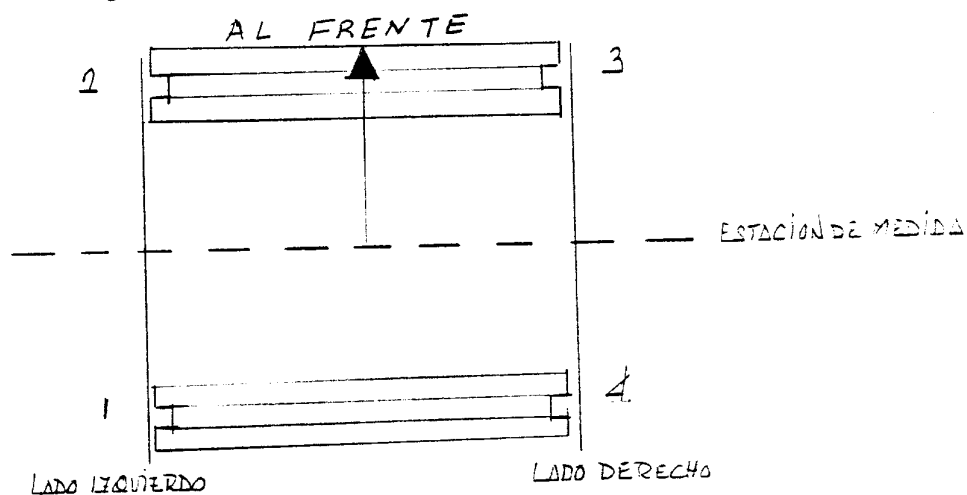


Fig. 4.3.

Deslizamiento izquierdo
referido al día i : $\left(\frac{\gamma_1 + \gamma_2}{2}\right) = (\gamma I)_i$

$$(\gamma I)_0^n = (\gamma I)_n - (\gamma I)_0 \quad (\gamma I)_0 - \text{recubrimiento inicial}$$

$$(\gamma I)_n - \text{recubrimiento después de } n \text{ días}$$

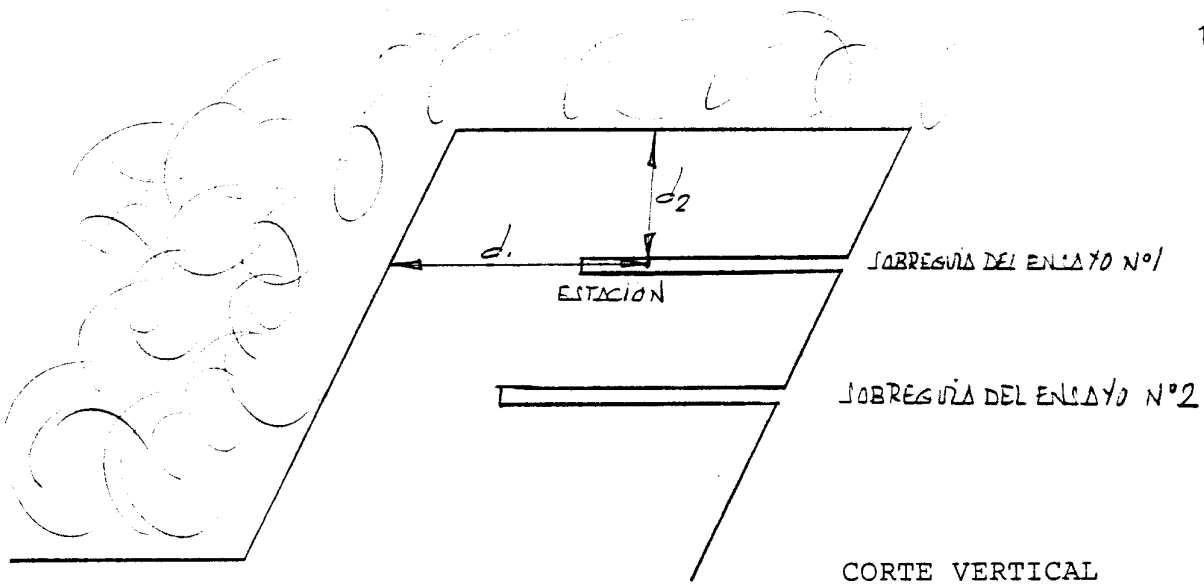
De la misma forma para el lado derecho se define un deslizamiento $(\gamma D)_0^n$.

Las medidas de la hinca, son tratadas de la misma forma. Se define una "hinca" a izquierda, $(E_I)_0^n$ y una hinca a derecha, $(E_D)_0^n$.

Lo que precede, relativo a hinca y deslizamiento, constituye una ligera modificación con respecto a las especificaciones establecidas al separar las medidas de hinca referidas al lado izquierdo y al lado derecho, en vez de hacer una medida para los dos lados de los cuadros. En efecto, se ha demostrado que el lado derecho (piedra al muro) tenía un comportamiento muy diferente al del lado izquierdo (piedra sobre carbón).

Correcciones a tener en cuenta en lo referente a las medidas

- a) Para cada estación de medida, y a la derecha de ella, anotar la potencia de caja, la pendiente, las anomalías del yacimiento si ha lugar (falla, mal mantenimiento de la corona, defecto notable de guarnición en el parámetro izquierdo).
- b) Para cada estación anotar cada día las distancias d_1 y d_2 que separan la estación de los frentes de despile.



Los frentes del despile se aproximan a la zona del ensayo; es casi cierto que las estaciones 16A y 25B están influenciadas por los despiles y que ellas lo han sido desde su inicio (croquis cf. Anexo 1).

Decisiones concernientes al establecimiento de gráficos de desbroce de medidas, gráficos completos a escala conveniente.

Para cada estación se establecieron dos gráficos sobre papel calco de forma cuadrada, 100 x 100 cm (24 en total, pues hay 12 estaciones), siendo un juego para ADARO y otro para C&F.

Sobre estos papeles se llevaron las curvas de evolución.

- | | |
|----|-------------------------------|
| 1° | de la convergencia |
| | de la fluencia |
| | de la expansión |
| 2° | del deslizamiento a derecha |
| | del deslizamiento a izquierda |
| | de la hinca derecha |
| | de la hinca izquierda |

Escala de ordenadores 1/2, es decir, 1 mm por cada 2 mm de deformación.

Escala de abcisas 5 mm/día de calendario.

En las abcisas se llevarán, correspondientemente, 4 escalas:

- . La de los días de calendario.
- . La de la distancia de la estación al frente de la galería durante el período de excavación.
- . La relativa a la distancia horizontal a los frentes de despile.
- . La relativa a la distancia según pendiente de los despiles superiores.

4.1.4.- Bulonaje

No se ha juzgado más que la situación constatada el 2 de Diciembre; anteriormente no se disponía de material de preparación adecuado ni de bulones conforme a las especificaciones. Se han puesto, como se ha pedido, diversos tipos de bulones. - El efecto del bulonaje se resentirá de ello probablemente y si esto no es significativo, será necesario rehacer un ensayo en buenas condiciones antes de considerar un fracaso eventual del bulonaje.

Material de perforación (perforadora MONTABERT T28, Stopper SAM 306)

RAS

Juego de barrenas (barras 22 x 108), es preciso disponer de:

- . 2 barrenas \varnothing 26, longitud 0,8
- : 2 barrenas \varnothing 26, longitud 1,6
- . 2 barrenas \varnothing 26, longitud 2,0 ó 2,2 m

Bulones

El bulón actualmente puesto es conveniente, pero es preciso que su longitud sea cambiada de 1,5 a 1,8 o 2 m.

El diámetro de la varilla lisa, salvo los 25 cm finales roscados, acero de 53 kg con 34% de alargamiento, tuerca de 25 sobre roscado de 16.

Resina.-no utilizar cartucho- con catalizador contenido en un tubo de vidrio. No utilizar resinas almacenadas más de 2 ó 3 meses. Atención al calor en verano, que puede afectarlas seriamente.

Cartuchos de 45 cm de longitud y 27 mm de diámetro, con collarín de retención del cartucho en el fondo del taladro. A la tracción, los bulones bien colocados rompen a 10 t por el roscado, no moviéndose prácticamente los anclajes

Bulones en carbón

No está por el momento bien resuelto este problema. En el paramento izquierdo se puede admitir el poner los mismos -

bulones que en la roca, con la condición de ser capaces de perforar correctamente los taladros, lo que no es el caso por el momento.

En el paramento derecho es preciso no estorbar el ata que de los recortes, según pendiente, poniendo bulones que - van a molestar a su excavación.

El bulón con anclaje Lenoir y Mernier, debe ser eliminado, pues rompe a 5 t.

El bulón con anclaje de expansión, Ancrall, se ha comportado bastante bien en los ensayos, pero necesita un material de perforación especial.

El bulón con anclaje repartido, tal como se define más adelante y puesto con un solo cartucho, no vale en general, a causa de la ovalización del taladro y de la mala mezcla de la resina que, por falta de collarín en el cartucho, no se mantiene en el fondo del taladro.

Tres caminos de investigación han sido tenidos en cuenta en las reuniones:

- Encontrar un bulón con anclaje de valvas menos frágil al transporte que el Ancrall.
- Bulonar con vástago de fibra de vidrio.
- Mejorar la perforación en carbón con bocas en taladros de \varnothing 24 y varilla lisa de \varnothing 20. Es preciso incluir inyección de agua.

4.1.5.- Cuadros

Es la operación prevista en las especificaciones que ha sido ejecutada de forma menos satisfactoria, dado que la puesta correcta de un cuadro es una necesidad antes de atacar un sostenimiento por bulones.

Los defectos que conciernen a la puesta de los cuadros son los siguientes:

- a) Las grapas no han sido apretadas como se pide en las especificaciones.
- b) No se han puesto los tresillones de madera(1) como se define en las especificaciones. Se habían previsto 3 ó 6 tresillones de madera por entrecuadro. Se han puesto tres tresillones de hierro -perfil U- que no desempeñan el mismo papel (unen los cuadros pero no refuerzan el enrachonado, pues no se ajustan a las parrillas). Estos tresillones metálicos, son muy caros; como han faltado se han recuperado de detrás de los frentes para su utilización en el avance. El resultado es que un 60% de los cuadros o tienen pocos o no tienen. En las zonas bulonadas no está demasiado mal, pues la malla se mantiene muy pegada al hastial por los bulones. En las zonas no bulonadas la malla, bajo la presión de los terrenos, presenta bolsas salientes al perfil de los cuadros. Se han puesto tablas, de las que algunas han empezado a romper.

(1) Tresillones de madera, ventajas: sirven a la vez de longarina y refuerzo muy eficaz del enrachonado entre cuadros; baratos; longitud regulable por simple utilización de la sierra.

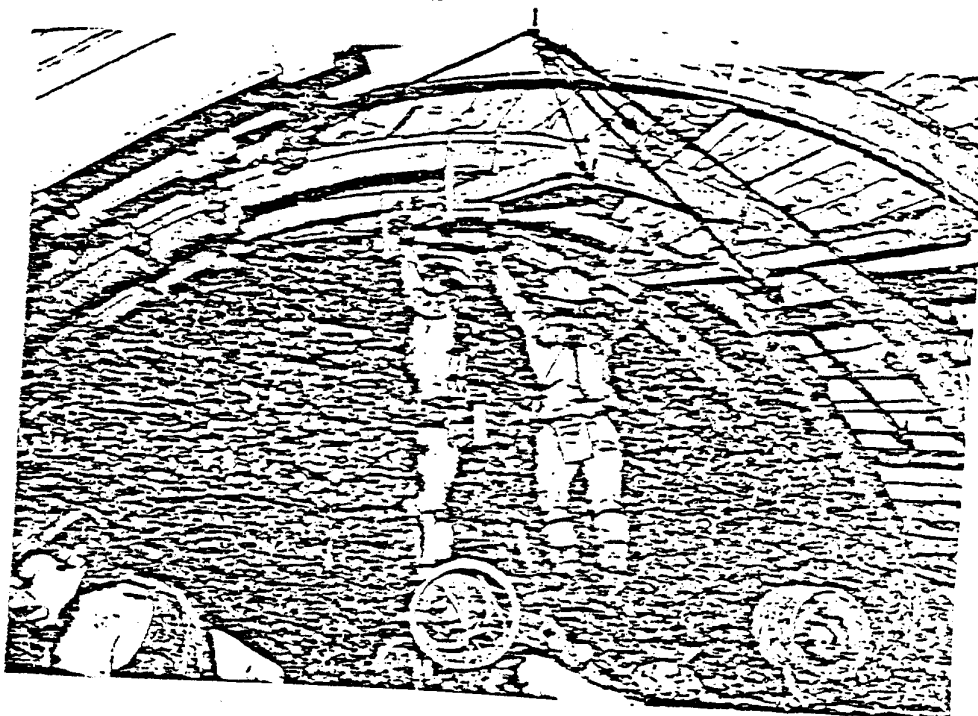


Fig. 4.5. Entresillonado de madera

El enrachonado propuesto era el de la foto anterior. Las tablas (son de resistencia suficiente para un - tajo de soutirage por galería, en que la vida es muy corta), serían reemplazadas por malla, indispensable si se ponen pernos en terrenos muy blandos.

- c) La manera de instalar los cuadros sin alargaderas - debe ser revisada. En Espiel, como antes en Andorra, se sirven de tresillones como alargaderas. Su resistencia a la flexión es de 100 kg en la extremidad en donde se pone la nueva corona (ver seguridad, prevención de quiebras).

La ausencia de alargaderas no facilita el enrachonado.

- d) No es cierto que se hayan puesto en todos los sitios las zapatas previstas bajo los pies de los cuadros; ciertos cuadros, en particular en el lado izquierdo, comienzan a hincarse antes de deslizar.

Un cuadro bien puesto debe:

- primero deslizar
- después hincarse
- acabar por deformarse.

e) Los cuadros deben ser puestos en un plano normal al eje medio de la galería.

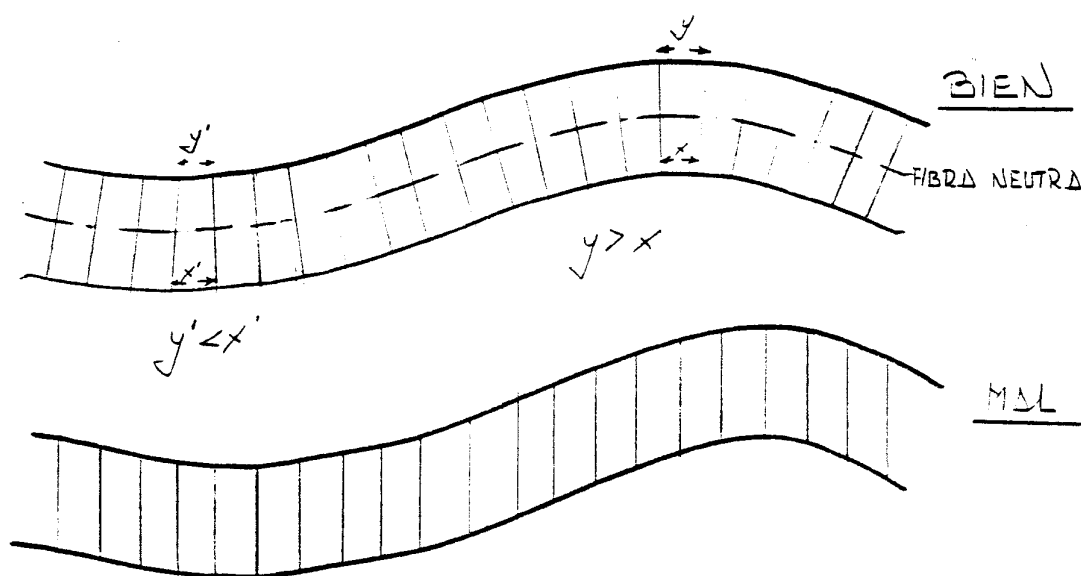


Fig. 4.6.

En el caso de un perfil accidentado, el tresillón de madera es una ventaja, pues se puede tallar según necesidad, si es demasiado larga o cortar una más larga almacenada en el stock.

El tresillón clásico debe ser trabajado en el día.

f) En conclusión, se debe realizar un esfuerzo serio - en materia de sostenimiento con cuadros.

Para conseguir algún resultado en este difícil terreno es necesario:

- Conseguir que se admita el uso de tresillones.
- Definir con la Empresa un método de enrachonado de los cuadros que convenga a ENCASUR. Hay que elegir un enrachonado eficaz, tal que:
 - . Se ponga malla si se bulona.
 - . Hay que poner tresillones de manera económica y permanente.
 - . Hay que sustituir el emparrillado si no se bulona por un enrachamiento en madera sólida, a menos que se metan tresillones de madera. Esto mucho más en el caso de Espiel, en que la distancia entre cuadros es de 1,1 m.

Los mandos están informados de este problema, pero existe un riesgo de que sea olvidado como consecuencia del resto de los problemas de la gestión diaria; hay que recordárselos y hacer una reunión de información con un equipo de trabajadores elegidos, que será el equipo piloto en este tema.

4.2.- DECISIONES TOMADAS PARA EL SEGUIMIENTO
DE LOS ENSAYOS EN CURSO

- a) Finalizar con la puesta en obra de las zonas de ensayo. Bulonar 25 m a partir del 2 de Diciembre. Instalar la estación 26 B a 10 m de los frentes de la sobreguía 2, de forma que esté instalado el 2 de Diciembre. Duración de la operación, 2 semanas.
- b) Proseguir con las lecturas de las medidas. Estas serán paradas a medida que las estaciones sean destruídas por las operaciones de despile (antes de los recortes). Duración estimada 2,5 a 3 meses a partir del 1 de Diciembre.
- c) Desbroce de las medidas con la ayuda de gráficos sobre papel de calco.
- d) Perfeccionamiento del bulonaje, en particular del carbón.
- e) Perfeccionamiento de la colocación de los cuadros, puesta a punto de sistemas de enrachamiento eficaz, reglaje del cuadro para que se deslice antes de hincarse.

4.3.- DIFICULTADES ENCONTRADAS DURANTE LA INICIACION DE LOS ENSAYOS.

4.3.1.- Perforación

Después de un primer ensayo infructuoso el 20/10/81, - con un semi stopper y martillo T28, para poner la malla, el bulonaje hubo de ser efectuado con una Atlas Copco con columna tipo PAB. Con este material, la falta de altura en el tajo condujo a cambiar dos o tres veces la barrena para realizar - el taladro, y a orientar difícilmente los bulones en una sección de 5 m². La introducción de los bulones se hizo con una perforadora Mendon 86 OP montada sobre columna SAM 306.

Sobreguía 2. A partir del 13/11/81 puesta en servicio de un conjunto nuevo SAM 306 y martillo T28. La perforación y la introducción del bulón fueron realizadas con el mismo equipo, dado que no se había previsto material para perforación rotativa de Ø 28.

Las dificultades encontradas se refieren a la alimentación:

- . Aire comprimido, tubería de \varnothing 50 mm y manguera de \varnothing 19, siendo necesario tener manguera de \varnothing 25 mm.
- . Agua, tubería de 50 mm y manguera de baja presión de 19 mm. Una manguera Altipresse hubiera sido preferible.

4.3.2.- Bulonaje

Las dificultades encontradas se sitúan en los siguientes niveles:

- Resina (envejecimiento)
- Concepción de la carga.

El primer contingente de resina almacenado en el mes de Julio no estaba en condiciones serias de ser utilizado (cargas duras). A partir del 10/11/81, fue servida una resina fabricada el 10/9/81. Mejoró el tiempo de agarre.

La concepción de la carga:

- No hay collarín antiretorno para los taladros verticales.
- Catalizador en una ampolla de vidrio. Cuando el diámetro de perforación ensancha, el bulón puede penetrar sin romper el tubo del catalizador, lo que ocurría particularmente en el carbón. En estas hipótesis se introduce el bulón por segunda vez.

4.3.3.- Aprovisionamiento de material de bulonaje

Los bulones fueron hechos in situ (varilla lisa). En períodos de bulonaje faltaron bulones (más de 2 días). Para el enmallado ruptura de stock durante una semana (del 21/11 al 26/11/81). Falta de resina (1 día) en el momento de la recepción de nuevas cargas.

El equipo de bulonaje estaba encargado de proveer todo el material, salvo la malla.

4.3.4.- El sostenimiento por cuadros

El avance por pozo es de 1,50, poniéndose cuadros cada 1,10 ÷ 1,20 m. Los escombros son cargados sobre una CBS350 con pala.

Se pone un cuadro de 3 elementos (5 m^2) en el que el pie en carbón se pone sobre una zapata de chapa (250x250x15).

La unión entre cuadros se realiza por medio de 5 longarinas de Fe en U de 80 mm. Una longarina sirve de alargadora provisional. Las longarinas son recuperadas de los cuadros exteriores, quedando estas dos unidas.

El emparrillado se hace por medio de una banda de malla de 7 m de longitud y 1,50 de ancho, mantenida por chapas separadas 20 ÷ 50 cm para evitar salientes. La malla de 50 x 50 está confeccionada con hilo de 3 mm.

El enrachonado se hacía con tubos yuxtapuestos cuando no había malla.

4.3.5.- Las estaciones de medida

a) Sobreguía 1

Las estaciones de medida han sido instaladas como sigue:

- Estación 11B - normal, completa
- Estación 12B - instalada al principio de falla
- Estación 13B - instalada al final de la falla
- Estación 14A - normal
- Estación 15A - normal
- Estación 16A - normal en una zona sin malla (falta).

b) Sobreguía 2

- Estación 21A - caída del falso techo de carbón, pérdida de B2 y B3. (Piquetes)
- Estaciones 22A y 23A - La importancia de las caídas del falso techo nos ha conducido a prolongar la B2 por una tubería hasta afuera de la malla.
- Estaciones 24B y 25B - Igual que las anteriores. A pesar del bulonaje el carbón continua cayendo en la malla, lo que impide el bulonaje del techo aguas abajo.

La toma de medidas ha sido realizada conforme a las especificaciones. Un técnico ha sido formado para tomar el relevo de la campaña. Resta instalar la estación 26B y proseguir con el bulonaje de 15 m al otro lado de esta estación.

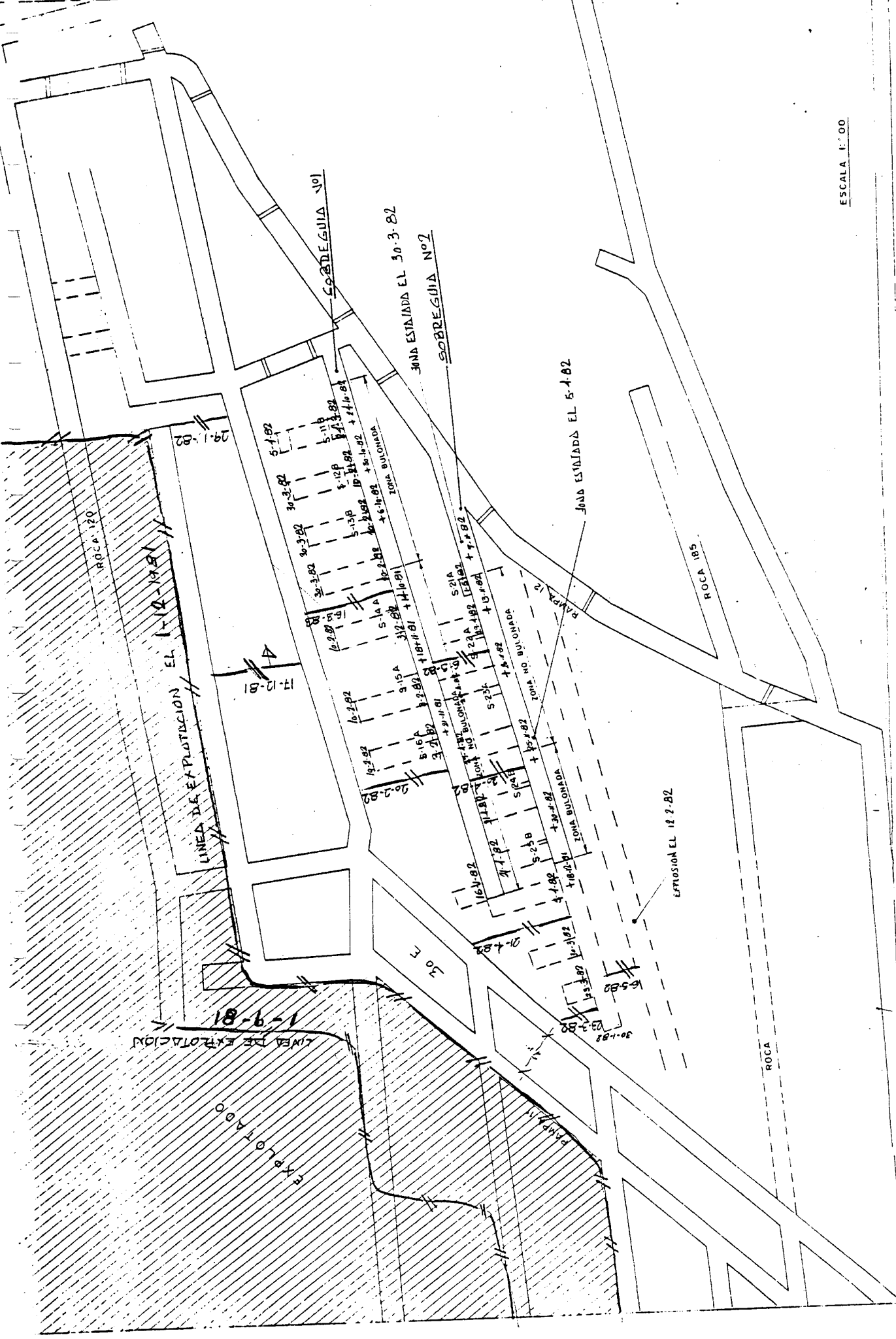
5.- EVALUACION DE RESULTADOS EN ESTA ETAPA

El análisis de las mediciones efectuadas en las estaciones S-11B, S-14B, S-14A, S-15A y S-16A instaladas en la sobreguía n° 1 Fig. 5.1., y las estaciones S-21A, S-22A, S-23A S-24B, S-25B y S-26B, instaladas en la sobreguía n° 2, en el período de tiempo transcurrido entre el 24-10-81 y el 21-4-82, fechas de comienzo y término de la campaña de mediciones de la primera y última estación, se deducen las siguientes conclusiones:

Previamente, es necesario hacer ciertas consideraciones que afectarán la marcha normal de la campaña emprendida.

La duración de la campaña, a un ritmo normal de las operaciones mineras, debía haber sido efectuada en un período de 3 meses, 1,5 meses para la preparación de la zona y 1,5 meses para la retirada. Sin embargo, la campaña tuvo una duración superior a 5 meses, tiempo inusual para la labor realizada.

La marcha normal de la explotación se vió afectada - en primer lugar por la presencia de fuego en el nivel 185, en antiguos minados que respiraban por una zona agrietada de la galería en estéril, ocasionando la parada de casi la totalidad de los trabajos mineros a lo largo de 2 meses, Diciembre y Enero de 1981 y 1982 respectivamente. Posteriormente el 12 de Febrero de 1982 se produjo una explosión de grisú en la sobreguía inferior a la n° 2 ocasionando de nuevo la paralización de los trabajos mineros durante 20 días aproximadamente.



ESCALA 1:100

FIG. 51

—//— LÍNEA DE EXPLOTACIÓN

La situación de las sobreguías donde fueron efectuados los ensayos se encuentra en un croquis adjunto Fig. 5.1., donde además, se detallan las fechas de realización de las diferentes labores y la situación de las líneas de explotación para diferentes fechas.

La representación gráfica de los valores obtenidos para la totalidad de las estaciones de los parámetros: convergencia, fluencia y expansión, están en las figuras 5.2, 5.3 y 5.4; y las correspondientes a los parámetros de deslizamiento o hincada de los pies del cuadro en las Fig. 5.5. y 5.6.. Asimismo, también se acompañan los partes de mediciones efectuados a lo largo de la campaña. Anexo 2.

De la observación de los gráficos mencionados principalmente los pertenecientes a convergencia, fluencia y expansión, se deducen cuatro fases diferenciadas que corresponden a 4 estados diferentes de laboreo en la zona y que son comentados a continuación:

Fase 1

Esta fase abarca el período de tiempo comprendido entre la instalación de las estaciones de medida y el 22-11-81 aproximadamente.

A lo largo de este intervalo de tiempo se explotó el macizo de carbón hasta la rampa 11 y el correspondiente a la galería en roca del nivel 120. Fig.5.1.

En esta fase la velocidad de deformación es la más elevada de las registradas, tanto en convergencia, fluencia y ex-

TABLA 5.1.

MINA ESPIEL - ENCASUR

RESUMEN DE MEDIDAS**

ESTACIONES	FECHAS		DURACION (meses)	CONVERG. C (BB') (mm)	FLUJENCIA F1 (FF') (mm)	EXPANSION (B2) (mm)	POTENCIA (m)	DESLIZAMIENTO (mm)		HINCA	
	COMIENZO	TERMINO						I	D	e (mm)	ed (mm)
SOBREGUIA N° 1	11-B	24-10-81	23-3-82	121	173	11*	2,4 Normal	43	16	+ 35	- 18
	12-B	30-10-81	12-2-82	137	185*	79	1,85 Falla	20	5	48	8*
	13-B	6-11-81	10-2-82	161	243	120	3,1	89	35	5	0
	14-A	14-11-81	10-2-82	118	407	13*	3,6 Normal	39	229	107	128
	15-A	18-11-81	22-12-82	56*	235	12*	4,2 Normal	160	207	103	32
	16-A	21-11-81	10-2-82	507	730	438*	5,1 Normal	111	269	21	47
SOBREGUIA N° 2	21-A	9-11-81	30-3-82	S/D	625	S/D	Esta- 1,5m 4,1 jado	60	135	87	183*
	22-A	13-11-81	22-3-82	152*	278*	46*	Caída fal- so techo	107	102	108*	66*
	23-A	20-11-81	22-3-82	799*	840	372*	3,7	79	40	87*	95
	24-B	25-11-81	30-3-82	755	680*	154	7,1	171	197	205*	101
	25-B	30-11-81	16-4-82	814	1040	S/D	7,3	123	40	68	119
	26-B	18-12-81	21-4-82	961	790	84*	8,1	107*	330	29*	79*

* Mediciones interrumpidas antes del término de los ensayos

** Valores máximos alcanzados

TABLA 5.2.

ESTACIONES DE MEDIDA EN SOBREGUIA N°

A = Absoluto
P = Parcial

FASE	ESTACION PARAMETRO	S-11B		S-12B		S-13B		S-14A		S-15A		S-16A	
		A	P	A	P	A	P	A	P	A	P	A	P
PRIMERA	CONVERGENCIA (mm)	31	31	78	78	98	98	34	34	30	30	239	239
	FLUENCIA (mm)	68	68	170	170	113	113	124	124	115	115	229	229
	EXPANSION (mm)	9	9	52	52	48	48	13	13	9	9	273	273
	DIAS	34	34	28	28	22	22	14	14	10	10	7	7
SEGUNDA	CONVERGENCIA (mm)	44	13	106	28	114	16	57	23	53	23	283	44
	FLUENCIA (mm)	73	5	175	5	123	10	147	23	130	15	320	99
	EXPANSION (mm)	9	0	59	7	62	14	13	0	12	3	333	60
	DIAS	54	20	48	20	42	20	34	2	30	20	27	20
TERCERA	CONVERGENCIA (mm)	60	16	144	38	146	32	94	37	-	-	415	132
	FLUENCIA (mm)	93	20	-	-	203	80	317	170	225	95	580	260
	EXPANSION (mm)	11	2	79	20	92	30	-	-	-	-	-	-
	DIAS	96	42	90	42	84	42	76	42	72	42	69	42
CUARTA	CONVERGENCIA (mm)	121	61	162	18	161	15	118	24	-	-	507	92
	FLUENCIA (mm)	170	80	-	-	243	40	407	90	-	-	730	150
	EXPANSION	-	-	79	0	120	28	-	-	-	-	-	-
	DIAS	120	24	103	13	97	13	89	13	-	-	82	13

TABLA 5.3.

ESTACIONES DE MEDIDA EN SOBREGUIA N°

A = Absoluto
P = Parcial

FASE	ESTACION PARAMETRO	S-21A		S-22A		S-23A		S-24B		S-25B		S-26B	
		A	P	A	P	A	P	A	P	A	P	A	P
PRIMERA	CONVERGENCIA (mm)	-	-	9	9	275	275	82	82	-	-	-	-
	FLUENCIA (mm)	235	235	117	117	195	195	185	185	-	-	-	-
	EXPANSION (mm)	-	-	40	40	299	299	37	37	-	-	-	-
	DIAS	20	20	16	16	9	9	4	4	-	-	-	-
SEGUNDA	CONVERGENCIA (mm)	-	-	33	24	346	71	252	170	439	439	53	53
	FLUENCIA (mm)	265	30	148	31	260	65	385	200	270	270	-	-
	EXPANSION (mm)	-	-	46	6	340	41	76	39	-	-	34	34
	DIAS	40	20	36	20	29	20	24	20	19	19	1	1
TERCERA	CONVERGENCIA (mm)	-	-	98	65	505	159	466	214	626	187	390	337
	FLUENCIA (mm)	375	110	233	85	380	120	660	275	500	230	440	440
	EXPANSION (mm)	-	-	-	-	340	0	113	37	-	-	-	-
	DIAS	82	42	78	42	71	42	66	42	61	42	43	42
CUARTA	CONVERGENCIA (mm)	-	-	152(1)	54(1)	723(2)	218(2)	755	289	814(3)	188(3)	961	571
	FLUENCIA (mm)	625	250	248(1)	15(1)	840	460	-	-	1040	540	790(4)	350(4)
	EXPANSION	-	-	-	-	372(2)	320(2)	154	41	-	-	263	-
	DIAS	134	52	89	11	147	76	111	45	137	76	108	65

- (1) Pérdida precoz de la estación a los 11 días de la fase 4^a
 (2) Pérdida de estación a los 45 días de la fase 4^a
 (3) Pérdida de estación a los 52 días de la fase 4^a
 (4) Pérdida de estación a los 52 días de la fase 4^a

TABLA 5.4.

VELOCIDADES MEDIAS DE DEFORMACION EN LAS DIFERENTES FASES (mm/día)

FASE	ESTACION PARAMETRO	S-11B	S-12B	S-13B	S-14A	S-15A	S-16A	S-21A	S-22A	S-23A	S-24B	S-25B	S-26B
PRIMERA	CONVERGENCIA	0,9	2,8	4,5	2,4	3,0	34,1	-	0,6	30,6	20,5	-	-
	FLUENCIA	2,0	6,1	5,1	8,9	11,5	32,7	11,8	7,3	21,7	46,3	-	-
	EXPANSION	0,3	1,9	2,2	0,9	0,9	39,0	-	2,5	33,2	9,3	-	-
SEGUNDA	CONVERGENCIA	0,7	1,4	0,8	11,5	1,2	1,2	-	1,2	3,6	8,5	23,1	53,0
	FLUENCIA	0,3	0,3	0,6	11,5	0,8	5,0	1,5	1,6	3,3	10,0	14,2	-
	EXPANSION	0	0,4	0,7	0	0,2	3,0	-	0,3	2,1	2,0	-	34,0
TERCERA	CONVERGENCIA	0,4	0,9	0,8	0,9	-	3,1	-	1,5	3,8	5,1	4,5	8,0
	FLUENCIA	0,5	-	1,9	4,0	2,3	5,2	2,6	2,0	2,9	6,5	5,5	10,5
	EXPANSION	0	0,5	0,7	-	-	-	-	-	0	0,9	-	-
CUARTA	CONVERGENCIA	2,5	1,4	1,2	1,8	-	7,1	-	4,9	16,1	6,4	3,6	8,8
	FLUENCIA	3,3	-	3,1	6,9	-	11,5	4,8	1,4	6,1	-	7,1	6,7
	EXPANSION	-	0	2,2	-	-	-	-	-	8,3	0,9	-	-

ansión. Véase tablas 5.2., 5.3. y 5.4. siendo los valores máxi-
mos y mínimos observados en las diferentes estaciones de:

Velocidad media de deformación (mm/día)

<u>Parámetro</u>	<u>máxima</u>	<u>estación</u>	<u>mínima</u>	<u>estación</u>
Convergencia	34,1	S-16A	0,9	S-11B
Fluencia	32,7	S-16A	2,0	S-11B
Expansión	39,0	S-16A	0,3	S-11B

Las deformaciones absolutas alcanzadas en este periodo
excluyendo las estaciones S-23A y S-24B por no ser representati-
vas debido a su reducido tiempo en servicio al final de esta fa-
se:

Deformaciones (mm)

<u>Párametro</u>	<u>máxima</u>	<u>estación</u>	<u>mínima</u>	<u>estación</u>
Convergencia	9	S-22A	239	S-16A
Fluencia	68	S-11B	235	S-21A
Expansión	7	S-16A	34	S-11B

Estas deformaciones en la primera etapa en gran medida
son originadas por la relajación inicial de la roca debido a la
apertura de la galería, pero la interrupción de los trabajos mi-
neros al final de esta fase impide determinar cuál es el valor
máximo de deformación que se alcanza en esta fase.

Fase 2

La segunda fase diferenciada en los gráficos adjuntos,
transcurre entre el 29-11-81 y 19-12-81, es decir 20 días.

Este período se caracteriza por la parada de las labores casi en su totalidad, como consecuencia de la aparición de fuego en el nivel 185.

En los gráficos de deformaciones Fig. 5.2, 5.3, 5.4, - 5.5 y 5.6. se observó una reducción notable de las velocidades de deformación, consiguiéndose casi una estabilización del terreno en la mayoría de las estaciones de medidas.

Las velocidades máximas y mínimas de deformación observadas son las siguientes:

Velocidad media de deformación (mm/día)

<u>Parámetros</u>	<u>máxima</u>	<u>estación</u>	<u>mínima</u>	<u>estación</u>
Convergencia	11,5	S-14A	0,7	S-11B
Fluencia	11,5	S-14A	0,3	S-11B y S-12B
Expansión	3	S-16A	0	S-11B y S-14A

Las deformaciones absolutas, máximas y mínimas alcanzadas en esta fase son:

Deformaciones (mm)

<u>Parámetros</u>	<u>máxima</u>	<u>estación</u>	<u>mínima</u>	<u>estación</u>
Convergencia	170	S-24B	13	S-11B
Fluencia	200	S-24B	5	S-11B y S-12B
Expansión	60	S-16A	0	S-11B y S-14A

La totalidad de los valores de las velocidades y deformaciones de las diferentes estaciones están recogidas en las - tablas 5.2., 5.3. y 5.4.

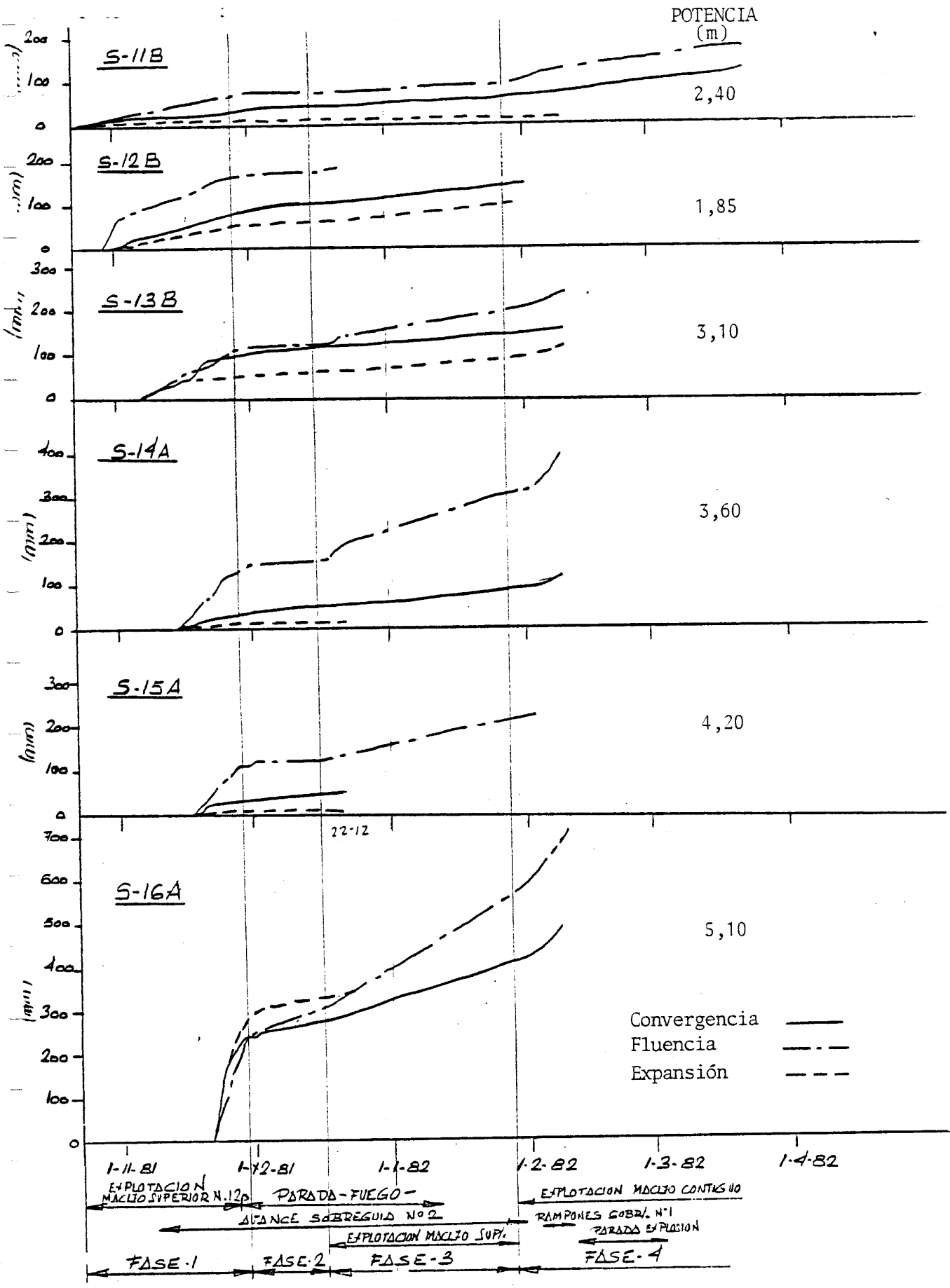


Fig. 5.2.

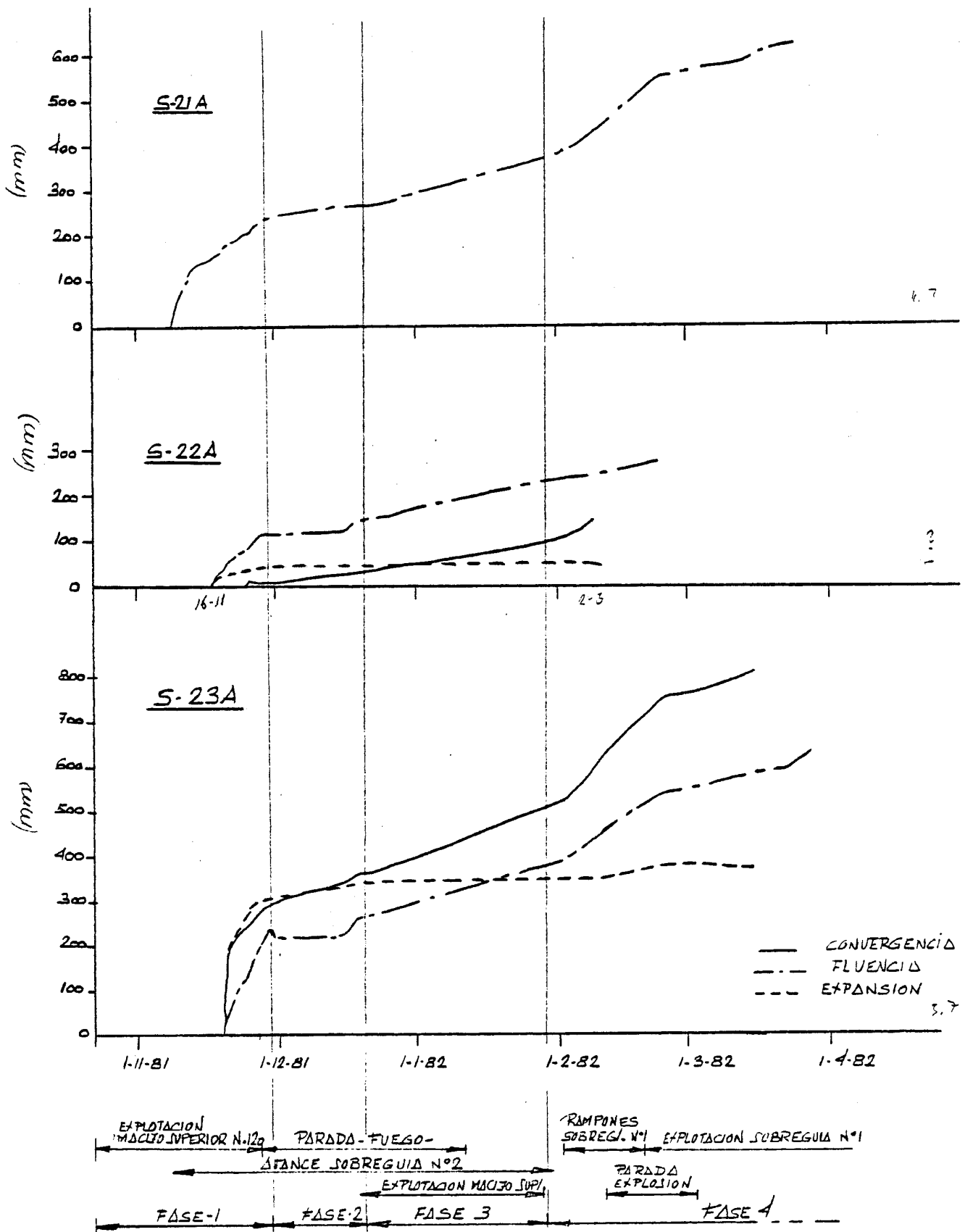


Fig. 5.3.

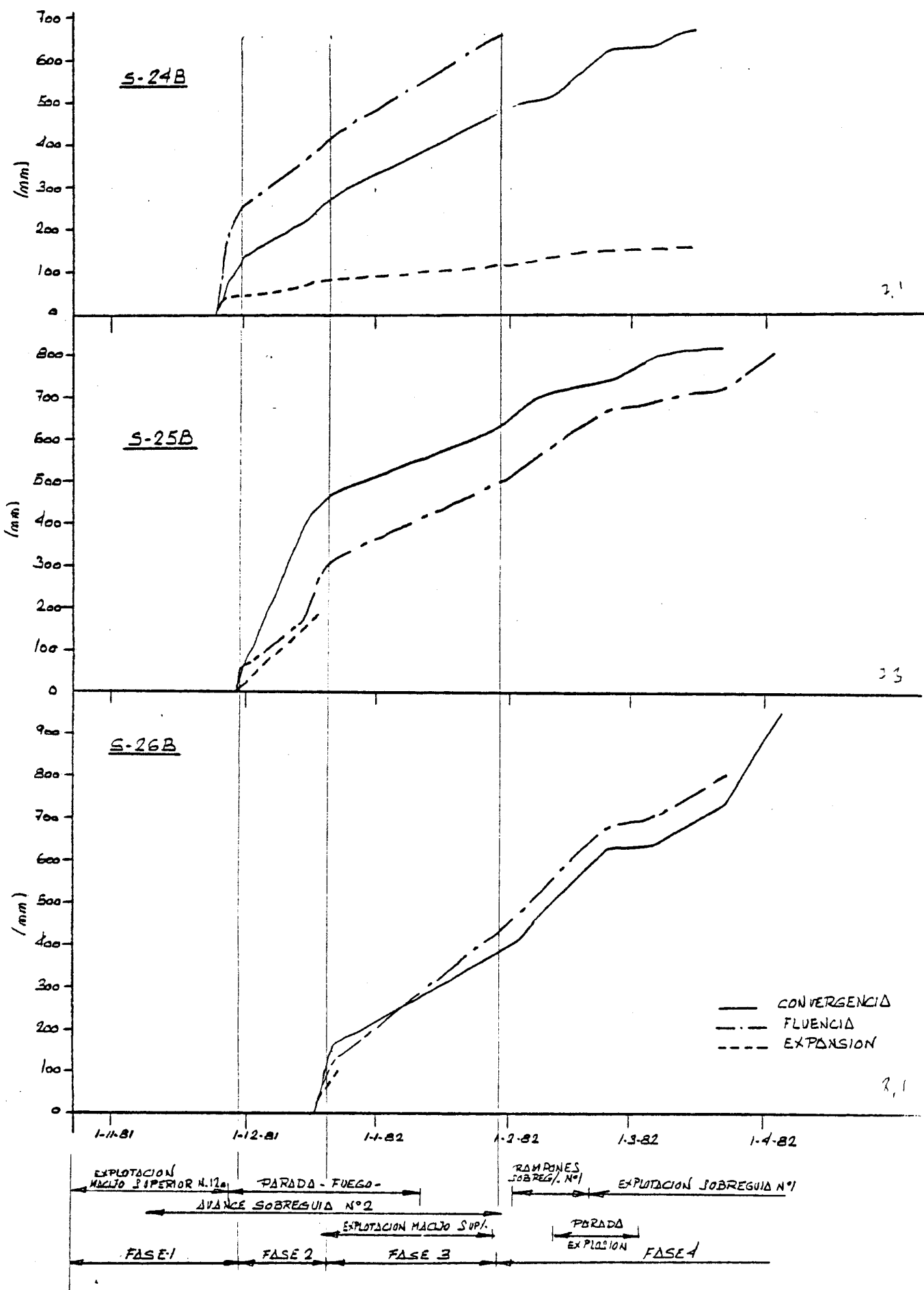


Fig. 5.4.

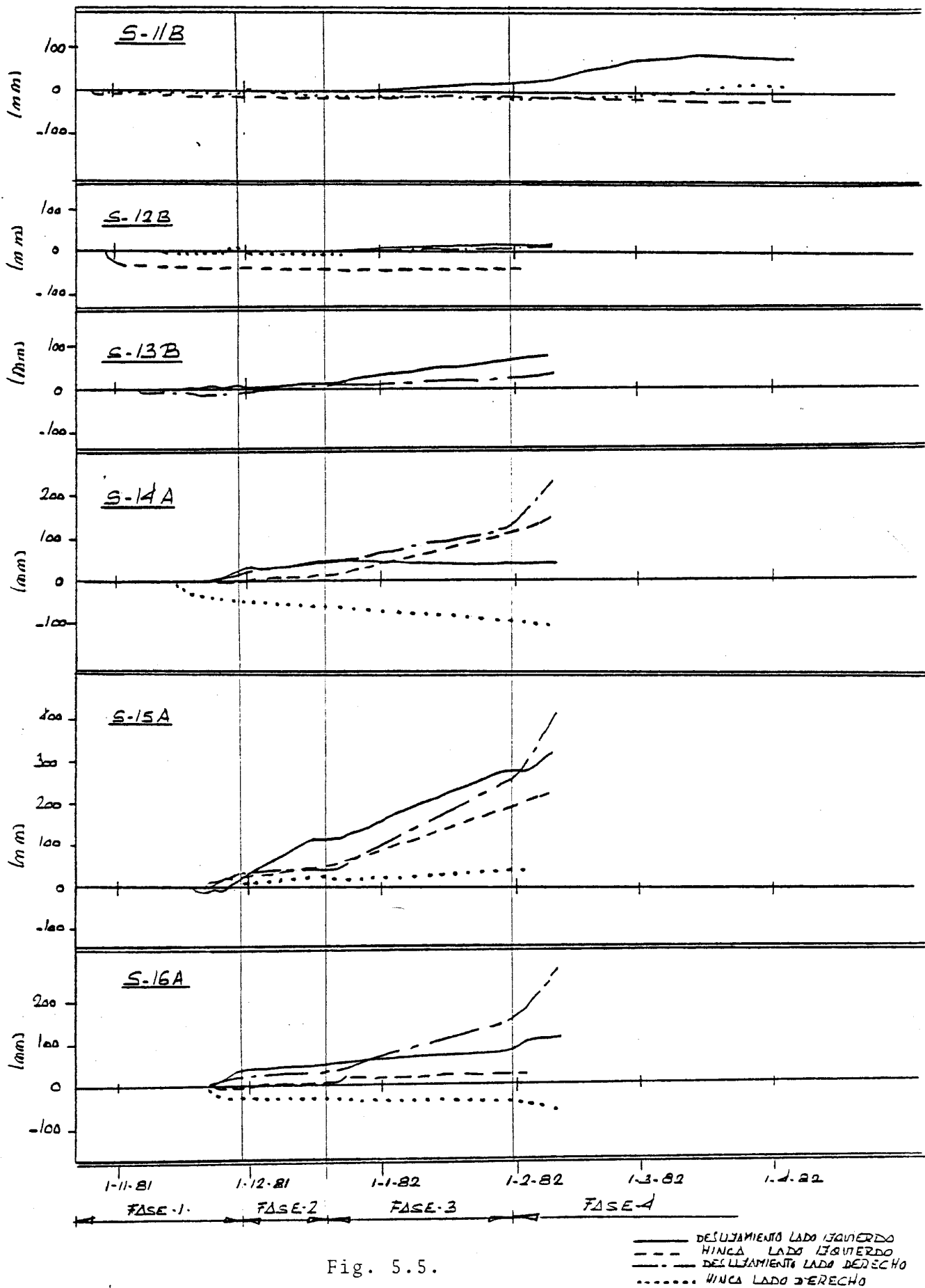


Fig. 5.5.

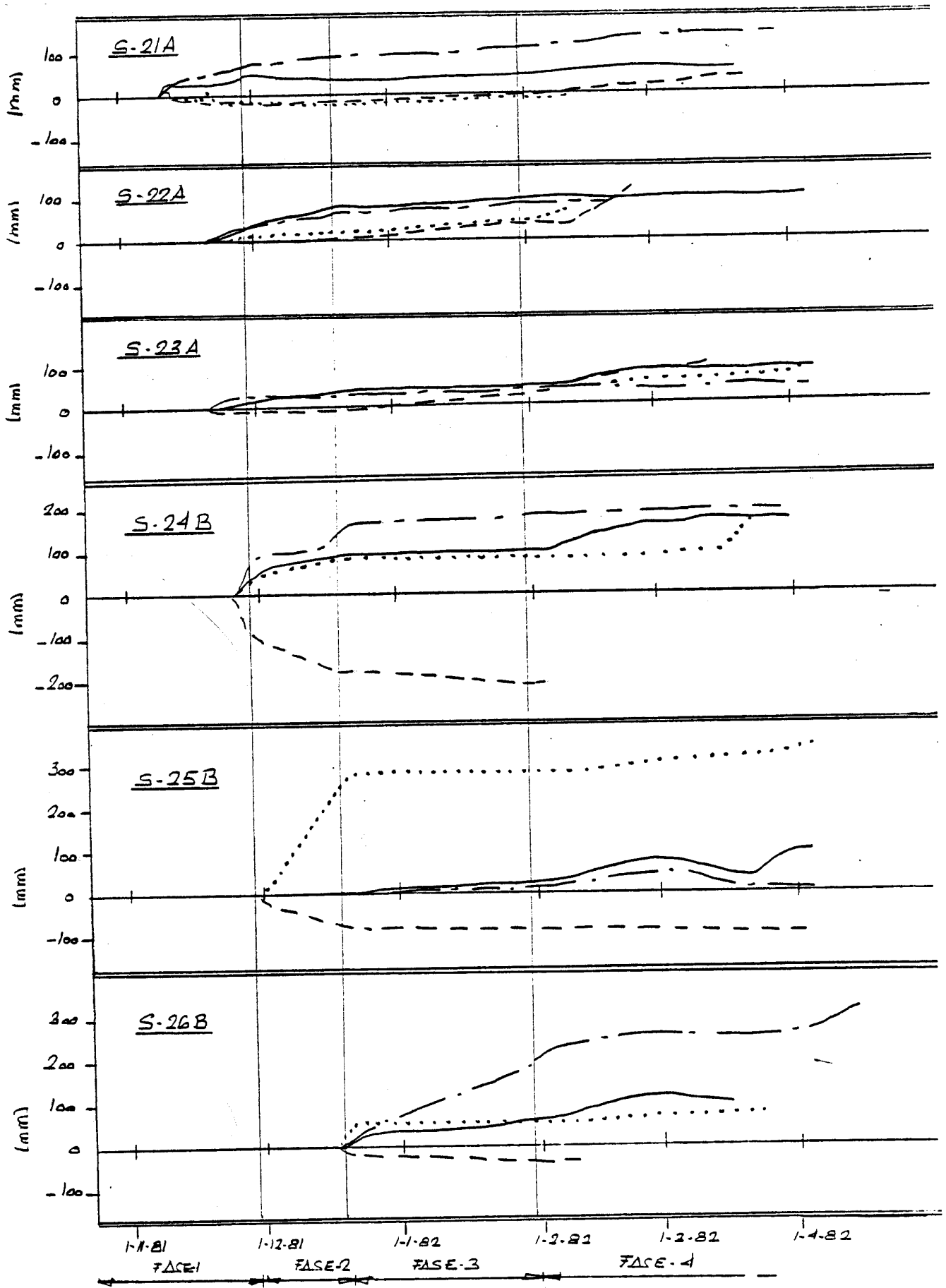


Fig. 5.6.

——— DESPLAZAMIENTO LADO IZQUIERDO
 - - - - - HINCA LADO IZQUIERDO
 DESPLAZAMIENTO LADO DERECHO
 - · - · - HINCA LADO DERECHO

Fase 3

La tercera zona diferenciada que se observa en los gráficos Fig. 5.2., 5.3. 5.4., 5.5. y 5.6. transcurre entre el 19-12-81 y 30-1-82, es decir, 42 días de duración.

Este periodo se encuentra caracterizado por el inicio de la explotación del macizo de carbón inferior a la sobreguía nº 1 Fig. 5.1. aunque se ve interrumpida por la reavivación del fuego en el nivel 185 que paraliza las labores de producción a lo largo de buena parte del tiempo de esta fase.

Las velocidades medias de deformación máxima y mínima observadas en este periodo son:

Velocidades medias de deformación (mm/día)

<u>Parámetro</u>	<u>máxima</u>	<u>estación</u>	<u>mínima</u>	<u>estación</u>
Convergencia	8,0	S-26B	0,4	S-11B
Fluencia	10,5	S-26B	0,5	S-11B
Expansión	0,9	S-24B	0	S-11B y S-23A

y las desviaciones absolutas máximas y mínimas registradas en este período son:

<u>Deformaciones (mm)</u>				
<u>Parámetro</u>	<u>máxima</u>	<u>estación</u>	<u>mínima</u>	<u>estación</u>
Convergencia	337	S-26B	16	S-11B
Fluencia	440	S-26B	20	S-11B
Expansión	37	S-24B	0	S-23A

Esta fase sigue siendo muy estable con deformaciones - muy moderadas, principalmente motivadas por la interrupción de las labores que impidieron un laboreo de ritmo normal.

De todas formas, los efectos más notables se sitúan sobre las estaciones S-24B, S-25B y S-26B, ocasionadas por la gran potencia que presentaba la capa de carbón en esa zona.

<u>Estación</u>	<u>Pot. capa (m)</u>
S-11B	2,4
S-12B	1,85
S-13B	3,1
S-14A	3,6
S-15A	4,2
S-16A	5,1
S-21A	4,2
S-22A	
S-23A	3,7
S-24B	7,1
S-25B	7,3
S-26B	8,1

Fase 4

Esta última fase considerada transcurre entre el 31-1-81 y la pérdida de las estaciones por el paso de la explotación.

Las labores más importantes que se realizaron a lo largo de este período, Fig. 1, fueron las siguientes:

- Se iniciaron los rampones para la explotación del macizo de carbón de la sobreguía nº 1; estas labores se comenzaron hacia el principio de esta fase.

- El 12-2-82 y como consecuencia de una explotación de grisú - en una sobreguía próxima a las sometidas a estudio, se paralizaron casi en su totalidad las labores de avance y arranque en la mina hasta el 4-3-82. Aunque el 18-2-83 se comenzó a explotar el macizo de carbón de la sobreguía n° 1, el ritmo seguido fue lento por las causas mencionadas.

Las velocidades de deformación registran un incremento considerable, véase Figs. 5.2, 5.3., 5.4. y 5.5 y la tabla 5.4. En las tablas 2 y 3 están reflejadas las deformaciones registradas en las diferentes estaciones a lo largo de esta fase, y en la tabla n° 1, se refleja un resumen de las deformaciones que tuvieron lugar en las diferentes estaciones a lo largo de la campaña de medidas.

Conclusiones

Como conclusión a la campaña de medidas de las deformaciones observadas y comparar las zonas sin bulonajes con las zonas bulonadas, se hace necesario considerar por un lado la diferencia de características de la capa de carbón de una zona a otra, véase tabla 5.1., que obliga a comparar sostenimientos diferentes en terrenos desiguales, y por otro lado las deformaciones registradas lo han sido a lo largo de un tiempo anormalmente largo, no representativo de la práctica usual de la operación.

Los bulonajes son efectivos en zonas de poca potencia en carbón.

En zonas con capa potente de carbón el techo no parecen efectiva, deformaciones muy grandes.

Importancia de la buena colocación de los cuadros y de la estrategia del deshulle evitando tener las galerías y niveles en zonas de sobrepresiones y en su caso el tiempo más corto posible.

A la vista de los resultados obtenidos con los ensayos realizados en Pozo Espiel, ENCASUR, Córdoba; el método de subniveles requiere las siguientes necesidades.

Por un lado es un método muy ligado a las presiones de los terrenos, de tal forma que si estas son elevadas, bien por su profundidad o bien por presiones internas del terreno, puede ocasionar deformaciones muy importantes en las galerías, viéndose en la necesidad de destinar esfuerzos grandes a la conservación de galerías y rampones. Por lo tanto, se puede decir que el método de subniveles está limitado a aquellos yacimientos poco profundos, y leves presiones internas.

El método de subniveles ha sido y es muy utilizado en minería metálica, donde se obtienen rendimientos muy elevados debido a su simplicidad y al alto grado de mecanización introducido, aunque las ventajas que ofrece este método en minería metálica no son siempre susceptibles de serlo en carbón.

Por un lado la competencia de los terrenos en los yacimientos metálicos suelen ser superiores que en los del carbón, no ocasionando, en el primer caso, grandes problemas de conservación de galerías.

El método presenta como principales ventajas, su sencillez, elevadas producciones y gran seguridad para el personal.

Como contrapartidas, presenta el inconveniente del grado de recuperación del yacimiento, que no será elevado si se desea obtener un carbón limpio. Así que, a medida que se intenta aumentar el grado de recuperación aumenta la dilución y suciedad que acompaña al carbón.

El éxito de este método de explotación, depende en gran medida del grado de mecanización que se introduzca en las labores de preparación principalmente, dependiendo de ello la rentabilidad de la operación.

6.- PROGRAMA FUTURO

El desarrollo de la explotación de capas verticales o de fuerte pendiente, se puede seguir principalmente sobre los tres métodos más generalizados: testeros, subniveles y tajo largo.

6.1.- METODO DE TESTEROS

Haciendo un breve repaso de las mejoras introducidas en este método, y en general en la minería del carbón durante los últimos 50 años, se puede destacar:

- Introducción del martillo picador (año 1935)
- Galerías de acompañamiento en estéril (año 1955)
- Supresión de los macizos de carbón (año 1955)
- Entibación de guías con cuadro metálico (año 1958)
- Inyección de agua en vena (año 1960)
- Relleno calibrado (año 1965)
- Vagones de descarga lateral (año 1965)
- Rozadores de capa vertical (año 1970)

La generalización del empleo de estas técnicas ha sido con un desfase de algunos años, al comprobarse por la práctica su utilidad, así como otros más han sido rechazados o de uso muy limitado, tales como disparo bajo presión de agua, estemples metálicos, etc. Todo este desarrollo puede considerarse importante pero susceptible de mejorarse, tanto en cuanto a las técnicas aplicadas actualmente como a aquellas que fracasaron u otras nuevas, entre las que indicamos las siguientes.

6.1.1.- Línea del frente

Desde el punto de vista geomecánico, el método de testeros es completamente irracional; los entrantes y salientes de la línea del frente dan lugar a concentraciones de presiones -una de las causas que favorecen los derrabes-. El frente único y recto es indiscutiblemente, desde este punto de vista, el más racional; sin embargo, cuando necesariamente se precisa disponer tajos escalonados para distribuir el personal a lo largo del frente, se puede recurrir a los testeros con los niveles inclinados, o a los tajos oblicuos. Con estos últimos, en las explotaciones japonesas y alemanas, se consiguen rendimientos muy notables. En Asturias se han realizado algunos ensayos, pero no se han generalizado y ha podido más la costumbre de postear según la máxima pendiente, más seguro desde el punto de vista de la contención de los hastiales; no obstante, en los países citados su aplicación se desarrolla sin problemas.

6.1.2.- Velocidades de avance del taller

En la actualidad, la velocidad media de avance de los talleres es de unos 0,5 m/día. Un aumento de esta velocidad puede ser posible si se introducen mejoras en todos o algunos de los puntos siguientes:

- a) Saturación de picas en los tajos y trabajo a más de un relevo. Este último se hace más apremiante con la entrada en vigor del Estatuto del Minero, que reduce la jornada.
- b) Implantación de nuevas técnicas y rellenos y mayor capacidad de transportar y colocar los rellenos.
- c) Capacidad de evacuación del carbón. La gravedad es un ele

mento a favor, pero no se extrae del taller a medida que se produce, y es preciso disponer de una cierta capacidad de almacén en su parte inferior.

- d) En el posteo, tal vez por introducción de pernos en los hastiales y desarrollo de entibaciones metálicas más apropiadas a capas verticales.
- e) Protección de las guías con macizos de relleno consistente.
- f) En el arranque, aumento de su capacidad, tal vez por la utilización de martillos más pesados y mayor arranque con explosivos, cuya tecnología se puede optimizar.

6.1.3.- Guías

- Guías de base

- a) Eliminación de las sobreguías.
- b) Utilización de un transportador acumulador-repartidor para facilitar la evacuación del carbón, evitando acumularlo dentro del taller y tener que enfrenar el relleno.
- c) Protección de las guías con macizos de relleno consistente.

- Guías de cabeza

- a) Sistemas de basculado de rellenos. Utilización de vagones de descarga lateral, sistema cuyo empleo están bastante generalizado en minas importantes.
- b) Entibaciones mixtas de cuadros metálicos y pernos.

6.2.- METODO DE SUBNIVELES

En el estudio de la aplicación del método de subniveles a la minería subterránea del carbón, se plantea una serie de problemas, que se tratan a continuación.

6.2.1.- Labores preparatorias

El avance de los trabajos preparatorios es en general de bajo rendimiento, lo que representa una incidencia importante en el costo. La densidad de estos trabajos se incrementa con capas más estrechas y con hastiales peores, pues al separar los niveles se iría a menores recuperaciones o aprovechamientos del carbón. La mecanización de estos avances está conseguida con el empleo de minadores, pero exige que la capa sea potente (+ 2,5m) y permita una longitud de avance mínima que justifique los gastos de traslado de la máquina.

6.2.2.- Transporte en los subniveles

La evacuación del carbón ha de tener una adecuada capacidad; el transportador blindado conlleva un considerable trabajo de montaje, alargamiento y desmontaje y, por tanto, bastantes trabajos electromecánicos. Además, aunque sea de cadena central se adapta mal a las inflexiones de la capa, como en Hulle- ras de Sabero, donde es frecuente que en 60 m se presente la necesidad de tener tres transportadores en serie.

El sistema LHD permite tener más flexibilidad ante las curvas en las capas, e incluso ir a mayores longitudes entre niveles, y se ha mostrado muy eficaz combinado con una rampa al muro, que le permite gran movilidad, así como facilita los cambios de nivel del minador.

En Hulleras de Sabero se pretende hacer el transporte - con canales y agua, para ir ampliando este ensayo hasta una verdadera minería hidráulica.

6.2.3.- Estrategia del deshulle

La explotación por subniveles precisa una estrategia y una programación del orden de explotación, al objeto de evitar sobrepresiones que afecten seriamente la estabilidad de las entibaciones de los niveles y exijan una importante y cara conservación.

6.2.4.- Ventilación secundaria

Los trabajos en los subniveles se realizan en fondo se saco, por lo que precisan una segura y adecuada ventilación secundaria -cualquier fallo de ésta o mala disposición puede ser fatal-, así como un control y aseguramiento de la entibación.

6.2.5.- Efectos por subsidencia

Los hundimientos, al no rellenarse el hueco explotado, provoca serios movimientos en los terrenos del entorno, pudiendo afectar seriamente a la superficie y a los acuíferos, no sólo

lo subterráneos sino incluso a las aguas de escorrentía, ya que las cubetas de subsidencia en capas de fuerte pendiente, aunque son de extensión superficial más reducida son mucho más profundas. Como ejemplos tenemos las explotaciones bajo el río Aller y en las de Riosa, donde a pesar de dejar en el pozo un macizo de 50 m, los hundimientos calaron a las labores abandonadas en montaña, con una fuerte avenida de aguas.

En resumen: el método de subniveles precisa realizarse en capas potentes de más de 2,5 m, buzamiento sobre 60° o más, al objeto de favorecer el sutiraje, y relativa profundidad, pues a mayores profundidades se tendrán mayores presiones y correspondientemente mayores dificultades de conservación de todos los trazados. Es un método que puede resultar en las condiciones apropiadas, cuando se pueda implantar una importante mecanización con minadores y cargadores transportadores, como se ha conseguido en las hulleras del Centre-Midi en Francia.

6.3.- EXPLOTACION POR TAJO LARGO

En la explotación de capas de fuerte pendiente por tajo largo, se pueden distinguir dos sistemas, clasificados según la inclinación del frente o el método de tratamiento del postaller.

La inclinación del frente puede llevarse:

- Según la máxima pendiente.
- En horizontal
 - a) ascendente
 - b) descendente
- Inclinado hacia atrás, tendiendo a seguir paralelo al talud natural del relleno.
- Invertido, o sea , adelantado de cabeza hacia adelante.

En el tratamiento del postaller, los dos sistemas generalizados son: control con relleno o control por hundimiento.

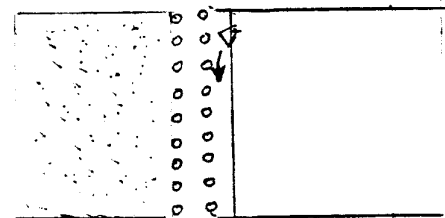
En el cuadro 6.1 se clasifican los métodos según estos sistemas. Como sistemas intermedios podemos señalar los de relleno parcial por fajas y el de hundimiento controlado bajo llaves de madera. Ambos precisan trabajos importantes de posteo manual en el taller, y por tanto de rendimiento inferior a los generalizados. También se pueden señalar los de hundimiento con relleno parcial, que para una conveniente seguridad o efectivo control de hastiales precisa que estos sean buenos.

CUADRO 6.1 - SISTEMAS DE FRENTE LARGO EN CAPAS DE FUERTE PENDIENTE

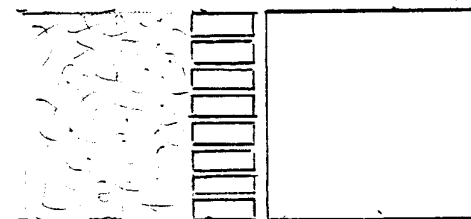
INCLINACION DEL FRENTE	TRATAMIENTO DEL POSTALLER	
	Por relleno	Por hundimiento
1 - MAXIMA PENDIENTE	1.1 - No recomendable	1.2 - Sistema AK-3 con escudos y arranque por cadena sinfin con picas
2.a - HORIZONTAL ASCENDENTE	2.a.1 - Sistema Merlebach Relleno hidráulico	2.a.2 - No recomendable
2.b - HORIZONTAL DESCENDENTE	2.b.1 - Con escudos cerrados o bajo relleno colgado. Poco utilizado y en pendientes -40°	2.b.a - Sistema Asha
3 - INCLINADO HACIA ATRAS	3.1 - Frente inclinado con relleno y según talud natural	3.2 - Uso proscrito
4 - INVERTIDO	4.1 - Frente invertido con relleno colgado o relleno sobre escudo	4.2 - Frente invertido por hundimiento bajo escudos

1 - FRENTE SEGUN MAXIMA PENDIENTE

1.1 - Con relleno

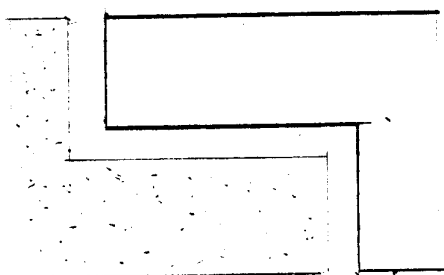


1.2 - Con hundimiento. Sistema AK-3

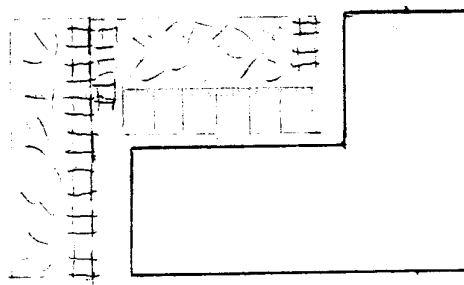


2 - FRENTE HORIZONTAL

2.a.1 - Ascendente con relleno

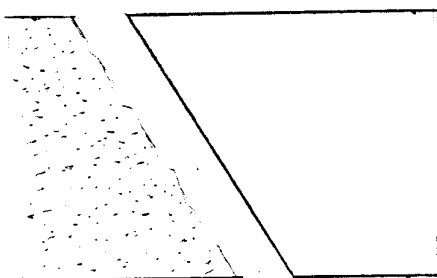


2.b.2 - Descendente bajo escudos

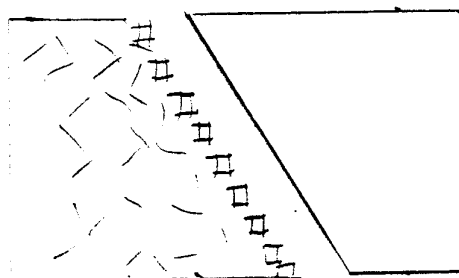


3 - FRENTE INCLINADO

3.1 - Relleno según talud

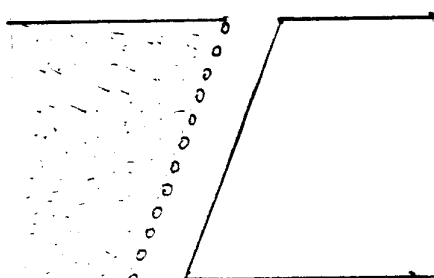


3.2 - Hundimiento uso proscrito



4 - FRENTE INVERTIDO

4.1 - Relleno colgado



4.2 - Hundimiento bajo escudos

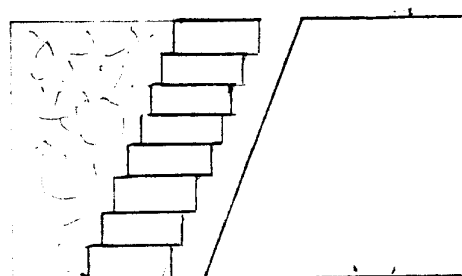


Fig. 6.1.- Disposición del frente y tratamiento del postaller en capa de fuerte pendiente

6.3.1.- Frente según máxima pendiente

El frente según la máxima pendiente, da lugar a que toda piedra que cae, barra todo el frente, por lo que se precisa, o bien desplomar el frente inclinado más o menos de la máxima pendiente, o bien aislar la calle de paso de personal mediante un tabique, como así se consigue en el agregado AK-3, fig. 6.1 (1.2). Este presenta el inconveniente del excesivo peso de la instalación y su falta de flexibilidad ante trastornos de la capa y esterilidades, con importantes gastos en montaje y desmontaje y dificultades en reparaciones del sistema de arranque.

6.3.2.- Frente horizontal

En el frente horizontal hay dos sistemas ampliamente utilizados, según que el frente sea ascendente o descendente.

- El de Merlebach, frente ascendente con relleno hidráulico, fig. 6.1 (2a.1). Al llevar el carbón al testero, es conveniente que sea carbón no derrabable. El relleno, al necesitar un transporte horizontal, se precisa que sea introducido hidráulicamente (o por otro sistema mecánico pero que no se utiliza en la práctica). La disponibilidad de unas arenas muy especiales en canteras, en las inmediaciones de los pozos de Merlebach, han contribuido a su éxito. Estas condiciones hacen difícil extender el método con el éxito conseguido en esas minas.
- Los sistemas Ascha y Anscha, en la URSS y Hungría, con frente descendente y hundimiento bajo escudos, fig. 6.1 (2b.2). Es un método muy apropiado para carbones blandos, ya que suprime el llevar el carbón suspendido. Como inconvenientes se presentan: la conducción de trastornos (por lo que se limita

la longitud de frente a unos 40 m), los frecuentes montajes y desmontajes de un equipo pesado -que reducen al 50% los rendimientos alcanzados en marcha normal-, y la conservación de los coladeros de servicio junto a minados y condiciones desfavorables de presiones, por los salientes en ángulo recto hacia minados de las zonas superiores de los coladeros. En las minas del Aller de HUNOSA tienen previsto hacer un ensayo.

6.3.3.- Frente inclinado

El frente inclinado o tajo largo oblicuo se lleva con relleno, ya que en capa vertical -y en este caso, al dejar hueco el minado- presenta el peligro de los corrimientos de la zona del frente hacia la parte inferior. Podría controlarse con llaves de madera o loritos, como a veces se hace en la explotación de testeros, pero es un control de efectividad bastante dudoso, caro en cuanto a consumo de madera y a su colocación, así como da lugar a importantes pérdidas de carbón, pues a pesar de los tableros que siempre hay que instalar periódicamente, difícilmente cierran por completo el paso del carbón, perdiéndose hacia los minados.

El frente inclinado, siguiendo más o menos el talud natural del relleno, se presenta como una variante del de testeros, teniendo la ventaja sobre éste de obtener un mayor rendimiento por pica y un frente en donde las presiones se reparten de manera uniforme, y por tanto menos peligro de "derrabes". En la figura 6.2 se representa una disposición del frente con entradas realizadas en la capa con disparos y continuación del arranque a martillo, posteando paralelamente al frente, método apropiado para carbones duros.

**ESQUEMA DE TAJO EN
DIAGONAL**

HOJA _____ DE _____	FECHA	
REALIZADO <i>[Signature]</i>	COMPROBADO	APROBADO
REVISIONES		

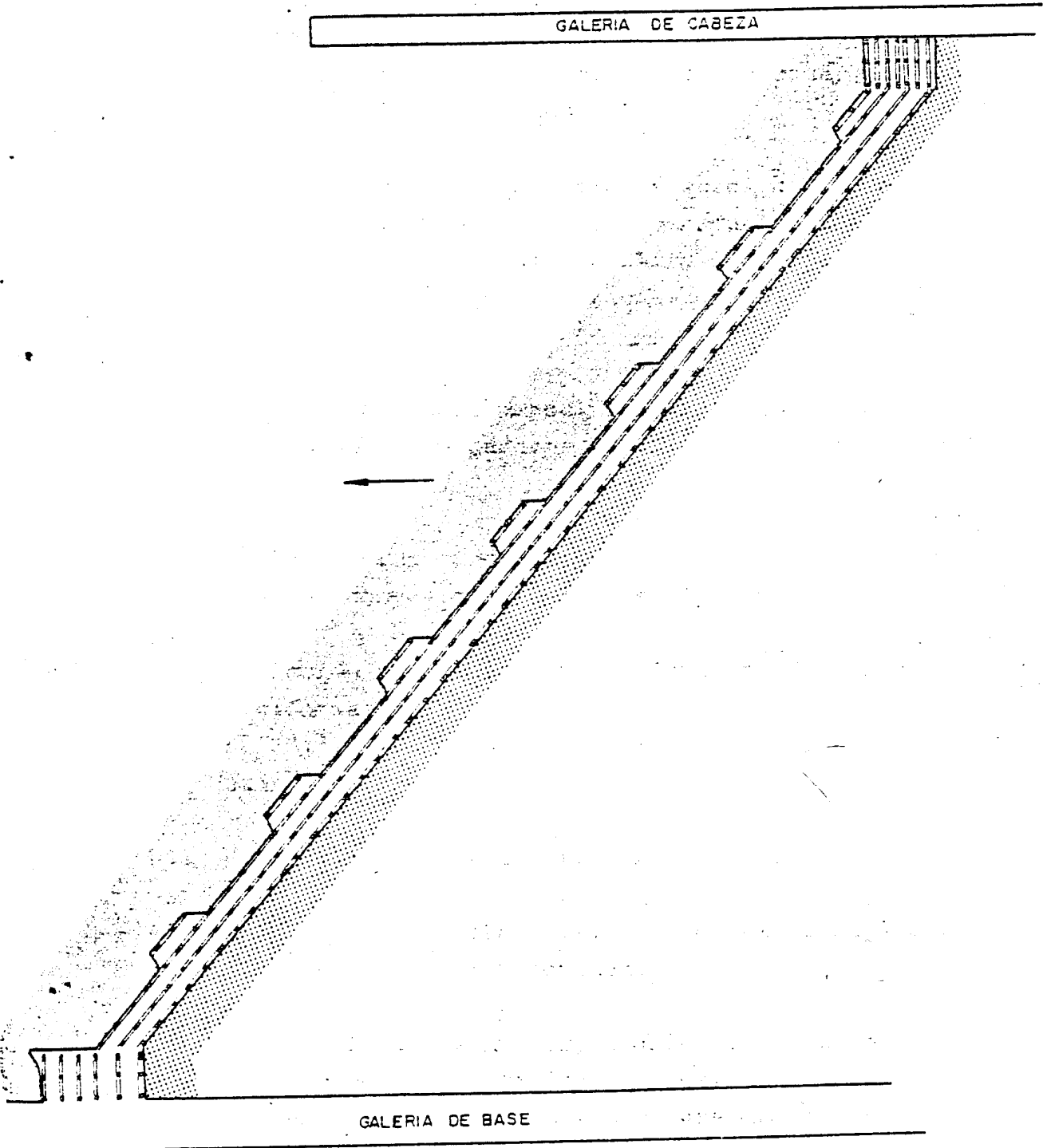
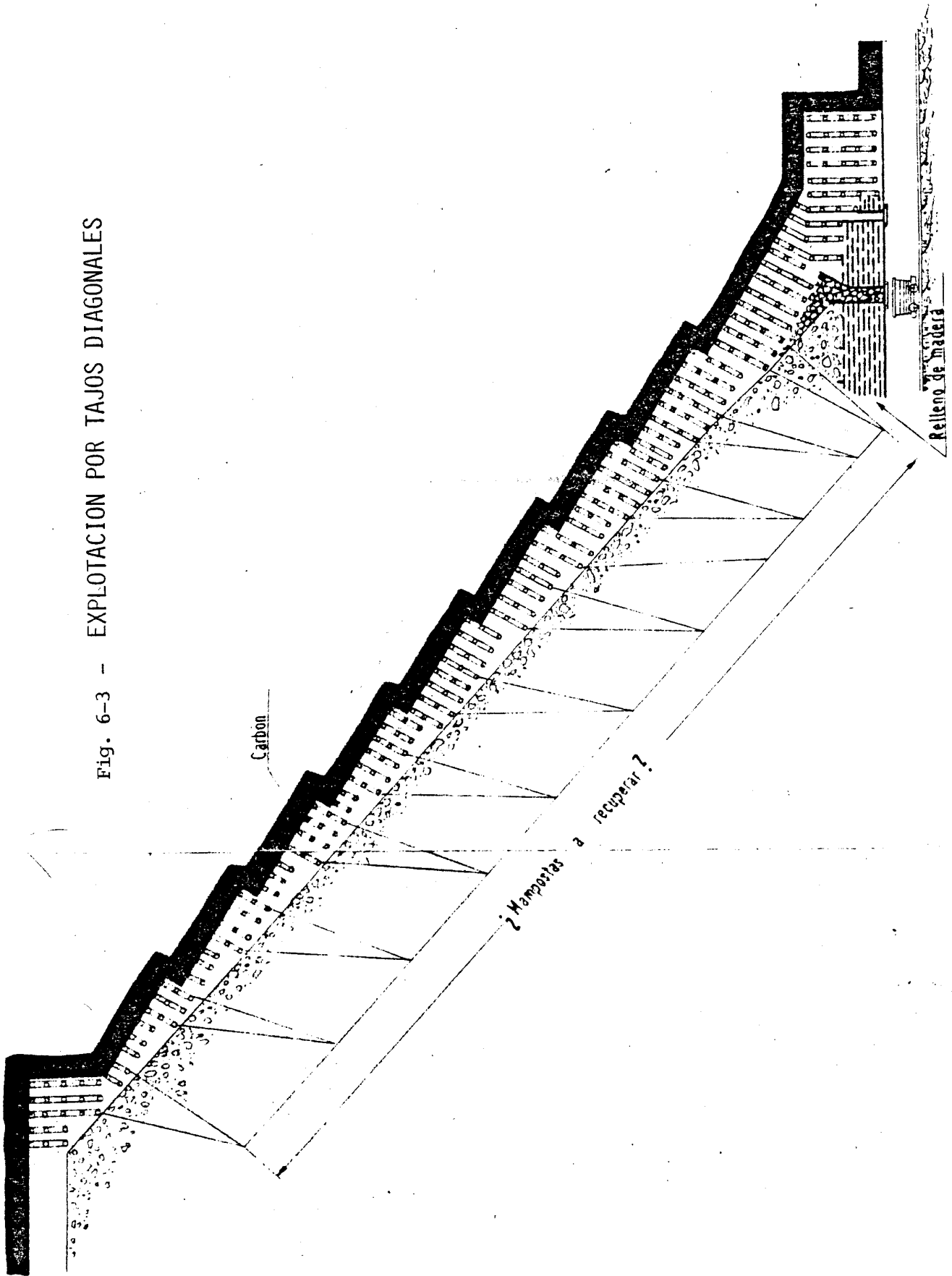


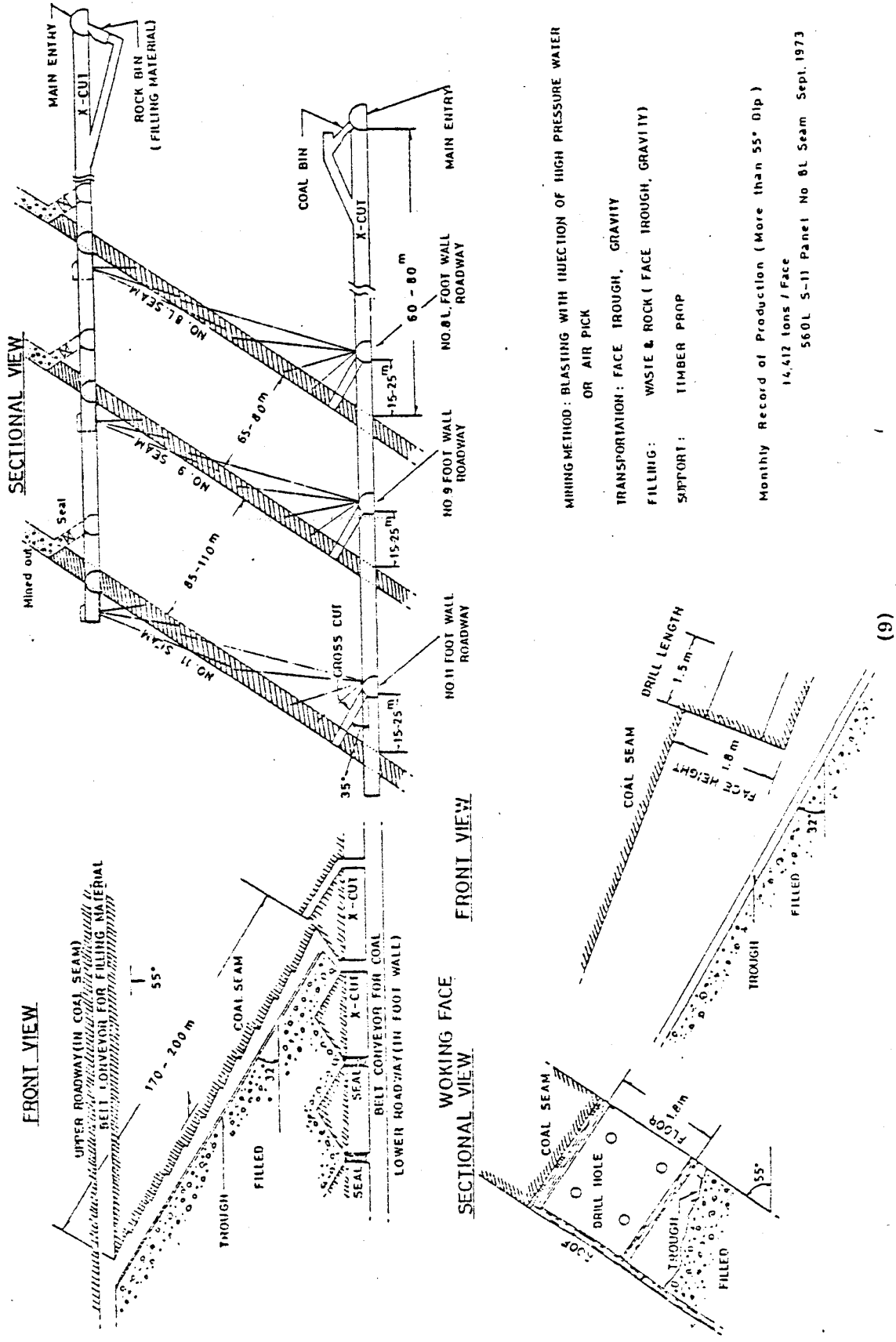
FIG. 6-2

Fig. 6-3 - EXPLOTACION POR TAJOS DIAGONALES



8. MINING & FILLING

(1) STEP CUT MINING



MINING METHOD: BLASTING WITH INJECTION OF HIGH PRESSURE WATER OR AIR PICK

TRANSPORTATION: FACE TROUGH, GRAVITY

FILLING: WASTE & ROCK (FACE TROUGH, GRAVITY)

SUPPORT: TIMBER PROP

Monthly Record of Production (More than 55° Dip)
 14,412 tons / Face
 560L S-11 Panel No 8L Seam Sept. 1973

FIG. 6-4 - METODO CONVENCIONAL DE SUNAGAWA

El tajo en diagonal con frentes escalonados como en la figura 6.3, es llevado en otros países como en el Ruhr (R.F.A.) y en Sunagawa (Japón).

En Sunagawa el sistema generalmente aplicado es el de arranque hidráulico con monitor y con subniveles de hundimiento. El antiguo método convencional es por tajos en diagonal con relleno y disparo bajo presión de agua, fig. 6.4, y aplicado donde existen en superficie carreteras, vías férreas, ciudades, embalses, etc., por lo que no puede emplearse el sistema de hundimiento, en razón a los perjuicios que ocasionaría en superficie. Es por ello que en Sunagawa, a pesar de los superiores rendimientos del método hidráulico sobre el convencional, no puede emplearse dicho método en el área Norte de la mina, ya que sobre ella están las líneas férreas a Utashinai y Kamisunagawa.

La mecanización del tajo oblicuo ha sido intentada por diversos medios, como:

- Por rozadora en el método Alachi, en donde la máquina precisaba ir guiada sobre estemples hidráulicos bastante robustos. Se conseguían avances de 1 a 1,8 m/día por tajo y el rendimiento del taller era de unas 10 tv por jornal.
- Con ariete, método ERIN. Exige carbón muy blando, muy buenos hastiales y regularidad de la capa y de la potencia. El taller no se postea, y no se precisa personal dentro del taller. Fue aplicado en su día en los pozos Polio, Nicolasa y Mina Pontones, con buenos resultados. El problema está en encontrar zonas de condiciones excepcionales.
- Con sierra. Este elemento de corte es efectivo sólo en capas de muy baja dureza, de fuerte buzamiento superior a los

65°- y de muy buenos hastiales, ya que deja un hueco en talleres de unos 30 m de altura, un vano de $30 \times 30 \times 0,5 = 450 \text{ m}^2$, sin ningún sostenimiento. Precisa una buena enfrenadura en la galería de cabeza, un sistema mecanizado de relleno y un sistema de conducción de la polea del cable de tensión en cabeza, sopena de tender a cortar la parte superior u aumentar el vano sin relleno. El derrabe de la galería de cabeza en la capa 8ª de Riosa hizo desistir de este método, que mientras estuvo en marcha se consiguió unos resultados excepcionales.

6.3.4.- Frente invertido

La inclinación del frente hacia adelante de cabeza, denominado frente invertido -en oposición a la disposición tratada en el apartado anterior que comunmente se venía empleando- se ha introducido en capas de fuerte buzamiento por dos motivos: uno al objeto de que la gravedad no tienda a derrabar el carbón del testero, y otro a que éste sirva de apoyo de los dispositivos o máquinas de arranque.

Como contrapartida precisa una defensa contra el área minada, bien con relleno colgado o bien con un escudo que defienda el hundimiento. Fig. 6.1 (4.1).

El método de relleno colgado se introdujo con la mecanización con arietes, sistema Peissenberg, primera mecanización -realizada en España en capas inclinadas y verticales. Sus resultados fueron bastante espectaculares en cuanto a producciones y rendimientos, pero sólo puntuales, pues el método presentaba serios inconvenientes en cuanto a techos malos (por precisar una calle de más de 2,5 m despostada) y paso de trastornos en la capa. En zonas con buenos hastiales y excepcionalmente -

regulares, su éxito era seguro. Con la introducción del relleno colgado se comprobaron las ventajas del frente invertido ante los derrabes, y de ahí que en capas de carbón muy blando se extendiera su aplicación con arranque manual o con explosivos. También ello sirvió como formación del personal para su aplicación al siguiente paso que fué el arranque con rozadora colgada, y que hoy después de 12 años de utilización se puede considerar - como la mecanización más positiva en capas verticales.

La inversión del frente en este caso es menos acentuada que en los dos anteriores, pues basta una componente de fuerza normal al frente, suficiente para que siga su alineamiento. Esto hace que la presión de los rellenos sobre la tela metálica - disminuya, pero la falta de consistencia de los rellenos y los empujes normales a los hastiales dan una presión sobre la tela, función creciente con la potencia de la capa y la inconsistencia del relleno. Es por ello que en las capas potentes se precisan medidas especiales para asegurar la línea del relleno, que en muchos de estos casos hace difícil su aplicación.

El método bajo escudos precisa una tecnología, pero el escaso desarrollo de sistemas y el empleo poco generalizado de los mismos que puedan sancionar su verdadera eficacia. para conducirlos bajo hundimiento es necesario tener una capa de hastiales que hundan y rellenen el hueco a medida que avanza, pues un retraso en ello podría representar la caída de un bloque que adquiriera una fuerza viva peligrosa. En este caso se precisa llevar relleno, al menos parcial, que haga de colchón amortiguador. Por tanto, el hundimiento en caso de fuertes pendientes presenta por esta causa limitaciones en su empleo, además de las debidas a los efectos de subsidencia. Fig. 6.1 (4.2).

Especialmente en capas de potencia importante, el frente invertido, que es el que más se presta a la mecanización, pre

cisa de unos rellenos que consoliden, lo que se trata a continuación.

6.4. MEJORA DE LOS RELLENOS EMPLEADOS Y DE SU MANIPULACION

Dejando aparte las dificultades que presentan las capas con elevada inclinación, éstas también presentan una serie de ventajas notables, como son: evacuación del carbón por gravedad, así como colocación del relleno por simple vertido y menor presión de los terrenos en sentido normal a los hastiales.

El relleno reduce las convergencias de los hastiales y los correspondientes movimientos de los terrenos, alrededor de la explotación, dando lugar a menores deformaciones sobre las labores comprendidas dentro de la zona de influencia y en especial sobre capas adyacentes, así como también menor subsidencia. Estos efectos se reducirían si se llevara un relleno más compacto.

La explotación de las capas muy inclinadas de carbón - presentan el difícil problema de controlar adecuadamente los hastiales en la zona deshullada. La solución actualmente adoptada consiste en rellenar el hueco con estériles procedentes de las labores de preparación o de los lavaderos.

Esta solución, que es operativa en los tajos en los que el arranque se realiza con martillo picador, supone un importante freno en el progreso de los tajos mecanizados, ya que, debido a la geometría del tajo y a las débiles características resistentes de los rellenos empleados, es preciso "colgar el relleno" efectuando un laborioso trabajo de posteo que resulta caro y exige personal muy especializado.

La manipulación del relleno siempre es cara, y de ahí que tienda a mecanizarse su colocación, pudiendo extenderse:

- a) Sólo al cuartel
- b) Desde el exterior, introduciéndolo por gravedad por el pozo, que descarga sobre vagones de descarga lateral o hidráulicamente.

Si se dispusiera de un relleno con características resistentes más adecuadas, podría facilitarse notablemente el control del techo en los tajos mecanizados y en las capas potentes, y además se reducirían apreciablemente las deformaciones de las galerías de servicio a los tajos, pudiendo disminuirse los gastos de conservación que, en algunos casos, son muy elevados.

Por otro lado, la posibilidad de utilizar sistemáticamente los estériles de lavadero como material de relleno supondría una menor proliferación de las escombreras, con la consiguiente mejora económico-social que eso supone.

Además del problema que plantea el relleno del hueco deshullado, en las capas inclinadas existe un problema específico derivado de la gran inclinación de las mismas, que hace que la disposición típica de las minas españolas de carbón sea la de pozos verticales con plantas situadas entre 50 y 100 metros de distancia entre ellas, de tal forma que el acceso a los talleres de explotación se realiza por galerías en carbón situadas en dos plantas contiguas. Dado que la velocidad de profundización de las explotaciones está próxima a los 10 m/año, transcurren entre 5 y 10 años durante la explotación de una planta.

Normalmente la galería en capa que sirve de acceso al nivel inferior de las explotaciones, debería poder emplearse como galería de acceso superior cuando se explotara la misma capa en la planta siguiente. Sin embargo, a pesar de que en las explotaciones sobre capas inclinadas, las deformaciones de las galerías son pequeñas, el gran período de tiempo transcurrido desde la explotación de una capa en un nivel y en el nivel inmediatamente inferior, hace que actualmente las galerías se abandonen tras el paso de las explotaciones.

Esta situación exige que cuando se explote en el nivel inmediatamente inferior, las galerías sean reconquistadas -operación lenta, costosa y peligrosa- o bien que sea necesario dejar un macizo de carbón con las consiguientes pérdidas de reservas que esto representa.

Por ello resulta muy interesante investigar métodos de conservación de galerías que de una forma económica y segura - permitan efectuar la reconquista de las galerías que antes han correspondido a los niveles inferiores del tajo para aprovechar la como nivel de cabeza. Esto podría llevarse a cabo si se dispusiera de un relleno consolidable que asegure la estabilidad de la galería a lo largo del tiempo, sin que se produzca la acción negativa de la intemperización.

Por último hay que hacer notar que la posibilidad de disponer de un relleno consolidable podría permitir la puesta a punto de nuevos métodos de explotación aplicables a las capas de gran potencia que, aún siendo unas capas susceptibles de dar elevadas producciones y rendimientos, plantean en el momento actual serios problemas en su explotación.

Actualmente se producen en la Cuenca Central Asturiana más de 30.000 tb de carbón diarias, que con un coeficiente me-

dio de relleno de $0,7 \text{ m}^3/\text{t}$, supone la necesidad de disponer diariamente de más de $21.000 \text{ m}^3/\text{día}$ de estériles para rellenos. Esto da idea de la importante dimensión del problema.

Por lo que se refiere a los tajos mecanizados sobre capas muy inclinadas, la producción diaria se estima en unas 6.500 t/día , que con un coeficiente de relleno del orden de $0,7 \text{ m}^3/\text{t}$ significa disponer diariamente de unos 4.550 m^3 de estériles.

El problema que comporta la utilización del relleno colgado para conseguir la inversión del frente del taller, radica en la inestabilidad propia de la masa de relleno que está por encima de su ángulo de talud natural, ya que los materiales de relleno no tienen ninguna cohesión cuando se colocan en los talleres y su alta compresibilidad hace que, muchas veces, la convergencia de los hastiales sea insuficiente para obtener la resistencia mínima necesaria.

Si se consiguiera algún progreso en la técnica del relleno colgado, el grado de mecanización podría aumentar sensiblemente y las exigencias de relleno, de por sí importantes, se verían incrementadas.

En el momento actual este progreso no es fácil, ya que no están suficientemente investigadas las propiedades que deben exigirse a los materiales de relleno y, menos aún, los medios y técnicas que deben ser empleados para mejorar las propiedades de los materiales disponibles.

El empleo de los rellenos autoconsolidables, técnica que está muy extendida en la minería metálica norteamericana y en Polonia, permitiría reducir considerablemente las labores de refuerzo del sostenimiento en los tajos con relleno colgados, permitiendo un progreso en la mecanización. Por otra parte, el em

pleo de rellenos consolidables será también particularmente beneficioso al ser aplicado en los tajos no mecanizados sobre capas inclinadas, pues se podrían reducir notablemente las deformaciones de las galerías, y por lo tanto los gastos de conservación.

Estos rellenos consolidables deben provenir fundamentalmente de las plantas de lavado y de las escombreras ya creadas, con lo cual la puesta en marcha de este proyecto generará otro beneficio marginal al contribuir a la disminución de los problemas que presentan las escombreras. En este sentido, los estudios realizados por el IGME sobre la problemática de las escombreras en nuestro país y sobre la formulación, en laboratorio, de rellenos consolidables a partir de los estériles de la minería del carbón, serán un punto de partida de inestimable valor.

El empleo de rellenos consolidados puede suponer la puesta en marcha de nuevos métodos de explotación, que permitirían aumentar los rendimientos en las explotaciones de las capas inclinadas de carbón y en la conservación de las galerías de taller.

Con la introducción de la tecnología de rellenos consolidados se podrían obtener las siguientes mejoras:

- Mejora del rendimiento de las capas de carbón en condiciones difíciles.
- Mejora de los rendimientos y condiciones de seguridad en las explotaciones de capas inclinadas con frente invertido y relleno colgado.
- Diseño de nuevos métodos de explotación para capas potentes e irregulares.

- Conservación de las galerías de base de los tajos durante el cambio de planta.

Los objetivos a alcanzar a corto plazo deberían ser:

- Determinación de la metodología de la puesta en otra más convincente de los rellenos consolidables.
- Determinación de las formulaciones más apropiadas para obtener la máxima resistencia a corto plazo, en el caso de los frentes invertidos y la mayor trabajabilidad en el caso de su aplicación en las galerías de tajo.

En las capas inclinadas el efecto de la gravedad se hace sentir dificultando la estabilidad de las máquinas en la calle de trabajo y el control de los estratos, techo y muro de la zona deshullada. Por consiguiente, la mecanización en capas inclinadas está mucho menos evolucionada que en capas horizontales, y que por otra parte, es preciso emplear relleno para controlar los estratos en la zona deshullada.

Asumiendo que es necesario emplear relleno en las capas inclinadas, el método más empleado es el de relleno colgado, plantea numerosos problemas, debido a que es necesario reforzar el sostenimiento.

Sobre este tema el Instituto Geológico y Minero de España ha desarrollado un proyecto de investigación para determinar la posibilidad de elaborar un relleno consolidable empleando como materia prima los estériles de la minería del carbón.

En el anexo nº 1, se acompaña, un resumen del trabajo realizado por el IGME bajo el título de "DETERMINACION DE LAS -

CARACTERISTICAS RESISTENTES DE UN RELLENO CONSOLIDABLE PARA SU EMPLEO EN CAPAS INCLINADAS".

En este estudio, en primer lugar se hace un repaso - del estado actual de la tecnología y una definición de las características de los rellenos consolidables actualmente empleados.

Posteriormente, hace una exposición de las características de las materias primas que se pueden emplear en su fabricación; para ello se han tomado muestras en escombreras de diversas explotaciones mineras y en la salida de varios lavaderos, todos ellos de la Cuenca Asturiana.

En una tercera etapa se hace un estudio de los conglomerantes a utilizar, Cemento Portland P-450 y aditivos de tipo puzolánico, como son las cenizas volantes de central térmica.

Un objetivo primordial, en un relleno consolidable, es lograr la mayor resistencia posible a corto plazo, y para conseguir este fin se han realizado diversos ensayos con acelerantes de fraguado, como cloruro cálcico, sulfato potásico e Isocret, este último es un aditivo para el hormigón en la ingeniería civil.

De acuerdo con todo esto, se preparó una formulación idónea de relleno, para tratar de optimizar esta, tanto desde un punto de vista técnico como económico. La formulación idónea propuesta es:

- Cenizas de LADA	800 kg/m ³
- Cemento P-450	27 "

- Acido calizo sin cribas con tamaño máximo de 40 mm 1.200 Kg/m³
- Agua 392 l/m³

Con esta mezcla se elaboraron una serie de probetas cilíndricas y se sometieron a ensayos de compresión simple, - obteniéndose los siguientes resultados:

<u>EDAD DE ROTURA</u>	<u>RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE</u>
3 días	1,1 kg/cm ²
7 "	1,7 "
28 "	7,9 "

Los valores obtenidos son satisfactorios.

En una segunda etapa se prepararon unas formulaciones idóneas con estériles provenientes de escombreras y de lavadero, a las que se adicionaron cenizas volantes hasta llegar a formulaciones con las que se lograron resultados satisfactorios. Los resultados obtenidos son los siguientes:

TIPO DE ESTERIL	CARACTERISTICAS DE COMPOSICION				CARACTERISTICAS RESISTENTES		
	CENIZAS VOLANTES	ARENA/ CEMENTO	AGUA/ CEMENTO	CLORURO CALCICO	C ₁ (kg/cm ²)	C ₇ (kg/cm ²)	C' ₇ (kg/cm ²)
Escombrera Tipo A	300kg/m ³	30/1	11,3	10%	2,25	3,35	0,73
Escombrera Tipo B	160kg/m ³	30/1	8,5	10%	1,77	3,57	0,82
Menudos de lavadero	-	30/1	3,25	4%	1,32	1,98	0,47

De los ensayos realizados se pueden destacar las siguientes conclusiones:

- El tipo de estéril tiene una clara influencia sobre la resistencia del relleno consolidable, puesto que cuanto mayor es el tamaño de los estériles mayor es la resistencia que se obtiene.
- La adición de cenizas volantes tiene como fin primordial eliminar el déficit de arena en cada formulación, y se pone de manifiesto que la adición de cantidades importantes de cenizas volantes se traducen en aumentos apreciables de la resistencia, debido a la acción puzolánica de las cenizas volantes.
- El cloruro cálcico manifiesta un claro poder acelerante de fraguado.

Para poder establecer la influencia que ejerce un relleno consolidado sobre la distribución de presiones en un tajo con relleno consolidado; el mencionado estudio del IGME acompaña un ensayo realizado con un modelo geomecánico elasto-plástico, basado en el método de elementos finitos y las conclusiones obtenidos en el mismo, Véase Anexo n° 1.

Todo el estudio realizado por el IGME comentado anteriormente, está enfocado a la utilización de relleno colgado en tajos inclinados. Ahora bien, no se debe olvidar que en otras cuencas mineras se han hecho esfuerzos en la tecnología rellenos tal y como, es el caso de Lorena, donde el relleno es utilizado como plataforma de trabajo, para proceder al beneficio de las capas de carbón en tajos ascendentes.

En este caso el relleno procede de una cantera de arenisca, ésta es molida y clasificada para su envío al interior hidráulicamente. Si bien es verdad, que esta cuenca carbonífera es afortunada, porque las capas presentan una potencia elevada. Anexo n° 3. Método de Lorena.

En resumen: la importancia que presentan actualmente las explotaciones de capas de fuerte pendiente con relleno, hace que sea ésta una línea de investigación y desarrollo tecnológico de primordial importancia, a la que se debe dar prioridad, pues otros desarrollos como minería hidráulica, entibaciones autodesplazables, etc. presentan fuertes desventajas - sobre ésta, como son:

- fuertes inversiones,
- campo de aplicación más limitado,
- período de desarrollo más largo.

El proyecto debe basarse sobre dos objetivos:

- Formulación del relleno y determinación de la metodología de colocación.
- Ensayos "in situ" en tajos y galerías, comprobando el comportamiento de los terrenos y su eficacia.

Una vez realizados estos objetivos se analizarán los resultados y se plantearán soluciones prácticas.