



Instituto Tecnológico
GeoMinero de España

PROYECTO DE INVESTIGACION DE DERRABES DE CARBON

ANEJO II- B 1 (2 Tomos)

**Análisis previo de los métodos de explotación aplicables a las capas
de carbón inclinadas y verticales con pendientes superiores a 35°**

(Tomo 2 - primera parte)

Ingenieros de Minas Consultores, S.A.- Proyecto de derrabes de carbón



MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA

01115

**ANALISIS PREVIO DE LOS METODOS
DE EXPLOTACION APLICABLES A LAS CAPAS
DE CARBON INCLINADAS Y VERTICALES,
CON PENDIENTES SUPERIORES A 35°**

TOMO II

NOVIEMBRE 1. 990



INGENIEROS DE MINAS CONSULTORES S.A.



TOMO II

	<u>PAG</u>
4 - METODO DE EXPLOTACION CON FRENTE DESCENDENTE Y MECANIZACION INTEGRAL.....	272
4.1 DESCRIPCION DE LA MECANIZACION INTEGRAL TIPO ANSCHA.....	284
4.1.1 Sección lineal.....	289
4.1.2 Sección de suspensión.....	291
4.1.3 Sección auxiliar.....	292
4.1.4 Otras secciones.....	292
4.2 DESCRIPCION DEL ELEMENTO DE ARRANQUE.....	294
4.3 CARACTERISTICAS TECNICAS DEL AGREGADO DE ESCUDO ANSCHA.....	296
4.4 METODO DE EXPLOTACION CON COMPLEJO ANSCHA.....	306
4.4.1 Ejecución de la primera chimenea.....	312
4.4.2 Trabajos de montaje.....	325
4.4.3 Fase de explotación.....	335
4.4.4 Trabajos de desmontaje.....	341
4.4.5 Organización.....	346
4.5 RESULTADOS DE EXPLOTACION.....	361
4.6 CARACTERISTICAS DEL COMPLEJO ANSCHA-M.....	365

5 - METODO DE EXPLOTACION POR FRENTE INVERTIDO INTEGRAMENTE MECANIZADO.....	367
5.1 EQUIPO ASTURFALIA.....	371
5.1.1 Antecedentes.....	371
5.1.2 Definición y descripción del complejo.....	372
5.1.3 Generaciones y tipos de entibación ASTURFALIA.....	381
5.1.4 Trabajos de montaje y desmontaje.....	414
5.1.5 Explotación.....	416
5.1.6 Resultados alcanzados.....	420
5.1.7 Consideraciones finales.....	429
5.2 EQUIPOS UCRAINA.....	430
5.2.1 Características técnicas de la entibación KGU.....	433
5.2.2 Labores de preparación.....	439
5.2.3 Trabajos de montaje y desmontaje.....	441
5.2.4 Explotación.....	447
5.2.5 Consideraciones finales.....	451



PAG

6 - METODO DE EXPLOTACION POR SUTIRAJE.....	453
6.1 EXPLOTACION POR RAMFONES.....	455
6.2 EXPLOTACION POR NIVELES HORIZONTALES.....	462
6.2.1 Consideraciones previas.....	462
6.2.2 Descripción del método de explotación.....	481
6.2.3 Resultados alcanzados.....	533

**4 - METODO DE EXPLOTACION CON FRENTE
DESCENDENTE Y MECANIZACION INTEGRAL**

4 - METODO DE EXPLOTACION CON FRENTE DESCENDENTE Y MECANIZACION INTEGRAL.

Este método, cuya aplicación es intensa en las minas de la Unión Soviética, con especial mención a la Cuenca del Donets, todavía no ha tenido una general aceptación en las explotaciones españolas, si bien se considera que puede ser un sistema de común empleo en zonas con riesgo de fenómenos gaseodinámicos, en cualquiera de sus manifestaciones.

En la actualidad se utiliza en algunas minas de HUNOSA, de manera singular en los Pozos S. Antonio y San Nicolás, siendo previsible un futuro de mayor aplicación, sobre todo si se resuelve con éxito la investigación en marcha en relación con un aumento de la efectividad y potencia del elemento de arranque.

Existen dos equipos que, para España, se han popularizado bajo el nombre genérico de ANSCHA, distinguiéndose ambos, fundamentalmente, por la adaptabilidad, es decir el rango de potencias en que se aplica.

En lo que sigue se describe con detalle el método, dimensiones y características del equipo básico, por ser el empleado en las minas asturianas, si bien, al final se recogen las características

correspondientes al segundo equipo que se denominará, a efecto de distinguirlo del base, como ANSCHA-M.

Este agregado obedece a los mismos planteamientos, en cuanto a su funcionamiento y resto de características, que el equipo básico y, por tanto, la única variación entre los mismos se corresponde con las características técnicas que quedan recogidas al final del presente apartado.

El agregado ANSCHA es un equipo descendente para explotación de capas de carbón con fuerte pendiente, que se caracteriza por trabajar con frente horizontal y hundimiento. En él se integran las dos partes fundamentales de todo sistema de explotación: el sostenimiento y el arranque. El sostenimiento está formado por pilas-escudo de dos estemples doble-telescópicos, con bastidores de techo y muro rígidos, y escudo telescópico.

Se distinguen tres tipos de pilas según su función: auxiliares, lineales y de suspensión, que vienen representadas en los gráficos que se acompañan. Las primeras sirven de soporte durante el ripado, desplazándose antes una a una mientras el escudo queda sujeto por los otros dos grupos que, conjuntamente, reciben el nombre de pilas principales.

Una vez desplazadas las pilas auxiliares, se desplazan las principales todas a la vez.

Las de suspensión son las que sustentan el equipo de arranque mediante cilindros hidráulicos. Este equipo de arranque consiste en un cepillo transportador, formado por una viga articulada que guía una serie de carros con picas unidas por una cadena y que, en su movimiento sinfín, arrancan y transportan el carbón hasta la chimenea de evacuación.

En cuanto al sistema de explotación, el frente es paralelo a las galerías de cabeza y de pie, descendiendo el equipo según la línea de máxima pendiente. El carbón se evacua por una chimenea situada en un extremo del frente realizada previamente, y que se abandona según avanza la explotación. El hueco formado se rellena con el hundimiento del techo, excepto una nueva chimenea que se fortifica en el extremo opuesto al de la ya existente y que servirá para la explotación del panel contiguo.

Las dos chimeneas y el frente forman el circuito de ventilación, y la disposición general de los elementos se puede observar en la figura que se acompaña. Este sistema es muy adecuado para capas con riesgo de fenómenos gaseodinámicos, por trabajar con el frente totalmente invertido, siendo su principal

inconveniente la necesidad de montar y desmontar el agregado para la explotación de cada panel, que tienen longitudes de 40 ó 60 metros.

Las principales características de este método son las siguientes:

. Sus exigencias geológicas:

- Hastiales: el esquema de trabajo mejora el comportamiento de los hastiales. Pueden ser del tipo medio a regular.*
- Regularidad de los hastiales y de la potencia: exige regularidad de hastiales y potencia, pero no es necesario corridas de gran longitud.*
- Carbón: exige carbón blando, con pocas intercalaciones de costero.*

. Concentración de la producción por taller. La producción unitaria por taller no es elevada, es similar a la que se obtendría, por roza, con una rozadora TEMP o KT. No obstante el método ofrece perspectivas de aumento de producción, sobre todo con el equipo ANSCHA-M.

. Seguridad para el personal. Es otra de sus grandes

ventajas ya que es muy elevada incluso en el caso de capas con D.I.

- . Operaciones complementarias y no productivas. Exige numerosos montajes y desmontajes, que deben hacerse de forma sistemática. Exige igualmente la ejecución de sobreguías de montaje.
- . Capacidad del elemento de arranque. Es reducida si debe cortar costero o franquear hastial. Es el punto más débil del complejo.
- . Control del techo. Correcto en techos de competencia media a buena. Exige la elaboración de "bordes de hundimiento" muy laboriosos, para proteger la chimenea que se va formando.
- . Aporte de relleno y transportes auxiliares. No requiere "relleno", lo cual es una buena ventaja. Requiere transportes frecuentes de las "pilas" de la planta inferior a la superior.
- . Peso y manejo de los equipos. El peso de una pila completa es del orden de 2.000 Kg. Se transporta bien sobre mesilla.
- . Infraestructura y galerías del taller. No requiere galerías especiales.

- . *Ventilación y riesgos por grisú. El esquema del taller favorece una buena ventilación. El frente de carbón está invertido 90° y el riesgo de escape por grisú es, en consecuencia, mínimo. El equipo de arranque produce mucho polvo.*
- . *Productividad del personal. Aumento respecto al método con rozadora, requiriendo menos picadores. Se reduce notablemente la influencia en el coste del factor mano de obra.*

El conjunto de estas características permite definir el campo de aplicación del método.

Este se extiende, en primer lugar, pero de forma no exclusiva, a las capas susceptibles de fenómenos gaseodinámicos y, sobre todo, con D.I.

En efecto cuando la capa peligrosa está aislada en el yacimiento o no puede ser "protegida" por la explotación de una de defensa, su laboreo puede ser muy peligroso.

En segundo lugar, el método exige la existencia de paneles de explotación con un mínimo de regularidad geológica, tanto en la continuidad de la potencia, como en la ausencia de fallas, esterilidades o zonas de hastial falso que impidan el avance del complejo. La

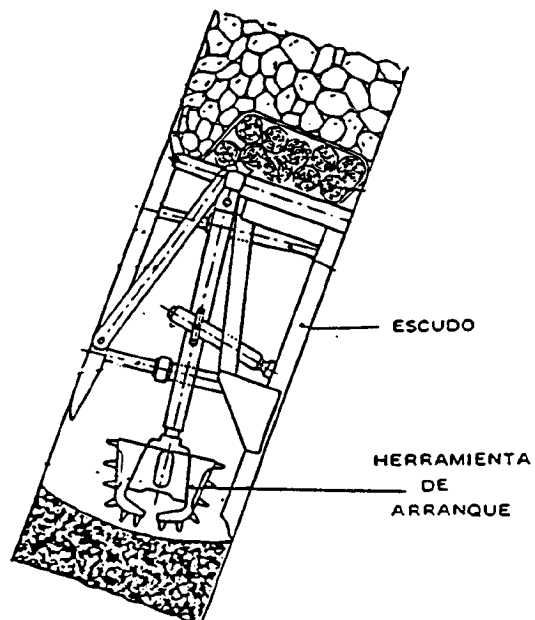
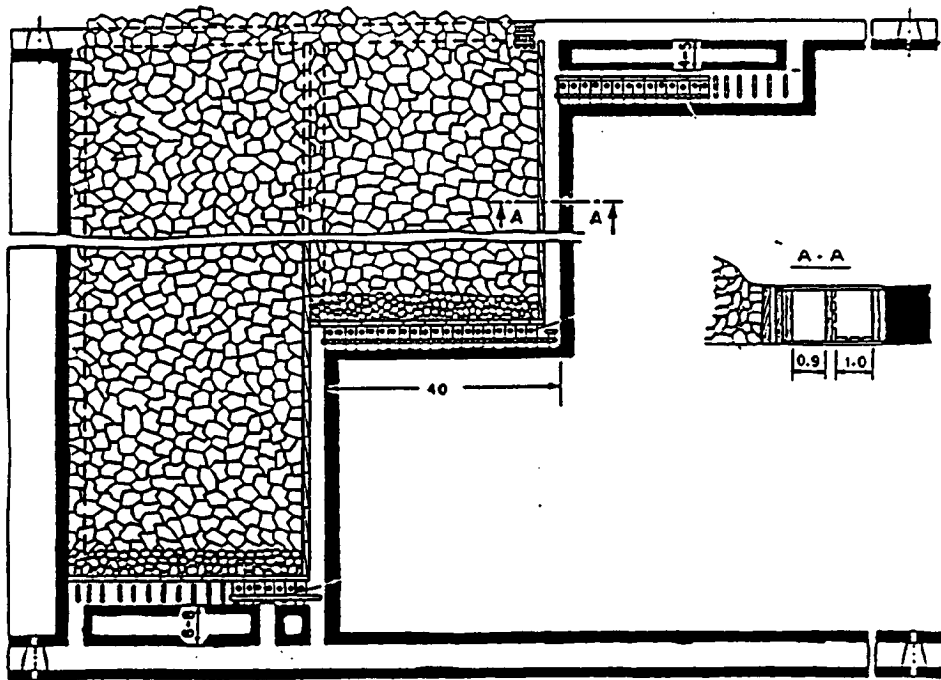
regularidad es del orden de la exigible para la instalación de una rozadora.

El método con complejos de escudos, requiere frentes cortos, de 40 ó 60 m, y ello le permite una mayor flexibilidad ante los saltos, fallas o irregularidades. En este sentido, tiene una buena adaptación a yacimientos difíciles y es aplicable a paneles cortos del orden de 200 a 300 metros.

Esta segunda circunstancia hace que el método pueda ser competitivo en algunos casos y para capas no peligrosas por el grisú, con el método de frente largo en dirección con entibación autodesplazable. En efecto, en los casos de existencia de paneles cortos, o con dificultad de aporte de rellenos, siempre que se trate de talleres con carbón blando y cepillable, el método puede ofrecer buenos resultados y ser aplicable con éxito económico.

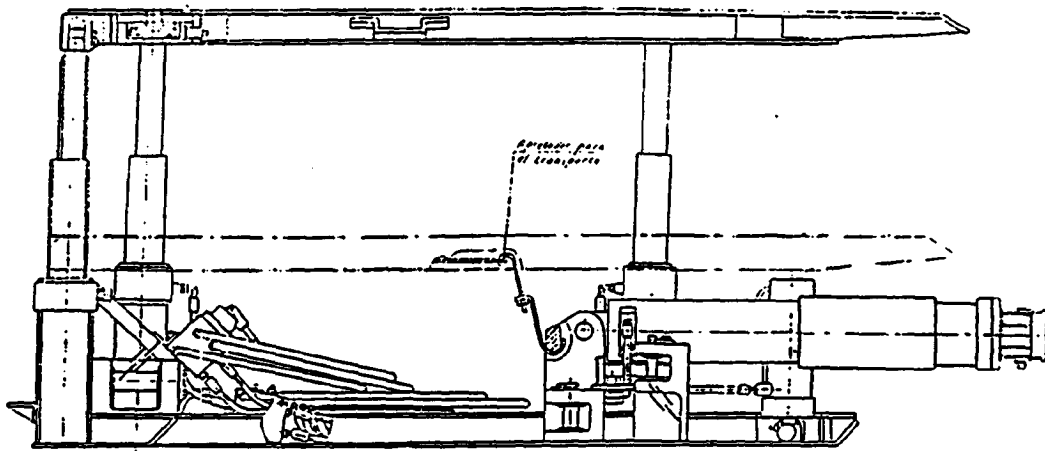
SISTEMA DE EXPLOTACION DESCENDENTE

CON EQUIPO RUSO ANSCHA



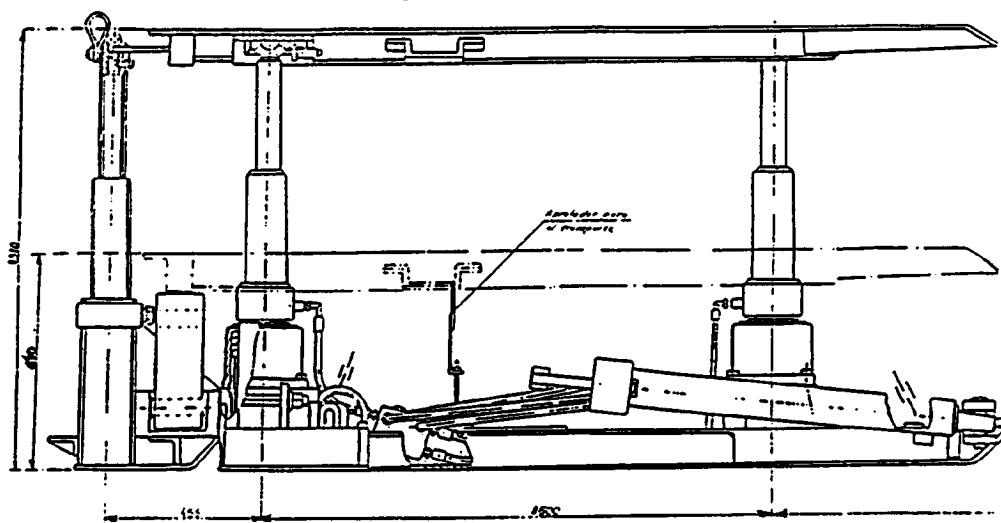


EQUIPO RUSO ANSCHA



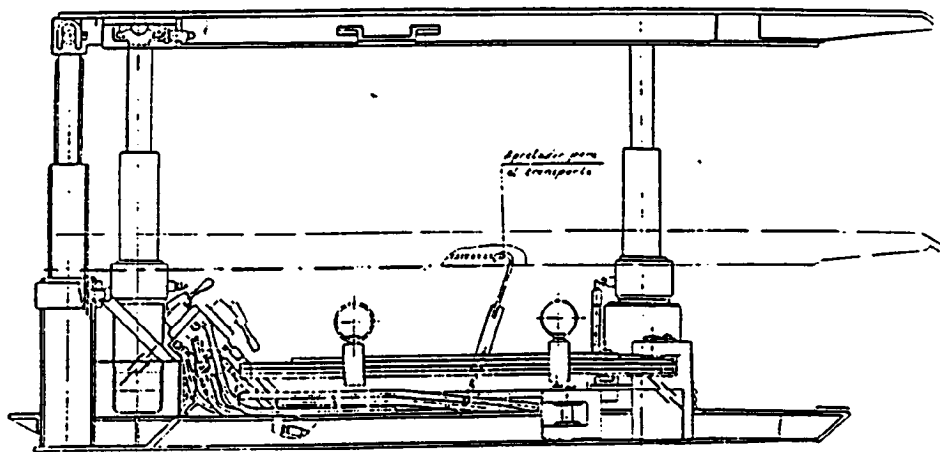
PILA DE SUSPENSION

EQUIPO RUSO ANSCHA



PILA AUXILIAR

EQUIPO RUSO ANSCHA



PILA LINEAL

4.1 DESCRIPCION DE LA MECANIZACION INTEGRAL TIPO ANSCHA

La entibación de escudo realiza el sostenimiento del taller, lo protege del hundimiento del post-taller y controla el techo mediante su hundimiento completo. Está formada por pilas monobloc de dos estemples con escudo telescópico para cierre del hundimiento, y en ella se distinguen dos grupos de secciones, las principales y las auxiliares.

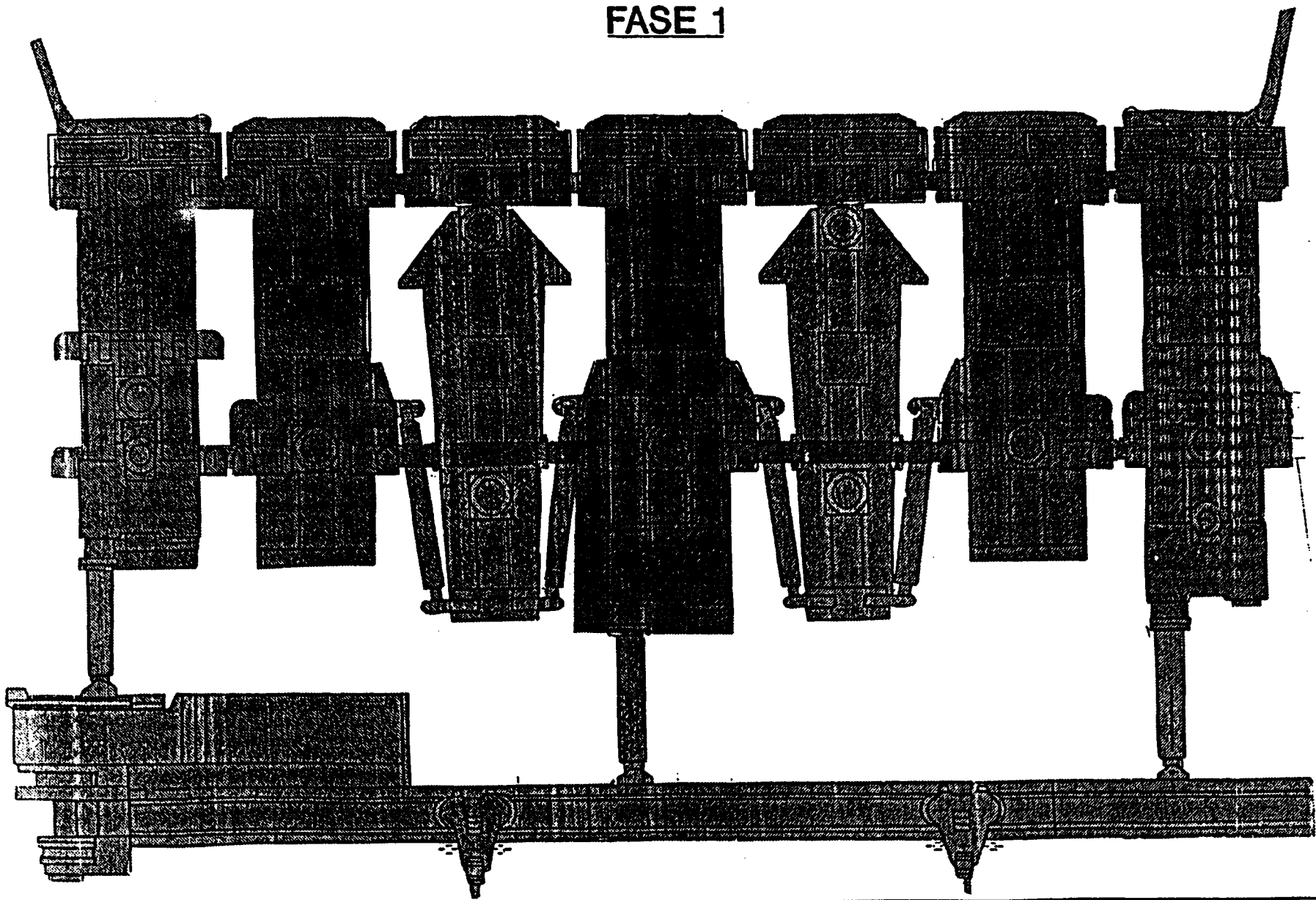
La diferencia entre ambos grupos de secciones se justifica por la forma de ripado de la entibación, que consiste en desplazar primero las secciones auxiliares una a una, y una vez apretadas éstas se desplazan simultáneamente todas las secciones principales hasta completar el avance de 0,63 m. Por ello, cada sección auxiliar está unida con las principales contiguas mediante los cilindros de translación, con cuyo mando se controla tanto la bajada una a una de las auxiliares, como el desplazamiento simultáneo de todas las principales.

Por el mismo motivo y para que la protección de escudo sea continua a lo largo de todo el taller, las secciones auxiliares no están unidas a éstas, sino que se unen a las secciones principales contiguas, por medio de uniones rígidas al muro y uniones de tipo

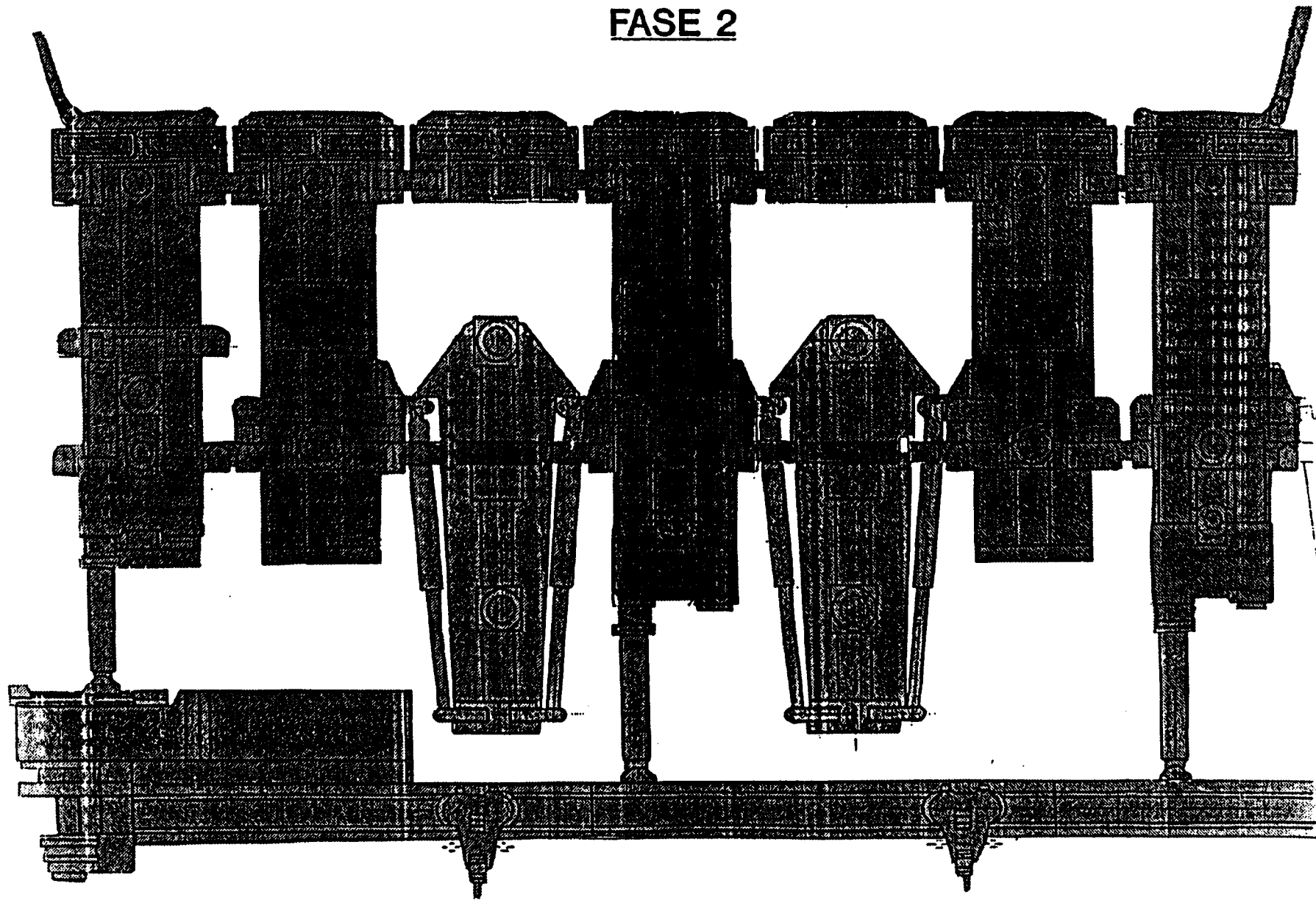
cadena al techo. De este modo, cuando se avanzan las secciones auxiliares, la protección de escudo no se apoya en ellas, sino que queda suspendida de las secciones principales hasta que se realiza el desplazamiento de éstas, tras lo cual queda apoyada en las auxiliares.

Por otro lado, las secciones principales están unidas entre sí, además de por la protección de escudo, por uniones de tipo resorte entre sus bases que pasan por encima de las bases de las secciones auxiliares, lo que hace que todas las secciones principales formen un bloque único. En las figuras anteriores se observan los tres tipos de secciones, y en las siguientes su disposición en el taller en las distintas fases del desplazamiento.

DESPLAZAMIENTO EN EL TALLER FASE 1

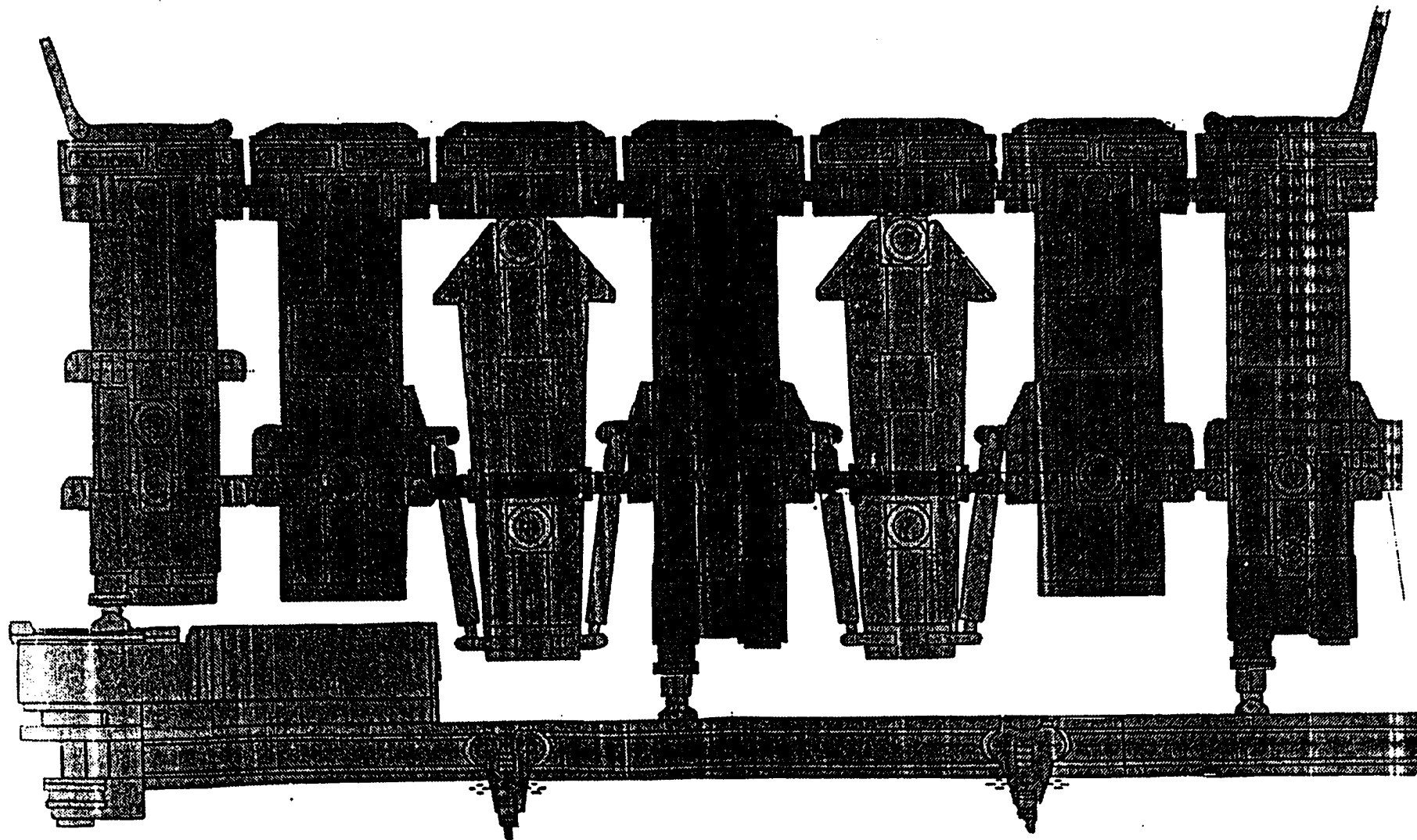
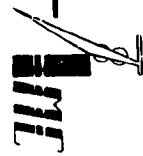


DESPLAZAMIENTO EN EL TALLER
FASE 2



ML

DESPLAZAMIENTO EN EL TALLER FASE 3



Dentro del grupo de las secciones principales, se distinguen las de suspensión, que son las que soportan el cepillo-transportador y para lo cual se fijan a ellas los cilindros hidráulicos de avance y de vaivén.

También cabe distinguir otras dos en las que se instalan mandiles protectores para evitar que el hundimiento se introduzca en la chimenea de montaje y en el pozo de evacuación, que son la sección con mandil y la sección final. El resto de las secciones principales se llaman también secciones lineales. Por otra parte, de las auxiliares, sólo hay otra distinta, en la que se instala la unión travesero para permitir el paso de la chimenea de montaje al taller.

4.1.1 Sección lineal

La sección lineal consta de base, un escudo trasero doblemente telescópico, entarimado superior (sombbrero) y equipos hidráulicos, que comprenden dos estemples y el bloque hidráulico. La base de la sección es una estructura rígida, a cuya placa, en forma de caja, están soldados los elementos para la instalación de estemples hidráulicos, un travesaño para la

instalación de las uniones superiores, dos soportes para las uniones de resortes y la caja inferior del escudo trasero.

Las partes telescópicas del escudo son estructuras de cajas soldadas de hierros en forma de U y de chapas. La superior se une articuladamente al sombrero mediante una orejeta y, después de realizar su extensión, arrastra a la intermedia con ayuda de topes especiales. A su vez, ésta se fija contra su posible extracción de la inferior mediante tornillos de retención.

Todos estos conjuntos forman el escudo de protección telescópico que, para cada sección, tiene una parte inferior, dos intermedias y dos superiores. La inferior se considera también parte de la base, por estar soldada a ella.

El sombrero tiene una estructura de caja soldada de hierros en forma de U y de chapas, en la cual hay dos apoyos para instalar los estemples hidráulicos. En su parte trasera están soldadas dos orejetas para su unión con el escudo de protección. Esta unión articulada permite que se adapte a la hipsometría variable del estrato, de forma que cierran el espacio en todo el espesor de la capa.

El estempe hidráulico es de acción bilateral y consta de cilindro, válvula de retorno, vástago y dos cilindros roscados. El estempe tiene doble extensibilidad y capacidad de carga constante en toda la gama de amplitudes.

4.1.2 Sección de suspensión

La sección de suspensión es una sección principal que se diferencia de la lineal en que tiene unas orejetas en su base para instalar la palanca de suspensión, en la que va colocado el cilindro de avance del cepillo-transportador en una de sus dos posiciones posibles. Este cilindro realiza la aproximación o separación del frente del cepillo-transportador. También tiene soldado a la base un apoyo para la instalación del cilindro vaivén, que mueve la palanca de suspensión para que el cepillo-transportador se desplace al techo o al muro de la capa. Para ello, la palanca de suspensión está unida articuladamente con la sección de la entibación mediante unas orejetas, y unida mediante unos muñones al cilindro de vaivén, que es de acción bilateral y realiza el movimiento del cepillo-transportador a lo largo del espesor de la capa.

4.1.3 Sección auxiliar

La sección auxiliar se distingue de la sección lineal en su separación orgánica del escudo, que sólo se apoya en la pila cuando se ha avanzado completamente la entibación. Los estemples hidráulicos están instalados en vasos con amortiguadores de goma que se fijan a los de la base mediante pernos. la base tiene forma de cuña y dispone de unas orejetas a las que se fijan los dos cilindros de traslación, con ayuda de los cuales se controla el traslado al frente de arranque.

Con el fin de facilitar el montaje, el escudo está unido a los tirantes de resorte del sombrero, y a la base de la sección mediante tirantes especiales que se quitan después de unir el escudo con las bases de las secciones principales contiguas.

4.1.4 Otras secciones

Entre estas se consideran la sección con mandil que se diferencia de la de suspensión en las orejetas soldadas al escudo trasero, para unir la chapa inferior del mandil transversal y el travesaño que se une al

sombrero para unir la parte superior del mandil. Como ya se ha mencionado, el citado mandil tiene como misión la de proteger del hundimiento, para lo que va deslizando por las llaves de madera. Así la pila primera que queda al lado de la chimenea, lleva situada esta chapa que baja deslizando y protegiendo, para que el hundimiento que viene detrás no entre en la chimenea.

Otra sección distinta es la denominada final que se diferencia de la de mandil en las distancias lineales en la base y sombrero, debido a la distancia entre estemples por la ubicación del motor de accionamiento del cepillo-transportador.

Cumple no obstante, al otro extremo del taller, una misión similar a la indicada anteriormente para la sección mandil.

4.2 DESCRIPCION DEL ELEMENTO DE ARRANQUE

El cepillo-transportador es la máquina de arranque y transporte, de acción frontal, que realiza el arranque del carbón a lo largo de todo el tajo y en toda la potencia de la capa, al mismo tiempo que transporta el carbón arrancado hacia el pozo de evacuación.

Consta de un motor, neumático o eléctrico que, junto con un reductor y un cabezal propulsor, se sitúan en uno de los extremos de la viga guía, estando en el extremo opuesto el cabezal de reenvío. Estos cabezales y la viga sirven para conducir una cadena cerrada de eslabones anulares, mediante la cual se realiza la traslación de los carros portapicas, que son los encargados de arrancar el carbón y transportarlo hasta la chimenea de evacuación.

Este arranque se realiza por pequeñas franjas en sentido descendente, hasta completar un paso, como máximo, de 0,63 m. El arranque se puede realizar comenzando por el techo para, con ayuda de los cilindros de vaivén, ir aproximándolo al muro, o bien al contrario, lo que dependerá de que el carbón caiga con facilidad tras hacer la roza al muro ya que, en tal caso, se podrá utilizar el segundo sistema con ahorro de tiempo.

De no ser así, tras rozar el techo será necesario desplazar de nuevo el elemento de arranque al muro para transportar el carbón arrancado en la última fase.

La estructura del cepillo-transportador posibilita la extracción de carbón por debajo del nivel de las secciones de entibación al muro, hundiéndose hasta 40 mm. Se puede utilizar el paso de arranque para control de alineación del tajo. Por su parte la viga está formada por tramos de 2,80 m de longitud, con uniones articuladas entre ellos que le permiten adaptarse a la falta de alineación del taller producida por las posibles ondulaciones del mismo.

4.3 CARACTERISTICAS TECNICAS DEL AGREGADO DE ESCUDO ANSCHA

Condiciones técnicas para la explotación con el complejo

- . Margen de potencias cubiertas por el equipo: 0,7-1,3 m.
- . Margen de buzamientos en que se puede emplear: 40°-90°.
- . Techo de la capa no más bajo de estabilidad media.
- . Categoría del muro de la capa: que no facilite el deslizamiento.
- . Humedad natural de la capa: que no disminuya la resistencia de contacto de techo y muro en más de 0,45 Mpa.
- . Resistencia al corte del carbón: no mayor de 2,0 KN/cm².
- . Control del techo por hundimiento completo.
- . En la capa de carbón se permiten intercalaciones de roca, siempre que su potencia no supere el 10% de la total de la capa y su resistencia no sea mayor de 2 según la escala del profesor Protodyakonov, así como pequeñas inclusiones de pirita y cuarcita que se

separen del macizo del carbón mediante las cuchillas del elemento de arranque.

Parámetros geométricos de la entibación

. Abertura o distancia entre base y sombrero:

- Mínima ----- 640 mm
- Máxima ----- 1.310 mm

. Medidas del sombrero (Referencia de la homologación de la DGM)

- Entre estemples ----- 1.500 mm
- Voladizo anterior ----- 915 mm
- Voladizo posterior ----- 250 mm
- Longitud total ----- 2.655 mm
- Anchura ----- 910 mm

. Longitud descubierta del techo.

- Mínima ----- 1.205 mm
- Máxima ----- 1.835 mm

. Distancias desde el frente de carbón hasta el borde teórico del hundimiento.

- Mínima ----- 3.870 mm
- Máxima ----- 4.500 mm

. Distancias desde el frente de carbón hasta la primera fila de estemples.

- Mínima ----- 2.120 mm
- Máxima ----- 2.750 mm

. Carrera de ripado ----- 630 mm

Características de los estemples empleados

. Tipo: doble carrera hidráulica de acción bidireccional.

. Superficie de pistón en las distintas carreras y direcciones:

- 1ª carrera de extensión --- 118 cm²
- 2ª carrera de extensión --- 118 cm²
- 1ª carrera de contracción - 50 cm²
- 2ª carrera de contracción - 50 cm²

. Presión de colocación ----- 200 Bar.

. Presión de deslizamiento ----- 250 Bar.

- . Carga de colocación ----- 240 kn/Estemple
- . Carga de deslizamiento ----- 300 kn/Estemple

Instalación hidráulica

- . Número de bombas: una principal y otra de reserva.
- . Acoplamiento en paralelo.
- . Potencia de accionamiento: 17 Kn
- . Volumen de depósito: 750 l
- . Emulsión compuesta de 97% agua y 3% aceite.
- . Diámetro de las tuberías:
 - Presión ----- 12 mm
 - Retorno ----- 16 mm
- . Presión máxima en las tuberías: 240 Bar.

Retención del hundimiento (Escudo trasero)

Consta de:

- *Parte inferior soldada al bastidor de la base de 960 mm de largo y 514 mm de altura. Lleva dos recintos donde se alojan las partes media y superior.*
- *Parte media: consta de dos que se alojan en la inferior, tienen una longitud de 405 mm y una altura de 500 mm quedando retenidos por un tope.*
- *Parte superior: consta de dos que se alojan en las medias, tienen una longitud de 405 mm y una altura de 590 mm, quedando retenidos en su desplazamiento por un tope.*

La unión de la parte superior al sombrero es de tipo bisagra. La unión entre los escudos de pilas contiguas se realiza en la parte inferior mediante una pieza sujeta por bulones y en la superior mediante una cadena.

Pilas de entibación

- . *Número de estemples por pila: dos.*
- . *Mecanismos de avance: con traslado sucesivo de las secciones auxiliares y principales.*

- . Carrera de avance: 630 mm.
- . Fuerza de empuje: 113 kn
- . Existen equipos para alineación de las pilas.
- . Tipo de equipo alineado: la viga del transportador-cepillo es la referencia para la alineación.
- . Mando adyacente para las pilas auxiliares y centralizado en el extremo de entrada de la ventilación para el resto.
- . Dispositivo de inversión de giro del transportador-cepillo.
- . Tipo de construcción:
 - Auxiliares: sombrero, base, escudo trasero, 2 estemples y 2 cilindros hidráulicos para el desplazamiento.
 - Lineales: sombrero, base, escudo trasero y 2 estemples.
 - Suspensión: sombrero, base, escudo trasero, 2 estemples y 2 cilindros de movimiento del cepillo-transportador.

- . No está previsto el retroceso de las pilas.
- . Distancia media entre pilas: 1 m
- . Distancia efectiva de estemples:

$$DEE = \frac{\text{Número de estemples por pila.}}{\text{Ancho del taller x Distancia centro de pilas}}$$

- Con máxima anchura del taller:

$$DEE \text{ min} = \frac{2}{4,5 \times 1} = 0,444 \text{ Estemples/m}^2$$

- Con mínima anchura del taller:

$$DEE \text{ max} = \frac{2}{3,87 \times 1} = 0,517 \text{ Estemples/m}^2$$

- En el caso más desfavorable:

$$DEE \text{ min} = 0,444 \text{ Estemples/m}^2$$

. Resistencia efectiva de la entibación:

$$REE = DEE \times \text{Carga de deslizamiento del estempe}$$

- Con máxima anchura del taller:

$$REE \text{ max} = 0,444 \times 300 = 133,3 \text{ KN/m}^2$$

- Con mínima anchura del taller:

$$REE \text{ min} = 0,517 \times 300 = 155,1 \text{ KN/m}^2.$$

- En el caso más desfavorable:

$$REE \text{ min} = 133.3 \text{ KN/m}^2.$$

. Presión específica contra el techo:

$$PET = \frac{\text{Estemples por pila} \times \text{Carga deslizamiento estempe}}{\text{Superficie de sombrero}}$$

$$PET = \frac{2 \times 300}{2.665 \times 0,91} = 247 \text{ KN/m}^2 \text{ MPa}$$

Indices comparativos

$$- \text{Adaptabilidad} = \frac{\text{Abertura máxima}}{\text{Abertura mínima}} = 186\%$$

$$- \text{Portancia} = \text{PET} = 0,247 \text{ MPa}$$

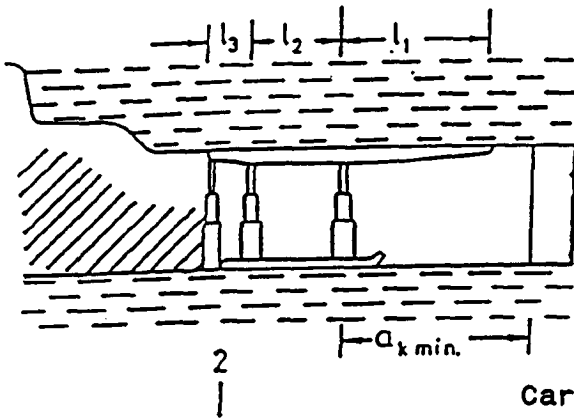
$$- \text{Rigidez hidráulica} = \frac{\text{Presión de colocación}}{\text{Presión de deslizamiento}}$$

$$RH = \frac{200}{250} = 0,8$$

En el croquis que se acompaña, aparecen otras medidas y datos de interés.

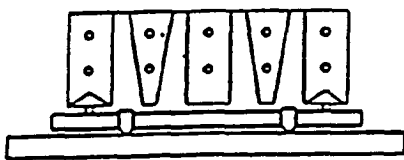
Corte 2-2

Longitudes parciales de los sombreros
 $I_1 = 915 \text{ m}$
 $I_2 = 1.500 \text{ m}$
 $I_3 = 250 \text{ m}$

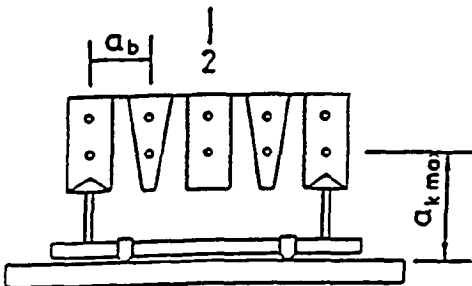


Carrera de ripado $S = 0,63 \text{ m}$
 Distancia entre pilas $a_b = 0,96 \text{ m}$
 Ancho mínimo taller $b_k = 3,80 \text{ m}$
 Ancho máximo taller $b_g = 4,50 \text{ m}$
 Distancia del 1º estempe al frente $a_{kmin} = 2,05 \text{ m}$
 Distancia del 2º estempe al frente $a_{kmin} = 2,75 \text{ m}$
 Presión de colocación $P = 200 \text{ kg/cm}$

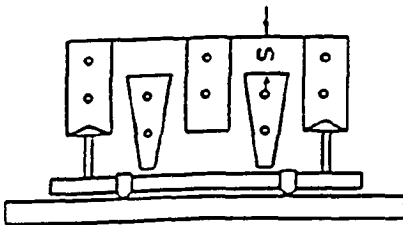
Carga de colocación/estempe $L_s = 240 \text{ KN}$
 Carga de trabajo/estempe $L_g = 300 \text{ KN}$



DESPUES DEL RIPADO
 ANTES DEL ARRANQUE



DESPUES DEL ARRANQUE



DURANTE EL RIPADO
 (Traslado de la pilas auxiliares)

CALCULOS

$$F/m^2(\text{real})(\text{max}) = \frac{2 \cdot F/\text{Est.}(\text{Max})}{a_b - b_k} = \frac{2 \cdot 240}{0,96 - 3,8} = 131,6 \text{ KN/m}^2$$

$$F/m^2(\text{real})(\text{min}) = \frac{2 \cdot F/\text{Est.}(\text{min})}{a_b - b_k} = \frac{2 \cdot 300}{0,96 - 3,8} = 138,9 \text{ KN/m}^2$$

4.4 METODO DE EXPLOTACION CON COMPLEJO ANSCHA

El método de explotación con complejo ANSCHA, tiene como principal característica que el frente de arranque del mineral es paralelo a las galerías de cabeza y de pie, siendo su avance descendente según la línea de máxima pendiente de la capa. Por ello, el taller debe estar conectado con las chimeneas situadas una en cada extremo del tajo, y que junto con el taller forman el circuito de ventilación. Esta, normalmente, entrará por la chimenea situada entre el taller y la galería de pie, y saldrá por la que une el taller con la galería de cabeza, por lo que estas dos chimeneas serán, respectivamente, las de entrada y retorno de ventilación. La de entrada de ventilación cumple también como pozo de evacuación del carbón, aprovechando así la gravedad, de modo que la extracción se efectúa por la galería de pie. Por otro lado, la chimenea de retorno de ventilación sirve para dar servicio de materiales al taller.

La explotación con el agregado comenzará por el montaje del equipo en la parte superior del panel, para lo cual habrá que realizar la sobreguía correspondiente. En este momento será necesario tener realizada ya la chimenea de evacuación del carbón. Esta, en el caso de capas de riesgo de fenómenos gaseo-

dinámicos será necesario realizarla de arriba hacia abajo, para garantizar la seguridad del personal. Por ello, es de gran utilidad calar antes un sondeo de gran diámetro, en torno a los 400 mm, que servirá como guía para realizar la chimenea y evitar tener que evacuar el carbón producido por la galería de cabeza. A su vez, si se evita que se obture con el carbón producido, sirve como conducto de ventilación, siendo así innecesario el empleo de la ventilación secundaria.

Una vez comenzada la explotación, y a medida que desciende el taller, la chimenea inicial se va abandonando, cerrando la parte superior del tajo para evitar que se derive por ella la ventilación. El hueco formado se deja hundir, lo que conlleva un importante ahorro de los materiales e infraestructura que requeriría el aporte de relleno. Únicamente se mantiene fortificada una chimenea en el extremo opuesto al inicial, desde el taller hasta la galería de cabeza, que será lo que sirve como retorno de la ventilación.

Como el hueco ya ha sido abierto con el arranque del mineral, la única dificultad que presenta el trazado de esta chimenea reside en el hecho de que se trata de un borde de hundimiento, por lo que la fortificación ha de ser cuidadosa. Para ello se pueden emplear llaves de madera, bien normales o macizas, y también pilares de anhídrita o cemento acuoso (llaves

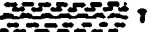


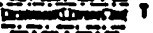





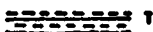
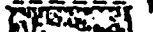
tekpak).

Cuando se explotan paneles contiguos, la chimenea de retorno del primer panel que ha quedado realizada, servirá como chimenea de evacuación del segundo panel, y así sucesivamente con los demás. De este modo sólo será necesario realizar una chimenea para todos los paneles contiguos que se exploten.

Se ha dicho que la chimenea de retorno de la ventilación es uno de los bordes de hundimiento. Otro borde de hundimiento estará situado en la chimenea de evacuación ya abandonada, por lo que no requiere tratamiento especial. De los otros dos bordes, uno estará en la sobreguía de montaje, o bien en la galería de cabeza si ésta va en carbón. Las grandes presiones producidas en este punto dificultan mucho su mantenimiento, por lo que solamente se podrá utilizar galería de cabeza en capa cuando la explotación se realice en retirada, abandonándose una vez realizado el montaje del complejo.

Cuando no se puede realizar la explotación en retirada, será necesario llevar una estéril al muro como galería de cabeza, a una distancia entre 10 y 12 m de la capa, con recortes en los puntos de acceso a las chimeneas.

El cuarto borde de hundimiento será, durante la marcha de la explotación, el propio taller de arranque, que estará protegido por la entibación. Pero una vez finalizada la explotación del panel y retirada la entibación, las presiones actuarán sobre la galería de base, si ésta se lleva en carbón por lo que también será difícil su mantenimiento. Por tanto, solo se llevará galería de pie en capa cuando la explotación sea en retirada. En caso contrario será necesario llevar una estéril al muro, a una distancia entre 5 y 10 m, y bien recortes o contraataques en los puntos de acceso a la chimenea. En el cuadro siguiente se presentan las características de algunas explotaciones soviéticas con complejos ANSCHA y ANSCHA-M, donde se detallan las distintas soluciones probadas para estas galerías de servicio.

Mina	Capa	Tajo	Sis. Explorac.	Pte.	Potencia	Características	Long.	Gal. cabeza	Gal. base	Accionam.	Prod. Progr.
RUMIANTSEY	Pugachlova	65	ANSch	60°	1,10	 T	40	Ester. y recorl.	Est. y control.	Neumatico	170
		66	"	"		0,50  M	40	"	"	"	130
		42	"	"		0,60	40	"	"	"	100
	Mozurba		Polsh-2P	"	0,60-0,80	 T M	30	Gal. capa	"	"	50
KALININ	Isvinskaya	70	ANSch	"	0,30	0,20  T	40	Ester. y Rec.	"	"	130
		70"	KGU y testeros	"		0,30  M	70-70	Gal. capa	Ester. y contro	"	235
	Taitel	41'	ANSch	"	1,20	0,30  T M	45	Ester. y Rec.	"	"	150
		41	"	"			45	"	"	"	150
		42	"	"			45	"	"	"	95
	LENIN	Kirpichovka	84	AS ch M	"	2,50	0,30  T M	47	"	Ester. y recorl. (cargue vagones)	"
Devialka		78	"	"	1,40	 T M	58	"	Ester. y recorl. (cargue cinta)	Electrico	250
KOCHEGARKA	Kucly	78	ANSch	"	1,20	0,30  T M	55	Gal. capa	Gal. capa	"	250
	Mozurba	82'	AS ch M	"	1,30	 T M	26-34	Ester. y Rec.	"	"	150
ISOTOV			ANSch	"	0,80	 T M	48	Gal. en capa	Ester. y contra	Neumatico	150

De lo dicho anteriormente se deduce que, para la explotación de cada panel es necesario realizar un montaje al inicio y un desmontaje del agregado al final. Esto supone una importante desventaja ante el método de frente largo con entibación autodesplazable, donde solo se realizan un montaje y un desmontaje para toda la corrida de la capa.

Estos montajes y desmontajes hacen que el trabajo con este método no sea continuo, lo que es un inconveniente añadido a la pérdida de rendimiento por los tiempos sin producción. Sin embargo, se puede obtener un trabajo continuo si se dispone de dos agregados, de forma que cuando uno termina un panel, el segundo puede estar ya preparado para comenzar la explotación del contiguo.

Por otro lado, la influencia en el rendimiento de los tiempos de montaje y desmontaje será menor cuanto mayor sea la dimensión del panel. Esta viene determinada por la altura entre plantas y por el buzamiento, lo que impide su elección a priori. No obstante, cuando se puedan explotar dos plantas seguidas, se obtendrá una importante mejora del rendimiento, ya que se eliminan un montaje y un desmontaje. Además, esto permite que un segundo agregado comience a trabajar en el panel contiguo, cuando el primero pase la planta intermedia, ya que el

mineral producido por el segundo taller puede ser evacuado por esta planta intermedia mediante contraataques dados desde una galería al muro de la capa.

El hecho de que se realice un montaje y un desmontaje en cada panel, cuyo ancho varía entre 40 y 60 m, explica que el método presente ventajas frente a otros cuando la corrida de la capa no sea larga. Esto es así gracias a la sencillez del montaje, al menos comparado con el de frente largo, y gracias también a que, con muy pocos paneles, se amortizan los trabajos de trazado de galerías de servicio y de la primera chimenea, ya que los trabajos de montaje y desmontaje en cada panel van incluidos dentro de la explotación del mismo.

De este modo, corridas del orden de 180 m, pueden ser aprovechables con este método.

4.4.1 Ejecución de la primera chimenea

El primer paso para la explotación con agregado ANSCHA, es la realización de una chimenea según la dirección de la máxima pendiente de la capa, que servirá como pozo de evacuación del carbón y como

circuito de entrada de la ventilación. Esta chimenea es normal realizarla de arriba hacia abajo, lo que dificulta su ejecución, ya que se debe hacer con explosivo, cargando después el mineral y extrayéndolo por la galería de cabeza.

Para evitar esto, se intenta calar un sondeo que después se franquea a 400 mm de diámetro y que sirve como pozo de evacuación. A continuación se realiza sobre la galería de pie una tolva y se comienza la bajada del pozo.

Esta chimenea no va a actuar como borde de hundimiento, por lo que no es necesario utilizar llaves para su fortificación, sin embargo, si la capa es propensa a fenómenos gaseo-dinámicos, se debe tener especial cuidado en la protección de los laterales.

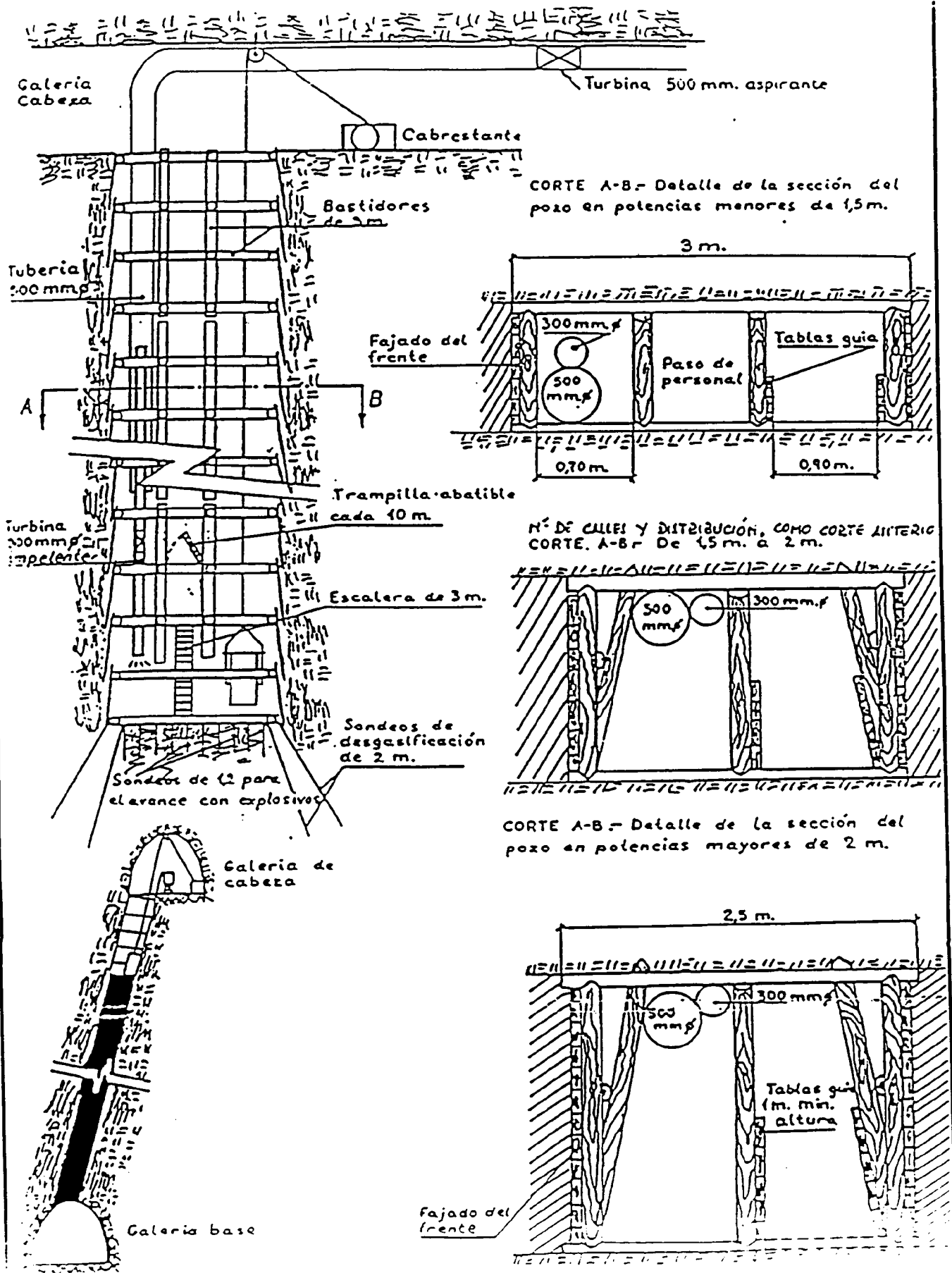
El pozo está dividido en dos secciones, una para la bajada del carbón y otra para el paso de personal, con trampillas de rejilla abatibles cada 10 m, para evitar la caída de costeros permitiendo el paso de la ventilación.

Cuando la potencia de la capa es pequeña, se ensancha la chimenea y se separa en tres secciones, para poder instalar en la nueva sección la turbina de 500 mm de diámetro de ventilación secundaria y el

difusor que son necesarios durante la realización de la chimenea.

En la figura que se acompaña, se detalla la disposición de los elementos durante la realización de la chimenea junto con las modificaciones que se harán cuando varíe la potencia de la capa, para el caso de que no se disponga de sondeo de gran diámetro, y en la figura siguiente se representan esquemas de tiro dependiendo de la potencia de la capa. Las otras figuras se refieren al caso en que si se disponga de sondeo de gran diámetro. Los distintos trabajos se harán siguiendo las normas que vienen a continuación.

POZO DESCENDENTE



CORTE A-B.- Detalle de la sección del pozo en potencias menores de 1,5 m.

N.º DE CILINDROS Y DISTRIBUCIÓN, COMO CORTE ANTERIOR CORTE A-B.- De 1,5 m. a 2 m.

CORTE A-B.- Detalle de la sección del pozo en potencias mayores de 2 m.

Galeria Cabeza

Turbina 500 mm. aspirante

Cabrestante

Bastidores de 3 m

Tubería 500 mm

Fajado del frente

Trampilla abatible cada 10 m

Turbina 500 mm aspirante

Escalera de 3 m.

Sondeos de desgastación de 2 m.

Sondeos de 2 para el avance con explosivos

Galeria de cabeza

Galeria base

3 m.

300 mm
500 mm

Paso de personal

Tablas guía

0,70 m.

0,90 m.

300 mm
300 mm

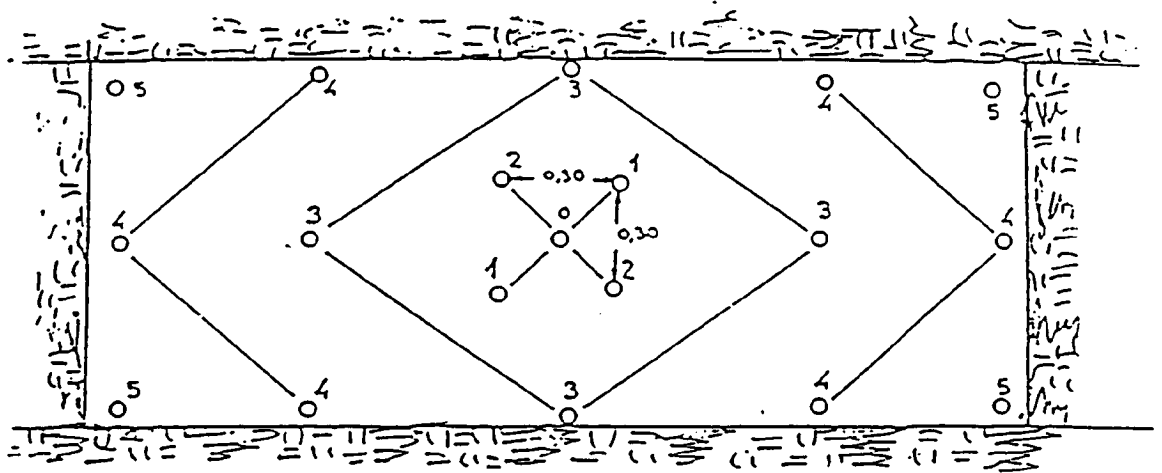
2,5 m.

300 mm
300 mm

Tablas guía (m. mín. altura)

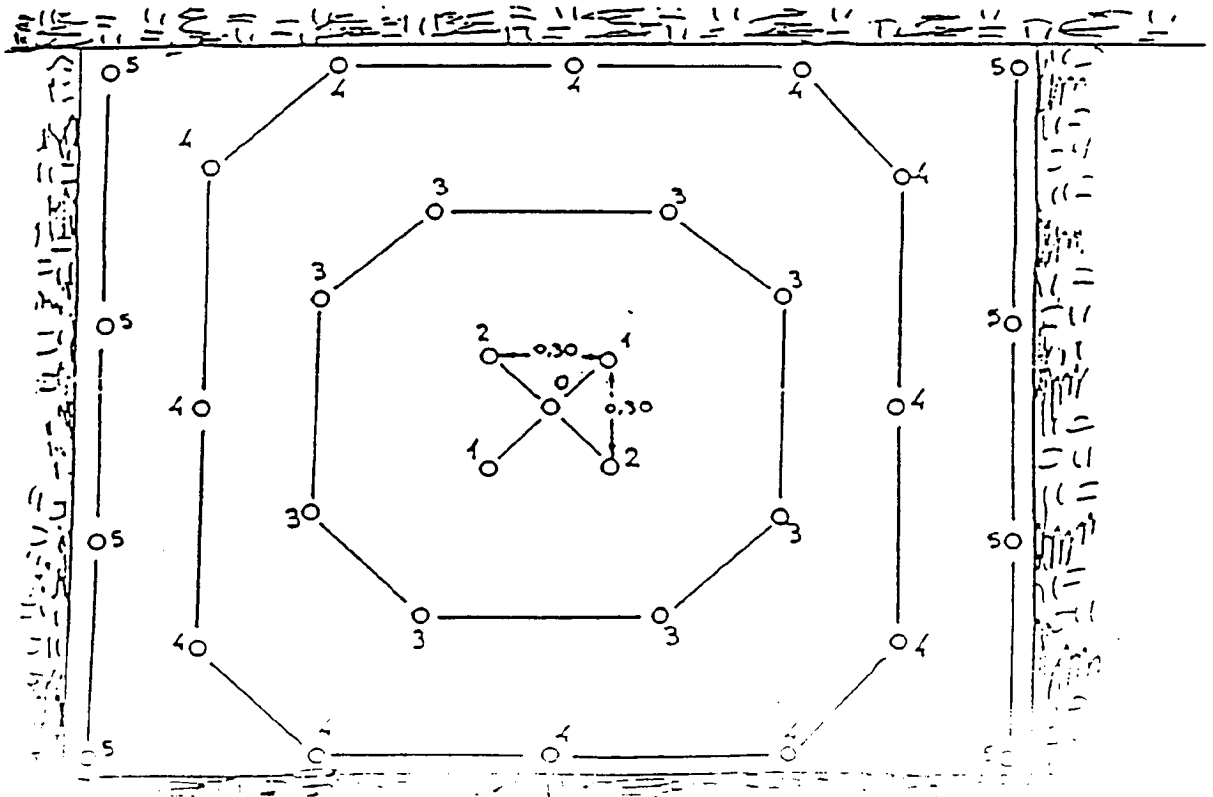
Fajado del frente

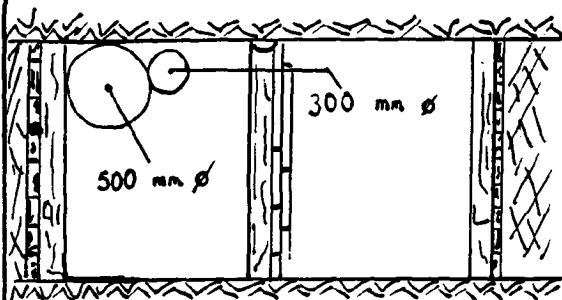
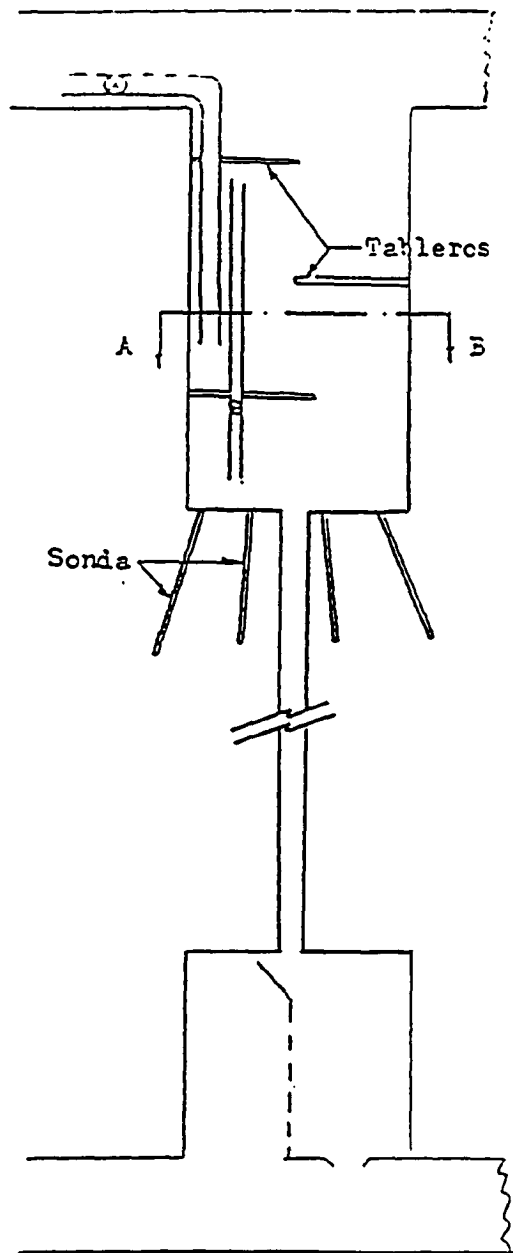
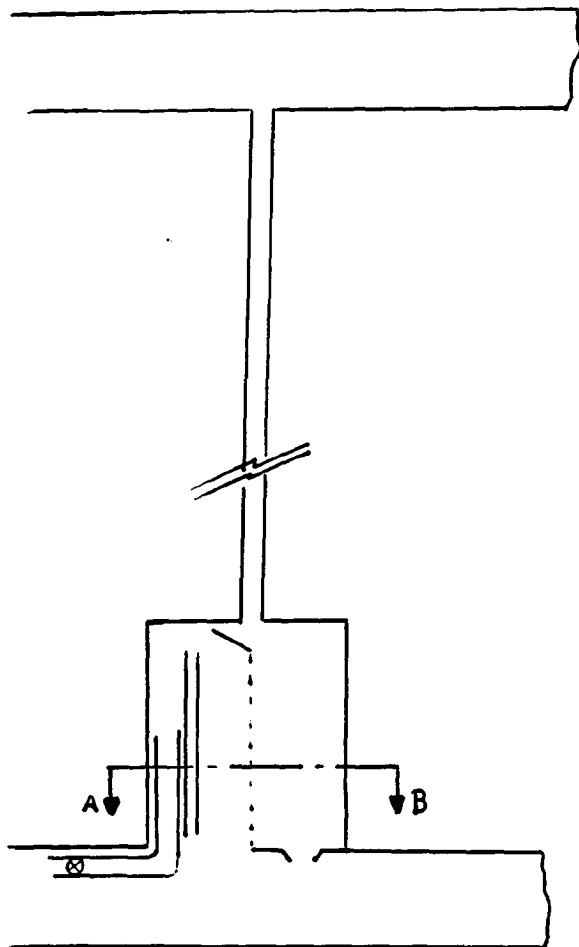
NORMA SOBRE REALIZACION DE POZOS DESCENDENTES



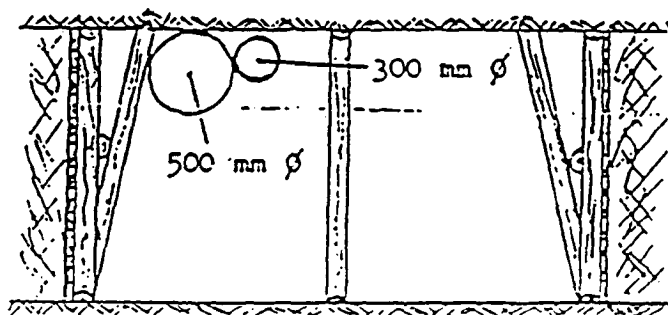
El atacado se hará con explosivo de seguridad nº 20, depositándolo en el fondo del barreno y microrretardo.

El número de cartuchos para un barreno de 1,20 m, será de 4. Los números que figuran al lado de los barrenos indican el microrretardo correspondiente.

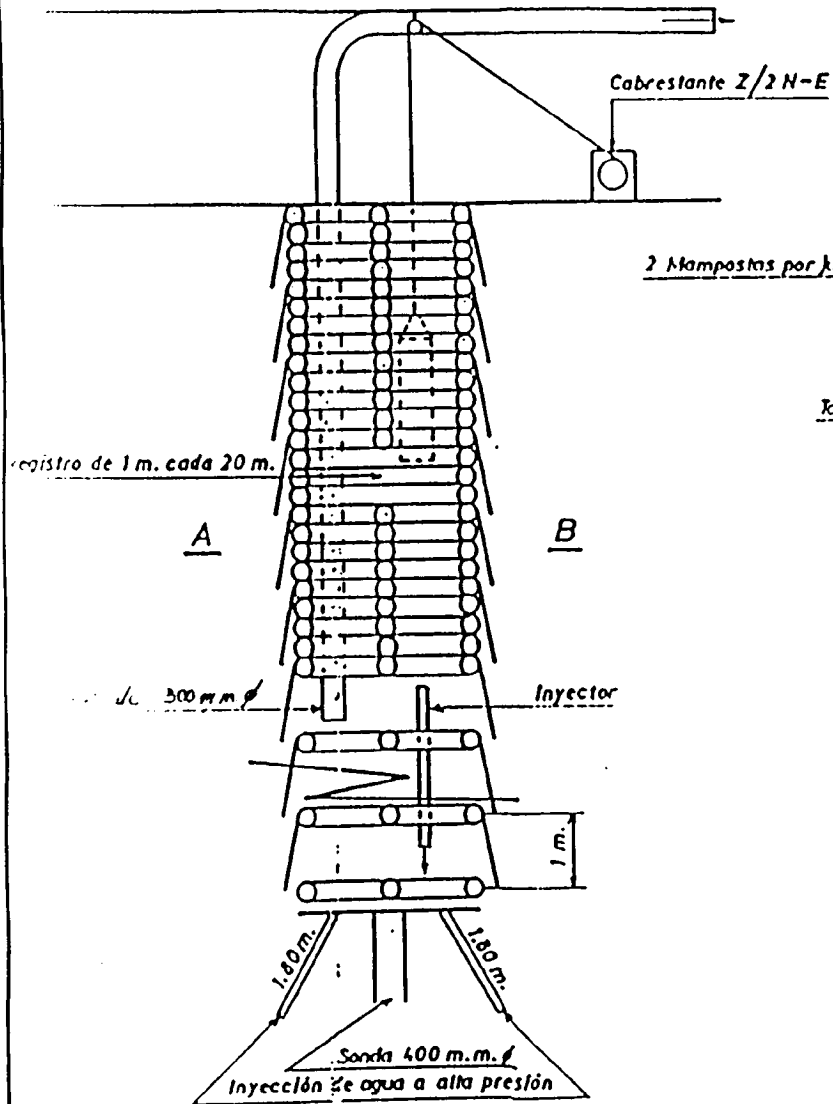




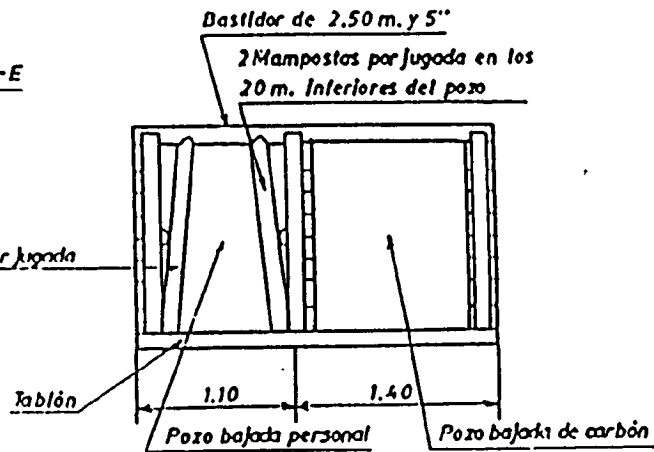
Sección A - B



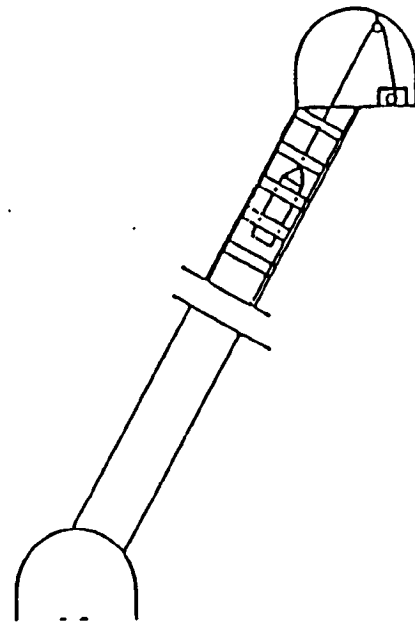
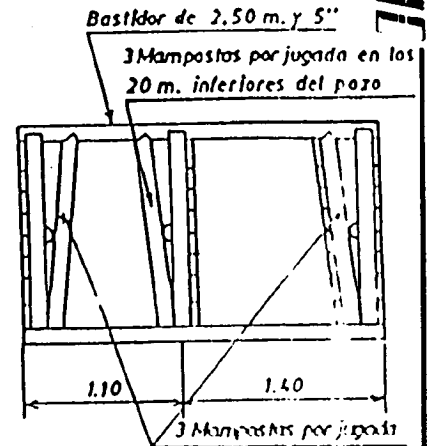
Sección C - D



Corte A-B: Detalle de la sección del pozo en potencias menores de 1.50 m.



Corte A-B: Detalle de la sección del pozo en potencias mayores de 1.50



Normas de sondeo previo para el cale. por franqueo posterior de chimeneas

1. Se estudia el punto más adecuado, en función de los datos disponibles de la capa en explotaciones superiores y del reconocimiento en el avance de galería.
2. Se instalan tuberías de ventilación aspirante e impelente, de aire comprimido y de agua en el lugar adecuado, se quita el cuadro y se franquea lo necesario para la colocación de la máquina.
3. Se coloca la máquina y se nivela.
4. Se postea la máquina, se coloca un tubo y sobre él se monta el trépano.
5. Se prepara la bocarrampa de cargue a vagones de los detritus producidos por el sondeo.
6. El panel de mandos se coloca como mínimo a 5 m de la máquina y en dirección a la salida.
7. Se dispondrá de vagones vacíos suficientes para cargar los detritus, a medida que avanza el sondeo.
8. Una vez realizado lo anterior y comprobado que el

lugar está libre de materiales que dificultan el movimiento y que se dispone de todos los equipos de seguridad, se comienza el sondeo.

9. El sondeo se refrigera con aire, permaneciendo el personal alejado durante la perforación de cada tubo, al final de cada tubo se toman muestras de detritus, grisú y CO comprobando también que el varillaje se desplaza perfectamente. En caso de que el contenido en grisú sea superior al 2,5% se para el sondeo alejándose del mismo.
10. Cuando la máquina pierde el ritmo normal y los detritus señalan la presencia de roca, la refrigeración se hace con agua para evitar el calentamiento y la posible formación de CO.
11. En el caso de que el avance quede parado por estar el trépano completamente en roca, se procederá a retirar el varillaje y colocar el tricono para atravesar la zona de roca.
12. Una vez calado el sondeo, en la galería de cabeza se quita el trépano o tricono y se procede a retirar el varillaje y máquina.

Medidas de seguridad para los trabajos con máquinas para sondeos de gran diámetro.

1. El personal que maneja las perforadoras, así como los mandos responsables de las mismas, deberán tener mascarilla protectora contra el monóxido de carbono. El equipo dispondrá así mismo de grisúmetro y de detector de óxido de carbono.
2. No se instalará ninguna sonda sin disponer de red de agua en su emplazamiento y cierta cantidad de arcilla.
3. Se deberá comprobar el estado del varillaje cuidadosamente, en especial las roscas de los extremos de los tubos. Aquellos que la tengan defectuosa no deberán ser empleados.
4. Los sondeos en roca se darán siempre con agua.
5. Los sondeos en carbón, siempre que las características de éste lo permitan, se darán con agua.
6. Durante la perforación se observará cuidadosamente la evacuación de detritus. De ser ésta inferior a la correspondiente al diámetro perforado, se deberán extremar las precauciones para evitar el atasco de la sonda, reduciendo el avance y la

velocidad de rotación y comprobando la salida del aire por la boca del taladro.

7. Caso de producirse el atasco de la sonda, si sale aire por la boca del sondeo, se podrá intentar desatascarlo subiendo y bajando lentamente el varillaje, deteniendo el movimiento de rotación. Se observará cuidadosamente la temperatura de los detritus y, si se observa calentamiento, se refrigerará con agua. Una vez recuperados los valores normales, puede continuarse el sondeo.
8. Si no es posible desatascar el sondeo ni extraer el varillaje, se refrigerará con agua, tanto si se pretende continuar la labor como si se abandona. En todos estos casos, aunque el sondeo se desatasque, debe de emplearse agua.
9. Durante las operaciones enumeradas anteriormente, se reconocerá periódicamente el grisú y el óxido de carbono por el vigilante del equipo o por la persona responsable del mismo.
10. Todo sondeo que no se ha calado en el relevo o que por dificultades en la extracción del varillaje obligue a detener el trabajo de la sonda, se taponará en su parte inferior con arcilla en una

longitud de al menos 50 cm, taponando asimismo el extremo del varillaje que deberá quedar desacoplado del cabezal de la máquina y sujeto por la mordaza de ésta. Se hará periódicamente en los restantes relevos el reconocimiento del grisú y del óxido de carbono en tanto que no se termine el sondeo.

11. Al continuar perforando nuevamente el sondeo anterior, el vigilante del equipo reconocerá la labor antes y después de quitar los tapones de arcilla. Si en este reconocimiento se acusara la presencia de óxido de carbono todo el equipo se colocará la mascarilla protectora, tapando nuevamente el sondeo tal como se indica anteriormente, retirándose el personal y dando conocimiento inmediato a sus superiores.
12. Durante la jornada de sondeo, el vigilante reconocerá la labor con detectores para el grisú y el óxido de carbono, así como a la terminación de la misma y antes de colocar el tapón de arcilla.
13. Una vez efectuado el cale del sondeo y establecida la ventilación, si el sondeo se ha efectuado en carbón, o haya sido cortado este cuando el sondeo sea roca, se efectuará el reconocimiento del óxido de carbono y de grisú en la parte superior del mismo, continuando haciendo de manera periódica

estos reconocimientos, en tanto no se haya retirado la totalidad del varillaje.

14. Diariamente se deberán anotar en un libro registro de sondeos, las anomalías que se presenten durante la ejecución de los mismos.

Norma de bajada del pozo

Calado previamente el sondeo de gran diámetro, se operará como se expone a continuación:

- Se avanzará 1 m, y se postea de cuadro con bastidor al techo y tablón al muro
- Cada 2 m de avance se dan dos sondeos con barrena helicoidal de 1,80 m de longitud y 45 mm de diámetro inyectando a alta presión.
- Se llevará un difusor al frente y turbina y tubería aspirante de 300 mm de diámetro.
- En cada cuadro se protegerán los laterales hasta el frente.
- Se colocarán tableros de protección en zig-zag cada 7,5 m.

- A una distancia de 15 m, como mínimo, se bajará colocando el posteo definitivo que consiste en postear de cuadro entre los colocados, de forma que las mampostas queden pegadas.
- Se llevará escalera en el auxiliar clavada al tablón del muro.
- El personal del frente trabajará con cinturón de seguridad.
- Cuando el pozo tenga 10 m se instalarán genéfonos para comunicarse con la galería.

4.4.2 Trabajos de montaje

El complejo de escudo se monta en la planta de cabeza y se desmonta en la de base. Por ser períodos no productivos se ha de tratar de reducirlos al máximo, de forma que mientras un complejo realice el arranque de un panel, el otro haga el desmontaje y montaje del panel adyacente, para lo que hay que contar con equipo entrenado en estas labores.

La disposición de la sobreguía de montaje y sus

dimensiones se determinan de acuerdo con las condiciones minero-geológicas concretas. El campo de trabajo en cuanto a la potencia de la capa está entre 0,7 y 1,3 m por lo que en potencias inferiores es necesario franquear el techo o el muro. El avance del frente del nicho de montaje no suele ser mayor de 4 a 6 m respecto a la colocación de las pilas, es decir, se va realizando el montaje de las pilas a la vez que se realiza el avance del nicho; para su laboreo se inyecta agua a presión por seguridad. Los cuadros metálicos deben estar bulonados por encima de la grapa, lo que permite quitar el poste para introducir las pilas.

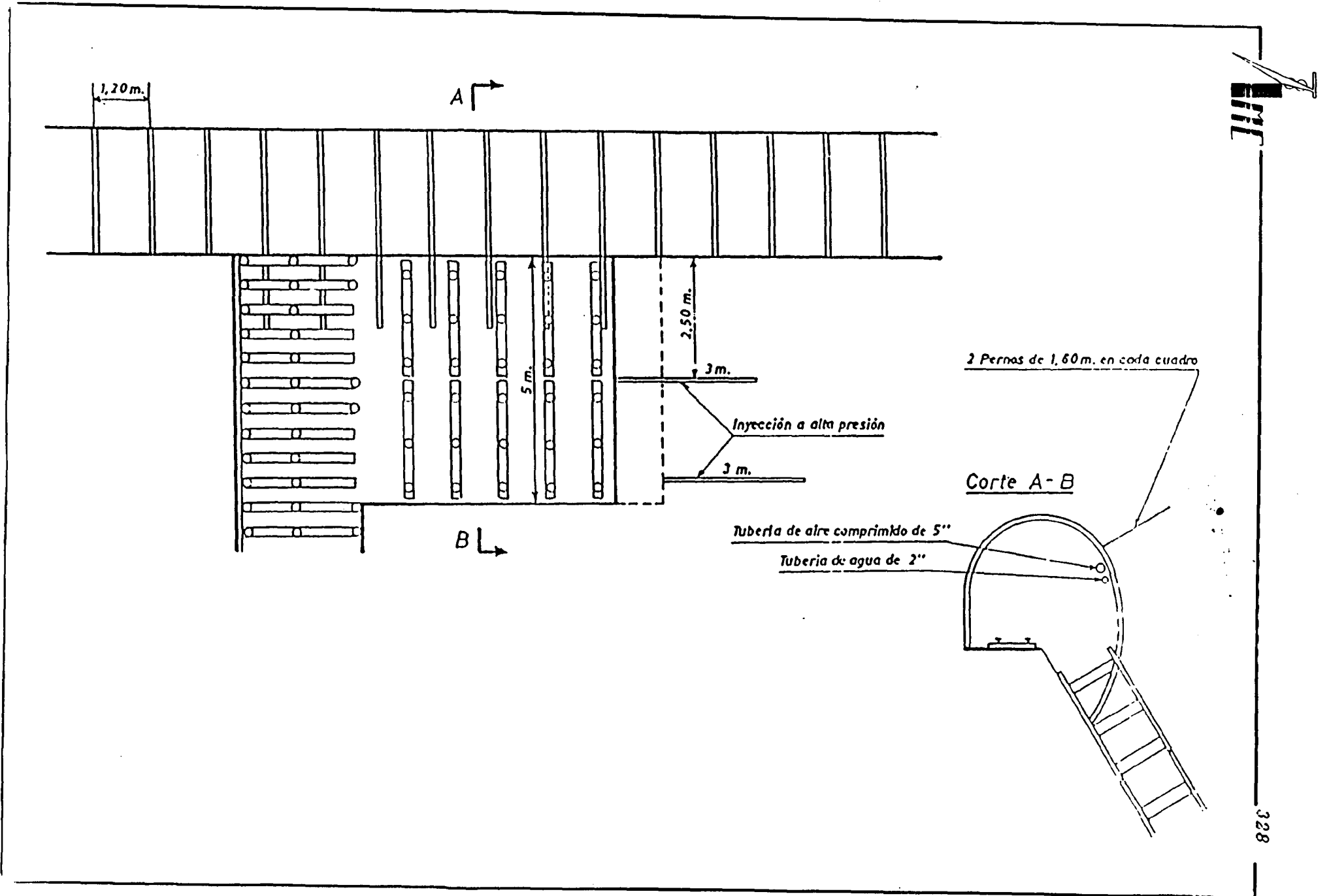
Una vez realizado el avance de un mínimo de cuatro calles de despile de montaje, se coloca el motor y reductor, que se sujeta con mampostas hasta que se introduce la primera pila y se soporta con el gato de avance. Cuando se han podido colocar dos vigas, se empieza a transportar el carbón mediante el cepillo-transportador.

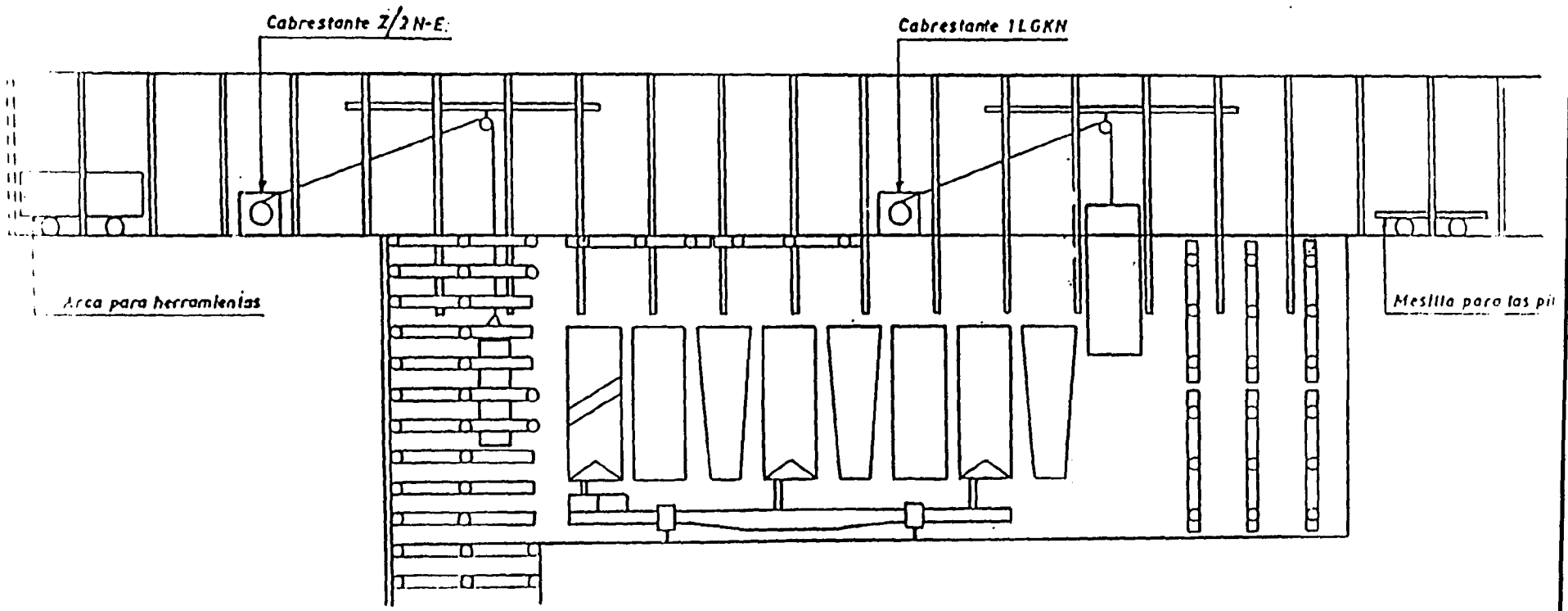
La pila se transporta hasta la galería de cabeza en mesillas, se coloca en una pila de abarcón y se suspende mediante un polipasto neumático. Se colocan dos grilletes, y mediante el polipasto se gira, y el cable de cabrestante permite deslizar según la pendiente, se quitan las mampostas en al paso de la

pila, se desciende hasta situarse en la posición adecuada. Se realizan las conexiones mecánicas con las anteriores y a continuación la conexión hidráulica y apriete de la misma. Se postea el tramo comprendido entre el montaje y la galería.

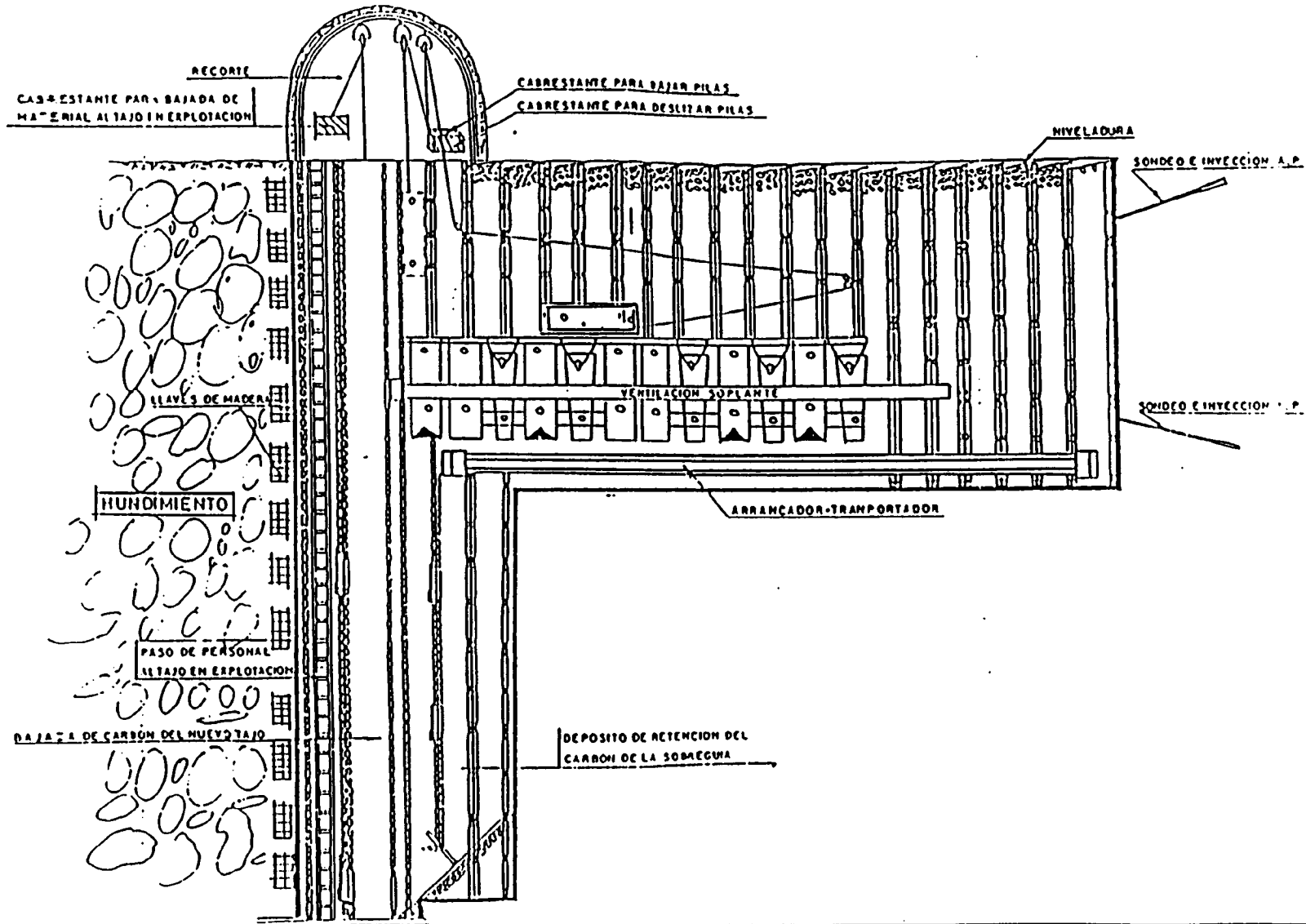
Para la colocación de la viga hay que tener colocadas dos secciones, se quita un falso eslabón, para cortar la cadena del cepillo y sujetando el polipasto en una mamposta colocada en el vértice del despile se lleva la cabeza hasta el extremo, dejando espacio suficiente para la viga. Se baja esta quedando suspendida del polipasto y se une con la viga anterior; se colocan los carros, la cabeza de reenvío y los bulones de sujeción.

En la figura que se acompaña se observa el esquema según el cual se ejecuta la sobreguía de montaje, y en la siguiente se muestra como se monta el complejo cuando se lleva galería de cabeza en capa. La otra figura corresponde al caso de estéril al muro con recortes.





MONTAJE DE UN COMPLEJO ANSCHA



7
M
E

En las normas siguientes se detallan los trabajos de ejecución de la sobreguía y de montaje del complejo.

Norma de ejecución de la sobreguía de montaje para el complejo ANSCHA

1. Previamente al avance del martillo picador se dará un barreno de 3 m de largo para inyectar agua a alta presión. La posición en cada calle se dará alternativamente, a 2,5 m de la galería o en la rasante de la sobreguía.
2. El posteo será de chulana a 1 m.
3. A medida que se avanza se van colocando las zancas a los cuadros metálicos.
4. La evacuación del carbón se efectúa hacia el pozo de bajada.
5. Se coloca un difusor al frente y tubería y turbina aspirante de 300 mm de diámetro.

Normas para el montaje del complejo ANSCHA

1. Antes de transportar la entibación al pozo es necesario:

- *Tapar las entradas de los latiguillos.*
- *Tapar todos los agujeros de los elementos hidráulicos.*
- *Traer numeradas las pilas por orden de colocación, para su traslado en ese orden.*

2. El transporte se realiza en mesillas especiales de forma que puedan viajar en jaula a la planta de cabeza. La estación de bombeo se baja a la planta base.

3. En la galería se debe disponer de:

- *Un apartadero donde se situarán las mesillas con las pilas y demás vagones con materiales.*
- *Cabrestante para la descarga e introducción de las pilas al taller.*
- *Viga unida a los cuadros metálicos para colgar la polea.*
- *2 poleas.*
- *2 polipastos de 6 t para mover las pilas.*

- 2 estemples hidráulicos para sujeción de poleas o polipastos.

- 1 arca conteniendo las herramientas y accesorios.

4. Una vez avanzadas 5 calles de la sobreguía, se procede a colocar 3 pilas. El montaje se va a efectuar de forma que en un relevo se metan 3 pilas y queden siempre dos calles libres al frente.

5. Antes de colocar cada pila se procederá a quitar la línea de mamostas y las zancas correspondientes, previamente se comprobará el estado del techo por si fuese necesario colocar algún cuadro para sujetarlo.

6. Se bajarán en primer lugar los componentes necesarios del cepillo-transportador en mesillas de madera.

7. Se procederá a colocar la pila nº1 de forma que quede 1 m del frente de carbón.

8. Se conecta el bloque de válvulas de la pila a la manguera y se tapona por la parte opuesta, la salida del bloque. Se lleva el empuje de la pila hasta la presión de trabajo. Previamente a esta

operación se debe tener instalada la estación de bombeo en la galería de base y las mangueras de presión y retorno por la chimenea de montaje.

9. Análogamente se colocan las demás pilas procediendo a su unión sucesiva y realizando el apriete de cada una de ellas.
10. Una vez colocadas las pilas se procede al montaje de la parte del cepillo-transportador correspondiente, con el fin de realizar el transporte de carbón de la sobreguía hacia la chimenea, para ello hay que ir desplazando sucesivamente la cabeza de retorno.
11. Una vez avanzada la sobreguía y montado todo el complejo, se procede al montaje del sistema hidráulico.
12. Se realiza el montaje del sistema de rociado y de la instalación de aire comprimido definitiva mediante dos mangueras de 65 mm de diámetro.
13. Se realiza una comprobación del montaje del sistema hidráulico, de rociado y neumático y se realiza el engrase de todas las unidades.

14. Se retiran todas las mampostas de las pilas y se recogen del frente todas las herramientas, accesorios y demás objetos utilizados durante el montaje.

4.4.3 Fase de explotación

Durante la explotación con el agregado se distinguen dos tipos de turnos, uno de arranque y otro de mantenimiento. Durante el turno de arranque hay un maquinista y un cargador en la galería de base. Al principio del relevo, el maquinista recibe el complejo del relevo anterior, conociendo cuantas incidencias se hayan producido.

Durante el arranque, el maquinista del complejo se encuentra junto al tablero de mando del cepillo-transportador y del traslado de la entibación. El ayudante del maquinista colabora en el mando del cepillo-transportador a lo largo del tajo, en el traslado del complejo y en la eliminación de todas las posibles faltas que se puedan producir.

El cargador realiza el cargue del carbón en los

vagones, lleva el registro del carbón, mantiene la limpieza bajo las compuertas y se comunica con el maquinista por si se produce encolamiento.

En el turno de mantenimiento se realiza el sostenimiento de la nueva chimenea en formación, el suplemento de las pilas que lo necesiten, reparación y tabicado del coladero para favorecer la ventilación y mantenimiento mecánico del complejo.

El descenso de los materiales al taller se realiza por la chimenea en preparación, por su sector de carga, por medio de una canoa o skip apoyándose en el muro de la capa. El torno normalmente empleado es de pequeña potencia de 8 CV, 425 kg de peso, 1.000 kg de fuerza de elevación y 0,5 m/s de velocidad, accionado por un motor de engranajes, dispuesto para dos sentidos de giro. Para la seguridad del personal que trabaja en el sostenimiento, va equipado con freno manual y freno de seguridad de "hombre muerto".

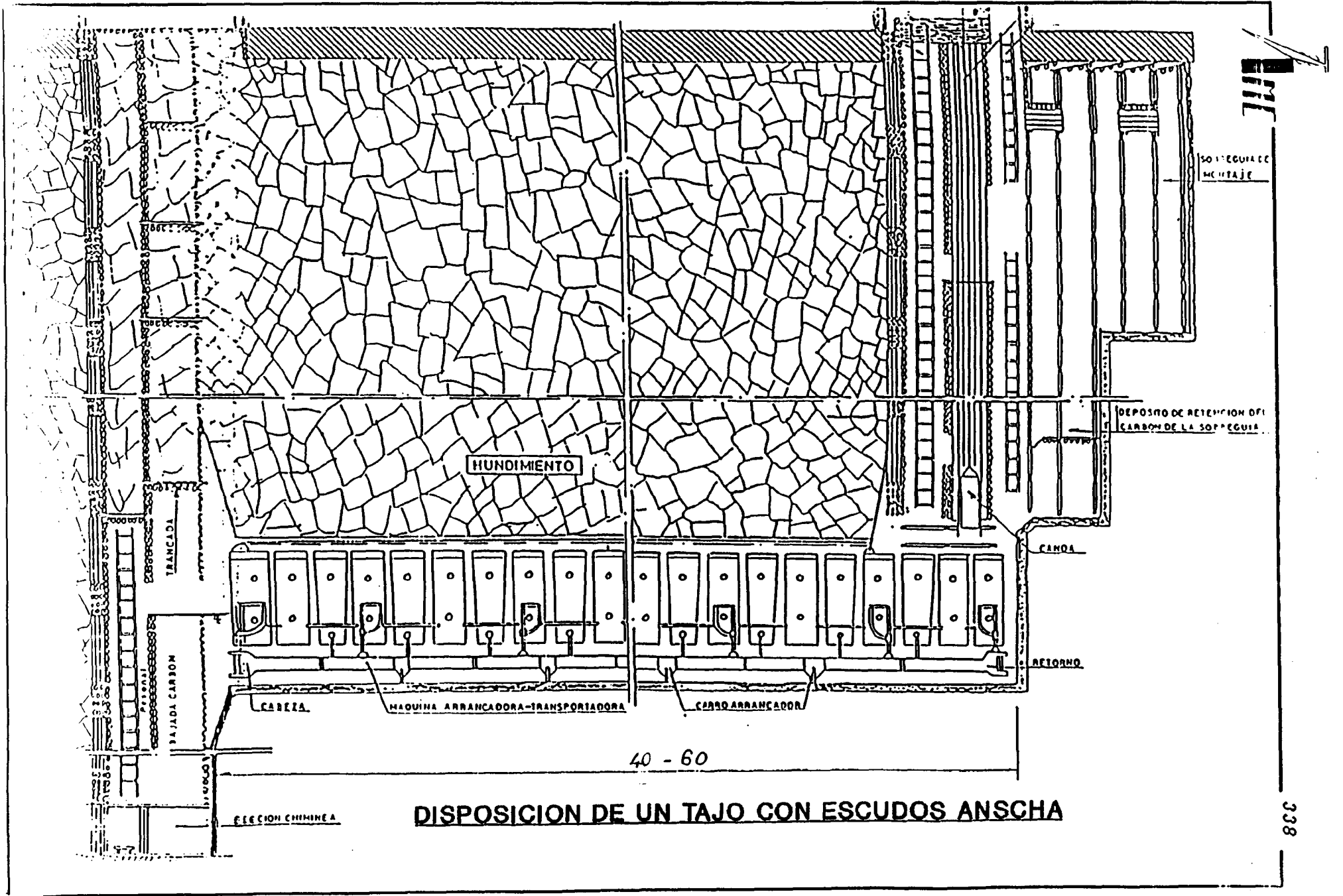
Cuando la potencia de la capa disminuye de 0,7 m y la resistencia al corte de los hastiales es menor de 200 kg/cm², es necesario socavar los hastiales con el cepillo-transportador. Cuando la resistencia al corte de los hastiales es mayor de 200 kg/cm², el arranque de los hastiales del techo o del muro se

realiza con martillo picador. Cuando los hastiales son de mayor resistencia o existen grandes potencias de intercalaciones de roca en la capa, el arranque se realiza con perforación y explosivos.

Cuando la potencia de la capa aumenta más de 1,3 m es necesario utilizar paquetes de cuadradillos de madera, con sección 0,2 x 0,2 m, por encima del sombrero de entibación. Los cuadradillos se ajustan con cable flexible o agarraderas especiales. Cuando la potencia de la capa es de 1,6-1,8 m, es necesario utilizar alargaderas elaboradas en el pozo. La extracción del carbón del techo se realiza con martillos picadores. En los casos en que la potencia de la capa cambie tanto que haga imposible la explotación del agregado en los límites del panel, es necesario el desmontaje del mismo.

En la figura se observa la disposición de los elementos en el tajo durante la explotación, para el caso en que se lleve galería de cabeza en estéril con recortes. La figura siguiente se refiere al caso de galería en capa y en ella se muestran las llaves para la sujeción del relleno que se vierte bajo la galería para la protección de ésta.

En la siguiente norma de explotación se matiza la realización de los distintos trabajos.



DISPOSICION DE UN TAJO CON ESCUDOS ANSCHA

Norma de explotación con complejo ANSCHA

Para el avance de los 10 primeros metros del tajo:

1. Cada 2,50 m de avance de la entibación se posteará. A partir de este punto se comenzará a bascular escombros según avanza la entibación hasta conseguir tener 5-10 m de escombros detrás, que bajará con ella y servirá de colchón para el hundimiento.
2. A continuación se hará una fila de llaves de 2,50 x 1,25 m separadas 1 m a la altura de la última fila de mampostas, procediendo a rellenar esos 10 m superiores.
3. Inmediatamente detrás de la explotación se realizará una fila continua de llaves en el pozo de bajada de carbón y, en el pozo de bajada de personal, se colocarán puertas cada 10 m que permitan que la ventilación recorra el frente de arranque y que impida la caída de costeros.
4. La nueva chimenea en formación, se bajará posteando de la misma forma que la primera, teniendo que hacer además llaves de 2,50 x 1,25 m separadas 1 m con una fila continua de mampostas, con el objeto de proteger la chimenea del hundimiento.

5. *Es necesario que los 3-4 primeros ciclos se trabaje con carga reducida, observando los niveles, fugas, juntas, etc y realizando una revisión y apriete de todas las uniones.*
6. *El mando del cepillo-transportador lo realiza el maquinista y su ayudante. Antes de la puesta en marcha deben asegurarse que no está situada ninguna persona en el cepillo-transportador.*
7. *El ciclo de extracción de una franja de carbón, consiste en el arranque del carbón del techo y su transporte pasando a continuación al muro, trasladado de las pilas auxiliares y posteriormente de las principales.*
8. *Antes de abandonar el lugar de trabajo hay que desconectar los motores del cepillo-transportador en el tablero de mando y cerrar la alimentación del agua y aire comprimido en la galería.*
9. *En el caso de que la potencia de la capa supere puntualmente la potencia máxima de 1,30, se colocarán entre el sombrero y el techo piezas de madera sujetas por el dispositivo.*
10. *Si la potencia de la capa se sitúa por debajo de 0,70 m, o la capa llevase una intercalación de*

roca, se utilizarán explosivos.

11. El carbón se evacua por la chimenea, cargándose en la galería de base a vagones.

4.4.4 Trabajos de desmontaje

Cuando queda un macizo de carbón de 7 m de protección de la galería de base, no se desplaza la entibación para que una vez desmontado el cepillo se tenga el espacio suficiente para que las pilas puedan desplazarse por el frente.

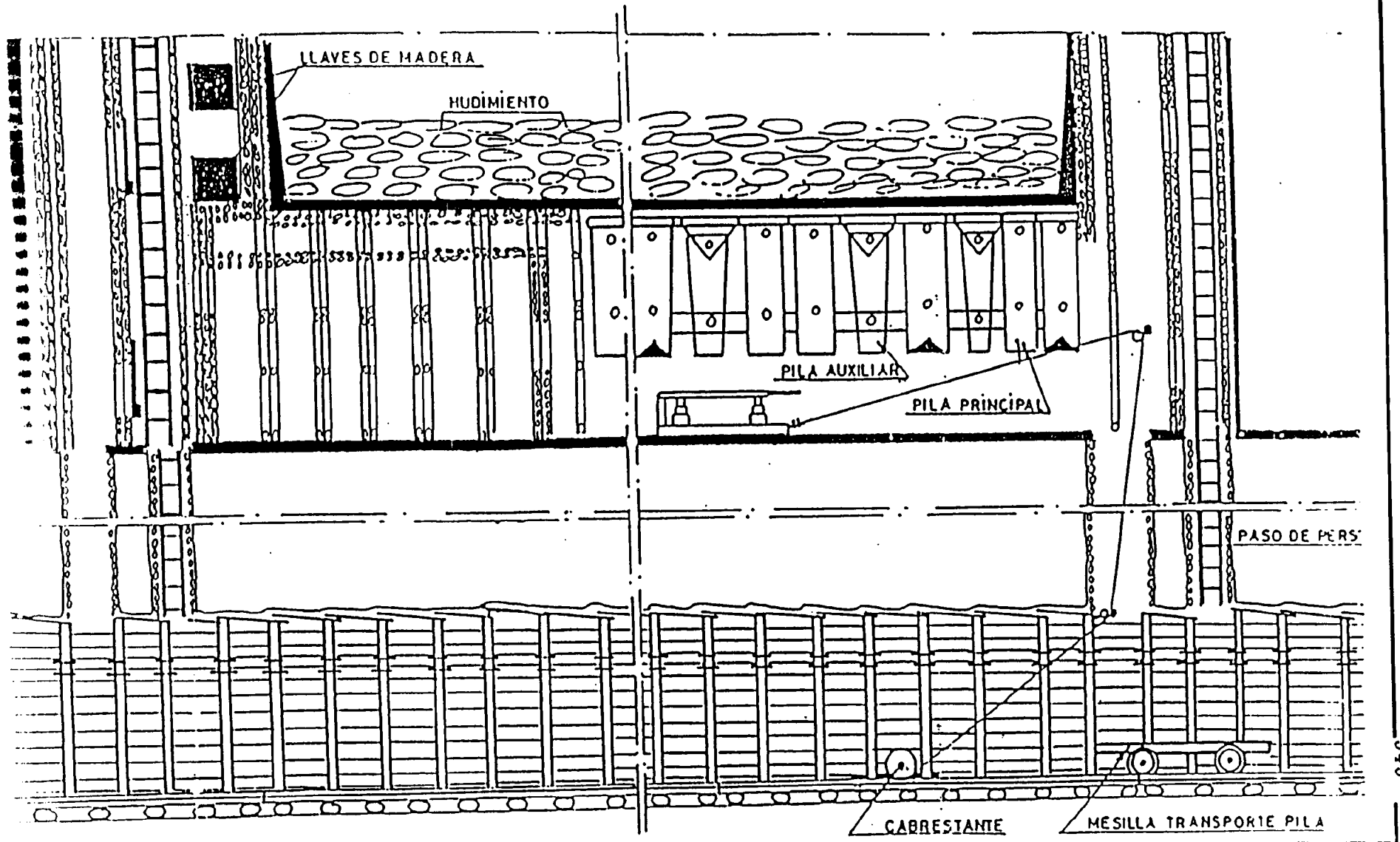
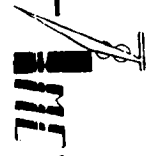
Se sueltan los bulones que unen los mandiles a las pilas final y mandil posteándolos convenientemente. Se quita la bocarrampa y se postea el coladero hasta el complejo de forma que quede una calle libre de 1,5-2 m y de 0,9 m de potencia. Se sitúa el cabrestante en la galería de base. las poleas de fijan al techo con pernos anclados. Se desmontan y se sacan de la galería de base los carros y la cadena de tracción, la cabeza final y la viga de dirección del cepillo-transportador motor y reductor. Se quitan los sistemas de rociado y de alimentación neumática y parte del sistema hidráulico. Simultáneamente se termina el nuevo

pozo comunicándolo con la galería de base. Se desmontan las pilas nº 1 y 2 para poder iniciar el montaje del siguiente panel, por tener estas pilas unas dimensiones distintas a las demás. Cuando el nuevo pozo está preparado, se comienza a bajar las pilas nº 40, 39, 38 y 37 que están en el mismo pozo. La nº 36 tiene el mandil ya suelto, siendo necesario sacarlo previamente, para lo cual se debe postear en toda su longitud, empiquetando lo necesario.

Para el desmontaje del resto de las pilas, se coloca un freno y un contrafreno, sujetando los piquetes de la pila anteriormente desmontada y por entre ambos se van introduciendo piquetes por detrás, hasta apoyar en el cercado siguiente; para facilitar el paso de los piquetes, se desplaza un poco la pila. Una vez que está en el frente, la pila se desplaza por medio del cabrestante y se baja hasta la galería. Se postea el hueco dejado por la pila y se sujeta el hundimiento mediante longarinas.

La disposición de los distintos elementos durante el desmontaje viene detallada en la figura siguiente.

DESMONTAJE DE UN COMPLEJO ANSCHA



Los trabajos en esta fase se llevarán de acuerdo con la siguiente norma

Norma para el desmontaje del complejo ANSCHA

1. Se instala en la galería de base el cabrestante y las poleas necesarias para la extracción del complejo.
2. La última franja a extraer corresponde a una posición del frente a la altura de los contraataques. En esta última franja no se procede al traslado de la entibación, con el objeto de crear un espacio por donde transportar las pilas.
3. Se realiza el desmontaje del cepillo-transportador completo y se procede a su traslado a la galería cargándolo en mesillas para su transporte.
4. Se realiza el desmontaje del sistema de rociado, de alimentación neumática y la parte del sistema hidráulico no relacionada con los estemples de las pilas.
5. Se comienza el desmontaje de las pilas empezando por la sección mandil en el orden siguiente:

- Antes de proceder al desmontaje de cualquier parte, en contacto con el hundimiento, se etiquetará convenientemente para evitar su movimiento.
- Se desengancha el mandil del extremo.
- Se desengancha el enlace de la sección mandil con la vecina.
- Se desconectan los latiguillos de los bloques hidráulicos de la sección vecina.
- Se realiza el asiento de la pila, colocándole en posición de transporte, cerrando con tapones los agujeros del bloque hidráulico.
- Se engancha el cable al bastidor de la pila, situándolo en el frente.
- Se transporta la pila mediante el cable del cableante por debajo de la entibación, hasta el contraataque de bajada a la galería.
- Se procede al posteo del hueco dejado por la pila.

- Se desmontan sucesivamente todas las pilas cargándolas en mesillas, para proceder a su transporte.

4.4.5 Organización

La característica principal que condiciona la organización de los trabajos de explotación con el agregado ANSCHA, es el hecho de tratarse de un método discontinuo, con tres fases diferenciadas de explotación, montaje y desmontaje. Tras la explotación de cada panel, se procede al desmontaje del complejo en la galería de pie, y tras sacarlo al exterior para su revisión se vuelve a montar en la galería de cabeza para la explotación de un nuevo panel.

Si solo se dispone de un complejo el método es discontinuo, pero se puede obtener una producción continua cuando se dispone de dos agregados, de modo que, cuando uno finaliza la explotación de un panel, el otro está ya montado para comenzar la explotación del panel contiguo. De este modo se superponen los trabajos de desmontaje, revisión y montaje de un agregado con el trabajo de explotación del otro, logrando una producción continua.

Para que ninguno de los agregados se encuentre detenido, lo ideal sería que el período improductivo fuera igual de largo que el productivo, lo que no es así ya que la explotación viene a durar del orden del doble que la fase de desmontaje y montaje. Además estos períodos son muy variables dependiendo de las condiciones geológicas. No obstante, esto tiene la ventaja de que nunca se pierde la continuidad en la producción.

Estos datos se refieren a paneles con longitud del orden de 75 a 80 m, en cuyo caso el período improductivo es del orden de la tercera parte del total, lo que influye negativamente en el rendimiento. Para reducir la influencia de los tiempos de montaje y desmontaje en el rendimiento, se debe intentar explotar paneles tan largos como sea posible. Sin embargo, la longitud del panel viene determinada por la altura entre plantas y el buzamiento de la capa, lo que no deja ningún margen de maniobra para su elección.

Únicamente cuando se puedan explotar dos plantas seguidas, se logrará conseguir una mejora del rendimiento, ya que entonces el tiempo improductivo se reduce a la sexta parte del total, aproximadamente. Además, no será necesario esperar a que un complejo finalice su panel para que empiece a trabajar el siguiente, ya que se pueden dar contraataques desde la planta intermedia a la chimenea en formación, una vez

que el primer complejo ha pasado este nivel, para evacuar por ellos el mineral producido por el segundo agregado, que podrá comenzar la explotación en ese momento.

Si se dispone de un tercer complejo, puede comenzarse su montaje en otro nuevo panel, de modo que esté preparado para entrar en funcionamiento cuando el segundo pase la planta intermedia. Con esta organización, si bien no se logre evitar que cada complejo esté detenido desde que finaliza su montaje hasta que el que opera en el panel anterior pasa la planta intermedia, se consigue que siempre estén dos talleres en funcionamiento, obteniéndose una elevada producción.

Resulta así que, dependiendo del número de plantas que se puedan explotar seguidas y del número de complejos disponibles, se puede organizar de distintos modos la explotación de una capa.

Para cada uno de estos modos ocurrirá que, en ocasiones, no hay ningún taller en explotación, o bien puede ser que haya más de uno, por lo que interesa saber durante que fracciones de tiempo ocurre esto.

Para medir estos tiempos, se utiliza un ratio llamado de explotación, que vendrá dado por la suma de los tiempos de explotación dividida por el total del

ciclo.

$$Re = \frac{\text{tiempo total de explotación}}{\text{tiempo del ciclo}}$$

Este ratio podrá dar valores superiores a la unidad cuando haya momentos en que existen varios talleres en explotación. En concreto, para las organizaciones siguientes y considerando que la duración del montaje es la sexta parte de la explotación, con un recorrido normal, y que el desmontaje dura el doble que el montaje, se tienen los siguientes valores:

1) Un complejo y recorrido normal:

$$Re = \frac{2}{3} = 0,667$$

2) Un complejo y doble recorrido:

$$Re = \frac{4}{5} = 0,8$$

3) Dos complejos y recorrido normal:

$$Re = 1$$

4) Dos complejos y doble recorrido, sin extracción intermedia:

$$Re = 1$$

5) Dos complejos y doble recorrido, con extracción intermedia.

$$Re = \frac{8}{5} = 1,6$$

6) Tres complejos y doble recorrido, con extracción intermedia.

$$Re = 2$$

En las figuras que se acompañan se tiene una representación gráfica de estas organizaciones, fijándose en ellas la fase en que se encuentra cada complejo.

ORGANIZACION POR PANELES

AME

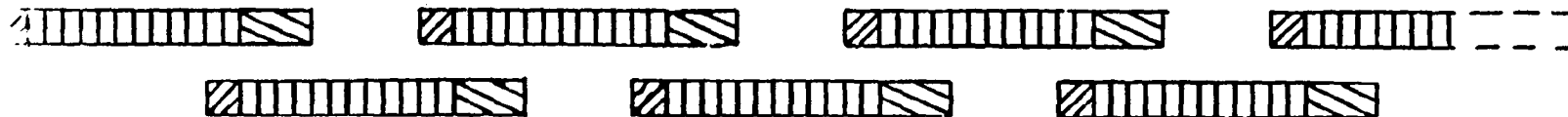
1º) UN COMPLEJO Y RECORRIDO NORMAL



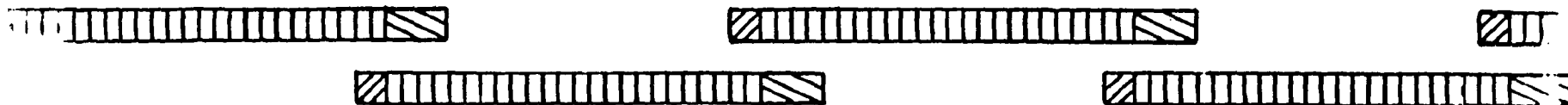
2º) UN COMPLEJO Y DOBLE RECORRIDO



3º) DOS COMPLEJOS Y RECORRIDO NORMAL



4º) DOS COMPLEJOS Y DOBLE RECORRIDO SIN EXTRACCION INTERMEDIA



CLAVE:

MONTAJE



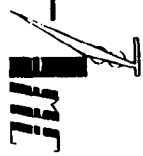
EXPLOTACION



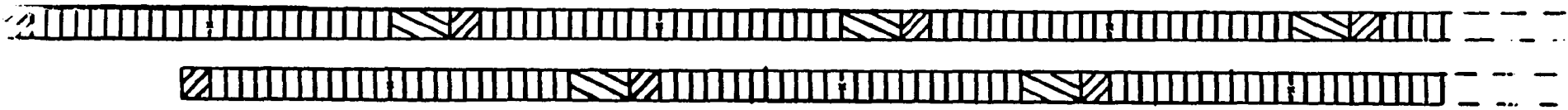
DESMONTAJE



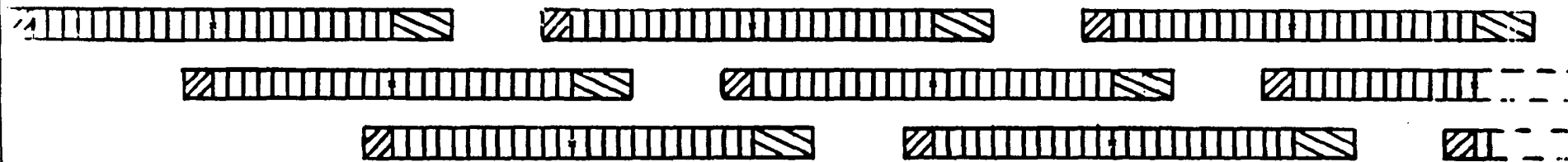
ORGANIZACION POR PANELES







2º DOS COMPLEJOS Y DOBLE RECORRIDO CON EXTRACCION INTERMEDIA



3º TRES COMPLEJOS Y DOBLE RECORRIDO CON EXTRACCION INTERMEDIA



CLAVE: MONTAJE  EXPLOTACION  DESMONTAJE 
PASO POR PLANTA INTERMEDIA 

Como se ve, al aumentar el número de complejos, aumenta el ratio de explotación, pero no lo hace proporcionalmente, ya que hay ocasiones en que algún complejo está detenido esperando a que el anterior termine para poder empezar a trabajar. Esto es lo que ocurre en los casos 3, 4 y 6.

Para medir esto se utiliza un ratio, que se llama de ocupación, R_o , y que vendrá dado por el tiempo en que cada complejo está ocupado en alguna de las fases (montaje, explotación y desmontaje), dividido por el tiempo total del ciclo:

$$R_o = \frac{\text{tiempo total de ocupación}}{\text{tiempo del ciclo}}$$

y que para los mismos casos anteriores, resulta:

1) Un complejo y recorrido normal:

$$R_o = 1$$

2) Un complejo y doble recorrido:

$$R_o = 1$$

3) Dos complejos y recorrido normal:

$$R_o = \frac{3}{4} = 0,75$$

4) *Dos complejos y doble recorrido, sin extracción intermedia:*

$$R_o = \frac{5}{8} = 0,625$$

5) *Dos complejos y doble recorrido, con extracción intermedia.*

$$R_o = 1$$

6) *Tres complejos y doble recorrido, con extracción intermedia.*

$$R_o = \frac{5}{6} = 0,833$$

En lo que se refiere a este ratio, los casos 1, 2 y 5 parecen ser los idóneos, ya que el o los agregados están siempre ocupados.

Sin embargo, hay ocasiones en las que no se puede comenzar la explotación porque aún no se ha montado el complejo, pese a que el panel correspondiente está preparado. Por ejemplo, en los casos 1 y 2 tras finalizar la explotación, el panel siguiente ya está preparado, pero aún ha de esperarse a que se desmonte y se monte en este nuevo panel.

Algo similar ocurre en el caso 5, en el que, al pasar el segundo complejo por la planta intermedia, el primero acaba de finalizar la explotación, por lo que aún habrá que desmontarlo y montarlo en el tercer panel antes de comenzar la explotación.

De este modo se produce un retraso que se evalúa por un nuevo ratio, y que será el cociente entre dicho retraso y la duración del ciclo, y que se llama ratio de retraso, R_r :

$$R_r = \frac{\text{tiempo total de retraso}}{\text{tiempo del ciclo}}$$

y que para los mismos casos anteriores resulta:

1) Un complejo y recorrido normal:

$$R_r = \frac{1}{3} = 0,333$$

2) Un complejo y doble recorrido:

$$R_r = \frac{1}{5} = 0,2$$

3) Dos complejos y recorrido normal:

$$R_r = 0$$

4) *Dos complejos y doble recorrido, sin extracción intermedia:*

$$Rr = 0$$

5) *Dos complejos y doble recorrido, con extracción intermedia.*

$$Rr = \frac{1}{5} = 0,2$$

6) *Tres complejos y doble recorrido, con extracción intermedia.*

$$Rr = 0$$

Este ratio nos da una idea de la continuidad, ya que si no se produjeran retrasos la producción sería continua. Efectivamente, los casos en que Rr se anula son aquellos en los que la producción es continua. En el caso 5, con $Rr = 0,2$ ocurre que en ocasiones hay dos talleres en explotación y en otras ocasiones sólo hay uno, por lo que, si bien siempre hay producción, esta no será totalmente continua. Por ello, se puede definir el ratio de continuidad, Rc , como:

$$Rc = 1 - Rr$$

Organización para cada panel

Hasta ahora hemos hablado de la organización de los distintos paneles. Veamos ahora la organización de cada panel que será distinta según la fase en la que se encuentre. El complejo puede trabajar a tres relevos. Uno de estos relevos es el llamado de mantenimiento o puesta a cero, durante el cual no se realiza arranque. Este relevo está formado por seis trabajadores, contando con un vigilante, tres trabajadores para el sostenimiento de la chimenea y dos para la reparación del pozo de evacuación.

Los demás relevos durante la fase de explotación, tienen como misión el arranque del mineral con el complejo, así como el desplazamiento de la entibación tras cada roza. Ambos relevos son iguales y están formados por un vigilante, un picador y un ayudante minero que realizan el mando del cepillo-transportador y el traslado de las pilas, y un encargado del cargue a vagones en la galería de base que estará en comunicación con el taller por si se producen encolamientos.

Durante la fase de montaje, dos relevos tienen como misión el avance de la sobreguía, y están formados por un picador y un ayudante. El tercer relevo está formado por cuatro trabajadores dedicados al montaje de las pilas, pudiéndose incluir también un vigilante.

Para la fase de desmontaje los tres relevos son iguales, incluyendo siempre un vigilante y tres trabajadores dedicados a desmontar las pilas y empujar para sujetar el hundimiento.

Durante la ejecución de la primera chimenea se trabaja a tres relevos, con un vigilante y dos trabajadores para el avance del posteo inicial, incluyéndose en uno de los relevos dos trabajadores más para realizar el posteo definitivo.

En los cuadros siguientes se indica la organización empleada en las distintas fases, incluida la ejecución de la primera chimenea, y la organización para la marcha normal.

Montaje	<i>Avance sobre guía</i>	4	2	2	
	<i>Montaje pilas</i>	4			4
TOTAL		11	3	3	5
ARRANQUE 15-20 m PRIMEROS	<i>Vigilancia</i>	2	1	1	
	<i>Arranque y avance</i>	2	2		
	<i>Sostenimiento chimeneas</i>	2		2	
	<i>Revisiones y reparaciones</i>	2	1	1	
	<i>Cargue galería</i>	1	1		
TOTAL		9	5	4	
ARRANQUE RESTO DEL PANEL	<i>Vigilancia</i>	3	1	1	1
	<i>Arranque y avance</i>	4	2	2	
	<i>Sostenimiento chimeneas</i>	3			3
	<i>Revisiones y reparaciones</i>	2			2
	<i>Cargue galería</i>	2	1	1	
TOTAL		14	4	4	6
DESMONTAJE	<i>Vigilancia</i>	3	1	1	1
	<i>Empiquetar y desmontar</i>	9	3	3	3
TOTAL		12	4	4	4
CHIMENEA	<i>Vigilancia</i>	3	1	1	1
	<i>Avance</i>	6	2	2	2
	<i>Posteo definitivo</i>	2	2		
TOTAL		11	5	3	3

ARRANQUE	<i>Vigilancia</i>	3	1	1	1
	<i>Arranque y avance</i>	4	2	2	
	<i>Sostenimiento chimeneas</i>	4			4
	<i>Revisiones y reparaciones</i>	2			2
	<i>Cargue galería</i>	2	1	1	
TOTAL		15	4	4	7
MONTAJE SIGUIENTE PANEL	<i>Avance sobre guía</i>	4	2	2	
	<i>Montaje pilas</i>	4			4
TOTAL		11	2	2	4
DESMONTAJE PANEL ANTERIOR	<i>Vigilancia</i>	3	1	1	1
	<i>Empiquetar y desmontar</i>	9	3	3	3
TOTAL		12	4	4	4

4.5 RESULTADOS DE EXPLOTACION

Los resultados de explotación alcanzados en España por el complejo ANSCHA, se corresponden con los paneles ya deshullados en el Pozo San Antonio de HUNOSA y con los que se están iniciando en el Pozo San Nicolás de la misma Empresa.

A continuación se presentan los valores alcanzados en la explotación de tres paneles concretos sobre las capas Jacoba y Turca, observándose que se han obtenido resultados de distinto valor, función fundamentalmente de las características geológicas del panel explotado y, de manera muy importante, de las zonas estrechas que ha sido necesario superar mediante el empleo de explosivos.

	Capa Jacoba		Capa Turca
	<u>1^{er} Panel</u>	<u>2^o Panel</u>	<u>1^{er} Panel</u>
Potencia media (m)	1,5	1,5	1
Longitud panel (m)	40	40	40
Altura panel (m)	106	106	95
Producción día (tb/día)	127	80	171
Jornales/día	23	19	27
Rendimiento tb/jornal	5,5	4,2	6,3

En el Pozo S. Nicolás, sobre la capa 11, se han programado y, en principio, obtenido de manera sostenida los siguientes resultados:

	<u>Capa 11</u>
Potencia media (m)	1,3
Longitud panel (m)	60
Altura panel (m)	180
Producción día (tb/día)	250
Jornales/día	34
Rendimiento tb/jornal	7,4

Estos resultados, en capas con carbón blando o fácilmente derrabable y sin estrechones por debajo de la potencia mínima del complejo que hagan necesario el disparo, parecen perfectamente conseguibles.

Los ensayos hasta ahora realizados en España permiten establecer las siguientes conclusiones:

- Los resultados que se obtienen con el complejo de mecanización integral ANSCHA, son superiores a los de una rozadora convencional en condiciones de explotación normales.
- La calidad del yacimiento es factor clave para la obtención de los resultados esperados.

- Así mismo inciden de manera importante la altura y longitud de los paneles.

Alturas pequeñas provocan frecuentes montajes y desmontajes, con una carga importante de jornales improductivos del orden, como media, de 375 en cada operación.

- El sistema se ha demostrado muy seguro para explotar capas de fuerte pendiente y susceptibles de presentar fenómenos-gaseodinámicos.
- El hundimiento del techo no ha causado problemas especiales en la marcha de los trabajos.
- Es factible el suplemento con madera de las pilas, en zonas cuya potencia no es alcanzada por aquellas, aunque la operación produce una disminución del avance.
- El paso de estrechones se realiza con gran dificultad, dado que el equipo de arranque tiene poca capacidad para ello. Se hace necesario el empleo de explosivos.

HUNOSA, en un proyecto subvencionado por la C.E.E. y OCICARBON, está tratando de diseñar y probar un sistema de arranque que sustituya al original del

equipo. Se hace necesario estar al tanto de los progresos que al respecto se consigan, puesto que podría ser un complemento muy importante del complejo ANSCHA.

4.6 CARACTERISTICAS DEL COMPLEJO ANSCHA-M

Como se citaba al principio, existen dos equipos en la actualidad que trabajan bajo los mismos principios, en cuanto a método que se aplica, sistema de trabajo y resto de características.

En todo lo anterior se han descrito las operaciones correspondientes al equipo básico que es el comúnmente utilizado en España. No obstante, procede dar algunas características diferenciales del equipo ANSCHA-M que, fundamentalmente, difieren del anterior en las posibilidades de apertura, en cuanto a potencia de capa.

Sus datos más importantes son los siguientes:

TIPO	ANSCHA-M
Potencia de la capa a extraer (m)	1,2 - 2,2
Pendiente de la capa (°)	50 - 90
Carrera de ripado (m)	0,7
Anchura de la sección (m)	1
Resistencia de la entibación (KN)	142
Dimensiones de las secciones en posición de transporte (En mm):	
Longitud	2.525
Anchura	1.000
Altura	2.575
Para longitud de tajo de 40 m, peso en t	79

Recientemente la Unión Soviética, ha introducido algunas modificaciones, tanto del equipo básico como del ANSCHA-M, si bien las mismas se refieren exclusivamente a aspectos constructivos secundarios de las pilas, que en nada afectan a la descripción general realizada ni a la operatividad, como método de explotación, del sistema.

**5 - METODO DE EXPLOTACION POR FRENTE
INVERTIDO INTEGRAMENTE MECANIZADO.**

5 - METODO DE EXPLOTACION POR FRENTE INVERTIDO INTEGRAMENTE MECANIZADO.

Los métodos de explotación por frente invertido han sido ya descritos en el apartado 3 de explotación por rozadoras. En aquel sistema, el posteo de la zona de trabajo era con madera y el tratamiento del post-taller se hacía mediante relleno colgado.

El hecho de que una parte importante del trabajo a realizar tuviese que seguir siendo manual, hizo nacer diversos equipos que permitiesen una mecanización completa de la explotación, logrando que, tanto el arranque como el posteo, fuesen íntegramente mecanizados.

Este tipo de equipos, de seguir explotándose yacimientos verticales o con fuerte pendiente, deberán tomar elevada importancia, de ahí que se les dedique este apartado.

Dos son, hasta ahora, los complejos que han alcanzado un cierto grado de aplicación en las minas españolas. El primero, de origen español, es el denominado ASTURFALIA que, en esencia, está constituido por una rozadora (generalmente la H-1 de HUNOSA, aún cuando se ha explotado también con la rusa

Temp-1) y una entibación audodesplazable, formada por una serie de pilas individuales, unidas entre sí mediante una viga articulada.

El segundo se corresponde con el complejo mecanizado UCRAINA, de origen ruso, que está compuesto por la rozadora Poisk-2 de la misma procedencia y el entibado hidráulico mecanizado KGU, del que existen hasta tres versiones diferentes. En principio el sistema de sostenimiento correspondía a lo que ha dado en denominarse como de cadena flexible, en la que cada uno de los eslabones estaba constituido por una unidad de sostenimiento audodesplazable. Posteriormente, en su aplicación en España, se ha perdido, en parte, este concepto, al construir una viga articulada a la que se unen las pilas de la entibación.

El primero de los equipos, ha sido probado de manera continuada en los últimos años en los pozos de HUNOSA y también en Mina La Camocha de Minero-Siderúrgica de Ponferrada. En época reciente, esta Empresa ha tomado el liderazgo de aplicación del complejo, estando en estos momentos diseñándose entre la Empresa constructora y M.S.P. una tercera generación que, con importantes modificaciones con respecto a las dos anteriores, está muy cerca de ser el equipo óptimo que técnicamente mejor puede adaptarse a los complicados yacimientos verticales o semiverticales, en capas

estrechas, de Asturias Central o del resto de España.

El segundo equipo ha sido probado en menor grado que el anterior, realizándose un ensayo en Hullas del Coto cortes S.A. de un taller corto que, posteriormente, se ha complementado, introduciendo las modificaciones que la práctica anterior ha aconsejado, hasta disponer de un taller completo que, en breve, entrará en funcionamiento y del que podrán considerarse y realizarse extrapolaciones de los resultados que se alcancen.

En lo que sigue, se hace una descripción de los equipos aludidos, si bien, en cuanto a las rozadoras, al haber sido incluidas en el apartado 3, no se desarrollarán sus aspectos técnicos.

5.1 EQUIPO ASTURFALIA

5.1.1 Antecedentes

En el año 1.980, HUNOSA se planteó la necesidad de disponer de un equipo de mecanización integral para capas verticales.

En esa fecha, en el mercado mundial, no existía solución satisfactoria al reto planteado, ya que sólo se tenía conocimiento de las experiencias de la Troika alemana, de los equipos rusos KGU y ANSHA, y del Proyecto también ruso AK3.

En todos los casos, excepto el equipo ANSHA, la disposición era según el esquema clásico de aproximadamente máxima pendiente. En el caso ANSHA, el avance de la línea del frente es descendente, como ya ha quedado descrito en el apartado 4.

Estos complejos no habían trabajado en pendientes cercanas a 90° y su adaptación a los yacimientos españoles era discutible.

Por ello, se tomó la decisión de desarrollar, sin desdeñar las experiencias antes mencionadas, un equipo que se adaptara lo más posible a las condicio-

nes cambiantes de nuestros yacimientos verticales, cubriendo un espacio lo más amplio posible de sus reservas, y que pudiera aprovechar la máquina de arranque, desarrollada igualmente por HUNOSA, como es la rozadora H-1, que estaba probada con éxito.

Para todo ello se contó con la colaboración de la Empresas alemanas WESTFALIA-LÜNEN (GEW) y de la española MACKINA WESTFALIA, con las que HUNOSA firmó, en Junio de 1,981, un acuerdo de colaboración que permitió el proyecto y construcción del primer equipo de fortificación del complejo ASTURFALIA.

5.1.2 Definición y descripción del complejo

Se utiliza el nombre genérico de ASTURFALIA para designar un conjunto de entibaciones distintas que reúnen características comunes y que tienen, además, un mismo origen, que es el acuerdo de cooperación técnica entre HUNOSA, MW y GEW.

Todas ellas tienen la serie de características comunes que a continuación se describen.

Verticalidad

Es una entibación para capas verticales. Todos los modelos tienen la capacidad de trabajar en capas con inclinación hasta 90°, aunque pueden no ser las condiciones idóneas de funcionamiento para alguno de ellos en particular. Otros incluso, han sido diseñados para trabajar en pendientes tan bajas como 40°, conservando la capacidad de llegar a 90°.

Relleno

Todas las ASTURFALIA están previstas para trabajar con relleno del post-taller, aunque la 2ª generación permite también hundimiento. Esta necesidad viene impuesta por la dificultad de hundir y mantener simultáneamente un buen control de los huecos producidos y tener también adecuadamente protegidas las galerías.

En las experiencias desarrolladas, se ha comprobado que el hundimiento llega a producirse, incluso con la presencia de relleno completo, hasta la galería, dependiendo mucho de la distensión previa del macizo. Pero este hundimiento, que siempre es parcial, tiene lugar de una manera progresiva con la condición de completar con relleno el hueco producido al reparar la entibación. De otro modo, la galería de cabeza,

podría llegar a no ser sostenible.

Máquina de arranque

Todas la entibaciones ASTURFALIA están provistas o han sido diseñadas para trabajar con rozadora. Para este fin, están dotadas de un sistema de guiado que deja bastante libertad a la máquina. Las rozadoras están dotadas también de un suplemento que les permite ser conducidas por el guiado.

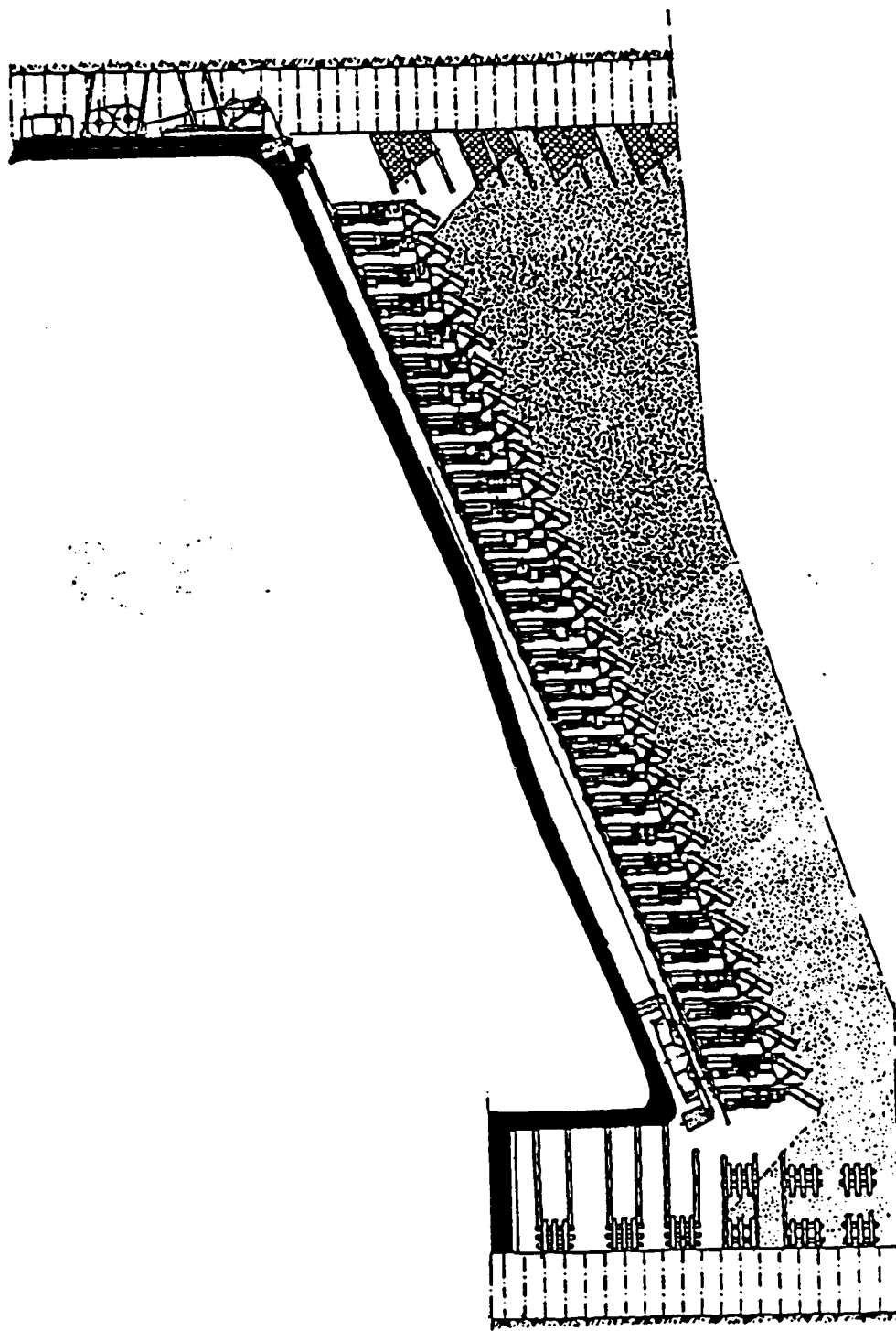
Hasta ahora, se ha utilizado casi siempre la rozadora H-1, de HUNOSA, con tambores de 650 mmØ y 800 mmØ, aunque también hay experiencias con la rozadora rusa TEMP-1, de menor potencia.

Transportador de tajo

El descenso del carbón por el frente, una vez rozado, se hace por gravedad. Dado que estas entibaciones trabajan en capas muy inclinadas, no se consideró necesario dotarlas de transportador, el cual no quedaría colocado en buena posición de trabajo. El lugar del transportador lo ocupa, en estas entibaciones, una viga articulada de un eslabón por pila. Esta viga tiene la misión de unir todas las pilas y dar solidez al conjunto. Simultáneamente, es el soporte del guiado de la rozadora. Vease la figura que se acompaña.

No se excluye, de todas formas, situar en el frente algún retardador mecánico, dado que uno de los principales problemas de este tipo de entibación es la excesiva velocidad que alcanzan los materiales que bajan por el frente.

EXPLOTACION POR FRENTE INVERTIDO
INTEGRAMENTE MECANIZADO



COMPLEJO MECANIZADO ASTURFALIA
EN EL TALLER DE ARRANQUE

Inversiones del frente

Estas entibaciones trabajan con frentes invertidos respecto a la línea de máxima pendiente, de modo que el relleno está colgado y pesando sobre las pilas. Esto tiene el beneficio añadido de evitar el derrabe del frente y limitar de algún modo la velocidad de bajada del carbón.

El grado de inversión va desde 8°-22° en las entibaciones A-I (35° máximo en el modo constructivo) hasta 15°-40° en las entibaciones A-II (50° máximo en el modo constructivo).

En esas condiciones de inversión, la conducción del conjunto según la dirección de la capa, sin que la entibación vaya descendiendo, es bastante más difícil que en tajos que van por la máxima pendiente.

Todas las pilas están dotadas de regulación de su inclinación respecto al frente, lo cual compensa lo anterior. Esto permite mantener la entibación en un margen de distancias adecuado respecto a las galerías.

Galerías de cabeza y de pie

No se requieren secciones especiales para el funcionamiento de estos equipos. Las habituales de 9 m² (2UA) son suficientes. Incluso en los montajes y desmontajes se funciona perfectamente con las secciones indicadas. Las convergencias que se presentan después del paso del taller no son muy acusadas, e incluso llegan a ser menores que las de una explotación de testers.

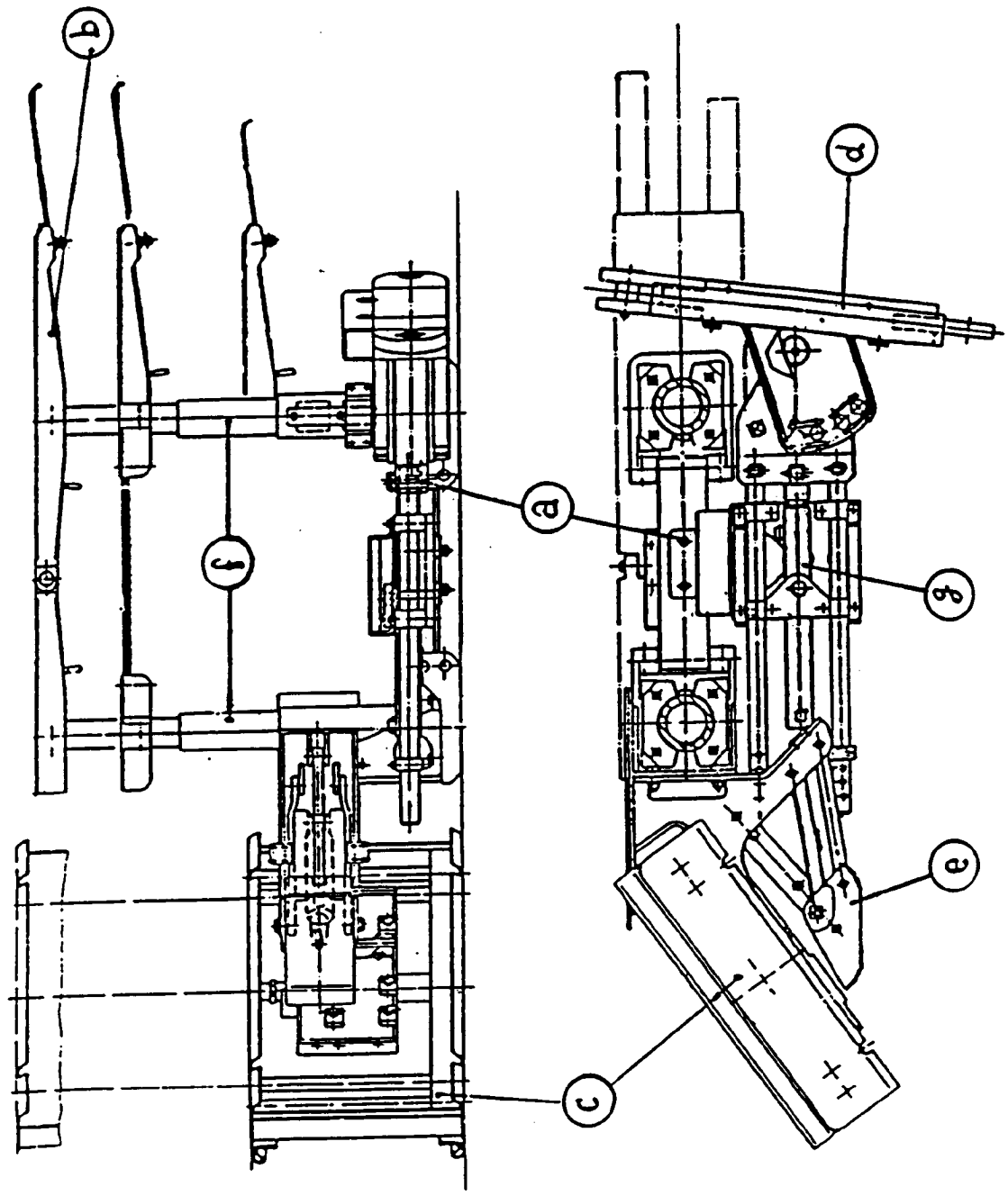
Peso de los equipos

Las pilas de la entibación ASTURFALIA nacieron con la intención de ser equipos ligeros. A medida que se han ido poniendo condiciones y buscando más y mejores características, esta ligereza se ha ido perdiendo hasta llegar a los 6.000 kg que pesa cada unidad de la segunda generación.

Estructuración de las pilas

El esquema constructivo de las pilas se observa en el gráfico que se acompaña, donde las letras designan lo siguiente:

- a - Bastidor de muro o estructura principal.*
- b - Bastidor de techo.*
- c - Tabique telescópico de contención del relleno.*
- d - Viga delantera, que enlaza con las pilas adyacentes.*
- e - Patín de apoyo sobre la pila inferior.*
- f - Dos estemples y un cilindro del tabique.*
- g - Un conjunto de ripado de un solo cilindro.*



5.1.3 Generaciones y tipos de entibación ASTURFALIA

Hasta el momento actual, han existido dos generaciones de entibación distintas, probadas en mina. De la primera se pueden distinguir hasta tres tipos diferentes, en función de las sucesivas modificaciones que se han realizado sobre el equipo base.

Las primeras pruebas en mina se realizaon en el Pozo Sotón de HUNOSA, dando lugar a algunas variaciones que se introdujeron en los equipos probados en los Pozos Fondón y Samuño de la misma Sociedad.

Con posterioridad se utilizó otro equipo, tras una nueva modificación del diseño, en el Pozo Polio.

Toda esta generación ha recibido el nombre genérico de A-I y a la misma pertenecen las pilas adquiridas por M.S.P. para su Pozo de La Camocha y las que están trabajando en la mina Datai de China.

A principios de 1.986, HUNOSA redactó el pliego de especificaciones que debería reunir una nueva generación de ASTURFALIA, en función de los resultados de las distintas pruebas realizadas en mina. Se recogían en él las conclusiones y modificaciones necesarias que surgían de la experiencia habida con las entibaciones de Sotón, Fondón y Samuño.

Ello dio lugar al diseño de la segunda generación, denominada A-II, de la que se probaron 15 unidades en el Pozo María Luisa de HUNOSA.

Más recientemente, recogiendo todas las experiencias existentes, se ha diseñado una tercera generación, A-III, que patrocinada en este caso ya por Minero Siderúrgica de Ponferrada, está en fase de construcción y, por tanto, todavía no ha sido probada en mina.

La denominación de las generaciones y tipos de entibación existentes hasta la fecha, son las siguientes:

Primera generación A-I

- . A-I-0 Prototipo de Pozo Sotón.
- . A-I-1 Entibaciones de Pozo Fondón, Samuño, Camocha y Datai (China).
- . A-I-2 Entibación de Pozo Polio.

Segunda generación A-II

- . Probada en Pozo María Luisa

Tercera generación A-III

- . En diseño y construcción.

A continuación se realiza una breve descripción de cada generación y tipo, destacando fundamentalmente aquellos puntos que fue necesario corregir, al menos en parte, en las siguientes ediciones que se hicieron.

5.1.3.1 Entibación A-I-0

Es la que se ensayó en el Pozo Sotón. Es también la más ligera y la de menor techo cubierto. En la figura que se acompaña puede verse como era este tipo de pila.

Sus rasgos distintivos eran:

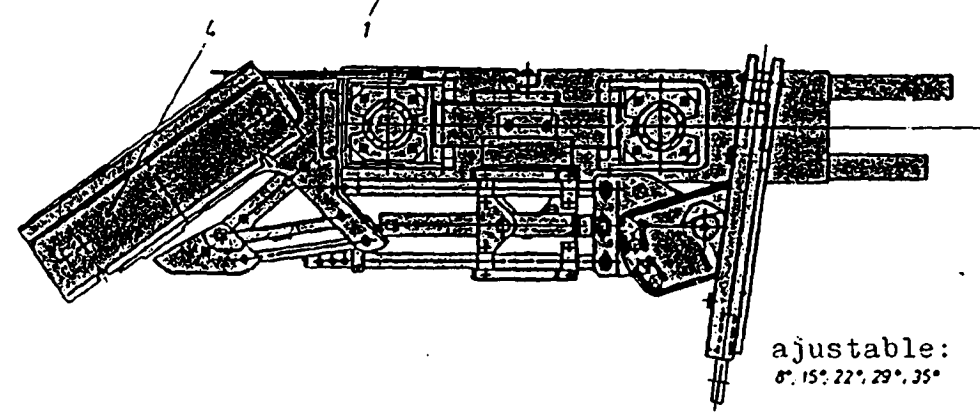
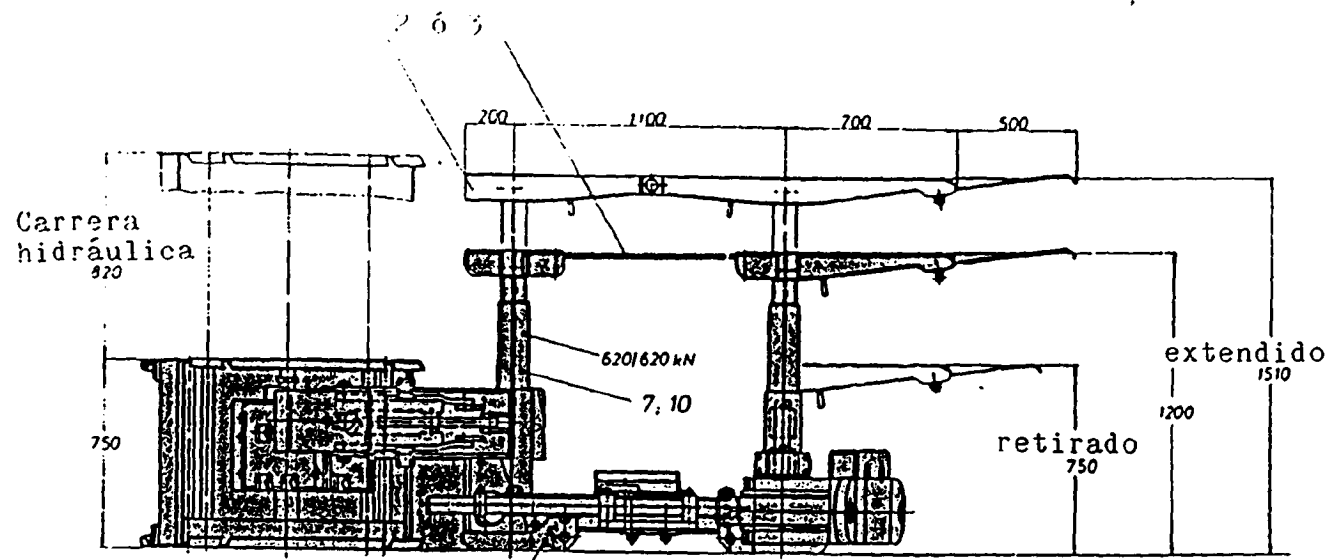
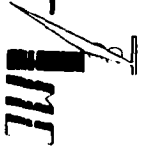
- La rozadora no iba guiada.*
- El tabique de relleno se reveló corto por lo que entraban materiales procedentes del post-taller.*
- El bastidor de techo tenía un voladizo delantero corto.*
- Existían ballestas planas en el muro, que se revelaron bastante sensibles a las irregularidades.*

- Los prolongadores de los estemples eran de colocación complicada. De hecho casi no llegaron a usarse.

- La carrera de ripado era de 500 mm.

- La hidráulica era de mando directo. Existían muchos latiguillos de pila a pila.

Con independencia de estos aspectos negativos, la prueba en conjunto fue un éxito y animó a continuar con nuevas experiencias, resolviendo, al menos en parte, los problemas apuntados.



En el prototipo probado se introdujeron unas modificaciones mínimas, aconsejadas por la práctica en mina, continuando probándose el complejo en el Pozo Sotón. Las características esenciales, tanto del primer prototipo como del modificado, son las siguientes.

NOMBRE: A-I-0

- 1. PESO: 1983/2.000 kg**
- 2. LONGITUD PILA: 3.300 mm**
- 3. LONGITUD VIGA: 1.212 mm**
- 4. CARRERA RIPADO: 500 mm**
- 5. RANGO DE INVERSION (TEORICO): 8°/32°**
- 6. RANGO DE INVERSION (PRACTICO): 15°/18°**
- 7. RANGO DE APERTURA (mm): PILA: 750/1.510;
TABIQUE: 750/1.550**
- 8. FUERZA EN LOS ESTEMPLES: 528/620 KN**
- 9. PRESION DE PUESTA: 315 Bar; P. DE DESLIZAMIENTO: 380**
- 10. % TECHO RECUBIERTO: 40%**
- 11. % MURO RECUBIERTO: 20%**
- 12. ROZADORA: TEMP-1. Posteriormente, H-1 (sin guiar)**
- 13. Nº DE PILAS: 37**
- 14. PROBADO EN: SOTON. CARBONERO M^{de} LUISA.**
- 15. CARACTERISTICAS DISTINTIVAS %**
 - Mando hidráulico directo. Bastidor de techo corto y tabique de relleno insuficiente.**
 - Prolongadores de colocación lenta.**
 - Ballestas de muro planas.**

NOMBRE: A-I-0 (Modificada)

1. PESO: 2.350 kg
2. LONGITUD PILA: 3.770 mm
3. LONGITUD VIGA: 1.212 mm
4. CARRERA RIPADO: 900 mm
5. RANGO DE INVERSION (TEORICO): 8°/35°
6. RANGO DE INVERSION (PRACTICO): 18°/22°
7. RANGO DE APERTURA (mm) PILA: 750 / 1.510;
TABIQUE: 750/1.550
8. FUERZA EN LOS ESTEMPLES: 528/620 KN
9. PRESION DE PUESTA: 315 Bar; P. DE DESLIZAMIENTO: 380
10. % TECHO RECUBIERTO: 40%
11. % MURO RECUBIERTO: 20%
12. ROZADORA: H-1, sin guiar
13. Nº DE PILAS: 37
14. PROBADO EN: SOTON. LOZANA 5a.
15. CARACTERISTICAS DISTINTIVAS %
 - Es la entibación anterior, reformada.
 - Carrera 900 mm.
 - Continúa con bastidor de techo corto.
 - Continua con ballestas planas.
 - Continúa con rozadora sin guiar.
 - Continúa con prolongadores de colocación lenta.

5.1.3.2 Entibación A-I-1

En la siguiente figura se recoge la pila de este tipo. Sus rasgos distintivos son los siguientes:

- Rozadora guiada.
- Tabique de relleno más largo.
- Bastidor de techo más largo.
- Ballestas de muro en "U".
- Prolongadores de estemples más rápidos de colocar 5'
- Carrera de ripado de 900 mm.
- Hidráulica pilotada. Solo una multimanguera de pila a pila.

Estas mejoras respecto a A-I-0 fueron muy interesantes, aunque insuficientes.

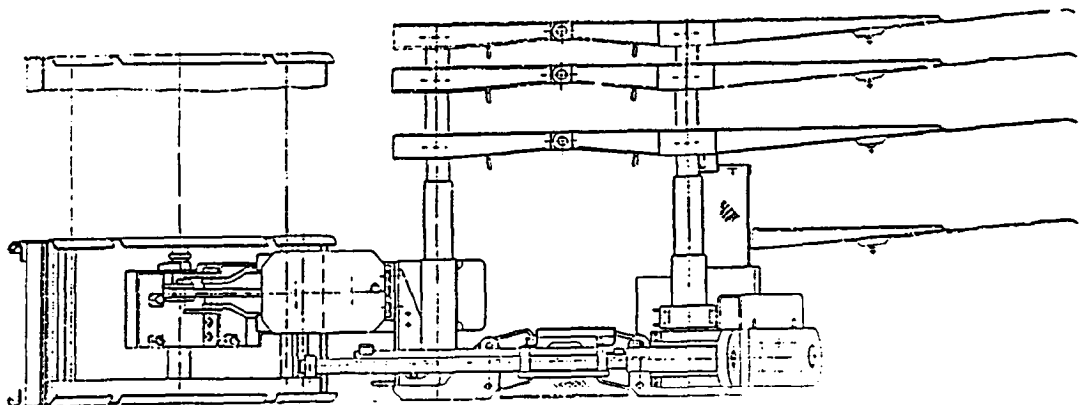
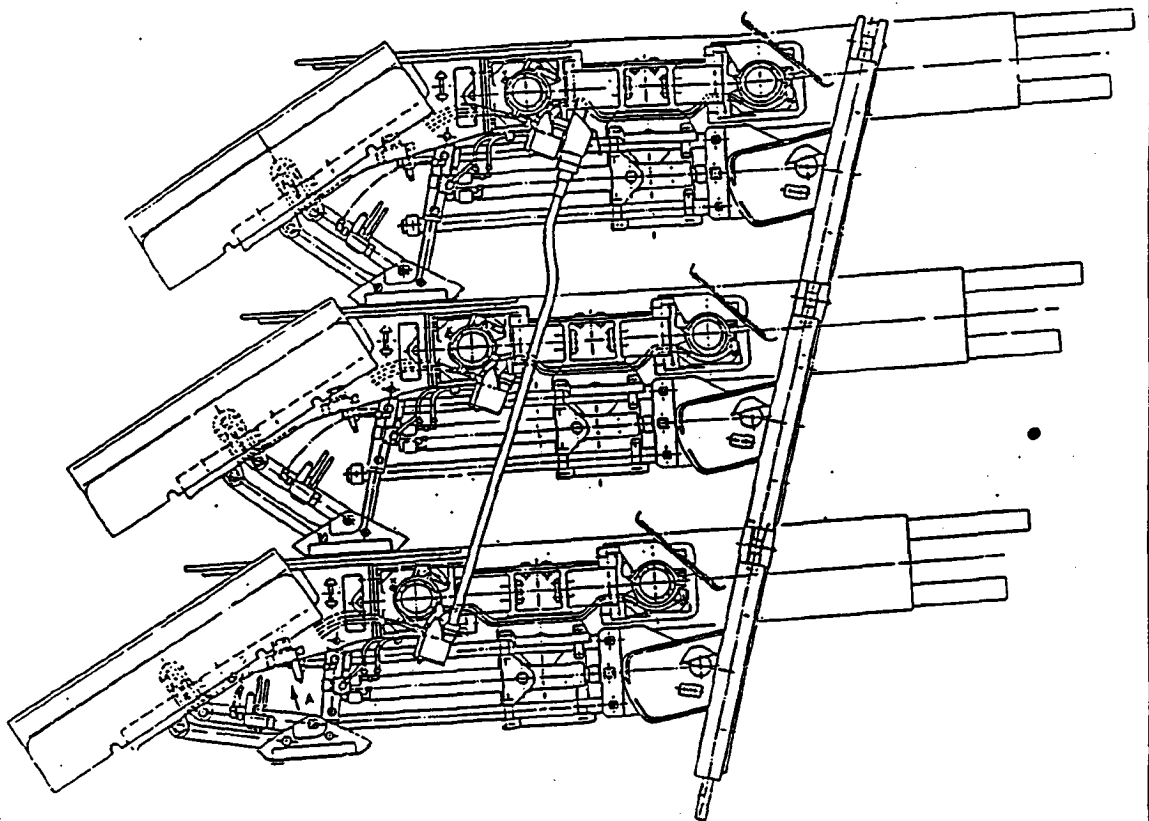
Como puntos negativos aún quedaron los siguientes:

- *Recubrimiento insuficiente al techo.*
- *Mal comportamiento frente a los materiales sueltos en el muro o frente a muros malos. Frecuente rotura de ballestas.*
- *Mal comportamiento del tabique de relleno al recoger la pila.*
- *Protecciones inadecuadas, poco duraderas.*
- *Mucho tiempo invertido en mantenimiento.*
- *Imposibilidad de trabajo simultáneo en el tajo, por problemas de seguridad a la caída de costeros. Inmersión práctica máxima del frente de 18°-20°.*

Algunos de estos puntos pudieron ser solucionados con la entibación A-1.2; otros tuvieron que esperar a la segunda generación.



ENTIBACION MECANIZADA ASTURFALIA
PILA DE A-1 Y CONJUNTO DE TRES PILAS



Las características técnicas fundamentales de este nuevo tipo de entibación que ha sido utilizado en minas distintas a las de HUNOSA, tales como La Camocha (M.S.P.) y Datai (China), han sido las siguientes:

NOMBRE: A-I-1

1. PESO: 2.500 kg
2. LONGITUD PILA: 4.240 mm
3. LONGITUD VIGA: 1.212 mm
4. CARRERA RIPADO: 900 mm
5. RANGO DE INVERSION (TEORICO): 8°/35°
6. RANGO DE INVERSION (PRACTICO): 18°/22°
7. RANGO DE APERTURA: (mm) PILA: 780 / 1.540;
TABIQUE: 750/1.550
8. FUERZA EN LOS ESTEMPLES: 528/620 KN
9. PRESION DE PUESTA: 315 Bar; P. DE DESLIZAMIENTO: 380
10. % TECHO RECUBIERTO: 40%
11. % MURO RECUBIERTO: 20%
12. ROZADORA: H-1 guiada
13. Nº DE PILAS: 85 + 70 + 130 + 60
14. PROBADO EN: SAMUÑO (VENTILACION BIS)
FONDON(ANGELITA)
LA CAMOCHA (CAPA 4), DATAI (CHINA)
15. CARACTERISTICAS DISTINTIVAS %
 - Ballestas de muro en "U"
 - Mando pilotado hidráulicamente.
 - Prolongadores de colocación rápida.

5.1.3.3 Entibación A-I-2

Una vez terminado el tajo de Fondón y visto el resultado obtenido en la mina, se sometió a una profunda reforma, tras lo cual se introdujo en la Capa 4 del Pozo Polio. La pila reformada puede verse en el siguiente dibujo.

Las principales innovaciones que incorporaba fueron:

- Barquilla al muro de 350 mm de altura.
- Suplemento en el tabique de la misma altura.
- Ballestas invertidas para aumentar la calle de paso.
- Redistribución de la hidráulica, para evitar averías.
- Protecciones de goma y hierro mejoradas, mucho más duraderas.
- Posibilidad de poner suplementos de goma al bastidor de techo.

Pero aún quedaban estos inconvenientes:

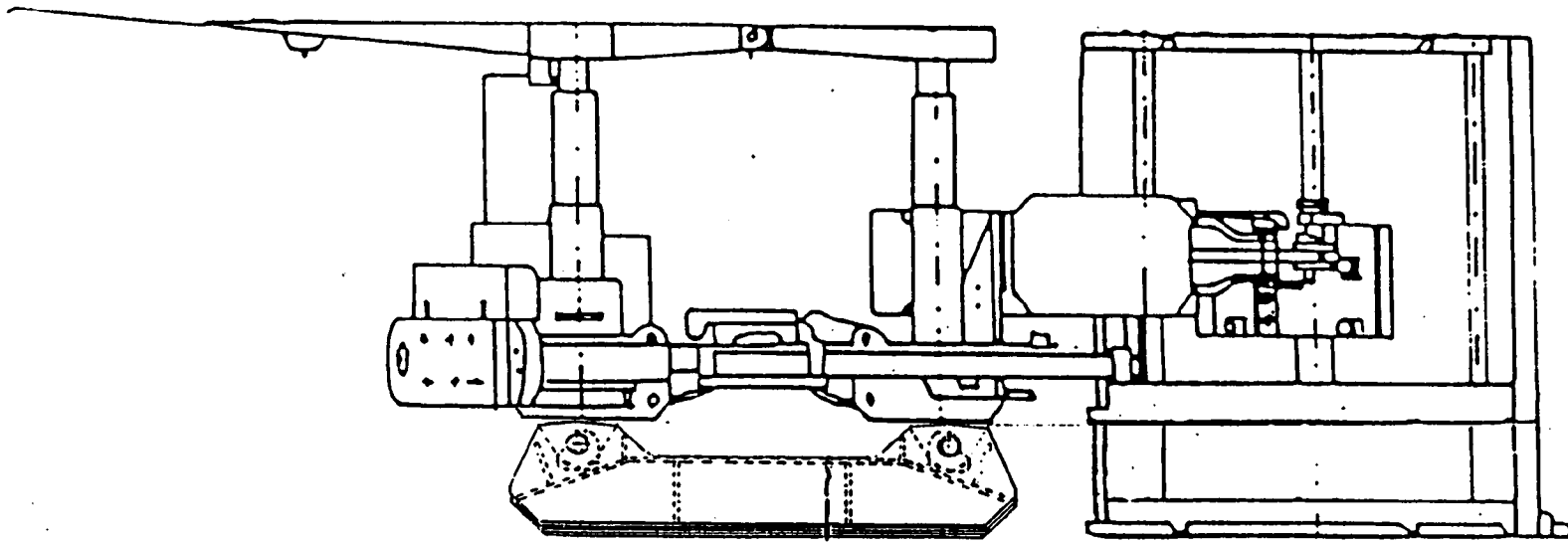
- *El recubrimiento del techo siguió siendo insuficiente.*

- *El trabajo era más seguro, al tener mejores protecciones, pero aún no pudo ser simultáneo. Se siguió condicionado a un solo equipo de trabajo en cada momento en el frente.*

- *La inversión del frente es la misma que en los equipos anteriores y siguió siendo insuficiente por la misma razón.*

- *Dificultades con el tabique del relleno, sobre todo al recoger la pila, al igual que con sus antecesoras.*

ENTIBACION DE POZO POLIO A-1-2



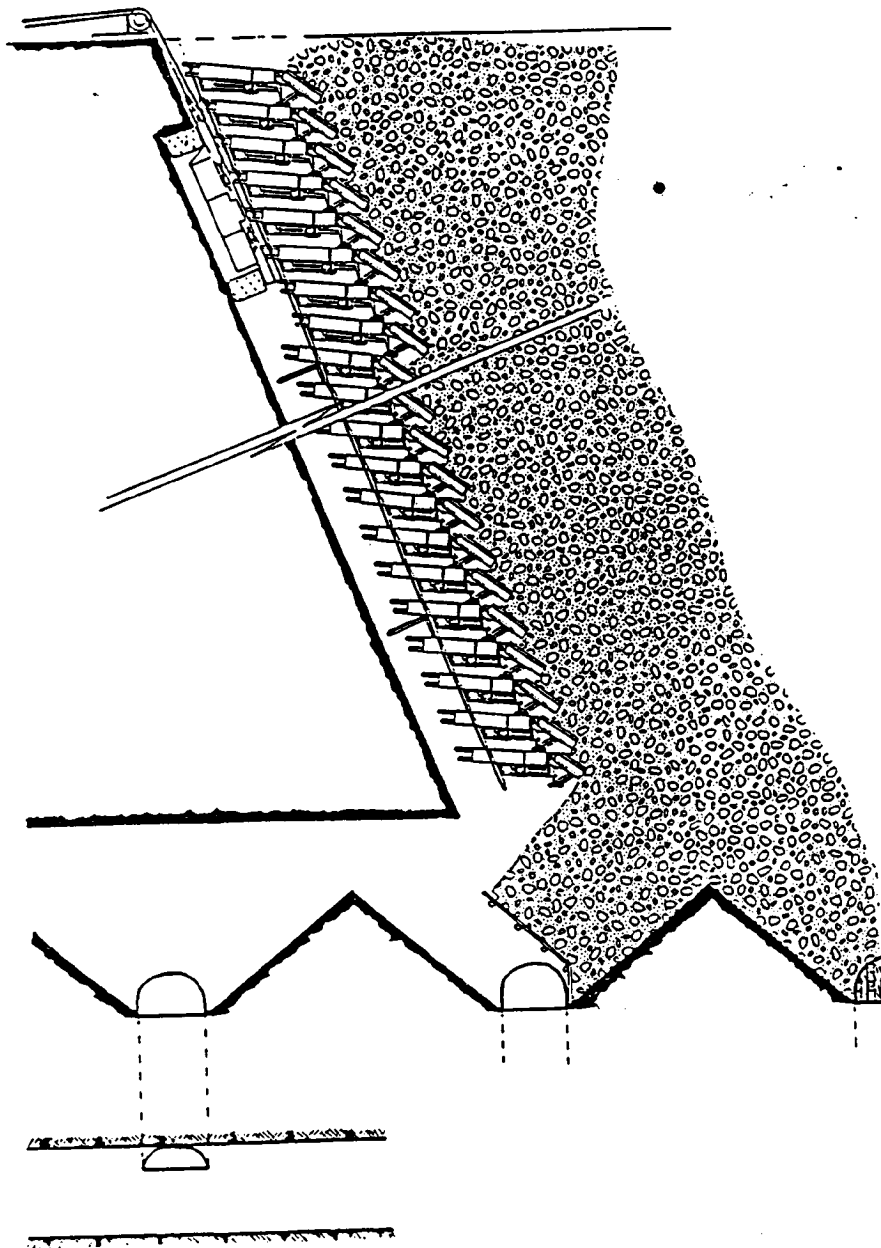
Las características esenciales de la pila A-1-2 son las siguientes:

NOMBRE: A-I-2

1. PESO: 3.000 kg
2. LONGITUD PILA: 4.240 mm
3. LONGITUD VIGA: 1.212 mm
4. CARRERA RIPADO: 900 mm
5. RANGO DE INVERSION (TEORICO): 8°/35°
6. RANGO DE INVERSION (PRACTICO): 20°/22°
7. RANGO DE APERTURA: (mm) PILA: 1.130 / 1.890;
TABIQUE: 1.100/1.900 + 165 mm
8. FUERZA EN LOS ESTEMPLES: 528/620 KN
9. PRESION DE PUESTA: 315 Bar; P. DE DESLIZAMIENTO: 380
10. % TECHO RECUBIERTO: 40% (+ 40% elástico)
11. % MURO RECUBIERTO: 30%
12. ROZADORA: H-1 guiada
13. Nº DE PILAS: 70
14. PROBADO EN: POLIO C-4
15. CARACTERISTICAS DISTINTIVAS %
 - Es la entibación de Fondón, reformada.
 - Se suplementa una barquilla de 350 mm de altura.
 - El recubrimiento al muro mejora mucho
 - Se disminuye el trabajo de las ballestas, que se montan al revés, para aumentar la calle de paso.
 - El guiado de la rozadora es de distancia fija y altura variable.

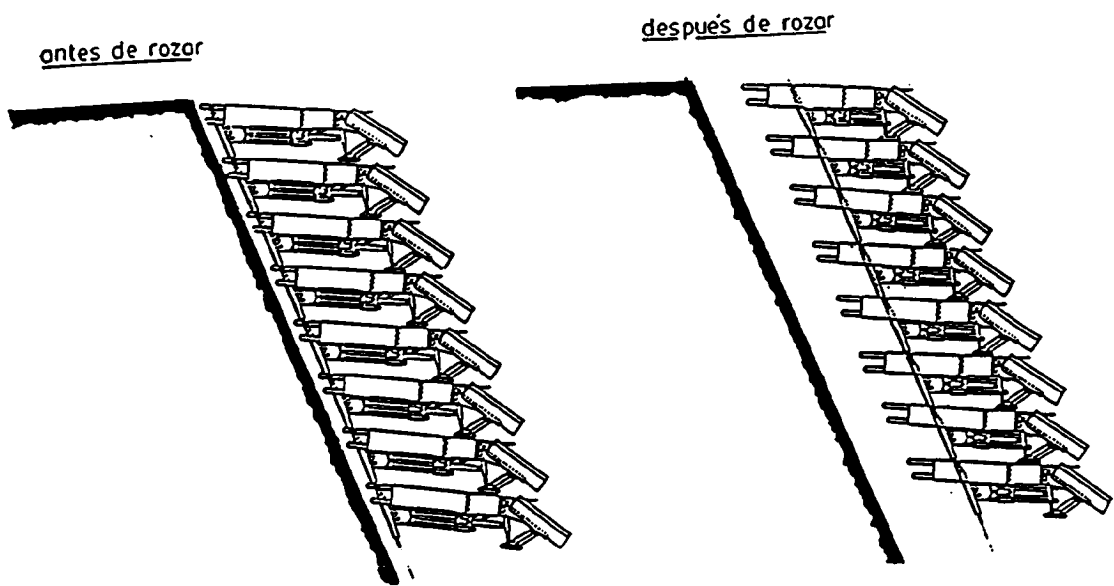
Se acompañan dos figuras en las que se recogen, en la primera, la disposición del taller en el Pozo Polio y, en la segunda, la situación de las pilas antes y después de rozar.

COMPLEJO MECANIZADO ASTURFALIA
INSTALADO EN EL POZO POLIO DE HUNOSA



COMPLEJO MECANIZADO ASTURFALIA

SITUACION DE LAS PILAS ANTES Y DESPUES DE ROZAR



5.1.3.4 Entibación A-II

A principios de 1.986, HUNOSA redactó el pliego de especificaciones técnicas que debía reunir la futura generación de ASTURFALIA. Se recogían en él las conclusiones y modificaciones necesarias que surgían de la experiencia habida con las entibaciones de Sotón (A-I-0), Fondón y Samuño (A-I-1).

Se construyeron 15 unidades que han sido sometidas a ensayo en el Pozo M^{ra} Luisa.

Las características más importantes que aporta esta entibación son las siguientes, como queda representado en la figura que se acompaña.

- Buen recubrimiento del techo. Alcanza el 100% en la calle de paso. Además, llega casi al frente, gracias a un flipper.
- Mejor recubrimiento del muro.
- Inversión de trabajo hasta 40°.
- Margen de potencias de 0,90 a 2,20.
- Tabique del relleno muy mejorado, con muchos menos

problemas mecánicos.

- Estamples con rótulas en ambos extremos trabajando en mejores condiciones. Existe una lemniscata que soporta el peso del bastidor de techo.
- Estructura de la pila articulada, menos deformable frente a irregularidades.

Al lado de estas mejoras, de indudable importancia, quedan sin resolver algunos inconvenientes, y se han creados otros nuevos:

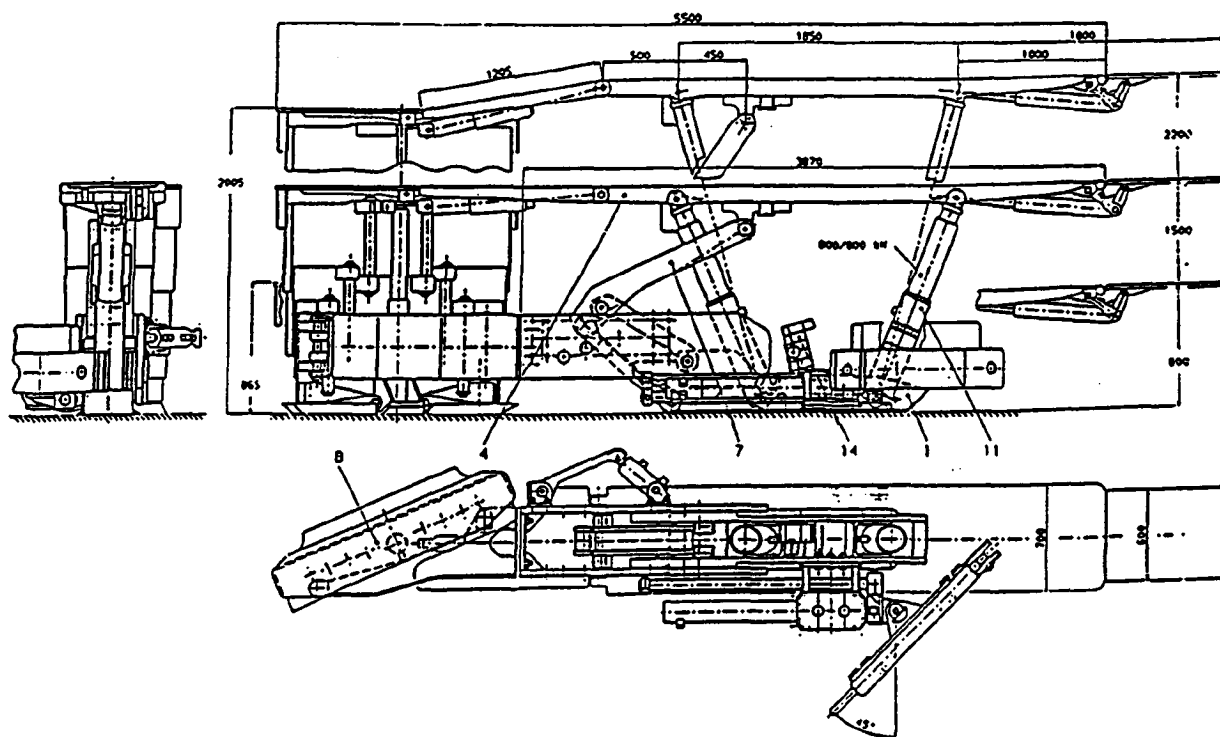
- La estructura de ripado es bastante rígida y la conducción del tajo con una inversión tan acusada del frente es difícil.
- El peso de la entibación se ha disparado, llegando a los 6.000 kg por metro de máxima pendiente.
- La longitud de las pilas también es excesiva, aunque la anchura del tajo medida perpendicularmente al frente no es tan grande, dada la inversión del mismo.
- El % muro descubierto todavía es grande.

A pesar de estos inconvenientes, de los cuales

el más importante es el excesivo peso de las pilas, se ha demostrado por la pruebas en mina que esta entibación puede funcionar adecuadamente y proporcionar mejores resultados que la primera generación de ASTURFALIA.

ENTIBACION MECANIZADA ASTURFALIA

PILA A-II



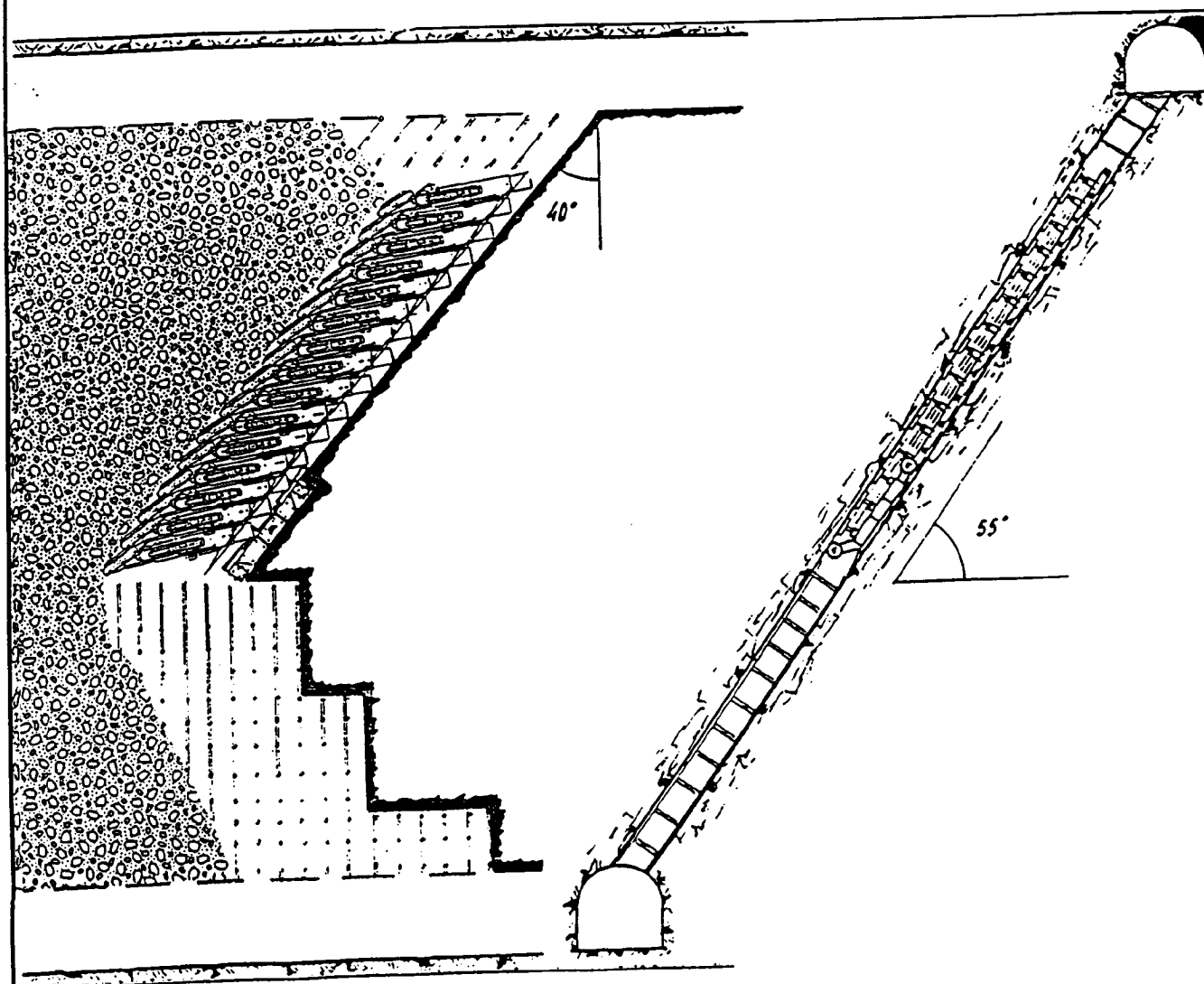
Las características más importantes de esta entibación son las siguientes:

NOMBRE: A-II

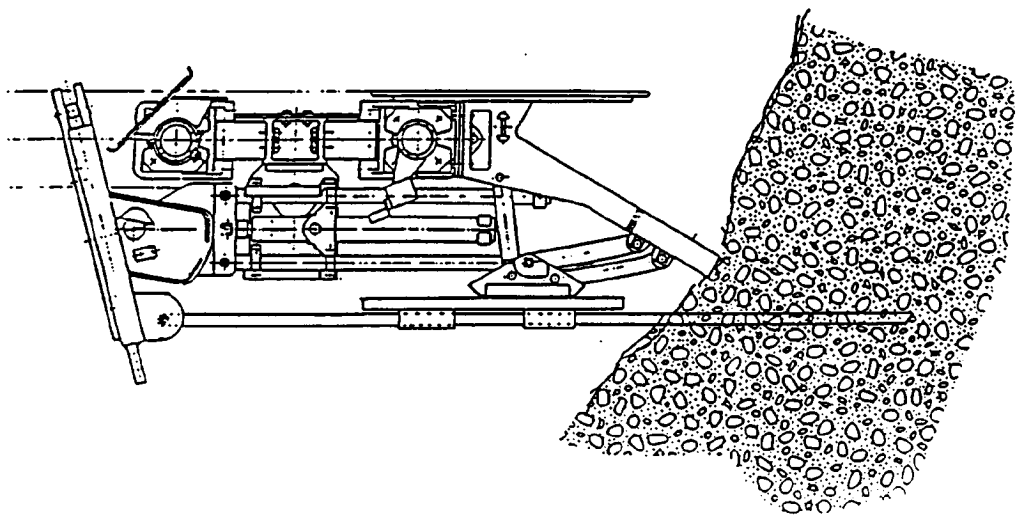
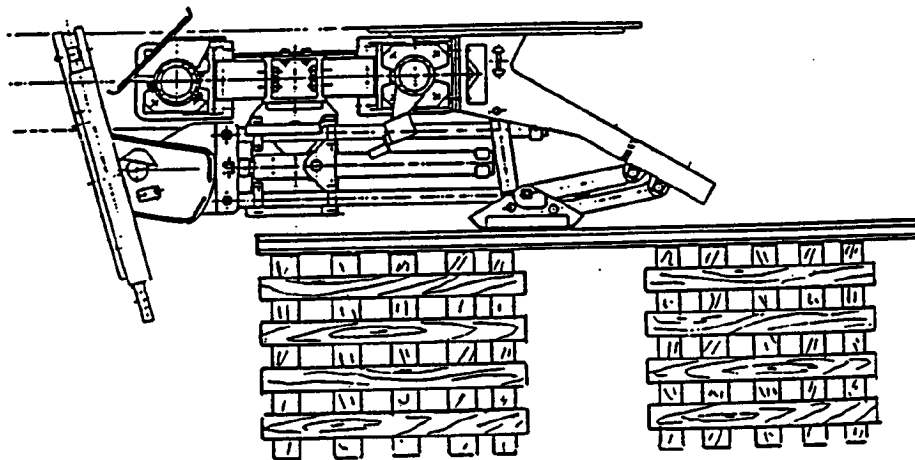
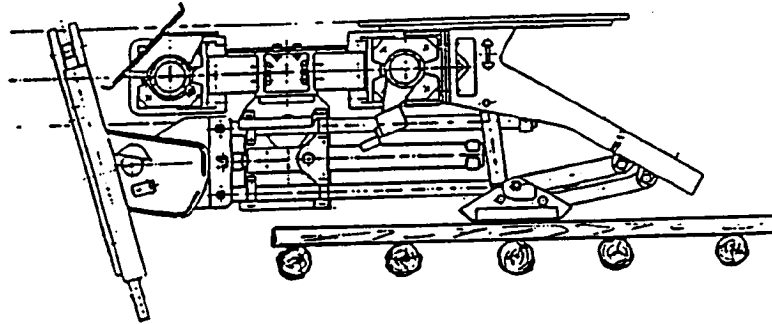
1. PESO: 6.000 kg
2. LONGITUD PILA: 5.500 + 800 (FLIPPER)
3. LONGITUD VIGA: 1.020/1300 mm
4. CARRERA RIPADO: 1.000 mm
5. RANGO DE INVERSION (TEORICO): 10°/45°
6. RANGO DE INVERSION (PRACTICO): 15°/40°
7. RANGO APERTURA: (mm)PILA: 885/2.050; TABIQUE: 865/2.000
8. FUERZA EN LOS ESTEMPLES: 680/800 KN
9. PRESION DE PUESTA: 315 ; P. DE DESLIZAMIENTO: 370
10. % TECHO RECUBIERTO: 100%
11. % MURO RECUBIERTO: 50%
12. ROZADORA: H-1 guiada
13. Nº DE PILAS: 15
14. PROBADO EN: M^a LUISA - ROSAURA 3^a
15. CARACTERISTICAS DISTINTIVAS %
 - Lemniscata que soporta el bastidor de techo.
 - Bastidor apoyado en el inmediato inferior.
 - Ripado parcial. Trabajo simultáneo.
 - Guiado similar a Polio.

Se acompañan las figuras en que, en la primera, se observa la disposición del tajo de prueba en el Pozo María Luisa. En la segunda se recogen algunas posibilidades ensayadas de disposición de la pila nº1 en las distintas generaciones. Es este un problema todavía no resuelto a completa satisfacción

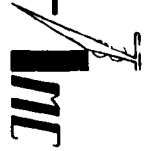
COMPLEJO MECANIZADO ASTURFALIA
INSTALADO EN EL POZO MARIA LUISA SE HUNOSA



DISTINTAS POSIBILIDADES DE RIPADO Y COLOCACION
DE LA PILA N°1 DE LA ENTIBACION MECANIZADA ASTURFALIA



Resumiendo las características más importantes de las distintas generaciones y tipos que, hasta el momento, se han construido y ensayado en mina, el siguiente cuadro sirve de análisis comparativo entre las mismas.



A-I

	<u>A-I-0</u>	<u>A-I-0</u>	<u>A-I-1</u>	<u>A-I-2</u>	<u>A-II</u>
Peso (kg)	2.000	2.350	2.500	3.000	6.000
Longitud de pila (mm)	3.300	3.770	4.240	4.240	5.500 + 800
Longitud de viga (mm)	1.212	1.212	1.212	1.212	1.020/1.300
Carrera de ripado (mm)	500	900	900	900	1.000
Rango de inversión (práctico)	15°/18°	18°/22°	18°/22°	20°/22°	15°/40°
Abertura (mm):					
Pila					
Mínimo	750	750	780	1.130	885
Máximo	1.510	1.510	1.540	1.890	2.050
Tabique					
Mínimo	750	750	750	1.100	865
Máximo	1.550	1.550	1.550	1.900	2.000
Fuerza en los estemples (KN)	528/620	528/620	528/620	528/620	680/800
Carga de colocación (bar)	315	315	315	315	315
Carga de deslizamiento (bar)	380	380	380	380	370
% Techo recubierto	40	40	40	40	100
% Muro recubierto	20	20	20	30	50
Rozadora	H-1 (sin guiar)	H-1(sin guiar)	H-1 (guiada)	H-1 (guiada)	H-1 (guiada)
Nº de pilas	37	37	85+70+130+60	70	15
Probado en:	Sotón	Sotón	Samuño	Polio	Mª Luisa
	Carbonero Mª Luisa	Lozana 5ª	Ventilación bis	C.4	Rosaura 3ª
			Fondón		
			Angelita		
			La Camocha		
			C.13		
			Pozo Datai (China)		

5.1.3.5 Entibación A-III

Esta entibación, todavía en diseño y construcción en fábrica, y propiciada ya por M.S.P., se figura en el croquis que se acompaña.

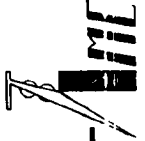
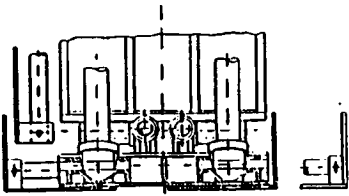
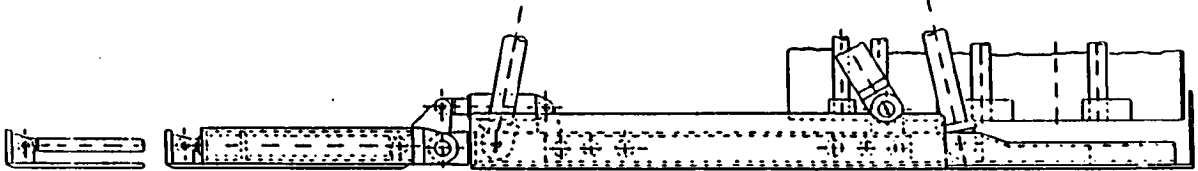
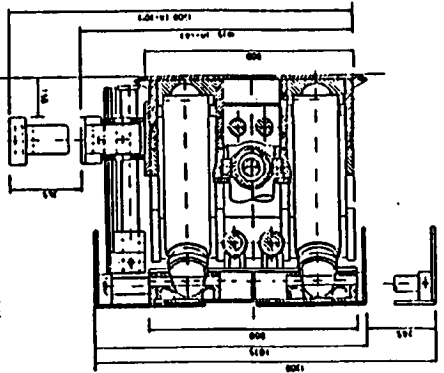
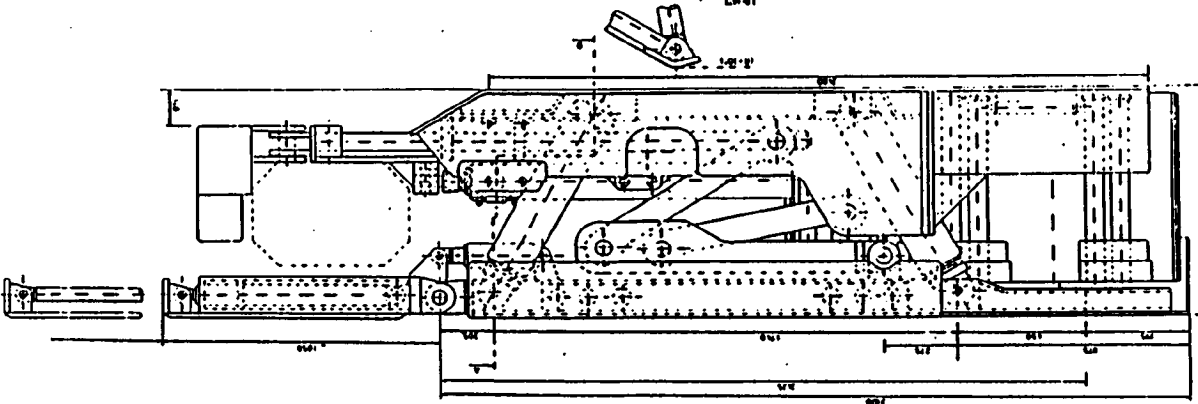
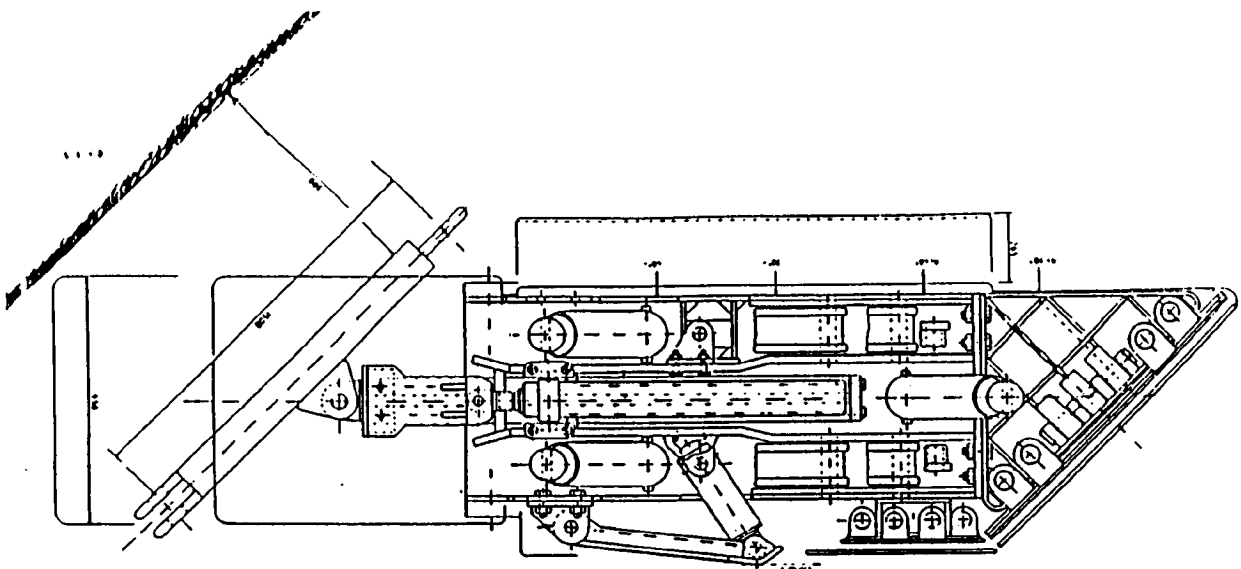
Como puede observarse su inspiración ha nacido de la primera y segunda generación, si bien introduce cambios importantes con respecto a ellas, lo que representa, muy posiblemente, el límite de lo que es conseguible tecnológicamente con entibaciones específicas para capas verticales y estrechas.

Daremos una descripción somera de la pila que, por otra parte, constituye un equipo todavía sujeto a algunos posibles cambios.

Consta de un bastidor de muro continuo de una sola pieza, tres estemples en "V" dos delanteros y uno trasero, lemniscata de doble brazo, dispositivo de ripaje central, patín de apoyo superior y dos paredes de contención del relleno que unen el bastidor de muro y el de techo. Este es rígido en la parte trasera y en la delantera abatible y extensible. Dispone de unos alerones laterales, de los cuales el inferior es extensible y permite el apoyo en la pila siguiente,

permitiendo, en esa zona, cubrir totalmente el techo.

Las pilas van unidas, como en las anteriores generaciones, a una viga articulada, a través del dispositivo de ripaje.



Las características más importantes de esta entibación son las siguientes:

NOMBRE: A-III

1. PESO: 5.000 kg
2. LONGITUD PILA: \approx 4.500/5.000 mm
3. LONGITUD VIGA: 1500 mm
4. CARRERA RIPADO: 1.000 mm
5. RANGO DE INVERSION (TEORICO): 30°/46°
6. RANGO DE APERTURA: PILA Y TABIQUE: 880/2.115 mm
7. FUERZA EN LOS ESTEMPLES: 1.380/1.620 KN
8. PRESION DE PUESTA: 320 bar
9. PRESION DE DESLIZAMIENTO: 375,5 bar
10. % TECHO RECUBIERTO: 100%
11. % MURO RECUBIERTO: 60%

5.1.4 Trabajos de montaje y desmontaje

La secuencia típica de montaje es la que se describe a continuación. La unidad de entibación, que previamente ha sido probada para verificar el perfecto funcionamiento de sus componentes, es cargada en el exterior sobre una mesilla especialmente diseñada para el transporte de la pila, introducida en la mina y llevada hasta las proximidades de la boca del taller en la galería de cabeza.

Una vez allí, es descargada de la mesilla y colocada sobre una canoa, también de diseño especial, que desciende por el talud del frente de carbón sujeta por el cable de trabajo del cabrestante, mientras que, con el otro cable, el de seguridad, se sujeta la propia pila en previsión de posibles accidentes.

Cuando la canoa alcanza el que sería lugar de ubicación de la pila, se sujeta ésta con unos polipastos neumáticos que se fijan a unas mampostas de rasgado que se van colocando a lo largo del taller exclusivamente para tal fin, y se libera la canoa, que asciende nuevamente hasta la galería de cabeza. La pila, en el interior del taller, es colocada en la posición adecuada actuando sobre los polipastos neumáticos que la sujetaban y, posteriormente, puesta en presión, con

lo que queda definitivamente instalada. A continuación, y ayudándose también de los cables del cabrestante, pero esta vez sin canoa, se baja la viga, que es colocada convenientemente unida a la pila que se acaba de instalar, con lo que queda definitivamente montada la unidad de entibación. Este proceso se repite de forma idéntica para cada una de las unidades de entibación que se colocan en el taller.

El proceso de desmontaje es el que se reseña a continuación, y se efectúa del mismo modo para todas las pilas del taller. Se desmonta en primer lugar la viga, lo que se hace en grupos de dos, con objeto de que cuando se va a sacar una pila, la viga de la pila superior haya sido siempre previamente desmontada, lo que evita la presencia de estorbos para el movimiento de la pila cuando se la va a cargar sobre la canoa.

Esta canoa es la misma que se ha utilizado para el montaje y su misión es similar, haciendo de soporte de la pila para facilitar su movimiento sobre el frente de carbón, evitando atascos de la misma contra el carbón y el consiguiente deterioro de parte del equipo hidráulico.

La canoa asciende por el talud sujeta por el cable de trabajo del cabrestante, mientras que el cable de seguridad es utilizado para asegurar la pila.

Una vez que el sitio ocupado por la entibación queda libre, es preciso postear el hueco que se ha creado, a la vez que se coloca un tablero, convenientemente reforzado, que haga de contención del relleno, evitando de este modo que pueda pasar hasta el frente.

La jugada sobre la que se coloca el tablero es adecuadamente reforzada, para evitar que pueda ser arrastrada por el empuje del mismo.

El desmontaje se inicia por la pila número uno, es decir, la más cercana a la galería de base y todas son sacadas, siguiendo el proceso que se acaba de describir, por la galería superior de la explotación, donde se acondiciona una zona para su revisión y reparación antes de montarlas nuevamente en otro taller.

5.1.5 Explotación

Para hacer una descripción del sistema de explotación empleado, se considera éste dividido en tres fases claramente diferenciadas, a saber:

- Arranque del carbón.
- Ripado de la entibación.
- Tratamiento del post-taller con relleno.

Arranque del carbón

El proceso de arranque del carbón es exactamente igual al descrito con anterioridad para el caso de arranque mecanizado con rozadora y posteo de madera, por lo que no se entra a citarlo nuevamente. Como única diferencia cabe señalar que la rozadora se desliza por una guía solidariamente unida a la entibación, habiéndosele acoplado para ello unas mano-guías de diseño especial.

Ripado de la entibación

Se denomina ripado de la entibación al avance de la misma, y es el proceso que se realiza inmediatamente después de haber efectuado el arranque.

Terminada la roza, y con la rozadora nuevamente en el nicho de la parte inferior del taller, se ripa la cadena articulada de la entibación, lo que se hace

desde un único punto de mando, siendo simultáneo el avance de todas las vigas de la cadena.

A continuación es necesario ripar una a una las pilas, para lo cual se sigue en todas ellas el mismo procedimiento. En primer lugar, se descargan los estemples y la pared de relleno, dejando un ligero contacto al techo. Para el ripado de la unidad de entibación se conecta el cilindro de avance, el mismo que antes ha servido para ripar la viga articulada, lo que hace que la unidad se aproxime al frente según la carrera del cilindro. Durante el proceso de avance, el cilindro corrector de la unidad vecina de arriba, situada inmediatamente por encima de la que se está ripando, se descarga hidráulicamente a través de una línea de mando, de forma que la unidad de entibación, apoyándose sobre la unidad de abajo, que ya ha sido ripada, puede avanzar sin dificultades. Si fuese necesario, se corrige la unidad de entibación con su propio cilindro de pata y se estiran luego los estemples. Finalmente, se ajusta la pared de contención del relleno contra el techo por medio de su cilindro hidráulico, con lo cual queda finalizado el ripado de la unidad de entibación, pudiéndose pasar a efectuar el de la siguiente unidad.

El ripado se realiza de abajo a arriba, es decir, se comienza por el extremo inferior del tajo y se finaliza con la pila más cercana a la galería de

cabeza, maniobrando solamente una pila de cada vez.

Una vez avanzadas todas las unidades de entibación, se encuentra el tajo en disposición de comenzar un nuevo ciclo de arranque.

Tratamiento del post-taller con relleno

El tratamiento del post-taller se realiza con relleno, procedente en su mayor parte del rechazo del lavado de carbón en superficie, o bien de escombros de las labores de preparación previamente triturado.

El bascule y vertido dentro de la explotación se hace por gravedad, deslizándose el relleno por las paredes de contención sin que, debido al diseño de éstas, pueda penetrar en la calle de circulación del personal ni llegar al frente de carbón, lo que permite simultanear el vertido de relleno con cualquier otra operación que se esté llevando a cabo en el tajo.

Señalar que, la segunda generación, está calculada para poder realizar el tratamiento del post-taller por hundimiento.

5.1.6 Resultados alcanzados

Se hace necesario recoger los resultados que, hasta la fecha, ha sido posible obtener con las distintas generaciones y tipos. Estos no son extraordinariamente positivos puesto que, en otro caso, se habría extendido este tipo de mecanización de manera relativamente rápida. No obstante parece preciso insistir con nuevos ensayos y, en tal sentido, la nueva generación A-III puede ser una prueba casi definitiva de las posibilidades de este tipo de entibaciones. Es evidente que, la ASTURFALIA, es una de las pocas posibilidades realistas que en la práctica pueden existir para mecanizar íntegramente los difíciles yacimientos verticales que existen en la Cuenca Central Asturiana y en otras regiones carboníferas españolas.

Se han consignado una serie de datos de las pruebas efectuadas que resumen lo conseguido:

1. SOTON. CARBONERO M^a LUISA

Taller de 18 m (15 pilas):

- Comienzo montaje: 15.06.83
- Fin montaje: 30.06.83

Ensayo: Del 1 al 31 de Julio y del 21.09.83 al 31.10.83

Taller de 45 m (33 pilas):

- Comienzo 2^a montaje: 1.11.83
- Fin 2^a montaje: 15.11.83

Ensayo: 15.11.83 al 5.07.84:

Al principio dificultades y modificaciones mecánicas. Después dificultades geológicas (Hundimiento galería).

Por último funcionamiento correcto en Mayo y Junio.

Rozas: 2, 3, 4 y 5 rozas/día.

Rendimiento representativo: 10.000 kg/j

Mejor rendimiento: 13.163 kg/j (Tercera semana de Junio)

Capa: Limpia en carbón. Buenos hastiales. De 0,80 a 1,50. Zona descomprimida por explotaciones previas.

2. SOTON. LOZANA 2º CORTE.

Taller de 45 m (28 pilas):

Galería inferior en estéril, por contrataques:

- Comienzo montaje: 24.06.85

- Fin montaje: 5.07.85

Desarrollo: 8.07.85 al 4.04.86:

Al principio dificultades geológicas con cortes de los dos hastiales. Los dos últimos meses de 1.985 se emplearon en pasar un gran repuelgo (2,50 m). A partir de Enero-86 y hasta el final, funcionamiento correcto.

Rozas: 2, 3 rozas/día. Eventualmente 4 rozas/día.

Rendimiento representativo: 6.500 kg/j

Mejor rendimiento: 8.026 kg/j (Marzo 86)

Capa: Limpia. Buenos hastiales. El techo a veces se cortaba en unos 30 cm. De 0,90 a 1,40. Zona descomprimida por explotaciones previas.

3. FONDON. ANGELITA SUR.

Taller de 85 m (66 pilas. Después 68)

- Comienzo montaje: 13.03.85
- Fin montaje: 17.05.85

Desarrollo: Del 20.05.85 al 17.09.86

Corrida explotada: Aprox. 135 m. Los trabajos se hicieron siempre con muchas dificultades geológicas, debido a la estructura de la capa y a ser la primera en descomprimir el macizo en avance. El hundimiento de los hastiales se inició en Octubre-85 y continuó hasta el final de los trabajos:

- Rendimiento representativo: 5.000 Kg/j
- Mejor rendimiento: 8.320 kg/j (Abril 86)
- Rendimiento promedio arranque Fondón:
4.850 kg/j

Capa: Sucia. Mitad carbón, mitad tierra y costero. De 0,70 a 1,20 m. Cuando se cortaba llegó a pasarse de 2,50 m. El muro muy bueno. El techo regular-malo. Se cortaba en grandes bloques. Zona virgen. Posiblemente influyó mucho en el comportamiento de los hastiales.

4. SAMUNO. VENTILACION BIS.

Taller de 100 m (81 pilas, después 83)

- Comienzo montaje: 6.05.85

- Fin montaje: 23.06.85

Hubo labores adicionales motivadas por defectos de diseño (guiado de rozadora) que demoraron el inicio del arranque.

Desarrollo: Del 8.07.85 hasta mayo 1.987

Este taller es el más largo de todos los instalados, por lo que las demoras debidas a este concepto son aquí máximas. La potencia es otro factor crítico que combinado con la rotura de los hastiales y hundimiento posterior, dificulta mucho las labores. (Hasta 0,36 canoas de madera por pila ripada. Diciembre 86).

Corrida explotada: 250 m

Rendimiento representativo: 7.000 kg/j

Mejor rendimiento obtenido: 9.523 kg/j
(Enero 86)

Rendimiento arranque global Samuño: 5.500 kg/j (Noviembre 86).

Capa: Limpia. Potencia de 0,90 a 1,90 m. El muro,

bueno, después de quitar un falso muro de 20 cm. El techo aparentemente bueno, pero con mucha facilidad para fracturarse por la presencia de abundantes fósiles.

Zona unas veces descomprimida y otras no. El comportamiento del techo varía radicalmente entre uno y otro caso. Hay que llevar otra explotación adelantada (CAPATAZ BIS) para conseguir un buen techo. Incluso se dan tiros de descompresión en la parte inferior del taller para el mismo fin.

5. LA CAMOCHA. CAPA 13

TALLER de 60 m

- Comienzo de montaje: Junio de 1.986.

Un mes de duración, comprendiendo instalación de la galería de cabeza, redes eléctrica e hidráulica.

Desarrollo: Del 8.09.86 a Julio-87.

Al principio fase de aprendizaje, a continuación diversos inconvenientes de tipo geológico hasta lograr la estabilización del taller. Se alcanzan como punta siete rozas/día con producciones de 630 t y rendimientos de 52.583 kg/j.

La media de todo el período de funcionamiento Agosto 86 a Julio 87 fue de 206 t/día, rendimiento de 18.100 kg/j y 2 rozas/día de avance.

Capa: Limpia, de potencia variable entre 1,4 y 0,8 m. Pendiente de 85° y techo y muro de pizarra fuerte.

6. POLIO. CAPA 4 DE CENTELLA

TALLER de 90 m (68 pilas)

- Comienzo montaje: Abril-87

- Fin montaje: Mayo-87

Desarrollo: De Junio 87 hasta finales de 1.989.

Al principio se sufrieron varios pisados de pilas, dado el mal comportamiento del muro, muy degradable, y la potencia de la capa.

Posteriormente se superaron estas condiciones.

Rendimiento representativo: 12.000 kg/j

Mejor rendimiento: 16.270 kg/j (Febrero 88)

Media aproximada durante todo el año 1.988 de dos rozas/día, con producciones punta de 660 t o cuatro rozas.

Capa: Limpia. Potencia entre 0,70 y 2,00 m. El techo es excepcionalmente bueno, lo cual contribuye mucho a la buena marcha del taller.

El muro es francamente malo. Dificulta mucho el movimiento de las pilas.

Zona descomprimida, por la explotación previa de la Capa 6.

6. MAR A LUISA. ROSAURA 32

Al realizar el ensayo exclusivamente con quince pilas, se considera poco representativo, puesto que se trataba de probar de manera más importante la operatividad de la nueva generación.

En este sentido no se consideró necesario en ningún momento forzar el ritmo de avance, aún cuando en los días en que se dejó libre se alcanzaron sin problemas las 4 ó 5 rozas.

5.1.7 Consideraciones finales

Es imposible todavía poder tomar una determinación definitiva sobre este complejo.

Ha sido y suponemos que seguirá siendo una experiencia interesante de la que, en algún momento, habrán de extraerse las conclusiones oportunas sobre su operatividad y posibilidades para explotar los yacimientos verticales y estrechos.

En este sentido la prueba en mina de la tercera generación, como ya se ha indicado, puede ser definitiva para determinar el real futuro de la ASTURFALIA.

5.2 EQUIPO UCRAINA

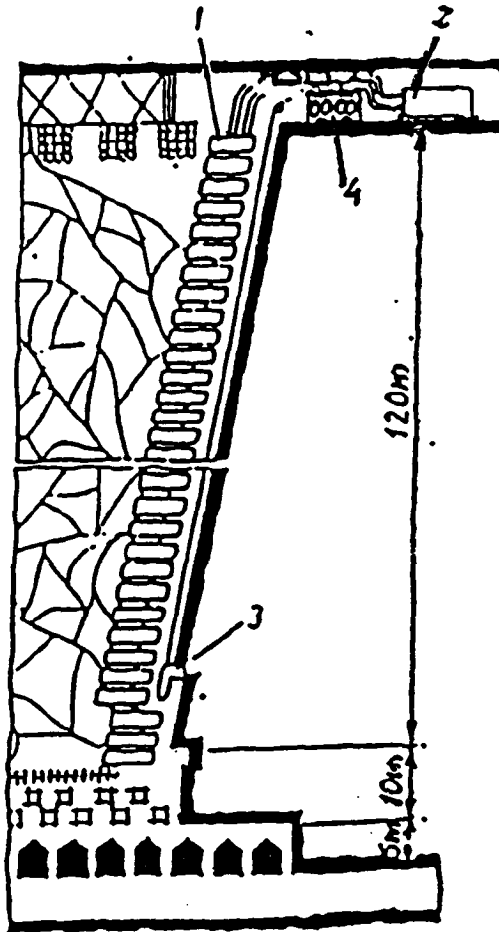
En la Unión Soviética los trabajos para la creación de sistemas mecanizados combinados para el laboreo de capas de poca potencia y elevada pendiente, con frente en dirección, se iniciaron en el año 1.950.

En el transcurso del tiempo se experimentaron los complejos con entibados mecánicos del tipo PKK-1, PKK-2, KGK, M-59, CHGK-2, "Dnieper", RGKD, KDS-1, MKT, AKD y KGT. Unicamente el complejo "Ucraina", con entibado hidráulico mecanizado del tipo KGU, creado por el departamento Don UGY de Gorlowka, fue admitido para su construcción en serie por la fábrica de maquinaria de Karmensk.

El complejo "Ucraina" está diseñado para la mecanización, posteo y control del techo en los frentes de arranque con capas de fuerte inclinación y potencia entre 0,6-1,5 m, con hastiales de firmeza superior a la media. La maquinaria del complejo, según puede verse en la figura, consta de entibado hidráulico mecanizado (1), estaciones de bombeo (2), rozadora de extracción de reducida envergadura (3) y útiles auxiliares.

EXPLOTACION POR FRENTE INVERTIDO

INTEGRAMENTE MECANIZADO



1 - FILA

2 - CENTRAL HIDRAULICA

3 - ROZADORA

4 - CABRESTANTE DE ROZADORA

**COMPLEJO MECANIZADO 'UCRANIA' SITUADO
EN EL TALLER DE ARRANQUE
ENTIBACION KGU Y ROZADOR POISK**

En este equipo pueden emplearse las rozadoras de dimensiones reducidas de los tipos "Konsomolets", "Temp-1", A-70, KND, "Poisk-2" con las que se pueden extraer franjas o calles de carbón de 0,9 m de ancho.

Todas ellas trabajan según el esquema de abajo hacia arriba, con traslado por el frente de arranque por medio del cabrestante, situado en la galería de ventilación.

Las rozadoras se distinguen unas de otras por la disposición de los elementos mecánicos principales. Los órganos de trabajo constan de dos tambores con eje de rotación horizontal. En las rozadoras del tipo "konsomolets" y "Temp-1", los tambores están aparejados en uno de los extremos de la máquina y en los tipos KND, A-70 y "Poisk-2", están en los dos extremos. La rozadora "Poisk-2" es la más moderna por la disposición de su construcción, y ha sido convenientemente descrita en el apartado 3.

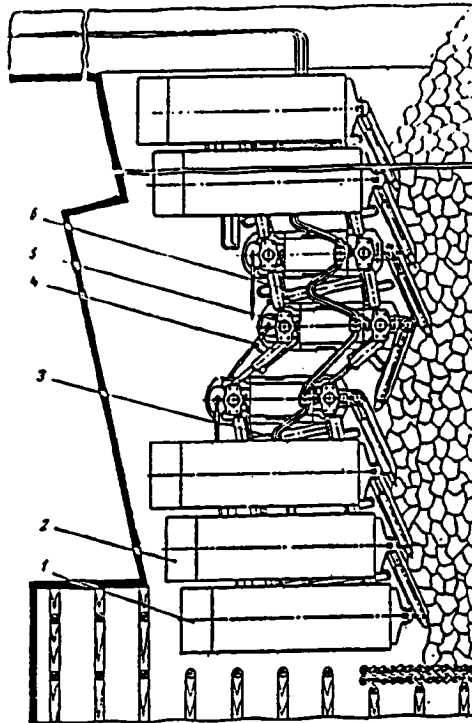
El entibado mecanizado hidráulico KGU, se emplea para el sostenimiento de techos y retención de hastiales de mediana estabilidad, así como para la protección de los frentes de arranque contra el hundimiento de escombros procedentes del post-taller.

El sistema de entibado hidráulico recibe la alimentación de los centros de bombeo instalados en la galería de ventilación, de un rendimiento de 4,8 m³/s cada uno.

5.2.1 Características técnicas de la entibación KGU

<i>Tipos según tamaño</i>	<i>1KGU;</i>	<i>2KGU;</i>	<i>3KGU</i>
<i>Longitud posible del frente (m)</i>		120	
<i>Buzamiento o inclinación de la capa (°)</i>		35 a 90	
<i>Peso de conjunto del entibado por cada metro de frente (kg)</i>	1.400	1.600	1.900
<i>Resistencia del entibado, (kgN):</i>			
<i>. en 1 m de línea de frente</i>		490	
<i>. en 1 m² de superficie de techo</i>		328,3	
<i>Carga por sección</i>		980	
<i>Esfuerzo (KN)</i>			
<i>. Apertura inicial de la sección</i>		570	
<i>. Gasto de movimiento del cilindro.</i>		118	
<i>. Gasto de movimiento del vástago</i>		60	
<i>Presión del líquido del circuito hidráulico, (M Pa)</i>		15	
<i>Apertura posible de la pila (mm)</i>	560-1000;	670-1200;	800-1600
<i>Potencia admisible de la capa (m)</i>	0,6-1	0,75-1,2	0,9-1,5

ENTIBACION MECANIZADA KGU



El entibado mecánico tipo KGU está compuesto por sendas pilas (1) extrema y (2) lineales, sistema hidráulico (3) e instalación telefónica.

Las secciones del complejo están unidas entre sí por medio de vástagos (4) y collarines. Estos últimos están montados en bulones verticales y desmontables, situados a ambos lados de los estemples hidráulicos (5). Los collarines pueden girar sobre los bulones y desplazarse a lo largo del eje de éstos. Además, cada par de pilas está unida mediante gatos (6), que se sujetan a las orejetas de la base de las mismas. En su posición inicial, los vástagos y los gatos están unidos. Las uniones entre las pilas aseguran una buena adaptabilidad del entibado en relación con las irregularidades de los hastiales y la orientación de las secciones entre sí en su desplazamiento. Recientemente este tipo de unión se ha sustituido, en parte, por la existencia de una viga común de diseño parecido a la ya comentada para la ASTURFALIA.

Cada pila del complejo, como puede verse en la figura, está compuesta por: estempe hidráulico (2), base elástica y articulada (1), sombrero superior elástico (3), puesto de control (4), mangueras de alta presión (5), bloque de válvulas (6), protecciones anterior (12), posterior (7) y de sector (8), barras (9) del lado del relleno y del lado del taller (10),

y gato (11).

Por cada 10 pilas el entibado lleva instalada una visera para la protección de los picadores contra las caídas de mineral.

Las pilas se trasladan en dirección hacia el frente de forma sucesiva de abajo hacia arriba, siguiendo a la rozadora. Los gatos y barras fijan las pilas en lugares determinados en relación con las que se encuentran en lugares inferiores. Además las barras mantienen las pilas contra posibles vuelcos al descargar éstas o durante su traslado. Las protecciones del lado del frente y del lado del relleno evitan la entrada de materiales en la zona de trabajo.

La apertura de la pila lineal, según la potencia de la capa, se asegura por medio de los estemples hidráulicos telescópicos de doble accionamiento. El control para la extensión y asentamiento de los estemples hidráulicos y de la traslación se realiza desde el bloque situado en la base de la sección superior (mando adyacente).

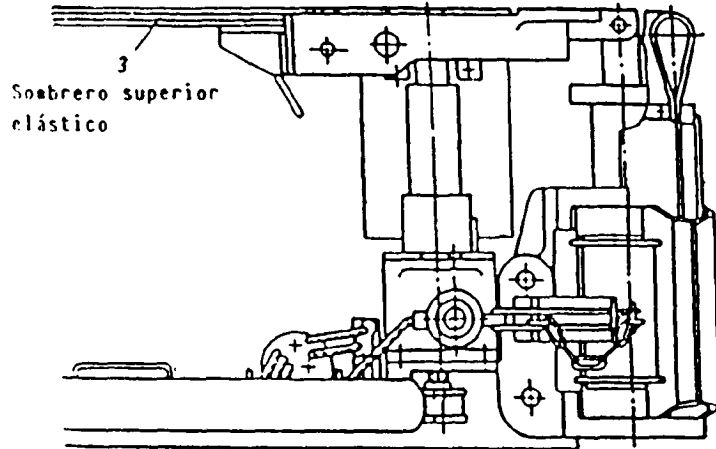
El bloque o conjunto de válvulas asegura la hermeticidad de los estemples hidráulicos y su flexibilidad en períodos de convergencia del techo de la capa.

La adaptabilidad de las pilas a las irregularidades de los hastiales, se logra por medio de su construcción elástica, del sombrero superior igualmente elástico, así como por la construcción articulada y flexible de la base.

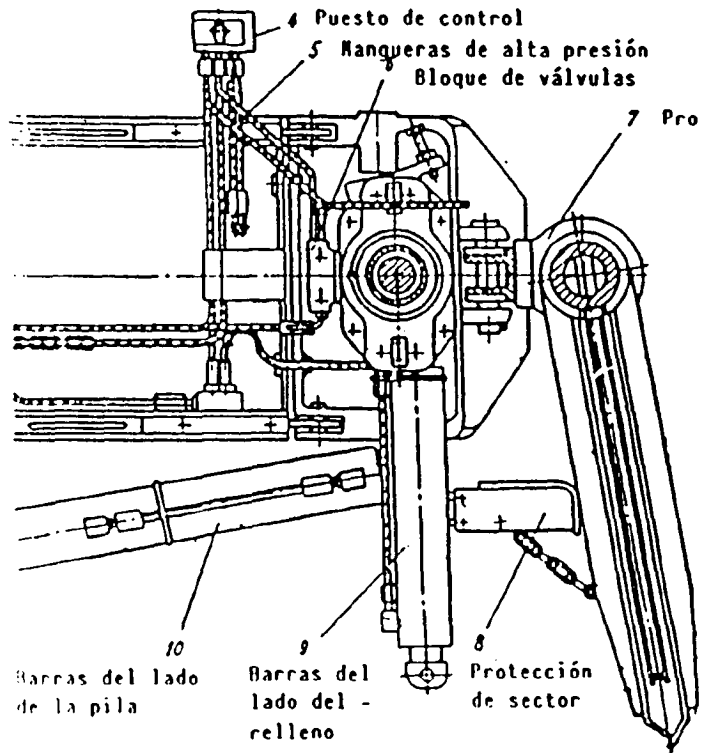
La sección terminal se distingue de las lineales por el indicador de situación de ésta.

El conjunto del entibado consta de 129 secciones lineales y una terminal. De las 129 secciones, 120 se consideran en funcionamiento y 9 se emplean para sustituir las que se vayan averiando.

PILA LINEAL DEL ENTIBADO TIPO KGU



3 Sobrero superior elástico



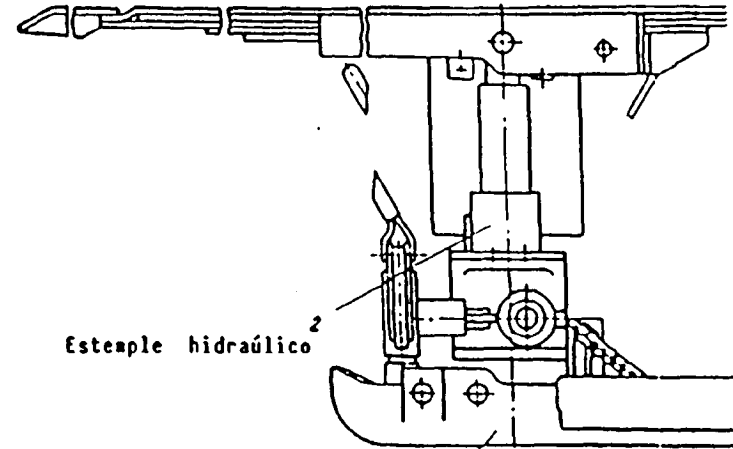
4 Puesto de control
5 Mangueras de alta presión
Bloque de válvulas

7 Protección posterior

10 Barras del lado de la pila

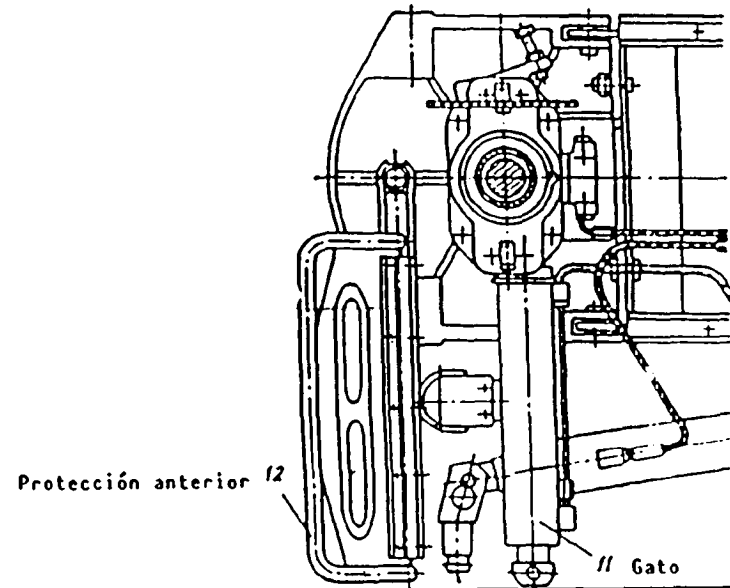
9 Barras del lado del relleno

8 Protección de sector



Esteople hidráulico 2

Base elástica y articulada



Protección anterior 12

11 Gato

5.2.2 Labores de preparación

Para el empleo del complejo mecanizado la capa deberá prepararse según el esquema de frente único (o tajo largo), con explotación en retirada hacia el transversal y sólo como excepción con la conservación y la introducción de materiales por la galería de ventilación en explotación en avance.

Antes de iniciar el arranque por el sistema de tajo largo, se avanza la galería de transporte o de base sobre capa y se recupera o se avanza una nueva galería de cabeza o ventilación.

Por delante del frente de arranque las galerías trazadas por la capa en dirección se comunican, por medio de transversales secundarios, con las galerías principales en estéril. En la práctica, la distancia entre transversales intermedios es de 200 a 400 m. La galería de ventilación se rellena a medida que el frente de arranque va avanzando y la galería de transporte se rellena con cierto retraso, necesario para realizar el cargue del carbón.

Este sistema de laboreo permite que, antes de iniciar los trabajos de arranque propiamente dicho, se pueda llevar a cabo un estudio de la capa (comprobación

de las alteraciones geológicas y potencia de la capa), realizar los trabajos para desgasificar de ser preciso y cumplir con las normas de prevención y seguridad contra los fenómenos gaseodinámicos en el supuesto de ser de aplicación.

En determinadas capas, en caso de retraso de las labores de preparación, se emplea el método de frente continuo con ejecución simultánea de los avances de las guías. En este caso, no se crean las condiciones mejores para un aprovechamiento efectivo de los complejos mecanizados. Además con el esquema de explotación en avance, no es posible detectar con anticipación los accidentes geológicos, se hace dificultoso organizar el trabajo de transporte en la galería de base debido a la simultaneidad en el tiempo y espacio de los trabajos de arranque y de preparación, se realiza con dificultad la ventilación del frente de arranque debido a las elevadas pérdidas de aire en las zonas explotadas y se dificultan también las labores de desgasificación de la capa así como las medidas de lucha contra desprendimientos de carbón y gas. Por todos estos motivos, cuando se utilizan complejos mecanizados no es recomendable la utilización de sistemas y explotación en avance. Estos criterios son absolutamente extrapolables al combinado ASTURFALIA.

Para conseguir una explotación eficaz con los

complejos mecanizados, tiene mucha importancia la elección correcta de la capa donde se va a trabajar. Los parámetros más importantes son la potencia, el grado de derrababilidad del carbón, la estabilidad de los hastiales, el contenido de gas de la capa y su peligrosidad ante los desprendimientos instantáneos de carbón y gas, situación de la capa en el paquete carbonífero, posibilidad de su laboreo por el sistema de frente único, longitud del frente, disponibilidad de medios de captación de polvo, etc.

Para el complejo mecanizado "Ucraina" se seleccionan capas con hastiales de estabilidad media y superior de clases III, IV, V según la clasificación Don UGI, que no sean peligrosas por expulsión de carbón y gas.

5.2.3 Trabajos de montaje y desmontaje

Antes del montaje del complejo, el frente de arranque tiene que estar preparado. A tal efecto se acondiciona una cámara de montaje con un ancho de 4,5 m.

El camino a través del cual se van a transportar las pilas del entibado, se refuerza en el techo y

en el muro del terreno, utilizando para ello uno o dos estemples. La galería de ventilación en el lugar de unión con la cámara de montaje, tendrá, a ambos lados de ésta, una sección superior a los 8 m². Para una mayor comodidad y amplitud de movimiento y transporte de la rozadora y de las pilas de entibado, en algunos casos se hace necesario realizar una ampliación de la galería de ventilación en el lugar próximo a la cámara de montaje.

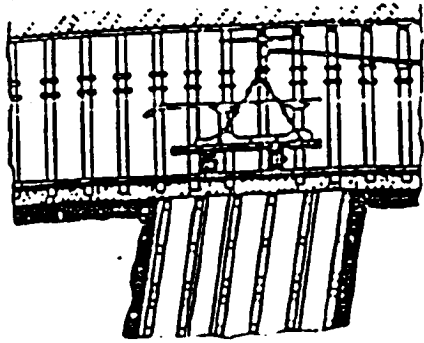
El cabrestante y la rozadora se introducen en la mina y se transportan por medio de plataformas especiales. Tanto uno como otra deben introducirse de forma que su disposición se corresponda con la posición de trabajo en el lugar de su montaje.

Las pilas se cargan también en plataformas. Tanto los conductos de aceite, como las protecciones, los aparatos de medida y los instrumentos, se transportan independientemente.

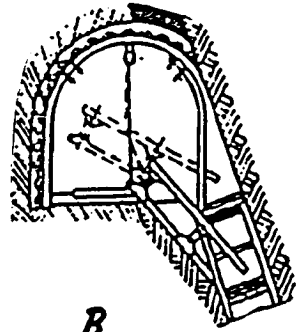
En la galería, cerca del frente de arranque, se monta la rozadora y se lleva a la cámara de montaje. El descenso se hace por medio de un cabrestante. Desde la galería de ventilación se envían los cables del cabrestante y se instala la comunicación telefónica entre el mismo y la galería de transporte. Antes del montaje del entibado mecánico se sitúan dos cabrestan-

tes, las poleas de reenvío, la estación de bombeo, extendiéndose las mangueras desde la estación hasta el lugar de montaje de la primera pila del entibado. Se montan las pilas en sentido ascendente. Cuando los techos son inestables, se recomienda utilizar el montaje en sentido descendente.

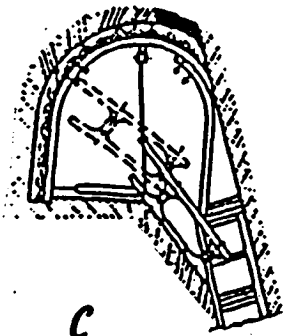
El montaje se realiza en el orden siguiente: La pila se lleva en una mesilla o plataforma a un lugar próximo a la cámara de montaje. El cable de uno de los cabrestantes se sujeta por medio de un trozo de cadena a la base de la pila (véase la figura) y el cable del segundo cabrestante a la base de la pila del entibado (b y c). La pila se separa de la plataforma de transporte y se permite que descienda por la entrada de la cámara de montaje. En sentido ascendente de montaje las secciones se trasladan por medio de la consola (g) y en sentido descendente por medio de la pluma de asentamiento (d).



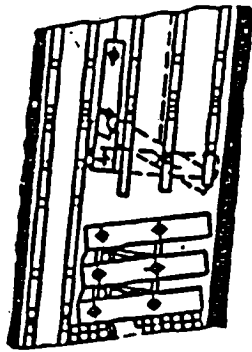
A



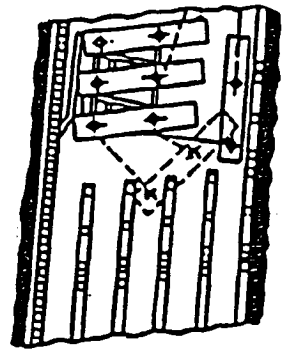
B



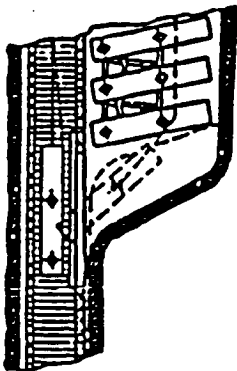
C



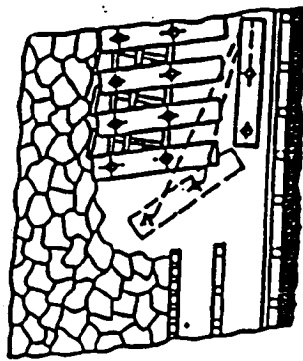
G



D



E



F

Una vez que ha descendido la pila hacia el lugar de su instalación, se engancha el cable del cabrestante en el bulón de la protección del lado del frente de carbón, y por medio del cual se hace girar la sección y se coloca al lado de la situada con anterioridad.

A continuación se unen las pilas una a otra por medio de palancas y gatos.

Se termina el montaje de las pilas conectando las mangueras del circuito hidráulico. Es muy importante situar correctamente la primera pila que se coloca rigurosamente de forma horizontal, mediante la ayuda de un nivel adecuado. La situación del resto de las pilas, se consigue por medio de la correcta colocación de las barras.

Cuando se monta el entibado en condiciones en las que los hastiales son inestables, la cámara se construye de 1, 2 a 1,5 m de ancho. Las pilas se montan en el sentido de arriba hacia abajo. La particularidad del montaje consiste en que anticipadamente, en el lugar de colocación de las pilas, la cámara de montaje se amplía en una longitud igual a una pila (e). En el lugar de giro de la sección se coloca provisionalmente un refuerzo de madera. Todas las mampostas del posteado de madera, que dificultan el desenvolvimiento de las

pilas, han de ser retirados. La pila desciende con la pluma de asentamiento, se gira y se procede al montaje de la forma habitual. Este esquema permite la colocación de las pilas de forma inmediata al descubrimiento de los hastiales.

El desmontaje del complejo, debe realizarse teniendo en cuenta el comportamiento de los hastiales en las zonas explotadas y de los hundimientos detrás del entibado.

Antes de proceder al desmontaje se extraerá la calle de carbón, se retirará la rozadora por medio del cabrestante y las pilas del entibado no se trasladarán hacia el frente de arranque. En el espacio comprendido entre el entibado y el frente de arranque se construirá la cámara de desmontaje.

El ancho de la calle entre pilas y el frente de arranque para una potencia de capa de 0,9, deberá ser de 1,2 - 1,5 m.

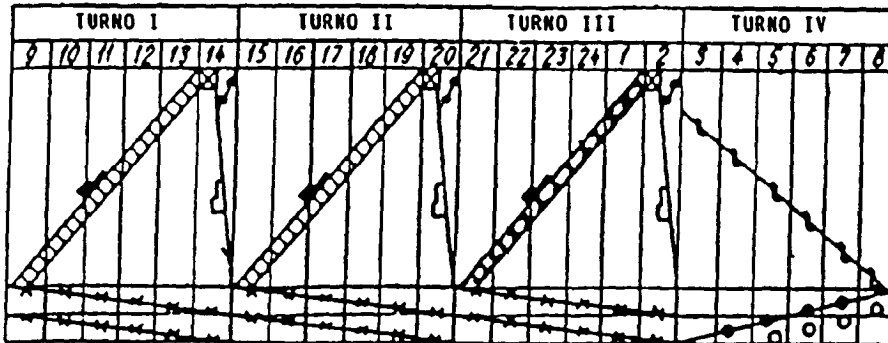
Las pilas se desmontarán individualmente de abajo hacia arriba (f). La pila desmontada se traslada hacia la rampa en 0,7 ó 0,8 m. De la pila inmediata superior se separan el gato, las barras y mangueras de alta presión. Con la ayuda de cables de acero se hace girar la pila hacia arriba y se eleva de 2 a 3 m. Se

desengancha el cable del cabrestante de maniobras y se transporta la sección por el taller.

Una vez desmontadas las pilas, éstas se reemplazarán por posteo corriente de madera,.

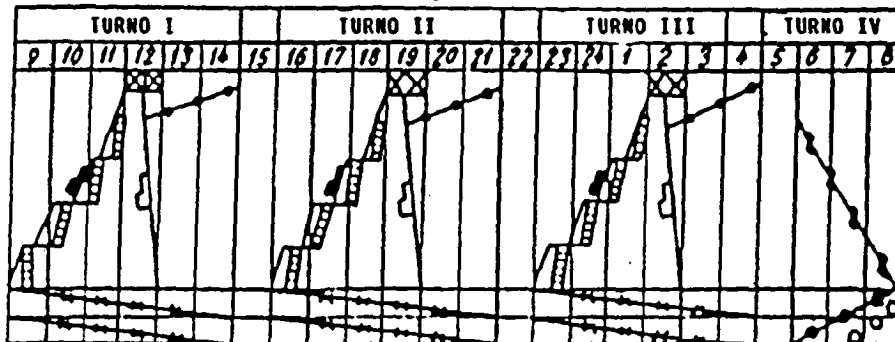
5.2.4 Explotación

Todos los trabajos en el frente se realizan por un equipo integrado, compuesto por relevos que se turnan al corte y cuyos componentes realizan los trabajos necesarios para el arranque del carbón, ripado de la entibación, transporte del carbón en el taller, fortificación de los tajos en la caldera y coladeros, provisión de la madera necesaria y revisión y reparación de la maquinaria. En la figura que se acompaña a, se ilustra una organización aproximada para la realización de los trabajos en el tajo equipado con el complejo.



PROFESION (Especialidad)	TURNOS				TOTAL	I TURNO	II TURNO	III TURNO	IV TURNO
	I	II	III	IV					
Maquinista del complejo	1	1	1	-	3				
Ayudante maquinista	3	3	3	-	9				
Minero de extracción	3	3	3	-	9				
Minero ayudante	4	4	4	8	20				
Ajustador electricista	1	1	1	-	3				
Ajustador	-	-	-	6	6				
TOTAL	12	12	12	14	50				

a



ESPECIALIDAD	TURNOS				TOTAL	I TURNO	II TURNO	III TURNO	IV TURNO
	I	II	III	IV					
Maquinista del complejo	1	1	1	-	3				
Ayudante de maquinista	3	3	3	-	9				
Minero de extracción	3	3	4	1	11				
Ayudante	-	-	-	5	5				
Ajustador	-	-	-	6	6				
TOTAL	7	7	8	12	34				

SIGNOS CONVENCIONALES

b

- Extracción de carbón con rozadora
- Descenso de la Rozadora
- Cambio de secciones de entibado
- Traslado de la placa de poleas
- Fortificación de entibado de madera
- Colocación de fortificación de órgano
- Extracción y fortificación de tajos inferiores
- Suministro de madera y construcción de llaves
- Preparación de maquinaria

Dib. 6. Gráficas de organización de trabajos y presencia de trabajadores en el complejo "Ucraina".

En cada turno la organización de los trabajos es similar. En el arranque trabaja el equipo standard. Está compuesto por el maquinista y tres ayudantes mineros y un número determinado de trabajadores para transportar el carbón en función del volumen de trabajo a realizar.

Al comienzo del relevo la rozadora tiene que situarse en la parte inferior del frente y estar preparada para el arranque de carbón. El maquinista del complejo y su ayudante, bajan al taller trasladándose por el entibado mecanizado revisándolo. Los otros dos ayudantes revisan y comprueban, en la galería de ventilación, la maquinaria preparándola para el trabajo. Si el complejo se encuentra en buenas condiciones, el maquinista da la orden por teléfono a la galería superior para que se ponga en marcha la estación de bombas y la rozadora. A medida que se va extrayendo el carbón con la rozadora, el maquinista acompaña a la misma. La coordinación de todas las actuaciones de los componentes del equipo, se realiza mediante comunicación telefónica. Todo ello viene reflejado de manera sintética en el apartado a) de la figura.

Si se explota una capa peligrosa, con desprendimientos instantáneos de carbón y gas, el arranque de carbón con la rozadora se realiza sin la constante

presencia del personal en el taller. Las características de estabilidad de los hastiales, predeterminan la posibilidad de extraer el carbón sin presencia del personal, en una calle a lo largo de toda la longitud del frente o a base de diversos tramos (Apartado b de la figura). A continuación los trabajadores descienden a la explotación y ripan las pilas correspondientes.

Después de arrancar el carbón y efectuar el ripado de las pilas, realizan las operaciones finales de preparación para el siguiente relevo del frente de arranque y la galería, y la rozadora se sitúa en el lugar de iniciación del ciclo. De acuerdo, con la dureza del carbón, durante un relevo se dará una o dos rozas.

En el relevo de reparaciones, el equipo, compuesto por 4 ó 6 mecánicos, realiza la revisión o reparación de algunas partes del entibado mecanizado y de la rozadora, el engrase de la misma, revisándose también las picas, estación de bombas, los cabrestantes y el resto de la maquinaria. La madera necesaria para la fortificación de la caldera es transportada en este turno que también prolonga el tendido de las mangueras de la red neumática.

5.2.5 Consideraciones finales

Como ya se indicó en la introducción del apartado 5, este equipo está siendo probado en Hullas de Coto Cortes S.A., donde ha sido ensayado en dos fases. En la primera se trataba de una serie de pilas que, con posterioridad, han sido aumentadas hasta constituir un taller completo.

El hecho de que se esté en estos momentos realizando esta fase del ensayo, impide poder dar datos del funcionamiento real del complejo en las minas españolas. En cualquier caso debe considerarse "a priori" un interesante equipo, del que habrá que determinar su real campo de aplicación, cubriendo con la ASTURFALIA y con algún otro complejo íntegramente mecanizado que pudiera aparecer, el campo que a este tipo de mecanizaciones cabe asignarle en el futuro.