e. n. adaro

DESARROLLO DE NUEVOS METODOS EN LABORES EN PENDIENTE O VERTICALES

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

ENERO, 1980

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

50328

TITULO	DESARROLLO DE NUEVOS METODOS EN LABORES EN PENDIENTE O VERTICALES
CLIENTE	COMISION DEL P.E.N. MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA
FECHA	ENERO, 1980

Referencia : P0-61-004

Departamento : Minería Subterránea

I N D I C E

1. ANTECEDENTES ———— 2

2. JUSTIFICACION DEL PROYECTO

   2.1. Necesidad y utilidad del proyecto ———— 5

   2.2. Justificación dentro de los Planes Nacionales ———— 9

   2.3. Resultados que se esperan del Proyecto ———— 10

3. DEFINICION DEL PROYECTO

   3.1. Objetivos ———— 12

   3.2. Plan de trabajo ———— 14

   3.3. Area del Estudio ———— 16

4. PROGRAMA DE EJECUCION ———— 20

5. PRESUPUESTO

   5.1. Ingeniería ———— 22

   5.2. Gastos en Mina ———— 23

A N E X O

1. ANTECEDENTES

La alarmante situación de los mercados de productos - energéticos en el momento actual, hace que se le dé un carácter preferente a la impulsión de las explotaciones carboneras nacionales, la fuente autóctona más importante de que dispone la nación, como así se contempla en el Plan Energético Nacional. En el capítulo de dicho Plan, titulado "Proyección del Balance Energético" se señala: "El carbón deberá crecer en forma importante hasta suministrar una cuarta parte de las necesidades totales."

La escasa atención prestada, en general, a temas tan importantes como son los relativos al desarrollo y puesta a punto de nuevas técnicas y equipos que permitan una mejor explotación con unos mayores rendimientos, se justifica por la falta anterior de perspectivas en el porvenir del carbón, y a las que contribuía la precaria estabilidad social, los precios poco remuneradores y la escasez de reservas financieras de las empresas mineras.

El riesgo que afrontan las inversiones destinadas a este fin, y la aplicación generalizada que se debe pretender conseguir con las investigaciones y el desarrollo de nuevos sistemas de laboreo en la minería del carbón, implican la conveniencia de actuación e impulsión de estos estudios por el Estado.

Entre tales estudios, uno de los más seleccionados e importantes es el de "Desarrollo de nuevos métodos en labores en

pendiente o verticales" como se justifica en el Estudio Previo para la Elaboración de un Plan de Investigación y Desarrollo de Sistemas de Laboreo en la Minería del Carbón y Posibilidades de los Procesos de Conversión de Carbón a los Yacimientos Españo - les, realizado por ENADIMSA en régimen de contratación con el IGME, y presentado en Septiembre de 1979, y cuyo capítulo co- rrespondiente se incluye como Anexo a este Proyecto.

2. JUSTIFICACION DEL PROYECTO

2.1. NECESIDAD Y UTILIDAD DEL PROYECTO

La importancia de los recursos de carbón, según figura en el Inventario de Recursos de Carbón en España y en la distribución que hace según pendiente, se resume, exluyendo Puentes de García Rodríguez y Meirama, en:

	Recursos	
Pendiente	M.t.	%
0 - 35°	1.896	57
35 - 60°	881	26
60 - 90°	575	17
Totales:	3.352	100

Si se considera sólo Hulla y Antracita:

Pendiente	M.t.	%
0 - 35°	917,0	40
35 - 60°	803,0	35
60 - 90°	575,9	25
Totales:	2.296,8	100

Es decir, de las reservas de carbón el 43% se encuentra en capas con más de 35°, y de ellas las de mejor calidad, como las hullas y antracitas, sobre todo las primeras, el 60% lo son en capas de dicha pendiente.

Este tipo de capas, aparte de España y la URSS, sólo se explota en contadas excepciones. Prácticamente se abandonaron los yacimientos de tales características cuando se desencadenó la crisis del carbón, y hoy se mira hacia ellas con posibilidades de reemprender su explotación si se desarrollan y ponen a punto sistemas que se adapten a tales pendientes, y se entrena personal especializado para dichas capas.

En el Reino Unido y Bélgica no se arranca actualmente carbón en capas con más de 45° de pendiente; en Francia se hace sólo en la Cuenca de Lorena en capas potentes, regulares y de carbón muy duro; y en la República Federal ha quedado la producción de la cuenca del Rhur en pendientes de 40-60° reducida a un 3,4% y en 60-90° a un 0,7% del total de 70 M.t/año.

En Europa Oriental, Polonia y la URSS existen explotaciones en capas verticales y en todas las potencias, pero la información que se recibe no es tan completa y los intercambios comerciales y tecnológicos son muy lentos. Por otro lado, la productividad no es en ellos un aspecto prioritario, como lo es en países de economía libre.

En Alemania se estiman las reservas sobre capas inclinadas y verticales en más de 1.000 Mt. En concreto, en el Ruhr, sobre las actuales plantas de explotación, con pendientes superiores a 23°, tienen unas reservas de 176 Mt de carbón de cok con todas las labores de acceso, como pozos y transversales, ya hechas y en servicio.

Dejando aparte las dificultades, estas capas también presentan ventajas notables, como son evacuación del carbón por gravedad, así como colocación del relleno por simple vertido, me

nor presión de los terrenos normal a los hastiales, y otras. Desde luego son las capas que mejores condiciones presentan para explotaciones sin personal en ellas, como así se han realizado en algunas con más o menos éxito.

La posibilidad de explotación de estas reservas con una productividad próxima a la obtenida en capas horizontales, ha estimulado la investigación de métodos de arranque para capas verticales, que pueden dividirse en dos grupos:

- con posteo del taller, y por tanto personal trabajando dentro de la capa, y
- sin personal dentro del taller

Los primeros pueden considerarse como una versión perfeccionada de nuestros métodos actuales de explotación, y los segundos, indudablemente los más atractivos, han tenido a su vez en las dos últimas décadas, tres direcciones de investigación:

- Cámaras y pilares
- Perforación de arranque desde la galería inferior
- Hidrominería

El trazado de las cámaras y pilares, así como las perforaciones de arranque desde la galería inferior, exigen disponer de medios de perforación en capa.

Existen máquinas en el mercado capaces de hacer perforaciones en roca desde diámetros reducidos hasta los normales de un pozo-balanza, pero en cambio no hacen perforaciones en carbón siguiendo las ondulaciones de la capa sin salirse de la caja de ésta.

Se han hecho investigaciones en Francia, Alemania y Rusia, para dotar a las perforadoras normales de coronas capaces de seguir la capa cuando ésta varía ligeramente su pendiente, y como una máquina que trabajase en estas condiciones podría utilizarse para el montaje de chimeneas en la explotación convencional, y en éstas son las chimeneas el cuello de botella del montaje de los talleres de arranque, se dedicará una especial atención a la perforación en roca y, sobre todo, en carbón, ya que en aquélla, los múltiples tipos de perforadora son máquinas ya maduras y tienen su campo de aplicación reconocido.

Las perforaciones de arranque desde la galería permiten el arranque de un macizo de carbón, sin necesidad de avanzar la galería de cabeza, y han sido estudiados con mucho interés en Francia y Alemania para recuperar restos de macizos antes del abandono definitivo de una planta.

Finalmente, los métodos de arranque con explosivo en capas inclinadas y verticales tuvieron amplia difusión en el Ruhr, en la década de los 60, pues, respetando el trazado convencional de testeros, conseguían, con la introducción de ciertas variantes, rendimientos más elevados que el arranque con martillo picador. La mecanización, donde ello era posible; el carbón normalmente blando en el Ruhr; el riesgo siempre existente de un posible accidente cuando la rutina afloja las severas medidas de precaución necesarias para efectuar el disparo con personal incluso dentro del taller; pero sobre todo, el abandono de las capas verticales, hacen que actualmente no se empleen métodos de arranque con explosivos, y sin embargo, dada la simplicidad y circunstancias de muchas de nuestras minas, con poco grisú y trabajando el arranque a 1 ó 2 relevos, permitiendo hacer disparos sin personal en el taller, merecen la pena ser considerados.

Actualmente se obtienen en alguna hullera asturiana, en capas de carbón duro, de 1-15 m. de potencia, 55° de pendiente y buenos hastiales, elevados rendimientos de arranque (20 tb/h/r) disparando al carbón con bajo precio de coste.

Los dos problemas técnicos principales de la explotación del carbón en España pueden concretarse en: el escaso rendimiento medio de los avances de galerías -común a todos los yacimientos, ya sean horizontales o verticales- y la escasa productividad del arranque, particularmente en capas verticales. El primero se contempla en otro proyecto, y el segundo es el objetivo a desarrollar en éste.

2.2. JUSTIFICACION DENTRO DE LOS PLANES NACIONALES

En el Plan Energético Nacional, en su capítulo de Resumen y Conclusiones, se señala: "En el subsector carbonero, donde puedan obtenerse recursos adicionales de una cierta consideración, se proponen medidas de impulso a la exploración e investigación geológica y tecnológica."

El Plan Nacional de Investigación del Carbón, presentado en Julio de 1979 por la Dirección General de Minas e Industrias de la Construcción, y el Instituto Geológico y Minero de España, en sus capítulos 6.1 "Tecnología Minera" y 7 "Presupuestos", dedica el apartado 7.1.5 a Labores en pendiente o verticales.

La necesidad de este estudio figura como resultado del trabajo del Plan Nacional de Abastecimiento de Materias Primas Energéticas titulado "Estudio previo para la elaboración de un

Plan de Investigación y Desarrollo de Sistemas de Laboreo en la Minería del Carbón y Posibilidades de Aplicación de los Procesos de Conversión del Carbón a los Yacimientos Españoles". En el Tomo II dedicado a Sistemas de Laboreo, se fija como uno de los puntos principales el de labores en pendiente o verticales, que se examina con extensión en los capítulos 3.4 y 3.5. En el Tomo I "Planteamiento y Conclusiones" queda determinado como uno de los objetivos seleccionados (apartado 2.2.3) y como uno de los proyectos de investigación y desarrollo propuestos (apartado 2.2.5.5).

2.3. RESULTADOS QUE SE ESPERAN DEL PROYECTO

Los resultados que se esperan alcanzar con este proyecto son, en general y a largo plazo, la mejora de los sistemas actuales y la búsqueda de una mecanización apropiada, adaptada a nuestras minas, que permita avances más rápidos de deshulle, con mejores rendimientos y más económicos en las labores realizadas en capas con pendiente o verticales.

A corto plazo se pretende hacer una prueba de explotación por subniveles con arranque por barrenos largos.

Para conseguir el objetivo primero más general, en esta primera fase, se estudian las posibles actuaciones y su programación futura.

3. DEFINICION DEL PROYECTO

3.1. OBJETIVOS

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

Comprende el estudio dos partes bien diferenciadas:

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

Esta última se subdivide a su vez en:

- Explotaciones de capas estrechas
- Explotaciones de capas potentes

dada la diferenciación en los métodos seguidos en ambas.

El análisis del estado actual y de las diversas posibilidades de desarrollo de nuevos métodos, variantes y equipos, se ha iniciado en el "Estudio Previo para la Elaboración de un Plan de Investigación y Desarrollo de Sistemas de Laboreo en la Minería del Carbón", ya citado en el capítulo 1 de Antecedentes y en el 1.2.2, y cuyo texto correspondiente figura en el Anexo.

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

Hay que señalar que, en las Jornadas de Información de la C.E.E. habidas en Luxemburgo en Agosto de 1976, sobre Talleres de Arranque de resultados elevados en las hulleras, J.Nehrdich en la primera exposición recalcó, refiriéndose a las capas de fuerte buzamiento, que "entre los procedimientos conocidos hoy día, sólo la explotación por cámaras y pilares, así como el arranque y el transporte hidromecánico, parecen ser susceptibles de desarrollarse, por cuanto que los procedimientos propios de las capas llanas no pueden ser traspasados a las verticales".

Por otra parte, en cuanto a las capas estrechas, y puesto que HUNOSA está acometiendo su estudio, dada la importancia de sus explotaciones en este campo, junto con un plan de colaboración con la URSS, se considera, a la vista de las limitadas disponibilidades económicas actuales, posponer su ampliación de desarrollo para etapas futuras.

El proyecto, en este primer año, comprenderá el análisis en profundidad de los problemas en general de las capas en pendiente, con la elaboración del programa futuro de desarrollo, y en especial los trabajos para 1981, y se efectuará una

serie de ensayos de mejora en el método de explotación por subniveles, que además, como condición primordial, exige el desarrollo de sistemas de preparación en pendiente, en las cuatro variantes siguientes:

- Pozos en carbón, según pendiente.
- Rampones en carbón.
- Rampón de servicio en estéril.
- Rampa de servicio a muro.

Dada la influencia en el coste del método de tales labores, es condición necesaria llegar en éstas a elevados rendimientos, con costos lo más bajos posibles.

3.2. PLAN DE TRABAJO

En la primera fase que se acomete con este estudio, se realizarán las siguientes partes:

1 - Análisis de los sistemas actuales de preparación de labores en pendiente.

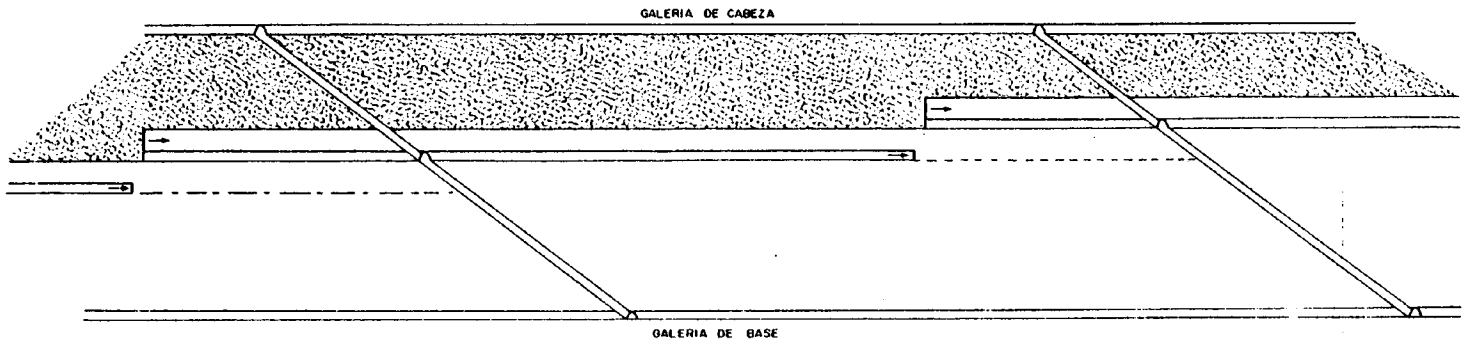
2 - Análisis de los sistemas de explotación actuales por subniveles o pilares.

3 - Proyecto de realización de ensayos para modernizar y mejorar las explotaciones por subniveles y pilares, así como de realización de las preparaciones.

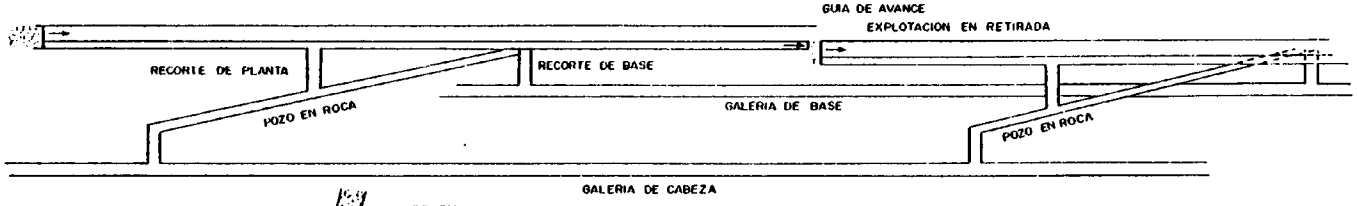
4 - Preparación, acondicionamiento de panel y adquisición de equipo.

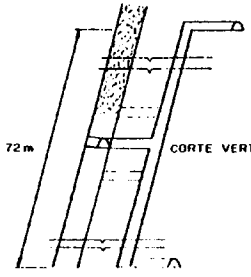
5 - Realización de ensayos.

6 - Evaluación de los ensayos y programa de planes a seguir en el año siguiente, así como a largo plazo.



PROYECCION SOBRE EL PLANO DE LA CAPA





PROYECCION HORIZONTAL

NOTAS:	REV	FECHA	DESCRIPCION DE LA EDICION	VERIF	APROB	INI DESARROLLO INDUSTRIAL	PROYECTO / CLIENTE	EXPLOTACION POR PLANTAS HORIZONTAL	ESCALA	PLANO Nº

El Proyecto comprenderá los objetivos particulares siguientes:

1 - Análisis de los sistemas de preparación en pendiente.

1.1. Métodos tradicionales.
1.2. Métodos mecanizados

2 - Análisis de las explotaciones por subniveles.

2.1. Métodos y ensayos empleados hasta ahora en España.
2.2. Métodos y ensayos fuera de España.
2.3. Equipos disponibles.

3 - Proyecto de prueba de ensayo y desarrollo.

4 - Preparación y equipado de panel a explotar con ensayos.

5 - Evaluación de resultados en esta etapa y programa futuro.

3.3. AREA DEL ESTUDIO

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

A - Zona Central y Norte de Asturias

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

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

Las reservas que cubica esta zona son (en M.t.):

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

B - Zona Norte de León

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

Las reservas cubicadas en esta zona son:

Muy probables	29,7	M.t.
Probables ...	42,0	M.t.
Posibles	55,9	M.t.
Total Zona B:	127,6	M.t.

C - Resto de zonas

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

Las reservas son las siguientes:

Muy probables	21,2	M.t.
Probables ...	26,2	M.t.
Posibles	27,9	M.t.
Total Zona C:	75,3	M.t.

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

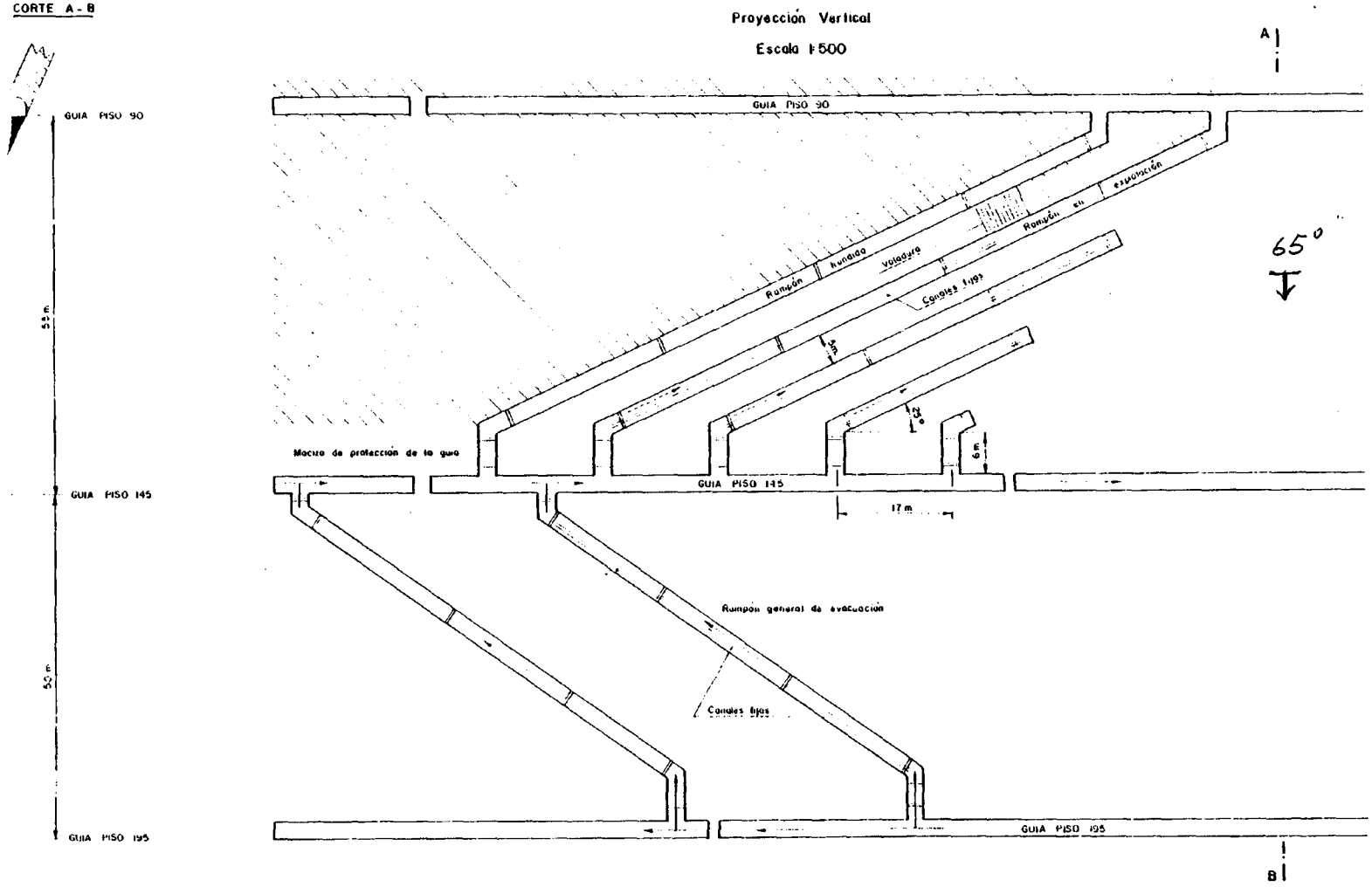
Las características de las cuencas del Norte son capas por lo general estrechas, entre 0,5 y 2 m. La del Guadiato explota capas de 1,5 a 3,5 m., siguiendo método de subniveles o pilares, en el que se dispone de gran experiencia, y en los cuales pueden introducirse muchas mejoras.

Los esquemas adjuntos señalan las explotaciones del Pozo Cervantes nº 1 sobre Capa San Rafael, la de Mina Aurora sobre Capa 6ª y la del Pozo Espiel.

Dado el gran interés de ENCASUR en impulsar los estudios sobre este tipo de explotaciones, está dispuesta a colaborar con la aportación necesaria en cuanto a personal, labores preparatorias, equipo disponible, material de consumo, etc., llegando a superar la cantidad presupuestada en el PEN, con lo que ésta sería destinada a la realización del proyecto de los ensayos, su dirección y gestión de equipo no disponible.

SISTEMA DE EXPLOTACION DEL POZO CERVANTES Nº 1

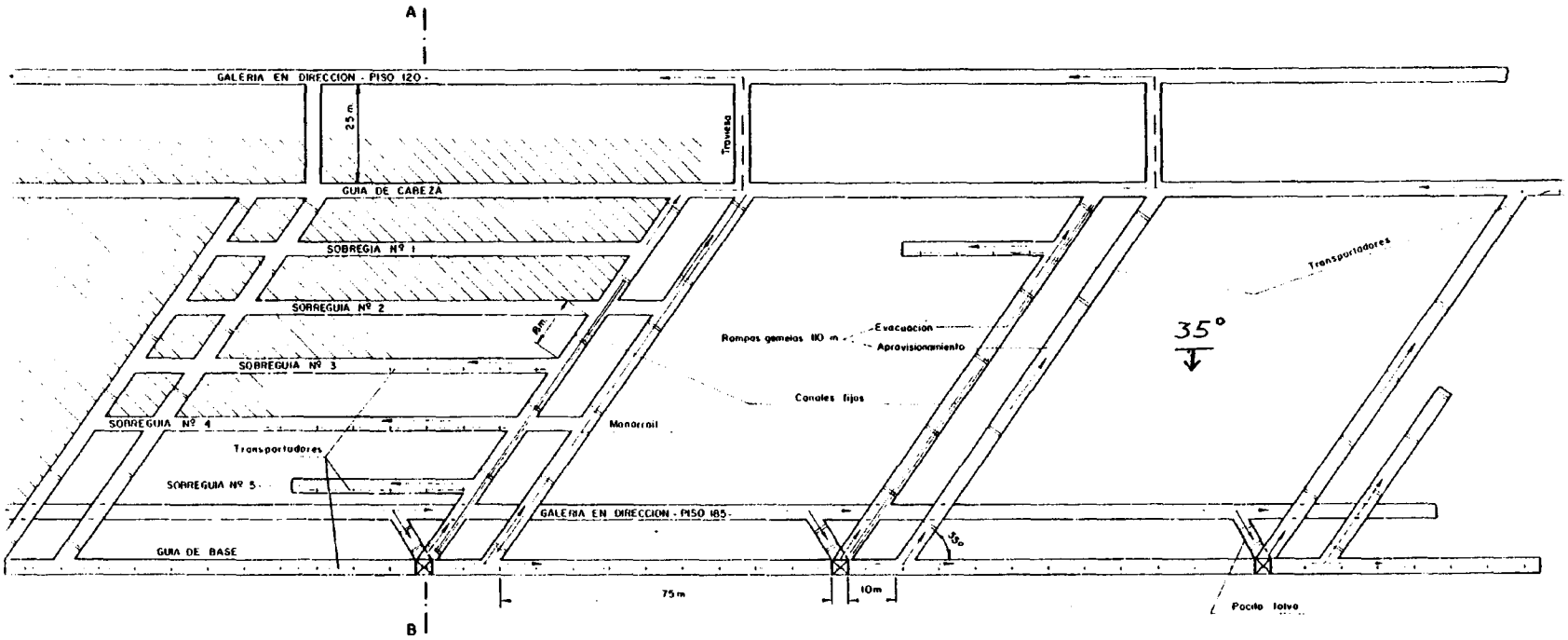
CORTE A - B



SISTEMA DE EXPLOTACION DEL POZO ESPIEL

Proyeccion Horizontal

Escala 1:800



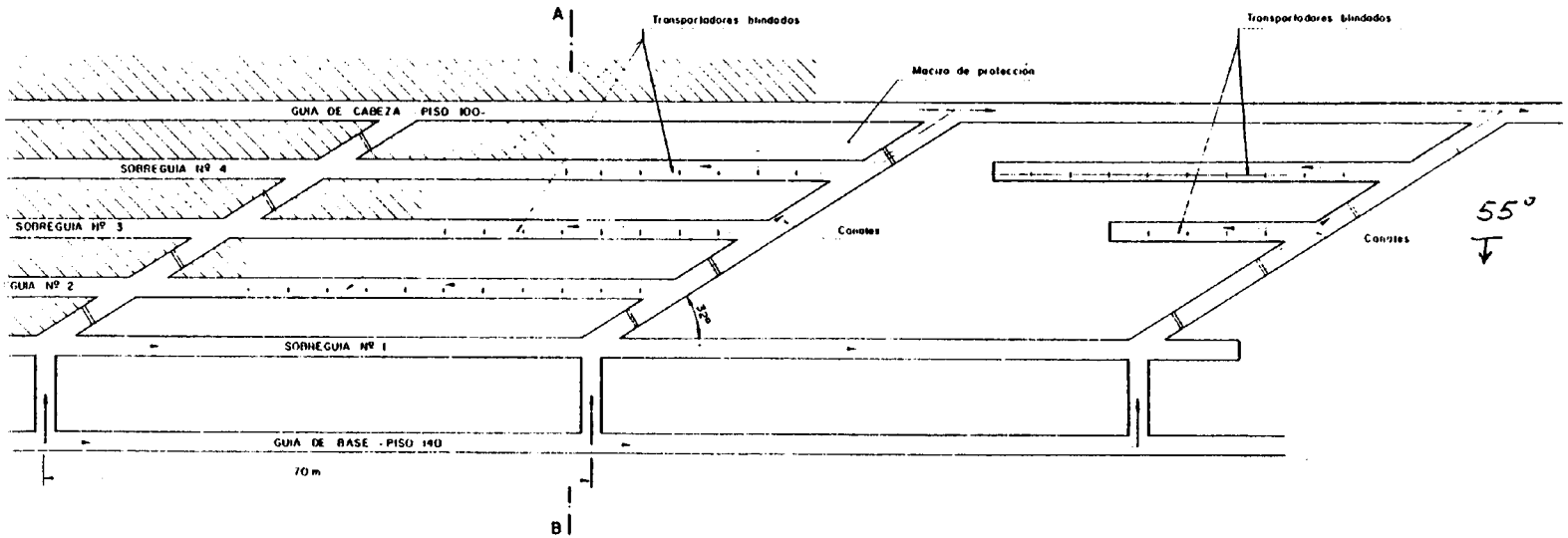
SISTEMA DE EXPLOTACION DE LA MINA AURORA

LEYENDA

Ventilación principal
" secundaria
Retorno

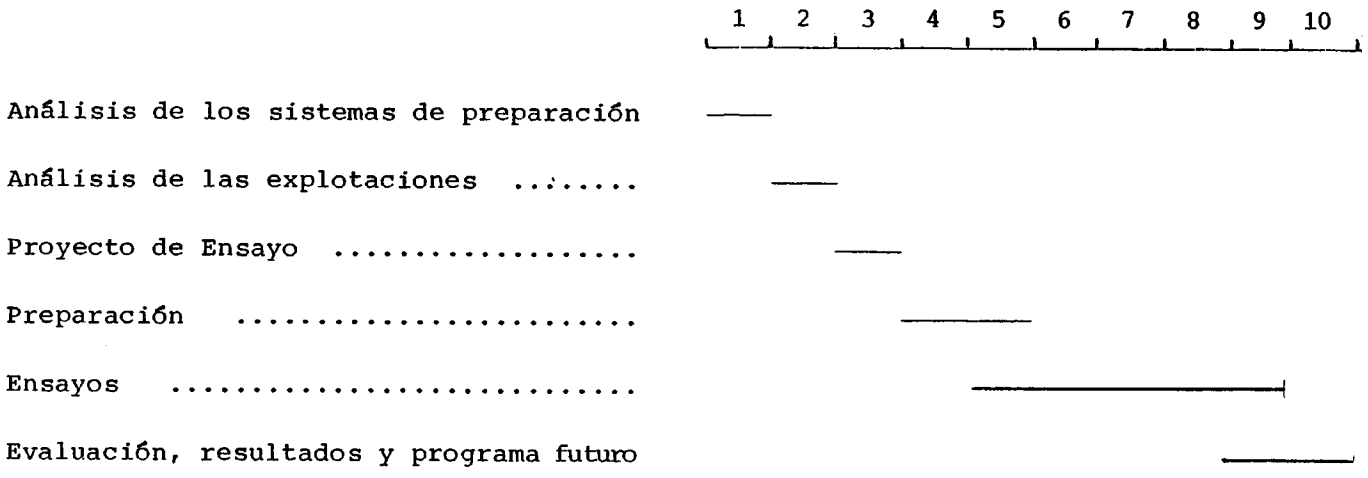
Proyección Vertical

Escala 1:500



4. PROGRAMA DE EJECUCION

El Plan de trabajo propuesto se realizará en un plazo de 11 meses, según el programa del cuadro siguiente.



5. PRESUPUESTO

5.1. INGENIERIA

	Pesetas
Jefe de Proyecto:	
60 días a 30.000 Pta/día,	1.800.000
Ingeniero Superior:	
80 días a 25.000 Pta/día,	2.000.000
Proyectistas:	
60 días a 11.500 Pta/día,	690.000
Administrativos:	
25 días a 10.500 Pta/día,	262.500
	4.752.500
Gestiones de Maquinaria ...	4.412.500
Visitas a minas nacionales:	
(3 visitas de 2 personas, y 6 visitas de 1 persona)	
12 billetes a 5.000 Pta.	60.000
60 dietas a 4.000 Pta.	240.000
Bibliografía, reproducciones y varios	230.000
Total ejecución:	9.695.000
9% beneficio industrial:	873.000
TOTAL:	10.568.000

5.2. GASTOS EN MINA (a cargo de la Empresa)

	Pesetas
Facultativo:	
100 días a 7.000 Pta/día	700.000
Operarios mineros:	
1200 jornadas a 5.000 Pta/j. ...	6.000.000
Material de consumo	2.350.000
Adquisición de equipo	4.100.000
TOTAL MINA:	13.150.000
TOTAL PRESUPUESTO 5.1 y 5.2:	23.718.000

A N E X O

EXTRACTO SOBRE EL "ESTUDIO PREVIO PARA LA ELABORACION DE UN PLAN DE INVESTIGACION Y DESARROLLO DE SISTEMAS DE LABOREO EN LA MINERIA DEL CARBON, Y POSIBILIDADES DE APLICACION DE LOS PROCESOS DE CONVERSION DEL CARBON A LOS YACIMIENTOS ESPAÑOLES

3.4.- PREPARACION EN ROCA Y CARBON EN PENDIENTE O VERTICALES

Se tratará de los pozos y chimeneas, no así de los pozos de extracción a la superficie, que tienen tecnología propia.

Los pozos interiores en roca entre dos plantas, sirven a diversos objetos, y según cuál sea su destino están equipados de diferente manera.

- Pozos "balanza", para la transferencia de vagones de una a otra planta. Equipados con cabrestante, jaula y guionaje.

- Pozos de tierra, para bajada de escombros de rellenos desde la calle a una planta o entre-plantas. Tienen plataforma o "trancas" alternadas para realizar la caída de las piedras.

- Pozos de carbón, para conservar los granos. Van equipados con descensores metálicos helicoidales, o son pozos cuyo eje tiene una inclinación $\angle 50°$, para que el carbón deslice suavemente por el suelo cubierto con chapas o carriles.

- Pozo de servicios, por donde sube o baja el personal, tuberías y cables, etc.

Los pozos entre plantas son muy frecuentes hoy para el descenso de rellenos y lo serán más en la mina futura, en

que los arrastres se harán por la última planta y el carbón - de las plantas inferiores será basculado en dichos pozos, que servirán al tiempo como volantes de la maniobra.

3.4.1. Pozos dados con explosiones

La forma convencional de dar estos pozos es el subir - con una sección pequeña, circular o rectangular, en la que le separan dos cámaras, una que sirve de almacén de escombro y que se mantiene llena, pues sobre ella se coloca el personal que barrena las pegas, y otra en la que se alojan las tuberías de ventilación y aire comprimido y por la que suben el personal y - los materiales. Una vez efectuado este cale se desciende franqueando a la sección final y hormigonando si el pozo lo requiere.

Una notable mejora se obtiene con una perforación previa del diámetro conveniente (min 400 mm Ø) que evita la ventilación secundaria y proporciona un cuele excelente para las pegas que son perforadas con tiros paralelos al eje de la perforación principal de ventilación.

En ambos casos es necesario ir colocando la pared intermedia que separa la cámara de escombros de la de servicios y personal, lo que consume mucha mano de obra. El trabajo del personal sobre el escombro, sin ninguna protección al sanear el frente y barrenar, y la siempre dificil ventilación particularmente de los vapores de la dinamita que más pesados que el aire quedan embebidos en el escombro sobre el que se apoyan para - trabajar, hacen que varias minas del Ruhr (Hansa, Lohberg, Osterfeld) se hayan decidido a usar las nuevas técnicas que desde 1957 se aplican en la minería metálica sueca para pozos ver

ticales o inclinados. El sistema de Linden-Alimak AB Fig. 3.4.1 da un pozo piloto que puede llegar a 2 x 2 m. a partir del cual y de arriba abajo puede franquearse a la sección que se quiera, mediante un complejo que consta de, (Fig. 3.4.2).

- jaula de personal y materiales
- plataforma de trabajo con cubierta sobre aquélla.
- carril guía con cremallera bulonado a pared del pozo al que acompañan tuberías de aire comprimido y agua
- manguera o cable del motor de la plataforma según sea de aire comprimido o eléctrica.
- dispositivos diversos como freno de servicio y de seguridad, paracaídas, etc.

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

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

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

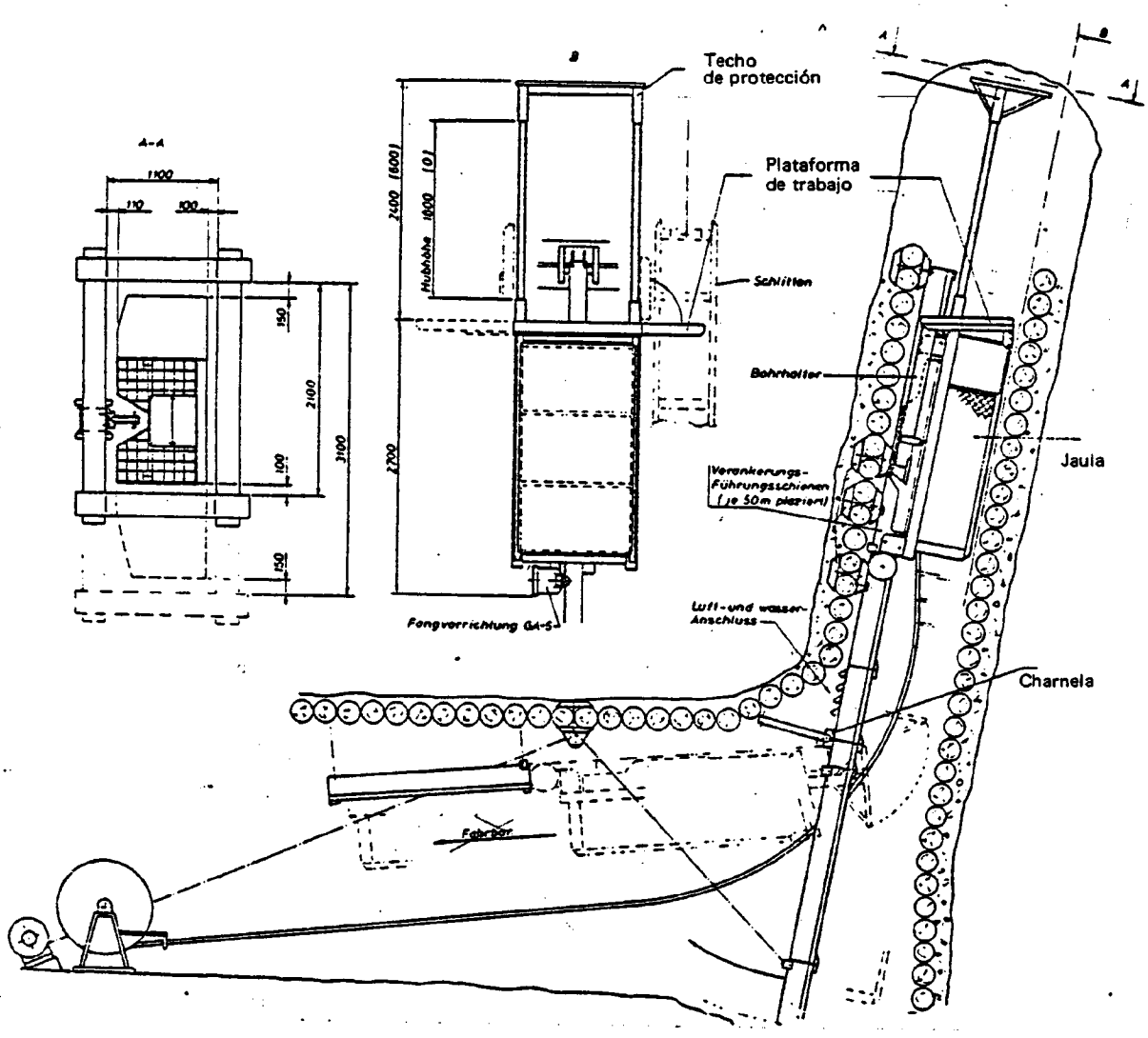


Figura 3.4.1.– PLATAFORMA TREPADORA ALIMAK

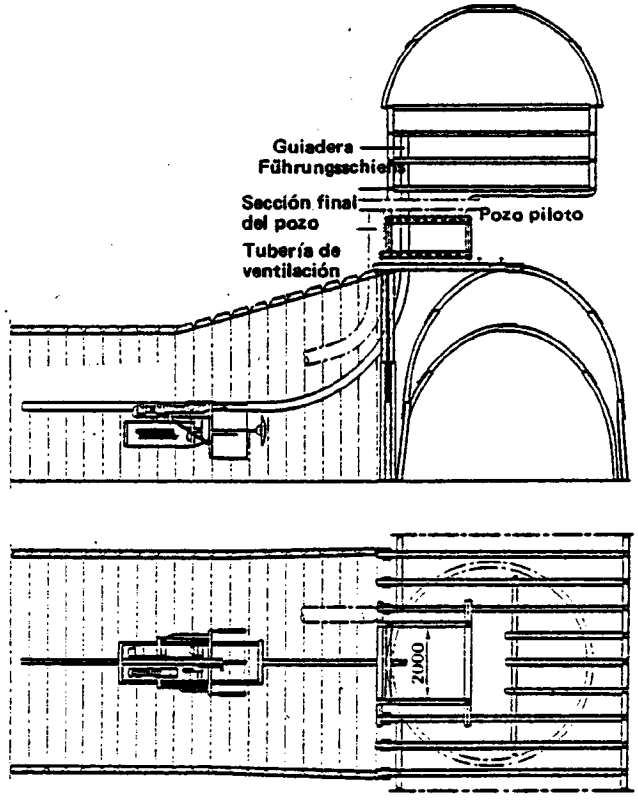


Figura 3.4.2.– REALIZACION DE POZO BALANZA PARTIENDO DE UN POZO PILOTO

Las características técnicas de la plataforma Alimak STH-5 LL utilizada en la mina Osterfeld para subir un pozo balanza de sección circular, 5,50 m Ø y 30 m de altura, son las siguientes:

Tabla 3.4.1.

Accionamiento	Aire comprimido
Potencia Kw	2 x 6,25
Tamaño plataforma m	1,6 x 1,6
Velocidad:	
ascendente m/min	5 - 10
descendente m/min	15 - 20
Consumo a. c. m^3/min	30
Carga útil max. Kg	500
Personal	3

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

En el trabajo descrito los rendimientos obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 3.4.2.

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

En cuanto a costes, los que produce el nuevo método - en comparación del método convencional,han sido analizados y resultaron ser, en el pozo Osterfeld y para la obra descrita, de 13.072 DM/m (500.000 Pts/m) para el método convencional y solo 8.520 DM/m (325.000 Pts/m) para el nuevo sistema Linden-Alimak.

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

Tabla 3.4.3.

Métodos/coto (%)	Mano obra	Resto
Convencional	74	26
Linden-Alimak	62	38

La aplicación descrita de un corto pozo interior en la mina Osterfeld y sus resultados da pie para imaginar la - utilización de la plataforma Alimak en el montaje de chimeneas en capa de carbón. En las minas metálicas de filones verticales se ha utilizado con la plataforma Alimak el sistema de cámaras y pilares cuyas fases se representan en la Fig. 3.4.3. Para su aplicación a las minas de carbón, se advierten las siguientes dificultades.

- La sección mínima del pozo piloto que requiere la plataforma Alimak para poder ascender es de 2 x 1,5 m. Ello - limitaría su campo de utilización a un número muy reducido de capas, salvo una modificación sustancial de su tamaño.

- El anclaje de la cremallera-guía de la plataforma - que debería hacerse en el muro o eventualmente al techo de la capa, exige que ambos hastiales sean en los estratos próximos

ALIMAK Vein Mining

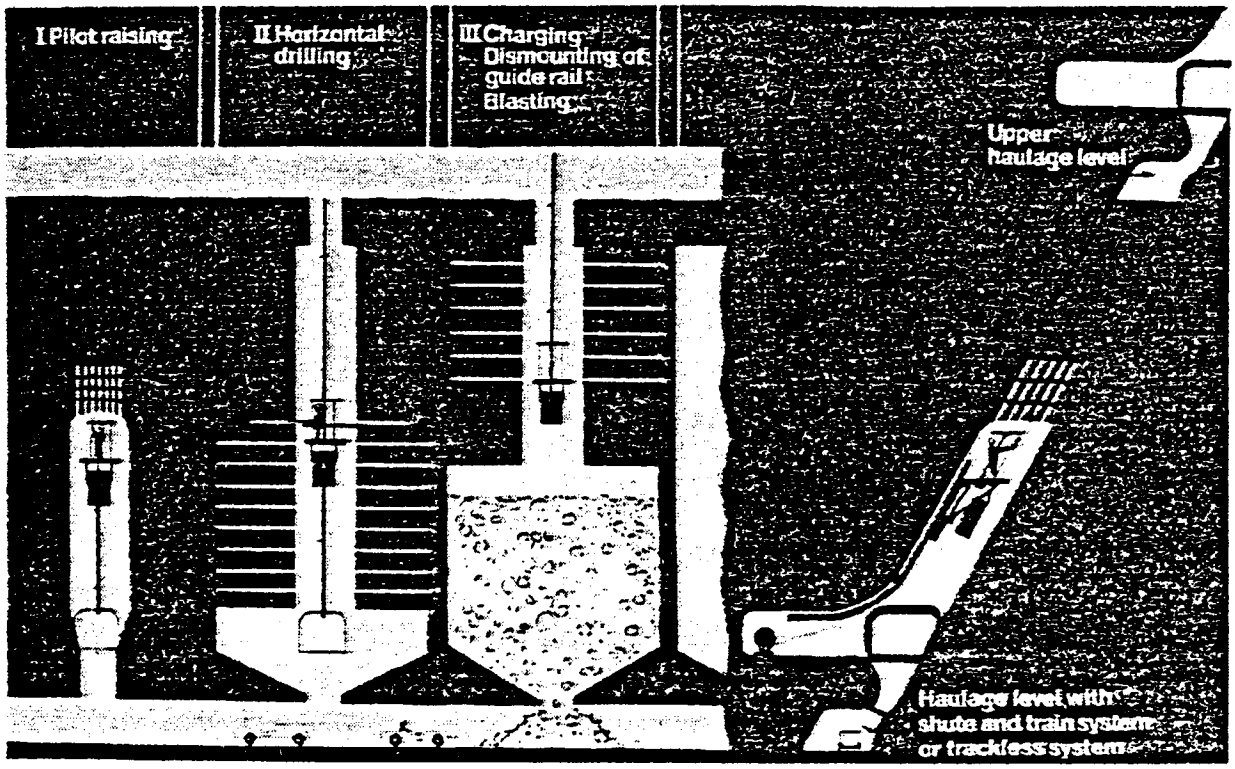


Figura 3.4.3.– MINERIA DE VENAS CON ALIMAK

a la capa muy firmes y compactos, ya que los bulones de fijación deben ser necesariamente cortos (30 - 50 m) pues, en el reducido espacio del pozo piloto, no puede pensarse en un anclaje con bulones de 1,50 - 2 m porque sería muy dificil su colocación.- Para una fiabilidad suficiente de la fijación de la cremallera son necesarios hastiales muy duros y enteros, ya desde la misma capa de carbón, lo cual es excepcional sobre todo en capas de - potencia superior a los 2 m.

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

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

La aplicación más inmediata del sistema Linden-Alimak es la subida de pozos en roca que, como ya se ha dicho, cada vez entrarán con más frecuencia a formar parte de la estructura - normal de una mina para el dencenso del carbón y rellenos.

Para su empleo en los montajes de chimeneas en carbón parecen ser necesarias modificaciones sustanciales, pero el sistema ofrece, no obstante, perspectivas.

Otro sistema empleado es el de jaula Jora o de jaula colgada de un cable. Para ello se piensa enlazar previamente las plantas superior e inferior por medio de un sondeo, por el cual se ha de pasar el cable de suspensión de la jaula. Desde la jaula se hace el trabajo de saneo, perforación y cargue de barrenos; antes del disparo se retira la jaula y el cable. El sistema da buenos resultados en terrenos consistentes y pegas verticales, como así resulta en Almadén. En terrenos flojos el sondeo corre peligro de obturarse, sobre todo después de las pegas. En pozos inclinados el sistema se complica al precisar ir colocando una guiadera para la jaula, a medida que se sube la chimenea. Todo ello lo hace poco útil en las minas de carbón.

3.4.2. Perforación de pozos interiores

Son aquéllos que unen dos puntos del interior de la mina, y dados dentro de estratos de roca dura o a través de estratos de roca y capas de carbón.

Se pueden distinguir 3 fases en la perforación de un pozo: el cale, el franqueo y el ensanche a sección final con la fortificación correspondiente (hormigonado o encofrado metálico) . Según sea el objeto con el que se da el pozo puede ser suficiente las perforaciones de cale (max. 300 mm Ø) cuando se trate de bajar una línea de energía, comunicación o tubería aire comprimido de un punto a otro, o la de franqueo (max.2,50 m Ø) para un pozo de tierras o espiral de descenso de carbón.- Para un pozo balanza que une dos plantas de una mina y va equi

pado para mover personal, vagones y maquinaria de una planta a otra es necesaria ya una sección de 4 - 5 m que requiere casi - siempre una fortificación adecuada.

En la tabla 3.4.4. se figuran las características técnicas de las perforadoras más utilizadas en la República Federal Alemana.

En las perforaciones de cale cuando se atraviesan estratos de roca inclinados, la corona, generalmente un tricono, - tiende a adoptar una dirección perpendicular a los estratos, - por lo que la dirección de la perforación no se mantiene rectilínea. Si la pendiente de los estratos supera los 70°, los triconos desvían en sentido contrario. Cuando la influencia de - los estratos atravesados es ya conocida por perforaciones anteriores, se dan éstas con una dirección inicial ligeramente desviada para acabar calando el punto deseado. Esta perforación - entre dos puntos, no rectilínea, no tiene gran importancia si solo se trata de establecer una cale entre ambos puntos, pero es un inconveniente si después del cale se va a proceder a un franqueo.

En el cale y franqueo con la máquina fijada en la galería inferior, la perforación de cale es ascendente y el fran - queo se hace de arriba hacia abajo con salida de la roca triturada por el espacio entre varillaje y paredes de la perforación hasta la galería inferior donde se carga en vagones. En la perforación descendente (Raise-boring) la máquina se sitúa en la galería superior y la perforación de cale se da utilizando lodos para remontar los detritos de perforación. El franqueo Fig. 3.4.4. se da de abajo hacia arriba. El método convencio - nal permite franqueos de 1,2 - 2,4 m Ø y el "Raise-boring" de 2,4 - 3,7 m Ø. Las ventajas de éste sobre aquél pueden enun -

TABLA 3.4.4. - DATOS TECNICOS DE LAS PRINCIPALES PERFORADORAS DE GRAN DIAMETRO

USO A QUE SE DESTINA		PERFORACION DE CALE						PARA POZOS BALANZA		
				PERFORACION DE FRANQUEO						
FABRICANTE TIPO		Turmag PIV/6 PIV/6 K	Korfmann GBV 15	Turmag P - 600 PVI/12-120	Korfmann GBV 50	Turmag P-1200	Wirth HG 170 S	Salzgitter Drehtisch 800/2	Wirth G S B 450/500	Turmag P-1200
Potencia de accionamiento .	KW	7,8	11,1	25,2	38,3	35,5	134,0	80,0	240,0	35,5
Potencia instalación avance	KW	1,8	3,7	7,2	8,8	13,3	54,0	16,0	15,0	13,3
Potencia motor perforación	KW	6,0	7,4	18,0	29,5	22,2	80,0	80,0	225,0	22,2
Empuje máximo	t	4 6	6	12	30	25	90	60	310	25
Momento de giro máximo	Kgm	58	140	170	1100	1000	4500	≃ 7000 ≃ 14000	≃ 33000	1000
Revoluciones	min^{-1}	0 bis 100	0 bis 100	0 bis 70	0 bis 75	0 bis 60	0 bis 48	0 bis 12	0 bis 6,3	0 bis 60
Tipo de accionamiento		aire comprimido	aire comprimido	aire comprimido	aire comprimido	aire comprimido	electro hidraulico	electro hidraulico	electro hidraulico	aire comprimido
Consumo aire comprimido ...	m^3/min	10	12	22	40	40	-	-	-	40
Peso de la máquina	t	0,36	0,40	1,30	4,0	3,2	11,9	≃ 70[a]	≃ 120[b]	≃ 42[a]
Dimensiones: Longitud	m	3,2	3,0	3,2	3,7	3,8	4,6	-	11,0[b]	-
Anchura	m	0,6	0,4	0,8	0,8	1,0	1,7	4,8 Ø	4,5/5,0 Ø	4,4 Ø
Altura	m	0,6	0,5	0,7	0,9	0,9	1,5	≃ 7,5[a]	-	7,0[d]
Diámetro perfor.: Alcanzado	m	0,065	0,065	0,4	1,2	1,2	2,4	4,8	5,0	4,4
Posible .	m	0,3	0,3	0,6	1,4	1,6	> 2,4	4,8	> 5,0	> 4,4
Veloc. rotación posibles ..		1/2	1/2	2/3	3	3	3	4	3	5
Longitud perfor.: Alcanzada	m	90	85	150	200	250	240	140	250	100
Posible .	m	150	150	200	250	250	> 250	< 150	> 250	> 100
Varillaje		1,1	1,1					de brida		
Longitud	m	1,7	1,7	1,5	1,5	1,5	1,5	3,0	-	1,5
Diámetro	mm	51 60,3	52 64 76	114	140	140	132/168	324x10	-	140
Diámetro cale ..	mm	75/95 ≃ 114	75/95 ≃ 114	145	195	195	218	-	-	-

a) Sólo corona

b) Máquina sin corona

c) Con corona de franqueo de discos se pueden pasar, con TE 2400 de 1,2 a 2,4 m Ø y con TE 4400 de 1,5 a 4,4 m Ø

d) Corona de franqueo de discos TE 4400 de Turmag AG

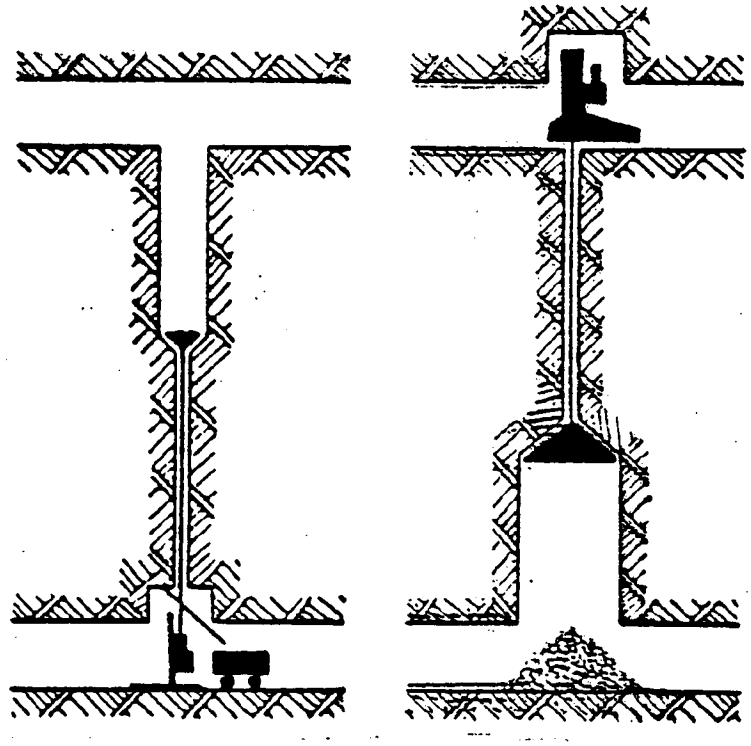


Figura 3.4.4.– PERFORACION CONVENCIONAL DE 1,2 – 2,4 m Ø
Y RAISE – BORING DE 2,4 – 3,7 m Ø

ciarse como:

- Mayor limpieza de la perforadora que no resulta afectada por el polvo ni las aguas de refrigeración de la corona.

- Mayor facilidad de control, manejo y acondicionamiento de la máquina.

- Menor desgaste de la perforadora.

- Mayor seguridad para el personal que está al lado de la máquina.

- El bloqueo del varillaje por las gravas de la perforación es imposible, particularmente en el franqueo ascendente.

Como desventajas del Raise-Boring están:

- En las perforaciones de cale es necesario el empleo de bentonitas para extraer el ripio.

- Al producirse el cale las arcillas irrumpen en la galería inferior y existe riesgo de quiebras.

- Los triconos están sometidos a un fuerte desgaste pues trabajan sumergidos en un lodo abrasivo.

- Existen mayores dificultades en el caso de rotura de una varilla, para su extracción.

- La perforadora debe ser más potente, ya que en el franqueo el esfuerzo de compresión de la corona contra el frente es sólo la diferencia entre la tracción de la perforadora sobre la corona y el peso de ésta con el varillaje.

Con todo, la velocidad de perforación para un mismo diámetro final es aproximadamente el doble con el Raise-boring en toda clase de rocas, que con las perforadores convencionales, y el precio de costo, manejadas ambas máquinas por expertos, es un 20% inferior.

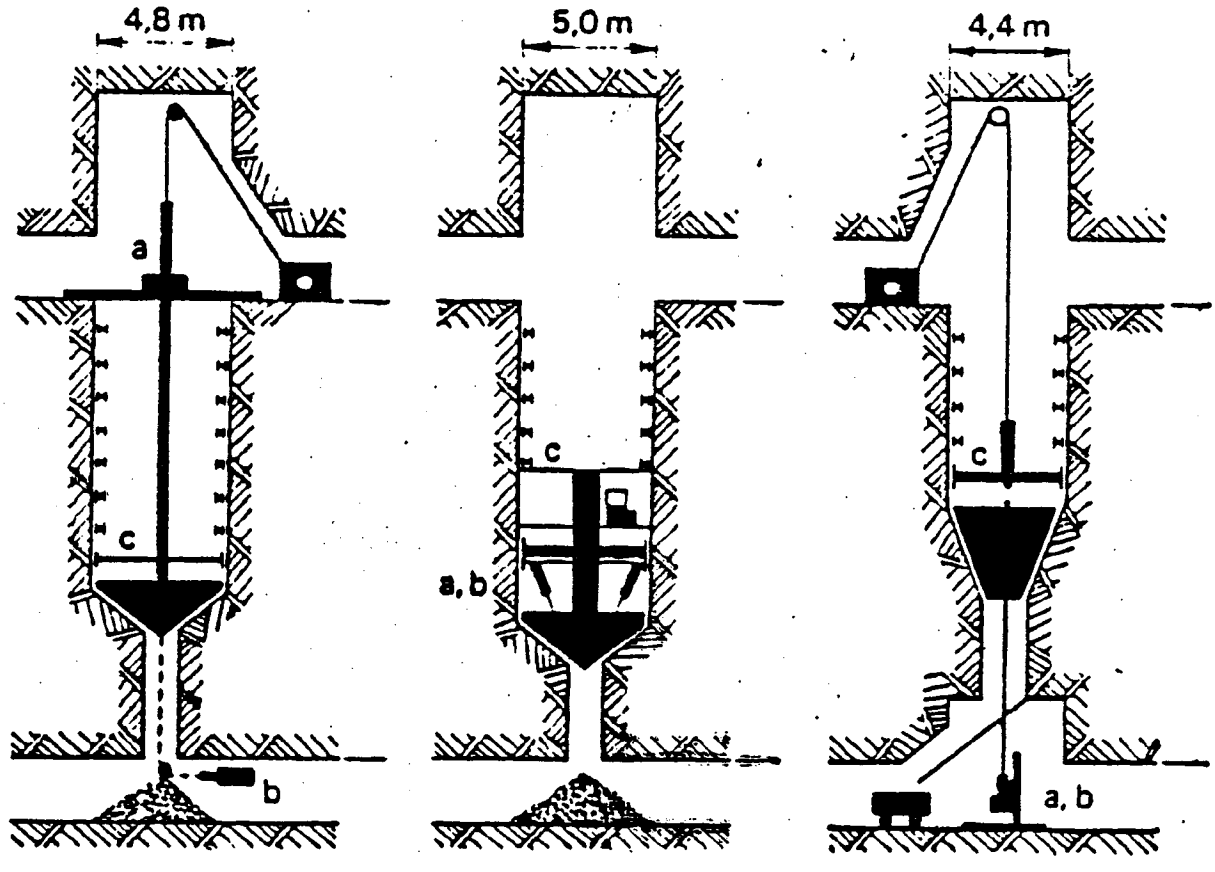
Pozos balanza

Los pozos verticales entre plantas se suben en España con explosivos, usando el propio piso como cámara almacén de escombro, y utilizando éste como plataforma de perforación de las pegas. En ocasiones se da una perforación previa que da ventilación al frente y ofrece la posibilidad de dar barrenos paralelos a la perforación que se aprovecha como cuele. El procedimiento Alimak, que se ha descrito con detalle, presenta una serie de mejoras fundamentales respecto al método convencional de explosivos.

Pero así como en las galerías horizontales existen varios tipos de máquinas que permiten su avance sin el empleo de explosivos, se han ensayado en los pozos verticales entre plantas, máquinas que partiendo de una perforación previa franquean de una sola vez, a la sección definitiva del pozo balanza, (4,5-5 m Ø) utilizando sólo rodillos tronco-cónicos a los que se les comunica una fuerte compresión contra el frente (hasta 300 t) y simultáneamente un elevado par de giros (hasta 33 tm).

En la Fig. 3.4.5. se esquematizan las tres combinaciones ensayadas.

En el primero (Fig. 3.4.5. a) desarrollado por Salzgitter Machinen AG, a la corona de franqueo se le comunica el par de rotación (7.000 Kpm) desde una plataforma en la galería supe



a) Mesa rotación
b) Instalación de tracción
c) Plataforma de trabajo

Figura 3.4.5.– PROCEDIMIENTOS PERFORACION DE BALANZAS CON ROTACION EN CABEZA Y TRACCION EN BASE
TOPO DESCENDENTE
CON TRACCION Y ROTACION EN BASE

rior mediante un varillaje y la compresión contra el frente (40 -50 t) por un cilindro hidraúlico situado en la galería inferior Para evitar la rotura por pandeo del varillaje, es necesario - mantener éste siempre trabajando a tracción, lo que se consigue con un torno que tira del varillaje hacia arriba disminuyendo - la compresión de la corona contra el frente. Este combinado exige una perforación previa rigurosamente rectilínea y no permite correcciones de posibles desvios.

El topo de profundización (Fig 3.4.5. b) exige también una perforación previa de 1 m Ø para salida de las gravas y - consta, de abajo a arriba, de la corona con los rodillos tronco - cónicos, dispositivo para la guía y corrección de desvios de la máquina, cilindros de compresión de corona contra el frente, - mordazas de fijación a las paredes del pozo y tres plataformas sucesivas de accionamiento, mando y fortificación del pozo.

Este combinado ha tenido más exito que el anterior y la casa Alfred Wirht & Co. KG está perfeccionándolo constantemente e incluso se está estudiando la posibilidad de usar el topo de profundización sin necesidad de dar la perforación previa para salida de las gravas, para el caso de dar pozos balanza en aquellos puntos de una mina donde no existe galería inferior. Las gravas en este caso deberán extraerse hacia la galería superior.

El tercer combinado(Fig. 3.4.5. c) se compone de una - perforadora TURMAG P. 1.200 con motor de rotación de 22 Kw, situada en la galería inferior, que hace rotar y tira por un cono de franqueo compuesto de varias unidades de diámetros crecien - tes caladas sobre un mismo eje, y que permite, con un aparellaje relativamente simple, alcanzar en una sola pasada del franqueo - hasta diámetros de 4,4 m. La ventaja principal de este combinado es que permite una total indiferencia entre los trabajos de

perforación y fortificación, por lo que el coeficiente de utilización del combinado es grande, ya que puede funcionar casi ininterrumpidamente.

En la Tabla 3.4.5 se exponen las características y resultados de trabajos con estos 3 combinados.

TABLA 3.4.5.- Mecanización de pozos balanza

Características	Plataforma de rotación Salzgitter	profundización Wirth	Cabeza de franqueo Turmag
Diámetro alcanzado, m.	4,8	5,0	4,4
Longitud alcanzada, m.	140	250	100
Inversión necesaria MP.	23	57	36
Desviación máxima de la perforación previa, m.	-	0,5	-
Posibilidad de corrección de desvío	No	Si	No
Jornales de transporte, montaje y desmontaje ..	400-500	500-600	250-300
Accionamiento	En cabeza	En el pozo	En pie
Cámara para alojar la maquinaria de comienzo, m.	5	7-11	0
Rendimiento, dm^3/min	40-80	250-300	40
Potencia instalada, KW	95	240	35
Independencia de perforación y fortificación.	No	Si	Si

3.4.3.- Pozos en carbón o chimeneas

Las chimeneas o pozos en capa entre dos plantas es la labor más peligrosa e insalubre, y que exige mayor fatiga en el personal que la realiza según el sistema tradicional de arranque ascendente con martillo picador y posteo, de todas las rea

lizadas en el arranque del carbón y posiblemente de todos los - trabajos mineros. El rendimiento es consiguientemente muy bajo, sobre todo en el caso de capas verticales y carbones duros, y el costo por metro muy elevado.

La perforación en capa permite una mejora considerable del trabajo de subir chimeneas en los siguientes aspectos:

- conseguida una conexión entre las galerías de cabeza y pie, no es necesario el establecimiento de una ventilación secundaria en la chimenea.

- la ventilación del frente, endurece éste, lo que si bien dificulta el arranque con martillo picador, aumenta la seguridad ante posibles derrabes.

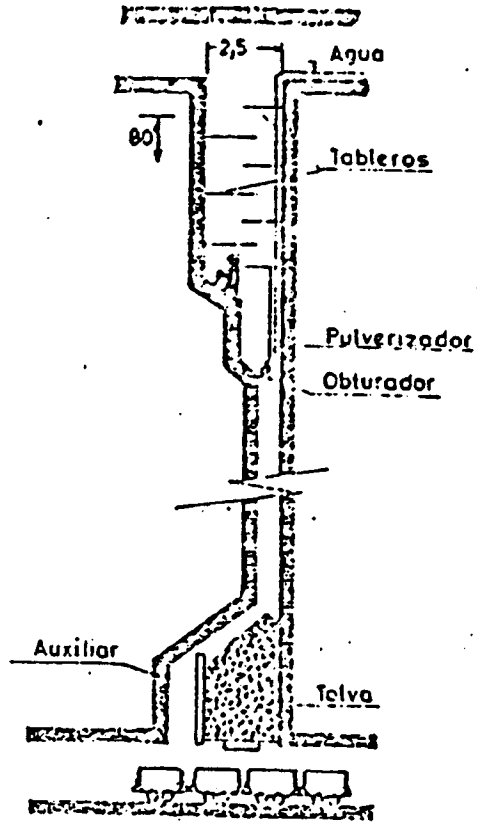
- conseguida la perforación en capa y franqueada ésta a 500 mm Ø es posible "bajar" la chimenea a martillo picador con riesgo y fatiga considerablemente menor, con descenso del carbón por la perforación previa a la galería inferior.

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

En la capa 8 del paquete Sotón, de 70 - 80 cm de potencia y 80° de prendiente, se dió una perforación, sobre la línea de máxima pendiente, desde la galería de pie a la de cabeza, con una distancia vertical entre ambas de 75 m, que una vez calada con un diámetro de 143 mm se franqueó con la misma perforadora a 55o mm de diámetro (Fig. 3.4.6.). Una vez preparados en la galería de base una cámara o tolva con su auxiliar, el pica-

Figura 3.4.6.–

BAJADA DE CHIMENEAS PREVIA PERFORACION EN CAPA



dor comienza a "bajar" la chimenea desde la galería superior - descendiendo el carbón picado por la perforación de 55o mm hasta la tolva de cargue. Fué necesario colocar un obturador formado por 3 anillos de hierro de 40 mm de diámetro, soldados a 90° que constituían una regilla esférica que al comienzo de su trabajo el picador colocaba sobre perforación de 550 mm para - retener los bloques de carbón que pudieran obturar la chimenea y que eran rotos a martillo sobre la regilla esférica. A medida que se profundizaba en el franqueo de la perforación, la regilla, que se suspendía por un cable de la entibación, se iba descendiendo. Era necesario también un pulverizador de agua para reducir el polvo y nada más.

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

Sobre la capa 9 también del paquete Sotón se bajó - otra chimenea con el mismo deshullamiento por pareja a pesar - de la mayor potencia de la capa (90 - 110 m). El trabajo era - completamente seguro contra derrabes y emisiones de gas, menos fatigante porque se pica hacia abajo y los resultados casi triplicaron los obtenidos convencionalmente en las chimeneas que se "suben".

Naturalmente este sistema supone la perforación previa en capa que una las galerías de pie y de cabeza, y esta perforación es imposible de conseguir cuando existe una falla o salto entre las dos galerías, y difícil cuando la potencia de la capa es pequeña y la distancia entre plantas grande como lo fue en los dos ensayos citados. Cuando la potencia de la capa es gran

de (1,20 - 5 m) y la distancia entre plantas no supera los 50 - 60 m, la perforación es relativamente fácil de conseguir en un relevo eligiendo el emplazamiento de la perforadora en un punto donde se presume, razonablemente, que no existen alteraciones en la marcha normal de la capa.

En los métodos de arranque sin personal en capa, conocidos como métodos de Cámaras y Pilares, es condición necesaria para aislar los pilares, disponer de perforaciones en capa que no se salgan de ésta y tengan un desvío lateral, dentro del plano de la capa, pequeño, es decir, conserven un paralelismo aproximado.

Finalmente existen diversos ensayos que utilizan la propia perforadora como máquina de arranque del carbón. Con una perforadora de doble corona (sistemas Pilgrim y Binaut) o de triple corona (Hausherr & Söhne) situada en una galería de base se van dando perforaciones sobre máxima pendiente muy próximas y paralelas, cayendo el carbón por gravedad sobre un transportador blindado situado en la galería de base. Los dos pilares que quedan entre las perforaciones consecutivas, sin triturados por la subsiguiente compresión de los hastiales sobre ellos y acaban cayendo sobre el transportador de la galería de base, recuperándose la casi totalidad del carbón sin personal en capa y aún sin trazado de galería superior. Y no sólo en capas verticales, sino también en capas horizontales se usa la perforadora como máquina de arranque. En USA, en los afloramientos horizontales de capas de carbón, se emplazan perforadoras cuyo varillaje lleva soldada unas pletinas formando hélice que arrastran el carbón arrancado por las coronas hasta la boca de la perforación. En Alemania se han empleado las perforadoras UCA 201, 400 y 1.000 de la Salem Tool Company dotándolas de varillas con un diámetro de hélice de 1,40 m y con ellas en las máquinas Walsum y Lohberg

se han dado en capas horizontales, 2.330 perforaciones con una longitud total de 74 Km y una producción total de 91.500 t de carbón. El sistema no resulta más económico que el convencional en interior, porque la longitud media de las perforaciones es de 35 m para coronas de 1 m Ø y de 27 m para coronas de 1,5 m Ø lo que obliga a reducir a estos valores las distancias de las galerías en capa, elevando considerablemente el costo de la perforación.

La perforación en capa puede tener también otros objetivos como el drenaje y captación del grisú, la distensión de macizos de carbón para alejar del frente las zonas de sobrepresiones que pueden producir una proyección de éste y el simple drenaje de bolsas de agua suprayacentes.

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

La corona de campana, Fig. 3.4.7 a de la casa Södimg & Halbach de 306 mm Ø, al tocar un hastial más duro que el carbón Fig. 3.4.7 b, girán sobre la rótula (1) al tiempo que continúa rotando de forma que la perforación continúa por el estrato

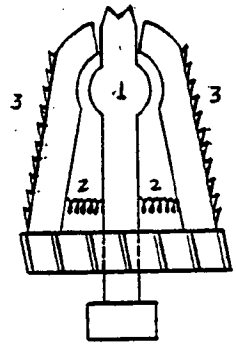


Fig. 3.4.7. a)

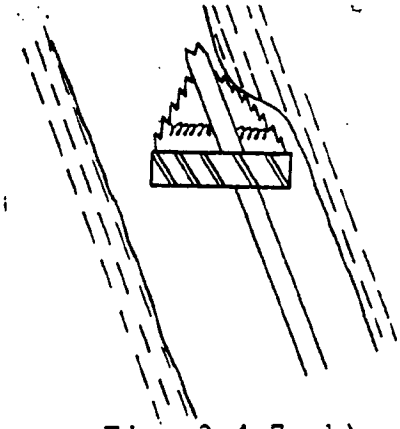


Fig. 3.4.7. b)

más blando de carbón; pasado el resalto, los muelles (2) reponen las cuchillas (3), en su posición simétrica respecto al varillaje. Con ella se pueden salvar pequeños saltos u ondulaciones de la capa. HUNOSA ha adquirido los planos constructivos de esta corona. Trabaja con una perforadora Turmag normal tipo - P VI-12/120 o P.600.

La corona Hibernia. Fig.3.4.8 posee unas cuchillas colocadas radicalmente a lo largo de dos espirales que convergen - en el centro de la corona. Al tocar un estrato más duro se produce una reacción tangencial y otra radial cuya resultante actúa sobre corona y varillaje forzándolos en el sentido del estrato blando.

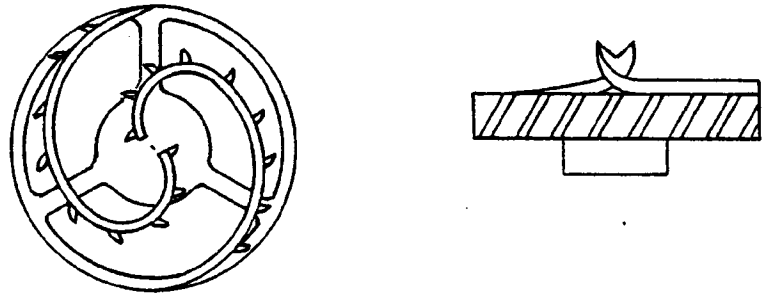


Fig. 3.4.8. - CORONA HIBERNIA

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

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

La corona de campana ha sido también empleada con la perforadora FD 20 L de Salzgitter Mchinen AG, que tienen como particularidad que el motor de rotación está situado en la propia corona, por lo que el varillaje no gira y no hace más que transmitir el esfuerzo de compresión. Esto tiene la ventaja que las paredes de la perforación no sufren al no girar el varillaje, pero presenta el inconveniente que en caso de rotura del varillaje queda atrapado en la chimenea no sólo la corona sino tambien el motor de rotación, es decir, la parte más cara de la perforadora.

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

La perforadora Pilgrim de Turmag y la perforadora Binout de Sommos llevan dos motores de rotación de 8 CV para cada varillaje, compuesto de tubos con rosca cónica de 60 mm Ø, y un motor de avance de 6 CV. Las coronas han sido ensayadas durante largo tiempo en la mina Consolidation de Gelfeukirchen y en las Hulleras de Nord-Pas de Calais con el objeto de dotarlas de dispositivos que permitan, desde la galería, corregir la dirección de perforación de forma que ésta siempre discurra dentro de la capa. En la Pilgrim unos émbolos, cuya admisión y escape -

está comandada desde la galería, aportan del techo o muro a la corona cuando, por las gravas de la perforación que caen a la galería el sondista advierte que se está mordiendo el techo o el muro. En la perforadora Binaut los émbolos actúan sobre unas camas que son las que hacen variar la dirección de la corona. Con ello se consiguen salvar variaciones de hasta 0,40 m en el buzamiento normal de la capa.

En el Fig. 3.4.9. se representan las secciones arrancadas por la Pilgrim y la Binaut en la pasada inicial de cale y en el franqueo subsiguiente.

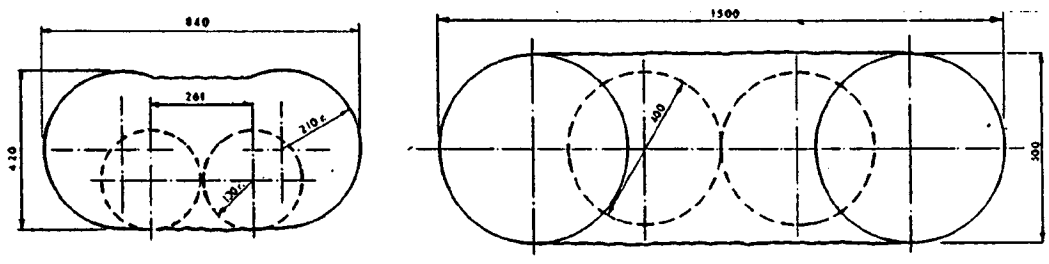


Fig. 3.4.9.- Secciones de arranque con las sondas Pilgrim y Binaut.

Es claro que estas máquinas cuya velocidad de descenso en el franqueo y con carbones de dureza media es de unos 16 m/hora, pueden ser consideradas como verdaderas máquinas de arranque accionadas desde la galería inferior y sin exigir una galería de cabeza para la explotación del macizo de carbón. El sistema consistirá en dar perforaciones paralelas separadas por pilares de 1 - 2 m. (en cada caso se escogerá la anchura del pilar de forma que permita desmontar el varillaje sin que se hunda la perforación y las coronas queden retenidas), cargar el carbón que produce la propia perforación y esperar a que la

presión de hastiales triture los pilares y el carbón caiga por gravedad a la galería. Si esto no se produce, haciendo pasar - un cable por dos chimeneas consecutivas es fácil de "serrar" - el pilar con un pequeño torno de scraper en la galería de cabeza.

En la mina General Blumenthal de Recklinghausen con el concurso de las firmas Husherr & Söhne y Turmag, se ha compuesto una perforadora de triple varillaje provista de 3 coronas - Hibernia de 800 mm Ø en la que todas las operaciones de montaje, desmontaje y almacenamiento de tubos están mecanizadas y dirigidas desde un pupitre de mando situado a 50 m de la perforadora. Desde el pupitre hasta la perforadora va un transportador blindado con el que es arrastrado y cargado en vagones el carbón procedente de la sección 2,40 m^2 que la perforadora abre. La máquina se coloca en el extremo de una galería y el conjunto de pupitre, transportador y perforadora, va avanzando en retirada hacia el principio de la galería, cargándose el carbón de las perforaciones y el de los pilares dejados entre perforaciones sucesivas, para lo que el transportador blindado es ligeramente más largo que la distancia pupitre-perforadora, recogiéndose en esta cola del transportador blindado el carbón procedente de trituración de los pilares.

La firma Gebr Eickhoff G m b H ha ensayado una máquina de subir chimeneas, diferente de las anteriores, que en realidad es una minirozadora de aire comprimido cuyo tambor provisto de cuchillas tiene unas dimensiones de 0,6 x 1,1 y su eje trabaja, como el tambor de las rozadoras convencionales, en el plano de la capa y perpendicular a la línea de máxima pendiente. Esta máquina, nominada EVS III, es empujada desde la galería por un - sistema hidraúlico de la casa Karl Brieden & Co que transmite - la compresión a la minirozadora por un simple varillaje con -

guiaderas. La cabeza puede ser dirigida desde la galería y está provista de pulverizaciones para reducir el polvo y refrigerar el tambor.

Finalmente en la hidrominería del carbón se han utilizado para subir chimeneas en capa coronas, Fig.3.4.10, provistas de toberas de eje paralelo al varillaje y a la chimenea por las que los chorros de agua a alta presión (100 Kg/cm^2) arrancan selectivamente el carbón y van abriendo camino, por la capa, a la

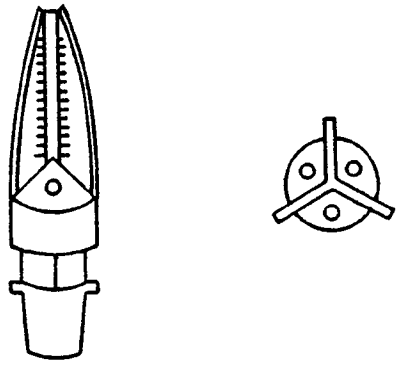


Fig. 3.4.10.- Corona de toberas para arranque hidráulico.

corona. La perforadora utilizada fue la HBM 25 K/Hy de Hausherr & Söhne equipada con cilindros hidraúlicos para el avance de varillaje. La corona de Fig. 7 es la empleada para las perforaciones de cale; para el franqueo las toberas tienen un cierto ángulo respecto al eje del varillaje, y como varillaje y corona en su trabajo van girando, los chorros divergentes de agua atacan, en cada vuelta, el carbón y los hastiales. Esto crea no pocas dificultades si techo y muro no son muy resistentes y por ello esta técnica de perforación de chimeneas en capa es de empleo muy restringido y no parece estar muy madura.

En la tabla 3.4.6. se exponen los resultados alcanzados con cada una de las perforadoras en capa anteriormente mencionadas.

Tabla 3.4.6. Resultados de las perforadoras en carbón para capas verticales

Perforadora	Velocidad perforación cm/min	Avance por relevo m.	Desvio 100m chimenea m.	Jornales montaje desmontaje
Campana 306 mm Ø	20-100	30-70	2,5-15	6-10
Campana 400 mm Ø con FD 20 l.	20-100	30-70	1,5-10	6-10
Hidroperforación	20-100	20-40	2-10	12-16
Corona Hbernia	50-150	30-50	1-10	8-12
Minirozadora Eickhoff EVS III	30-120	20-50	0,4-5	8-14

3.5. SISTEMAS DE EXPLOTACION Y TALLEPES DE ARRANQUE

3.5.0. Generalidades

En los métodos de explotación existe una diferencia clara entre las capas de menos de 40° y las que sobrepasan esa pendiente, a partir de la cual las dificultades de laboreo mecanizado se incrementan, tanto en lo referente al arranque como al control del hueco del taller, de tal forma que en muchos países la explotación de capas de fuerte pendiente ha sido abandonada y sólo se considera como reserva futura.

Como ejemplo tenemos las hulleras alemanas, cuya evolución en los 22 últimos años figura en la Tabla 3.5.1.

TABLA 3.5.1.	1956	1960	1965	1970	1975	1977	1978
Produc. bruta anual, Mt.	208	206	206	172	159	147	148
Produc. lavado anual, Mt.	151	142	135	111	92	85	84
Produc. lavada diaria, Kt.	503	539	515	439	372	348	348
Potencia media expl., cm.	137	142	151	161	177	178	181
Porcentaje explotado:							
- capas de menos 1,20 cm.	35	27	22	15	8	11	10
- capas de 120 - 200 cm. (220 cm. en 1975)	49	52	51	53	61	55	55
- capas sobre 200 (220) cm.	16	21	27	32	31	34	35
Porcentaje según pendiente < 36°	80	82	85	91	96	97	97
Porcentaje según pendiente > 36°	20	18	15	9	4	3	3
Long. media por tajo, m.	143	164	177	199	217	219	224
Rendt° expltación, tl/j.	4,5	6	7,8	868	15,8	18,2	19,6
Producción media por tajo, tl/día	190	310	466	12,5	1.164	1.242	1.297

En el cuadro anterior se observa que de 30 M.tl. extraídas en 1956, en capas de más de 38°, se ha pasado a sólo 2,5 M.tl. en 1978, en los tajos mecanizados. En capas estrechas, la extracción también ha seguido su abandono; así se pasó de 72,8 M.tl. explotadas en capas de menos de 1,2 m. de potencia, a 8,4 M.tl. A partir de 1975 no se explotan capas de menos de 70 cm.

En Gran Bretaña, los yacimientos explotados se concentran en capas llanas, y cuando raramente sobrepasan los 20° ya se consideran de fuerte pendiente.

En la única cuenca en donde se explotan con cierta intensidad las capas estrechas y de fuerte buzamiento, es en la del Donetz, en la URSS. En ella se extraen unos 200 M.t. de hullas, de las cuales el 60% es en capas de menos de 1,2 m., y de estas el 51% del total lo son con pendientes de menos de 35° y el otro 9%, es decir unos 18 M.t., en pendientes mayores. La importancia que dan a estas capas es la de ser de carbón de coque.

Se puede señalar que es una de las pocas partes del mundo donde se investigan y desarrollan métodos para capas estrechas y/o inclinadas. En tecnología de explotación de capas de carbón hay que diferenciar la de capas de menos de 40° de la de más. En las primeras es donde se extrae prácticamente casi toda la producción, y su mecanización es casi total y sigue en contínuo desarrollo, mientras que en los yacimientos inclinados la mecanización se extiende a contados talleres, y estos más bien se trata de ensayos, aunque se va ampliando el campo de aplicación.

En la fig. 3.5.1 se representa por puntos los tajos con entibación mecanizada, en Alemania Occidental, y el desarrollo en función de la potencia y de la pendiente. Puede verse que hacia los 40° está el límite de la mecanización por tajo largo.

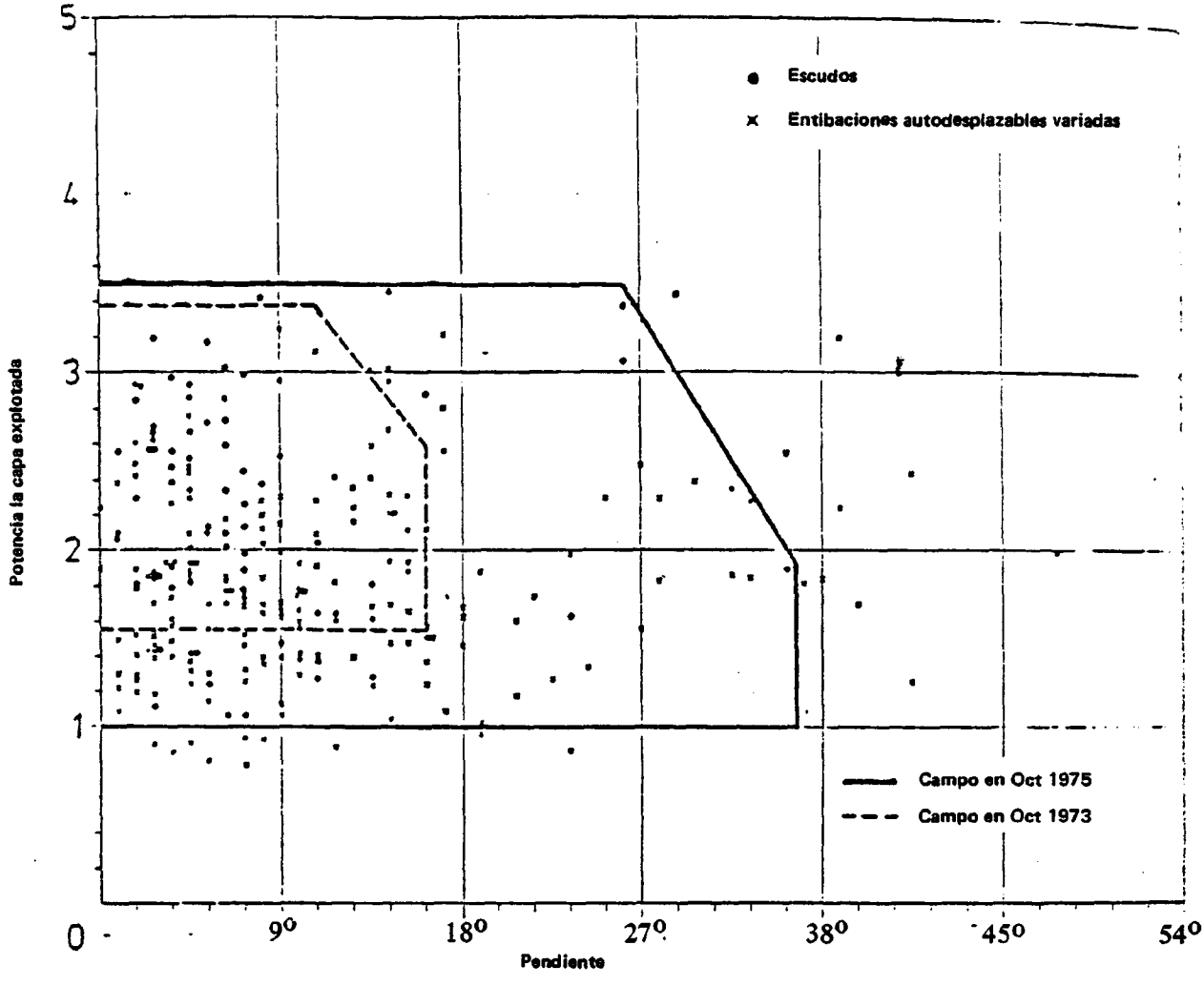


Figura 3.5.1.– IMPLANTACION DE LA ENTIBACION CON ESCUDOS EN FUNCION DE LA PENDIENTE Y POTENCIA DE CAPA

3.5.1. Métodos de explotación de capas de menos de 40°

Los métodos de explotación empleados en capas horizontales y poco inclinadas se reparte entre las menores de 20° y las que sobrepasan esta cifra. En las primeras, el transporte de carbón precisa un medio mecánico, mientras que cuando se superan los 20° la gravedad facilita la bajada del carbón, pero en cambio el movimiento dentro del tajo y el control de la colocación de las entibaciones se dificulta conforme aumenta la pendiente.

En estos métodos hay que distinguir entre los sistemas de cámaras y pilares, y los de frente largo. El primero es el método tradicional de EE.UU., en donde con capas muy llanas y regulares, en grandes extensiones han mecanizado mediante el progreso de los minadores contínuos.

En el gráfico 3.5.2. se representa la evolución en USA de los métodos de explotación de carbón. En él se observa que en la actualidad el 61% se extrae por minadores contínuos en cámaras y pilares, que obtienen fuerte expansión a partir de 1974, debido a la crisis del petróleo. Junto a este método también se ha impulsado la explotación por tajo largo, cuyo campo se extiende a yacimientos profundos, en donde no da resultado la explotación por cámaras y pilares, (la mina Sunnyside tiene 4 tajos a 750 m de profundidad; Virginia Pocahontas, 6 a 450 m. y las demás no llegan a los 300 m., con frecuencia sólo 150 m.). En cambio, está en regresión el sistema de carga mecanizada con arranque por explosivos.

Toda la minería europea del carbón está basada en la explotación por tajo largo. A principios de siglo se explotaba por macizos cortos de 20 m. de longitud. Entre 1920 y 1930,

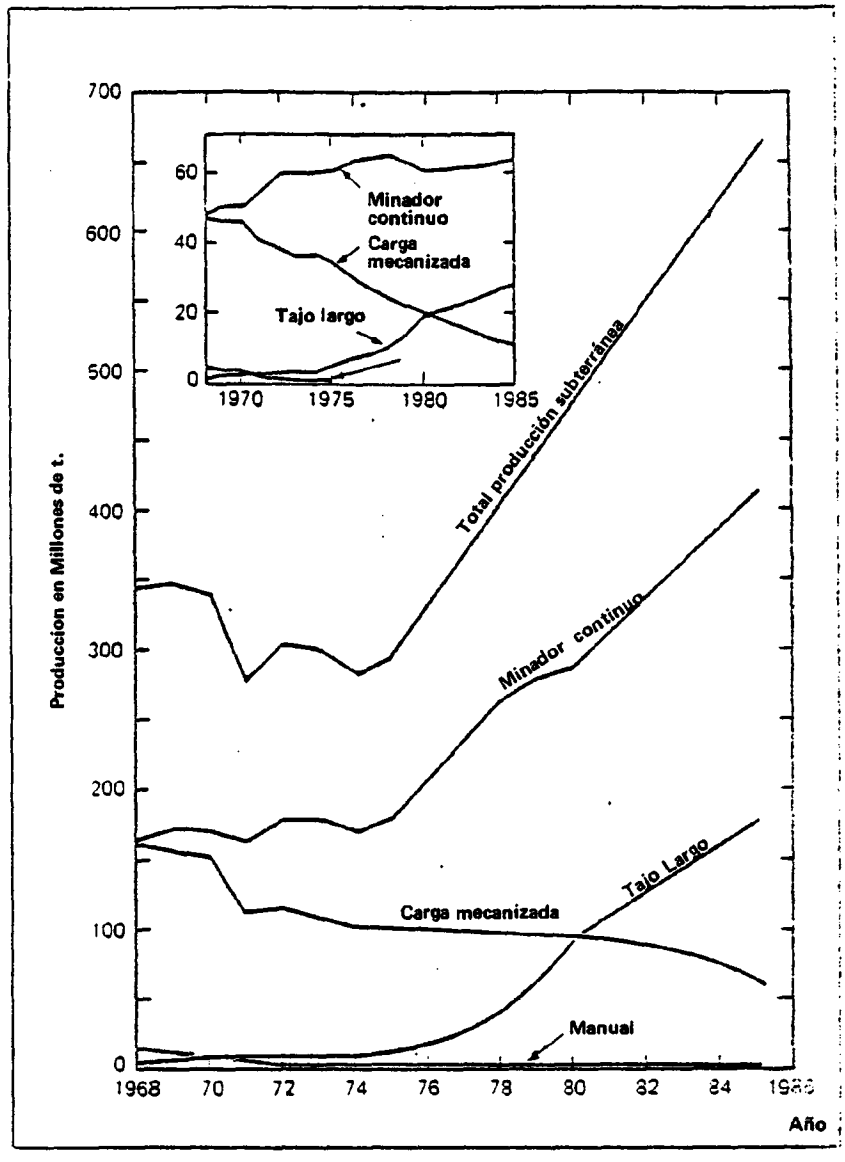


Figura 3.5.2.– PRODUCCION DE CARBON SEGUN METODOS, PROYECTADOS HASTA 1985 EN U.S.A.

con la introducción de los sistemas de transporte por canales oscilantes y cintas, se tiende al tajo largo, y con los ensayos de control por hundimiento se suprime la manipulación de grandes - cantidades de relleno, contribuyendo así a poder alargar los frentes.

Alrededor de los años 50 aparece la imposición del transportador blindado y de las fortificaciones metálicas. En estas últimas surge el bastidor articulado que, trabajando en voladizo, permite liberar al frente de estemples, y con ello, ripar el transportador llevándolo pegado al frente, sin necesidad de desmontarlo y facilitando su cargue. Este, además, con su robustez, permite servir de guía para una máquina de arranque. Con ello nace en Alemania el cepillo, y en Gran Bretaña la rozadora de tambor; el primero apto para carbones blandos y el segundo para los duros.

Por la misma época se impulsan los estudios de presiones y movimientos del terreno, y sus características geomecánicas, así como el comportamiento de los distintos estratos carboníferos ante la explotación.

Las observaciones y las teorías desarrolladas para explicar lo que ocurre alrededor de un tajo largo, pusieron en evidencia la necesidad de ir a un estemple deslizante, cuya carga de deslizamiento fuera en armonía con el descenso del techo, y ello elegido previamente a su destino. Los estemples rígidos o de madera, son sustituídos por estemples de fricción, y alrededor de 1951, los constructores se esfuerzan en mejorar su capacidad de carga, y que ésta se alcanzará con un deslizamiento mínimo desde su colocación.

A la vez, en 1947 en Gran Bretaña, aparecen los primeros estemples hidráulicos, fabricados por Dowty, que aplica las

técnicas desarrolladas durante la guerra para la aviación, y en los 10 años siguientes se perfecciona, incrementándose la capacidad de carga (en principio limitada a 20 t, llega a 50 t), consiguiendo juntas de estanqueidad más perdurables, válvulas de resorte de tarado más fiable, con vástagos y fustes protegidos a la corrosión. Su funcionamiento controla mejor los techos, al ser la carga mayor y más uniforme entre todos los estemples. La falta de adaptación a la variabilidad de la potencia de la capa se remedia con los estemples telescópicos.

Sin embargo, este tipo de entibación con estemples individuales no suprimen los importantes trabajos de su colocación y recuperación, que junto a las importantes presiones transmitidas a los muros, provoca pérdida de control en el techo y dificultades en su recuperación, aunque en parte se soslayase con el ensanche de las bases.

Todos estos inconvenientes son en parte subsanados con las entibaciones hidráulicas mecanizadas. En Gran Bretaña se lanza esta nueva técnica en 1953, uniendo varios estemples en un conjunto con una sola base y un bastidor muy amplio, formando lo que se conoce por "pila"; ésta se enlaza al transportador por medio de un cilindro hidráulico, que indistintamente lo ripa y avanza a las pilas. A la vez, otros desarrollan distinto sistema, basado en dos pares de estemples formando cuadros gemelos, enlazados por un cilindro avanzador, con lo que quedan independientes del transportador.

En 1957, la URSS da prioridad al desarrollo de los escudos, cuya aplicación es un éxito en la cuenca de Tula donde los techos son poco consistentes, realizándose su empleo en los países socialistas, sobre todo a partir del Congreso Mundial de Minería de Moscú, en 1967.

Los países occidentales intensifican su desarrollo, y en 1970 comienza su aplicación.

En la fig. 3.5.3 se representa la evolución de los escudos, y en el gráfico 3.5.4 su aplicación en Alemania, en donde aparece que, según la producción obtenida en 1978, (el 58 % con escudos, 33% con otros tipos de entibación autodesplazable y un 9% con estemples hidráulicos individuales) los estemples de fricción y de madera prácticamente no se emplean ya.

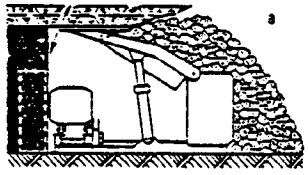
En la actualidad se ha ido a sustituir la articulación única entre base y escudo por otra de doble biela. Con ello se ha conseguido que la montera, en vez de describir en su descenso un círculo lo haga según una lemniscata (de aquí la denominación de escudos de lemniscata) y según ello, la montera queda más arrimada al frente. Esta zona que queda sin cubrir por la montera es en donde se producen desprendimientos peligrosos del techo, y por ello el gran interés de reducirla al mínimo.

Se ha determinado en el Ruhr que, según los porcentajes de superficie de techo desprendidos en la zona comprendida entre el extremo anterior de las monteras y el frente, el tajo puede ser mecanizado o no. Esta zona también se incrementa por la tendencia del frente de carbón a ataluzarse, sobre todo en capas potentes y carbones blandos.

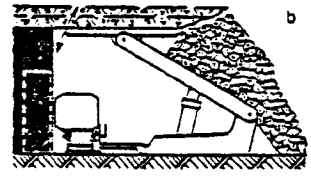
Según este porcentaje los techos se clasifican en:

- techos buenos, con desprendimiento menor del 10 %
- techos regulares, con desprendimiento entre 10 y 30 %
- techos malos, con desprendimiento mayor del 30 %

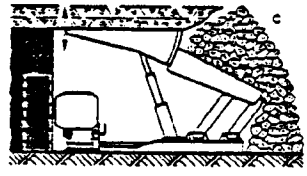
estos últimos corresponden a capas difíciles de mecanizar.

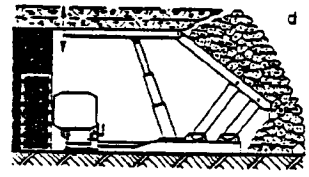


a) CIRCULAR



b) FLECHA





a) Circular
b) Flecha
c) De lemniscata con faldón en voladizo
d) De lemniscata con montera articulada en bisagra

Figura 3.5.3.– EVOLUCION DE LOS TIPOS DE ESCUDOS

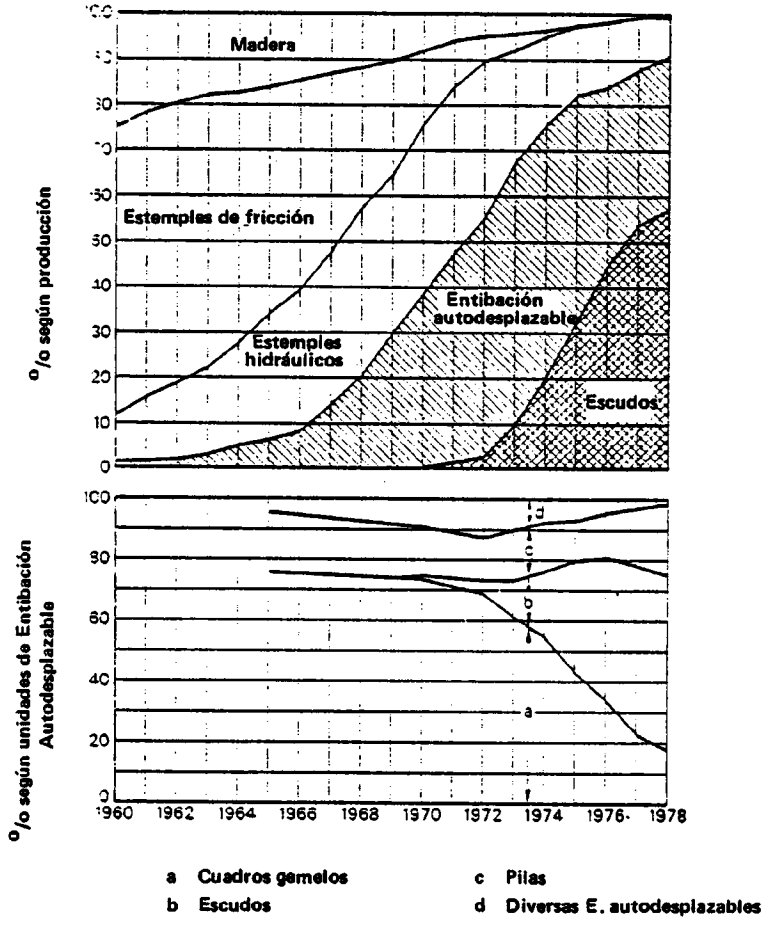


Figura 3.5.4.– DESARROLLO DE LAS ENTIBACIONES EN ALEMANIA

Toda esta evolución de la mecanización de las entibaciones ha sido posible por los estudios de geomecánica llevados a cabo, a fin de conocer el medio en que se desenvolvían los tajos, con numerosas observaciones y ensayos encaminados a estudiar las presiones, su distribución en el espacio y tiempo, y el comportamiento de los terrenos, que puede ser muy distinto dadas las grandes diferencias que existen entre los diversos yacimientos, sus capas y terrenos encajantes.

El terreno hullero se caracteriza por su gran heterogeneidad, pues está constituído por una serie de bancos de muy distinta naturaleza y buzamientos muy variables, viéndose afectado por la tectónica y la profundidad. Se encuentran carbones desde muy blandos hasta muy duros (su dureza oscila entre 10 y 400 Kg/cm^2), de composición amorfa o cristalina, con planos de crucero bien definidos o no y más o menos densos. La caja puede ser de argilitas, pizarras, areniscas, calizas, etc., más o menos duras, alteradas y fisuradas, y variando su estabilidad según como le afecte la presión, el agua, la atmósfera, las presiones de las entibaciones, la forma de arranque y el tratamiento del postaller, que controlan los techos por hundimiento o con relleno. Los muros pueden ser más o menos blandos, e incluso turgentes, donde se puedan hundir las bases y desestabilizar las entibaciones. Las cargas de colocación de estas últimas, así como su resistencia máxima y convergencia, son otros parámetros de las mismas, junto a sus muy diversos tipos de que hoy día se dispone.

El conocimiento, lo más aproximado posible, así como las predicciones de su comportamiento, hacen que hoy día puedan elegirse los tipos y características más convenientes de entibación, y el medio y forma de arrancar el carbón.

El arranque ha seguido paralelamente el progreso de la mecanización, adoptando dos sistemas representados principalmente, en Alemania el de los cepillos, y en Gran Bretaña el de arranque por rozadoras.

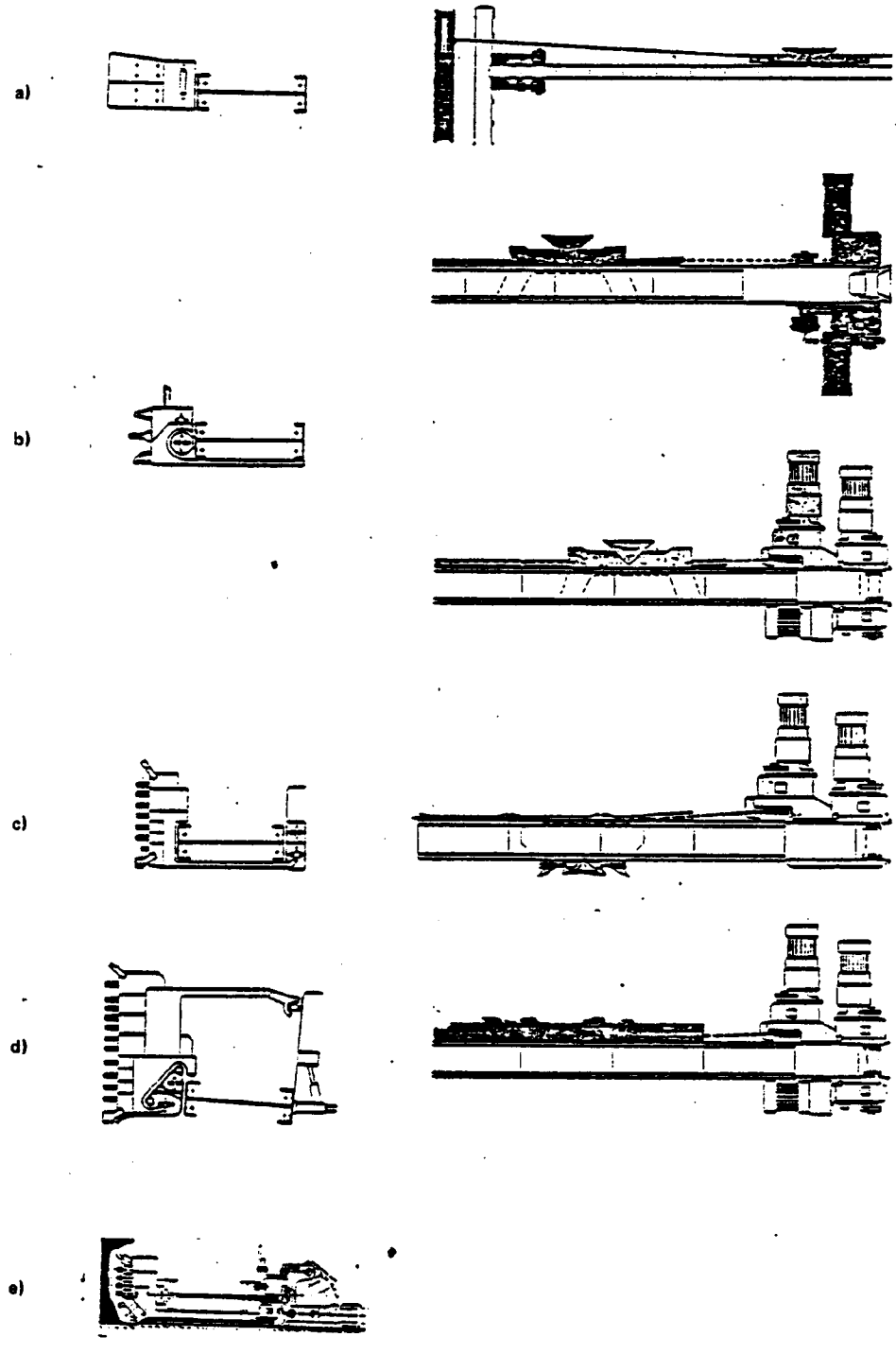
En cuanto a los cepillos, puede decirse que se han desarrollado a partir de 1948 con la aparición del transportador blindado que le ha servido de guía, seguidos en los 30 últimos - años de los modelos que se representan en la fig. 3.5.5.

Las mejoras de los transportadores, guías, cadenas, cuerpos de arranque, etc., han dado como resultado una máquina de arranque más eficaz. Al principio, su aplicación se hacía sólo para capas de carbón blando, estrechas y de buen muro. Con los distintos diseños se ha ido ampliando su campo de aplicación, como figura en el cuadro 3.5.6, aunque hoy día, con el último modelo "Gleit", se consigue ampliar aquélla hasta capas de 2,5 m. de potencia, siendo apto para aplicarlo a capas de muro malo (fig. 3.5.7), al reducirse la base plana cubierta por el transportador y por el pórtico guiado en su parte posterior por cilindros elevadores (fig. 3.5.7 - b, c, d).

Las rozadoras han seguido un camino paralelo en su desarrollo. De las primitivas rozadoras de disco, barra o cadena, apoyadas sobre el muro, con avance por torno de cable incorporado, se pasó a las rozadoras de tambor, conducidas sobre el transportador blindado y con avance de cadena fija, con engrane por estrella sobre la misma.

Las potencias han ido incrementándose, y desde las de decenas de kilowatios se ha pasado a las del orden de 1000 KW.

Hoy se tiende al avance por cremallera o manos de agarre, eliminando la cadena.

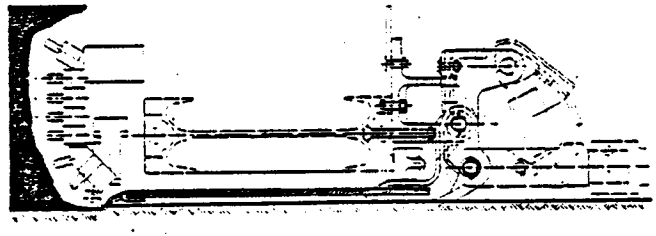


a) Cepillo simple
b) Cepillo Anban
c) Cepillo ancora
d) Cepillo Gleit
e) Cepillo Gleit pesado

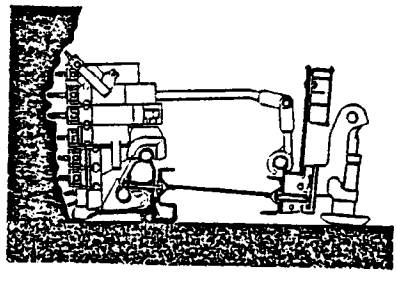
Figura 3.5.5.– EVOLUCION DE LOS CEPILLOS DE ARRANQUE

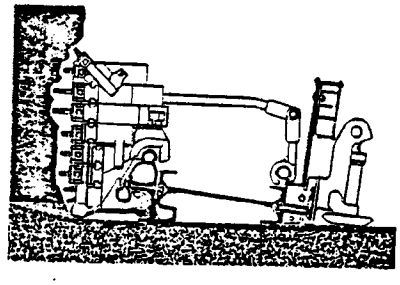
Figura 3.5.6.– CRITERIOS PARA LA ELECCION DE LAS ARRANCADORAS

Dureza del Mineral	Calidad del Techo	Ataluzamiento del Frente	Resistencia del Muro	Potencia media de apertura de capa: <1,3 m	de 1,3 a 1,9	>1,9 m
Blando	Bueno	Mantenimiento Recto	Fuerte	Todos los tipos de Cepillos		
			Regular			
			Blando	Cepillo tipo puente Gleit hobel		
		Poco	Fuerte	Todos los tipos de Cepillos		
			Regular			
			Blando	Cepillo Gleit		
		Fuerte	Fuerte	Todos con corte inclinado	Rozadoras bidireccionales de simple tambor	
			Regular			
			Blando	Gleit hobel Corte inclinado		
	Mediano	Recto	Comprende las divisiones arriba indicadas	Cepillos a elegir según las variables de capa y hastiales	Trepadora – Rozadora	
		Poco				
		Fuerte			De pasada mediana	
	Malo	Recto				
		Poco				
		Fuerte			De pasada corta	
Media	Bueno	Recto				
		Poco				
		Fuerte				
	Mediano	Todos los grados de inclinación				
	Malo		Todos	Poco recomendable	Rozadoras bidireccionales de dos tambores	
Duro	Indistinto					

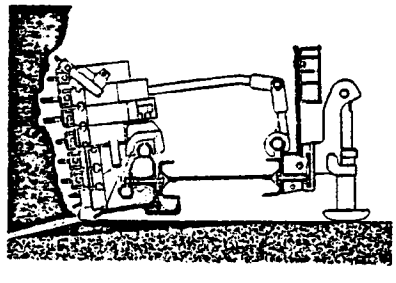


a) Arranque horizontal





b) Ataque ascendente



c) Ataque descendente

Figura 3.5.7.– CEPILLO DE ARRANQUE GLEIT

En los tambores de corte se ha ido estudiando la mecánica del arranque, y así, de los lisos se ha pasado a los de hélice, con picas muy efectivas y dispositivos más eficaces para combatir el polvo, cuya agua previamente sirve para la refrigeración. Los dispositivos hidráulicos permitieron los tambores elevados, bien mediante brazo o junto con la rozadora, con lo que se amplía la potencia de capa a rozar.

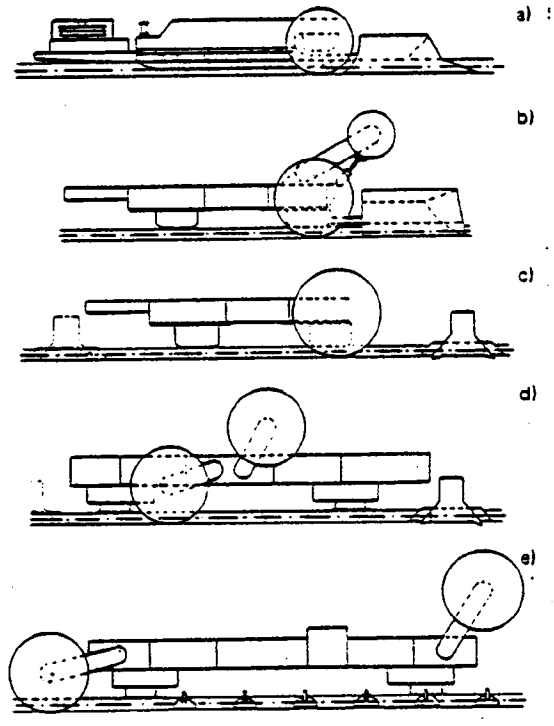
Las de doble tambor, bidireccionales y con brazos prolongados, dan lugar a grandes capacidades de producción y amplían su campo de corte para entrar a rozar las galerías de acompañamiento.

El empleo de sensores remotos ha permitido adaptarlos automáticamente a los tambores con una altura conveniente para seguir a los hastiales.

La fig. 3.5.8 esquematiza la evolución de las rozadoras de tambor.

En la actualidad el campo de las rozadoras se encuentra entre las capas de carbón duro y muy duro, en potencias que varían desde 1 m. hasta 3,5 m. La tendencia en los distintos países es al empleo de rozadora en las capas potentes, y del cepillo en las estrechas. En las primeras, las producciones diarias son de unas 1000 t más, habiendo algunos tajos que sobrepasan las 5000 t/día. En la fig. 3.5.9 se esquematiza el campo de aplicación de los distintos tipos de arranque mecanizado en Alemania y Gran Bretaña; resalta el que por debajo de potencias de 0,9 m., prácticamente no se tiene en cuenta.

En la cuenca del Donetz, en Ucrania, con una producción de 174 Mt., es donde más se explotan capas de poca potencia e inclinadas. El 60% de la producción proviene de capas de me-



a) De tambor fijo y torno de cable

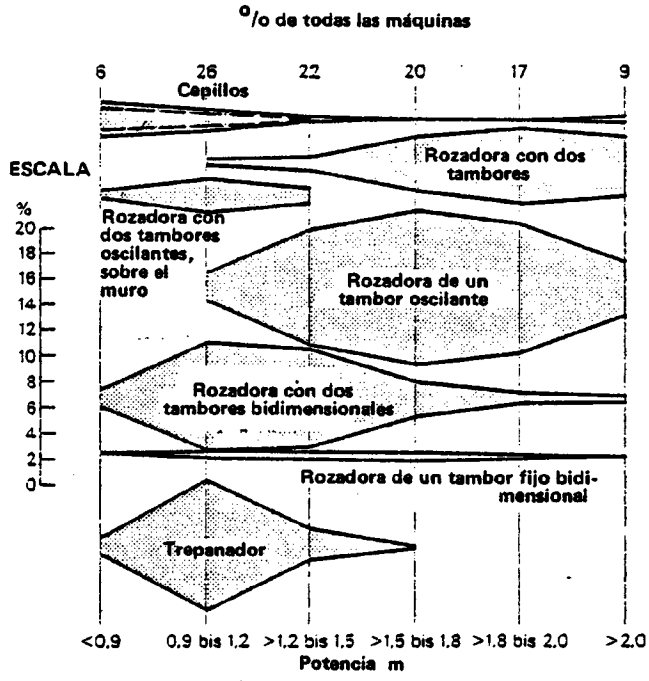
b) De tambor fijo y pivotante al techo, arrastre por cadena y carga con arado.

c) De tambor espiral fijo, arrastre por cadena y carga con arado.

d) De dos tambores pivotantes, arrastre por cadena y carga con arado.

e) De dos tambores pivotantes en los extremos, arrastre por cremallera y deflectores de carga en los tambores.

Figura 3.5.8.– EVOLUCION DE LAS ROZADORAS DE TAMBOR



REPARTO DE LOS TIPOS DE MAQUINAS DE ARRANQUE SEGUN POTENCIAS EN G.B.

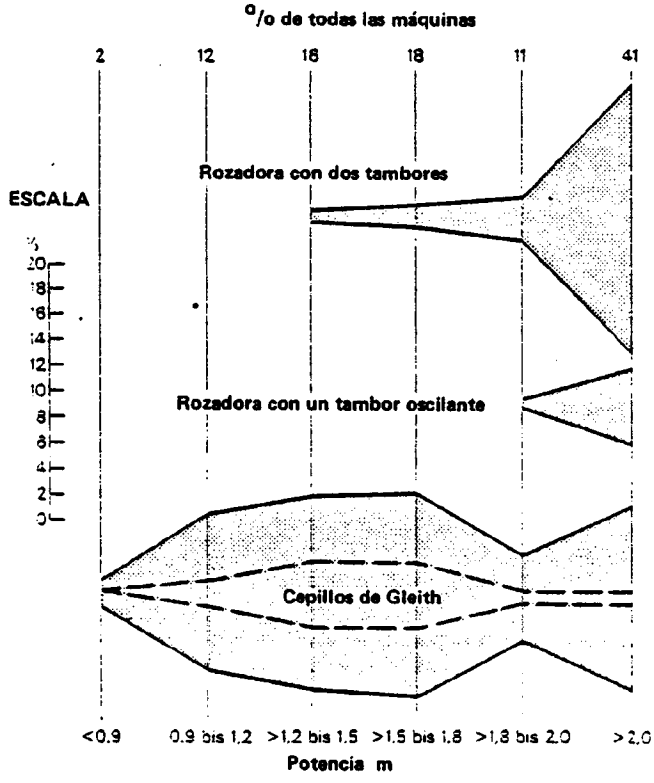


Figura 3.5.9.– REPARTO DE LAS MAQUINAS DE ARRANQUE EN ALEMANIA SEGUN POTENCIAS

nos de 1,2 m. (104 Mt), y de éstas, el 51% (88 Mt) con pendiente menor de 35° y 9% (16 Mt) poe encima de esa cifra.

Para la mecanización de estas capas han desarrollado el complejo de entibación autodesplazable denominado "Donbass" formado por pilas con estemples doblemente telescópicos, de altura mínima de 500 mm., con montera de amplia cubrición del techo, y el arranque con rozadora de un tambor, bidireccional, y construcción rebajada, equipada con control remoto por radio.

Con estos complejos se obtienen unos 20 Mt/año y se ha planificado llegar a 50 Mt, a corto plazo. Para capas con más de 25° se están desarrollando rozadoras bidireccionales para potencias de 0,63 a 1 m., y las entibaciones tipos KGD para techos estables, MKT para inestables y KGT para muros malos.

En España, los tajos mecanizados completamente con entibación autodesplazable, se iniciaron previamente en las minas de Coto Cortés y Berga. Actualmente hay 11 tajos mecanizados con marcha bastante aleatoria (tabla 3.5.2). Excepto aquéllas que presentan poco buzamiento, las de mejores resultados son Gaiztarro y Berga, con pendientes muy suaves y capas muy regulares. Santa Lucía consigue buenos resultados en tajos cortos, de 40 a 60 m., explotados por pasadas sucesivas y soutirage, y está próxima a hacer un ensayo en capa pendiente con pilas.

Hay numerosas explotaciones semimecanizadas con cepillo y estemples de fricción, principalmente en el área del Bierzo, en capas de poca potencia; otras con rozadora y también estemples de fricción, en los lignitos de Utrillas y capas de mediana potencia (1,1 a 2,2 m). En todas ellas, la evacuación del carbón es por transportador blindado, salvo que la pendiente permita bajar el carbón por chapa.

TABLA 3.5.2. - Tajos completamente mecanizados en España

Mina	Carbón	Potencia m.	Buzamiento	Nº de tajos	Longitud media m.	Arranque	Entibación	Producción tajo t/día
Coto Cortés ...	Hulla dura	1,6 - 1,6	35° - 45°	1	200	Rozadora	Pilas	400
Gaiztarro	Antracita	0,7 - 1,1	12°	1	150 - 180	Cepillo	Cuadros Gemelos	1100 - 1600
Minas y Ferrocarril Utrillas .	Lignito	1,1 - 2,0	30° - 40°	2	60 - 120	Rozadora	Pilas	200 - 400
Minas de Andorra (ENDESA)	Lignito	2,2 (10)	25° - 30°	3	120	Rozadora	Escudo	500 - 1000
Carbones de Berga	Lignito	1,3 - 1,9	12° - 15°	2	250	Cepillo	Cuadros Gemelos	1000
Santa Lucía ...	Hulla	2,2 (40)	Horizontal	2	40 - 60	Rozadora y soutirage	Pilas flecha y Salzgitter	600 - 1000

En total, la producción subterránea completamente mecanizada en España es del 18%, es decir, casi la mitad de la obtenida en capas de menos de 35°. Para el incremento de este porcentaje es necesario ir a la mecanización de las capas estrechas del Bierzo, y mejorar los resultados de las existentes -la producción media por tajo mecanizado es hoy día de unas 650 t/diarias, muy lejos de las medias conseguidas en otros países-. Adaptando los sistemas de entibaciones a las pendientes y condiciones de las capas, es posible duplicar ese porcentaje del 18%.

Esta adaptación de la mecanización debe ir paralelamente acompañada de un estudio del conocimiento de las presiones y comportamiento de los terrenos, lo que permitiría una mejor elección de los sistemas de arranque y de las entibaciones, con un incremento en la seguridad y disminución de accidentes por hundimientos, caídas de piedras y control de desprendimientos instantáneos; y más aún considerando el progresivo aumento de la profundidad de explotación y lo poco conocido de todos estos fenómenos en regiones montañosas y fuertemente tectonizadas como las nuestras.

La mecanización de las minas de lignito de Teruel presentan un problema grave en su explotación, que es el autoencendido del carbón. Ello se está estudiando por las dos principales empresas de la zona, y es de esperar que tengan éxito, y aún que tales problemas sean en parte superados, al conseguirse avances mucho más rápidos con explotaciones mecanizadas.

En conclusión, el esfuerzo de investigación en nuestras capas de menos de 40° se debe encaminar a mejorar los conocimientos geomecánicos de nuestros yacimientos y a la adaptación de los sistemas hoy día existentes en otros países (principalmente en capas de menos de 20°), así como al desarrollo de sistemas para capas estrechas cuyo campo actual, salvo en Donetz, está abandonado.

3.5.2.- Capas inclinadas (40-60°) y verticales (60-90°)

Se examinarán por separado los métodos de arranque con personal en capa, y por tanto con posteo para fortificar el espacio por el que debe moverse aquél, y relleno o hundimiento - en la parte explotada y abandonada del taller, de los métodos en los que el arranque se hace mediante maquinaria colocada en la galería de pie o sobreguías en capa. En este caso no es necesaria más fortificación que la de la galería, y se trata siempre de métodos de arranque por hundimiento.

3.5.2.1.- Con personal en capa

El arranque puede hacerse de forma manual con martillo picador o con barrenos y explosivo, o bien utilizando máquinas de arranque (cepillos, rozadoras, etc.).

a) Arranque manual

Testeros

El método de testeros, ya sean rectos u oblícuos, posteado con madera y relleno basculado desde la galería superior, es de sobra conocido, tanto en su ejecución como en sus resultados y precio de costo, por lo que no merece entrar en su descripción.

Explosivos

El arranque con explosivos ha sido utilizado con excelentes resultados en las minas españolas, cuando el carbón es duro y es posible mejorar aquéllos considerablemente con un me

jor acondicionamiento del taller. Actualmente, en la mina HULLASA de Teverga, en una capa de 57° de pendiente, arrosariada, con potencia de 0,50 a 2 m, se consiguen deshullamientos medios de 12 m^2 por picador, disparando a un carbón cuya dureza y compacidad obliga a barrenar con martillos perforadores ligeros, en lugar de perforadoras rotativas normales.

En Alemania, en la década de los 60, cuando el número de capas verticales explotadas era todavía significativo, se utilizó mucho el arranque con explosivo. Actualmente no se emplea, porque las pocas capas verticales en explotación son de carbón blando, y no es problema el arranque con martillo picador, que presenta más seguridad que el explosivo.

En la mina Hansa-Westhausen, de Dortmund, en 1966, la capa Dickebank se explotaba con explosivos, con unos rendimientos dobles de los conseguidos anteriormente con martillo picador. Con una pendiente de 65° y 1,50 m. de potencia, en un taller de 70 m. de altura, dividido en testeros rectos de 3 m. de frente, se barrenaban 8 tiros de 2,50 m. por tajo, y se conseguía un rendimiento taller de 16 t/jornal y una producción diaria de 300 t.

El taller estaba perfectamente rellenado con relleno triturado, tomando éste su talud natural sin ningún tablero de retención. En tales condiciones el carbón que cae sobre el relleno no desliza, ya que el talud natural del carbón es igual o superior al del relleno triturado, por lo que, a todo lo largo de éste, se disponían canales de aleación ligera, sobre los que caía directamente el carbón del disparo, para deslizar rápidamente hasta un transportador blindado situado en la galería inferior.

El posteo era normal, con madera de pino, y el relleno se hacía de forma contínua durante la noche, por una banda de goma situada en la galería superior, previo levantamiento de los canales, que a continuación se reponían sobre la nueva superficie del relleno.

La perforación de los tajos se hacía con perforadoras - rotativas ligeras manuales, y el atacado con vainas de 38 a 40 cm. de largo y 30-32 mm Ø, rellenas con 265 cm^3 de gel de agua. El disparo se hacía dentro del propio relevo, y la labor de posteo se recomenzaba inmediatamente después. Todos los tajos se inyectaban con agua a baja presión y poca profundidad, más para romper la cohesión del frente que para la eliminación del polvo, y hacer así más fácil el arranque con explosivos.

Hay que destacar que el sistema descrito presenta un cierto riesgo, que siempre acompaña al empleo de explosivos; ello exige una disciplina al personal obrero y una constante actuación de la vigilancia, para que la imprudencia no se cometa. Por lo demás, no exige esfuerzo del personal y es extremadamente simple.

En 1964 se iniciaron en diversas minas francesas, ensayos de disparo con atacado de los barrenos con agua a presión. En la mina Agache del grupo Valencionnes, en una capa de 1,40 m. de potencia, vertical, con tajos de 3 m., hastiales relativamente falsos, que exigían bastidor a techo y muro, y una longitud de taller de sólo 40 m., se daban 5 barrenos de 1,40 por tajo, que se iban disparando, uno a uno, previa obturación del barreno con un mangón unido a la red de agua de media presión. El efecto de la explosión sobre el posteo queda así muy atenuada y para el disparo del barreno (máximo 3 tiros por pega) es

suficiente con apartarse a la serie superior. El carbón cae en los canales colocados sobre el relleno, y se carga en la galería inferior. Con martillo picador se conseguía un rendimiento de 5 t/jornal y una producción de 140 t/día. Con tiro bajo agua a presión se consiguió aumentar el rendimiento a 6 t/jornal, a costa de la producción que bajó a 85 t/día.

El sistema, con diversas innovaciones se estudió en Minas de Langreso y Siero, donde se aplicó a un taller de 50 m. de altura, 80° de pendiente y 1,20 m. de potencia, con carbón duro (Fig. 3.5.10).

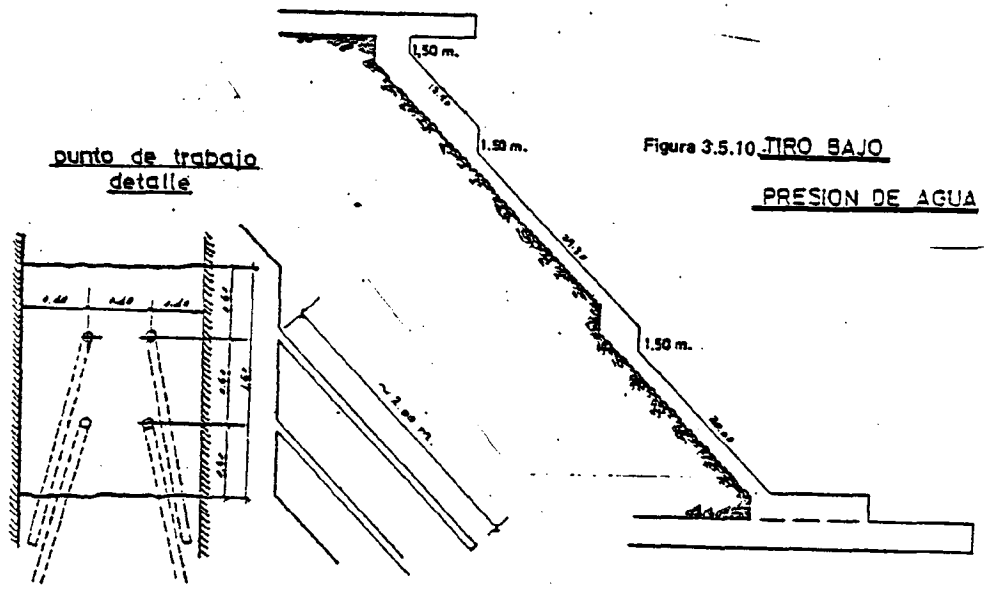


Figura 3.5.10. TIRO BAJO PRESION DE AGUA

El frente se dividía en 3 tramos, cada uno de ellos encomendado a una pareja de picador y ayudante que barrenan, en cada testero de 1,50 m., 4 tiros de 2 m. paralelos a la superficie libre, disparándolos a continuación en dos pegas, primero los dos barrenos inferiores y después los dos de la niveladura. Se posteaba el espacio deshullado y se recomenzaba la labor hasta acabar los 20 - 25 m. asignados a cada pareja. Un

tablero donde quedaba retenido el carbón arrancado protegía a la preja que trabajaba en el tramo inferior. El deshullamiento medio por relevo de cada pareja era de 12 m^2 y el rendimiento de taller de 9 t/jornal, bueno para una capa de carbón duro.

El sistema es complicado y el personal no admitía bien los humos de las pegas, por lo que dejó de utilizarse.

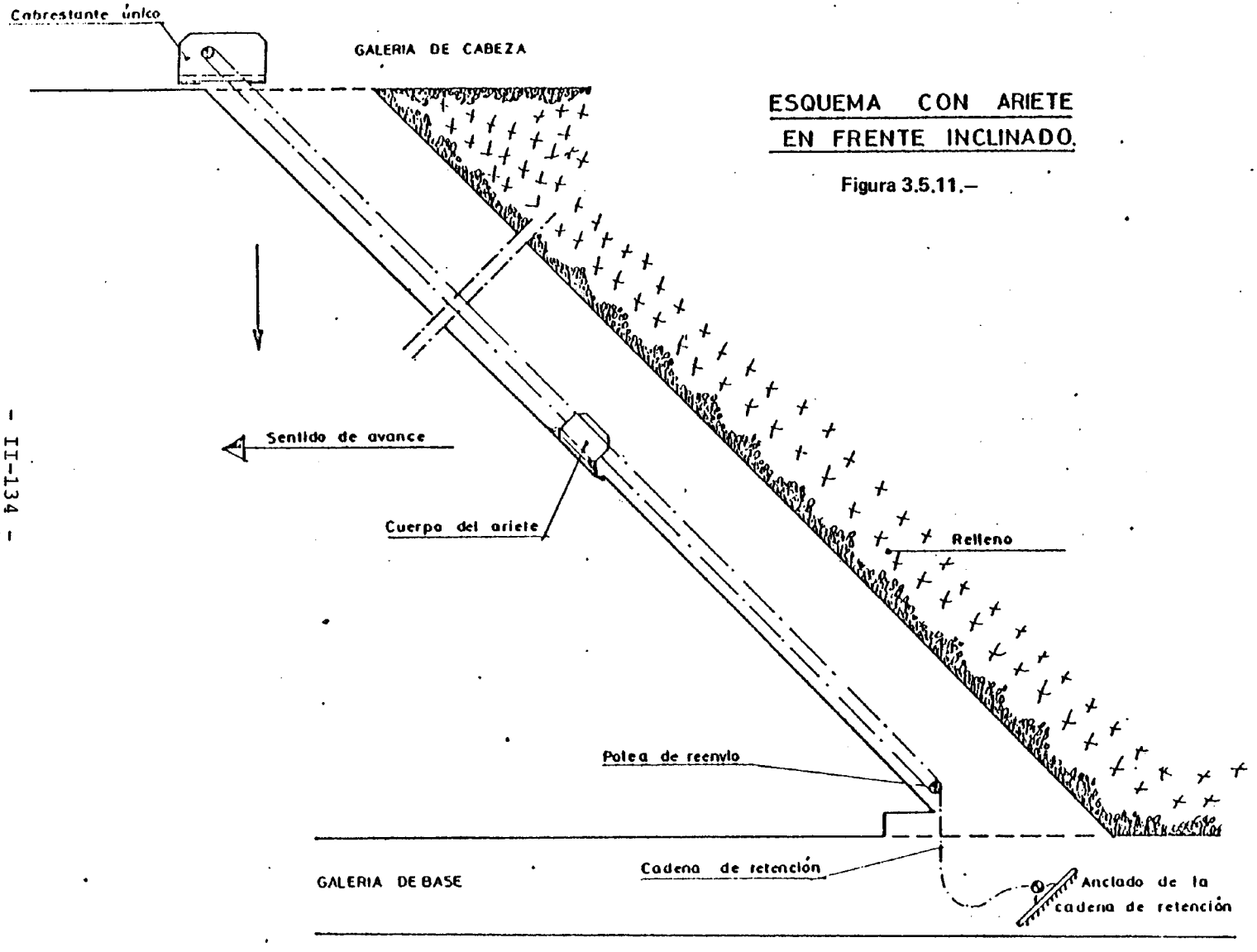
b) Arranque mecánico

Ariete

Las primeras máquinas de arranque, en capas inclinadas y verticales, utilizada en las hulleras españolas, fue el ariete de Peissenberg, desarrollado por Westfalia Lünen. Los resultados obtenidos en estos ensayos, en capa de 1 m. de potencia, 70° de pendiente y 120 m. de frente, son de una producción de 180 t/d y un rendimiento de taller de 12 t/jornal.

Trabajaba con frente de carbón volcado y relleno suspendido (Fig. 3.5.11). El ariete propiamente dicho es un cuerpo de hierro provisto de picas, con una masa de 0,5 - 1 t, que se mueve a lo largo del frente con una valocidad de 1-1,80 m/s, arrastrado por una cadena marina de 22 mm., movida por un torno en cabeza de hasta 35 KW, o dos, uno en cabeza y otro en base, de unos 40 KW cada uno. El arranque del carbón se produce por los golpes de ese cuerpo contra el frente.

En el Pozo Polio sobre la capa 14, de 0,90 m. de potencia y 50 m. de altura, se hicieron los primeros ensayos, consiguiéndose en un tramo favorable de la capa pasar de las 3,5 toneladas/jornal obtenidas en el arranque con martillo, a las 6 t/jornal con el ariete. El defecto principal de éste es



ESQUEMA CON ARIETE EN FRENTE INCLINADO.

Figura 3.5.11.–

que no va guiado. La masa de 0,5-1 t a 1,5 m/s, golpea indistintamente carbón y hastiales, e incluso en sus rebotes sobre el frente alcanza la última línea de mampostas.

La capa debe admitir, todo a lo largo del frente, una calle sin postear de 1,30 m. de ancho, que asciende a 2,50 m. al final del relevo de arranque. La capa debe ser, por tanto, de hastiales seguros. El más pequeño salto o estrechamiento de la capa es una dificultad para el paso del ariete. Como los tramos de capas regulares son en Asturias cortos y excepcionales, los arietes fueron quedando poco a poco fuera de uso.

Cepillo de capa inclinada

El sistema de ariete se ha sustituído en Alemania por el llamado cepillo de capa inclinada (Steilhobel), que aparentemente se asemeja mucho a aquél pero que trabaja según principio diferente. El ariete es un cuerpo de 500 Kg de peso, que se mueve a una velocidad grande (1,80 m/s) por el frente y va saltando sobre éste. Su energía de arranque procede más de su velocidad que de su masa. El cepillo de capa vertical es un cuerpo pesado (hasta 5 t), el cual es deslizado a poca velocidad (0,5 m/s) sobre el frente, al que se le da la inclinación máxima posible compatible con el deslizamiento del carbón, con objeto de que éste descienda suavemente, sin saltar al posteo, y que la componente del peso del cepillo, normal al frente, sea la mayor posible.

Esta inclinación del frente es una característica esencial del método, ya que al no producirse grandes bloques de carbón, como ocurre con el ariete, y al deslizar tanto el cepillo como el carbón arrancado suavemente, por el frente no se forma tanto polvo, y sobre todo es posible hacer simultáneamen

te con el arranque trabajos auxiliares en el taller, como tendido de telas para el relleno, cambios en la tubería de descenso de rellenos y en la de aire comprimido, tira de madera, etc., sin peligro para el personal que trabaja.

La tracción del cepillo, como la del ariete, se hace por una cadena marina sin fin, movida por un torno situado en la galería de cabeza, con una polea de reenvío en la base del taller. El torno de un ariete se compone de minimotor eléctrico o neumático, un reductor y un embrague mecánico (de láminas o turboacoplamiento) que transmite la rotación a una polea de estrella en la que engarza la cadena marina.

El cepillo de capa vertical está movido por un torno electro-hidráulico, con convertidor de par tipo Beienmatik, que permite que el motor eléctrico de accionamiento tome una potencia constante de la red, aun cuando la marcha del cepillo sobre el frente exija esfuerzos de tracción diferentes.

Cuando el cepillo encuentra en su marcha por el frente una dificultad, por ejemplo un pequeño resalto del muro de la capa, el acoplamiento Beienmatik automáticamente disminuye la velocidad a costa de aumentar el esfuerzo de tracción, hasta que una vez superada, también automáticamente, vuelve a los valores anteriores de velocidad y esfuerzo de tracción sobre el cepillo. Este acoplamiento electro-hidráulico permite utilizar como cepillo, cuerpos muy pesados, cuya puesta en movimiento sería imposible con un acoplamiento mecánico debido al elevado par de arranque necesario en el motor.

El relleno se hace por tuberías, no habiendo exigencias especiales en cuanto a tamaño y humedad, que debe ser la me-

nor posible. El descenso por tuberías es necesario ya que, por la gran inclinación dada al frente de carbón, un relleno simplemente basculado en la galería de cabeza no descendería con suficiente velocidad, y ocuparía el espacio vacío de techo a muro. Con el descenso por tubos, el relleno forma una masa que llena el vacío de techo a muro, y con la pequeña convergencia de hastiales lo hace aún más compacto, de forma que en los talleres donde el método se aplica correctamente no se observan mampostas rotas en la línea de las telas metálicas - que retienen el relleno.

Los resultados conseguidos en la capa Sonnenschein de la mina General Blumentahl, están expresados en la Fig.3.5.12, donde se consignan las posibilidades de explotación del taller de 215 m. de distancia entre plantas, bien explotado como un solo taller con cepillado de una calle diaría, lo que corresponde a un avance de 1,50 m/d., bien partiendo del taller por una planta intermedia y aplicando el sistema a un taller de 130 m. de frente. En este caso puede hacerse el arranque de una o dos calles diarias, con avances resepctivos de 1,50 y 3 m/d.

Los resultados conseguidos en estas 3 variantes de la explotación de la capa Sonnenschein, de 1,80 m. de potencia y 54° de pendiente, se expresan en la siguiente Tabla.

TABLA 3.5.3.

Sonnenschein Variante	Frente m.	Avance m.	Producción t/d	Número de personas			
				Arranque	Relleno	Transporte	Total
1ª	265	1,50	530	25	9	12	46
2ª	130	1,50	265	15	8	9	32
3ª	130	3	530	27	9	15	51

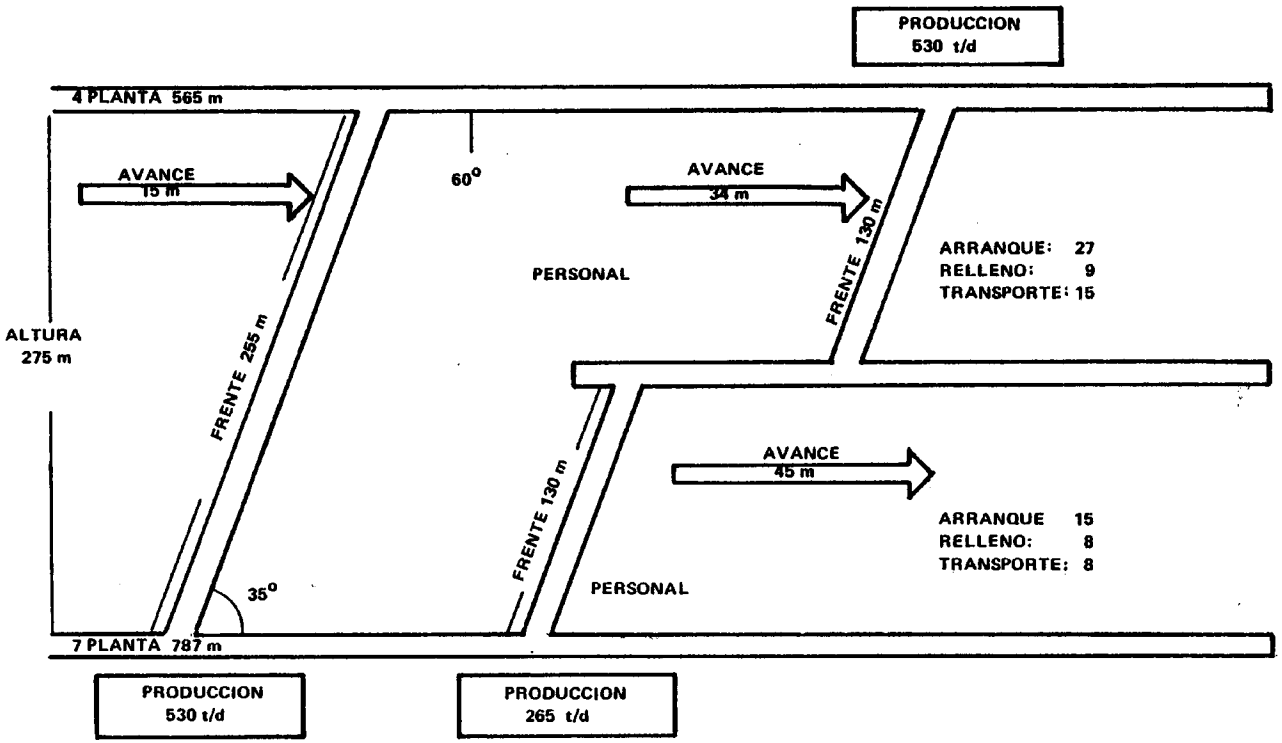


Figura 3.5.12.–CEPILLO DE CAPA INCLINADA Y VERTICAL

Este sistema es de gran interés para la explotación de capas de carbón blando, como las de la cuenca de Villablino, donde el cepillo entra con facilidad en el carbón. Frente a las rozadoras, la ventaja del cepillo es su mayor robustez, ya que dentro de la capa no hay más que una cadena marina y el cuerpo de hierro del cepillo, mientras que aquélla requiere un delicado cable eléctrico que se utiliza con mucha facilidad, y la propia rozadora es una maquinaria relativamente compleja (electromotor, reductores para los tambores, bomba hidráulica para los gatos, etc.).

Trépano

En capas inclinadas se ha usado con éxito en Francia y Alemania, el trépano de Alacchi (Fig. 3.5.13).

En principio, la máquina estuvo concebida para trabajar con el frente en posición normal, y ella descendiendo por el taller deslizando sobre el posteo. Detrás de la máquina sigue un equipo posteando la calle arrancada. El sistema presenta la ventaja de que la entibación sigue inmediatamente al arranque, y por tanto es de aplicación a toda clase de capas, incluso las falsas, y además, en el caso de aparecer en un taller un anchurón u otra irregularidad, permite detener la máquina y no recomenzar el arranque hasta que se haya asegurado la zona falsa.

El relleno se lleva como en el método de testeros. Una vez concluída la calle se repliegan los patines de deslizamiento de la máquina, y se sube ésta entre las dos últimas líneas de mampostas.

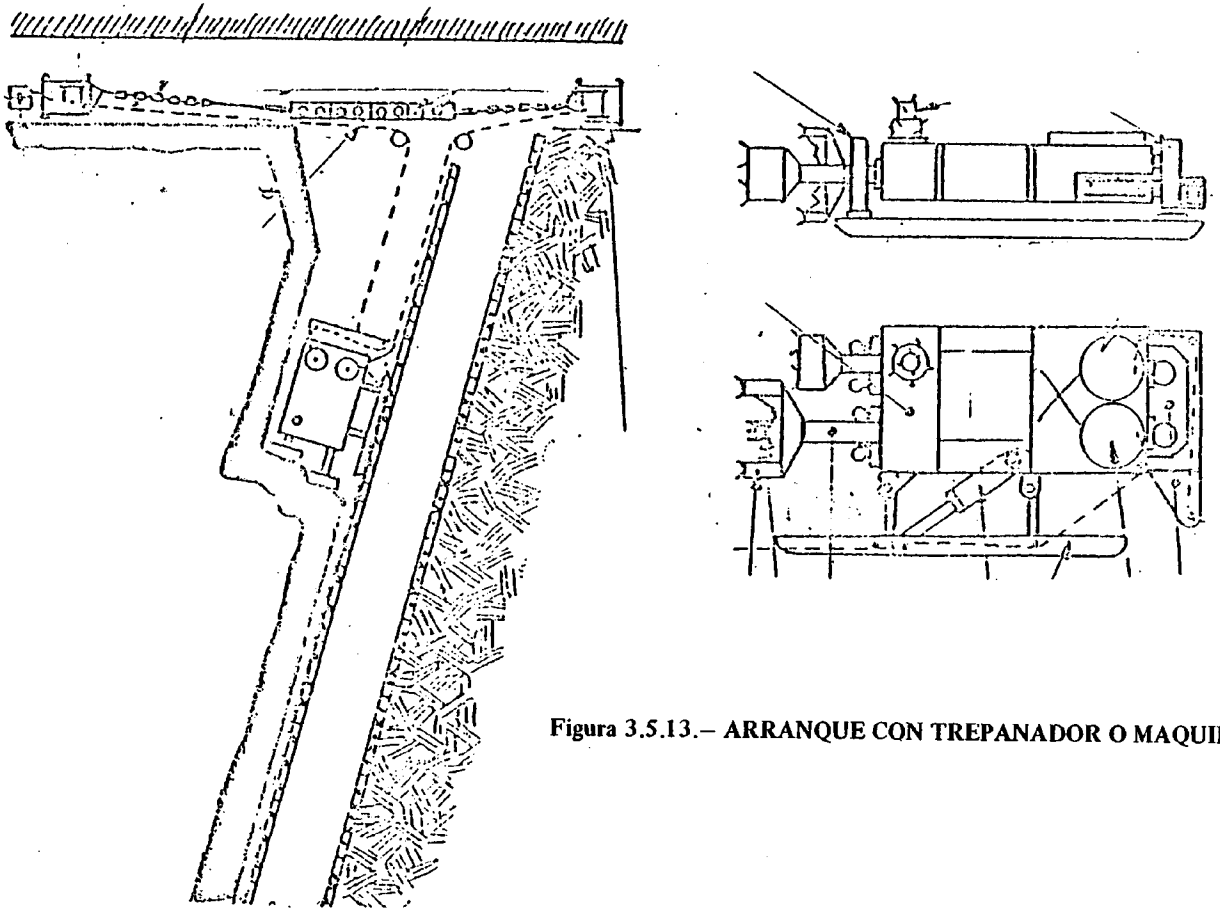


Figura 3.5.13.– ARRANQUE CON TREPANADOR O MAQUINA ALACHI

Previamente a la iniciación de la pasada siguiente, es preciso preparar, en la parte superior del taller, un nicho de acometida para la nueva calle.

La máquina ha sido probada en Hulleras de Veguín y Olloniego en los años 60, con poco éxito, debido a que en sus movimientos a lo largo del taller derribaba fácilmente las mampostas de madera sobre las que se deslizaba.

Por este motivo, en la mina General Blumentahl se utilizó el trépano de Alacchi, haciéndolo descender por la línea de máxima pendiente de la capa, con lo que su componente de carga sobre la línea de mampostas desaparece.

El peso, $\simeq$ 2 t, del trepanador puede aligerarse considerablemente sacando los tornos de tracción y seguridad, que van incorporados en la máquina, a la galería superior, como en el caso de las rozadoras de capa vertical.

Recientemente han sido adquiridos los dos modelos de 32 y 132 CV del trépano Alacchi, por la República Popular China, para su ensayo en las minas de carbón.

El trepanador Alacchi es más manejable ante una irregularidad del taller, que una rozadora de tambor, y su ensayo sobre máxima pendiente en capas verticales con mampostas hidráulicas ligeras tipo Tyssen-Asturias pudiera ser interesante.

Las antiguas rozadoras de brazo que practicaban una regadura al muro o al techo y muro de la capa, abatiéndose el carbón regado a martillo o con explosivos, ya no se utilizan.

Las rozadoras de tambor se adaptan mejor al arranque de carbones duros que los cepillos o arietes, y hacen un arranque integral de la capa. Constan, en general, de dos tambores, uno fijo al muro de la capa y otro posterior, cuya altura es regulable para adaptarlo a la potencia de la capa, con los que ésta se arranca en toda su anchura.

Las rozadoras rusas TEMP y KT-1, de capa vertical, constan de:

- Un motor neumático de engranajes o un motor eléctrico antigrisú. (Potencia 30-50 KW).
- Dos reductores de engranajes, uno para cada tambor. El tambor tipo va en cabeza de la rozadora.
- Bomba de engranajes para alimentar los cilindros hidráulicos que mueven los patines y el tambor móvil.
- Acoplamiento para cable eléctrico o manguera de aire comprimido y enganches para cables de tracción y retención de la máquina en caso de rotura de aquél.

En las galerías de cabeza es necesario un torno especial (11 KW) de dos tambores, sobre los que se arrollan respectivamente los cables de tracción y seguridad. El cable de tracción tira de la rozadora con un esfuerzo de 10 t, y el de seguridad se mantiene tenso con un esfuerzo de 1,5 t, mediante un embrague intermedio de láminas. Ambos tambores desenrrollan sus cables sincrónicamente cuando desciende la rozadora, mediante un sistema de acoplamiento de piñón libre de los tambores al eje motriz.

En las capas que se han denominado inclinadas, 40-60°, el frente de carbón se lleva prácticamente por la línea de má

xima pendiente, por la que desciende el carbón arrancado. El talud natural de las tierras de relleno es aproximadamente el mismo que la pendiente de la capa, de forma que el relleno apenas gravita sobre la tela metálica de retención.

En estas condiciones, si la capa es segura y pueden mantenerse un cierto número de calles de posteo sin rellenar entre el frente de carbón y el relleno, pueden hacerse simultáneamente el arranque de carbón en el frente, y, tres o cuatro calles atrás, la tira de madera, las pilas de madera del sostenimiento, la colocación de la tela metálica o el relleno, de forma que no existe peligro para las personas que trabajan en el interior del taller. El frente queda, por tanto, libre y no es difícil conseguir dos rozas por día con un sencillo escalonamiento, durante las 24 horas del día, de los diversos equipos de rozado, posteo, tira y rellenos.

En capas verticales, 60-90°, es necesario, en primer lugar, dar un mayor ángulo de inclinación al frente de carbón, para que la rozadora tenga una componente que la comprima contra la capa, ya que el apoyo de la rozadora sobre el muro es muy pequeño, y tanto menor cuanto más se aproxime la capa a la vertical. Si en las capas inclinadas, el ángulo del frente con la horizontal, en el plano de la capa, era de 80-85°, en capas verticales se está trabajando con valores de 55-70° para el mismo ángulo.

A la rozadora que trabaja en capa vertical es necesario, además, dotarla de algún patín estabilizador hidráulico, para guiarla entre techo y muro.

El relleno gravita fuertemente sobre la tela metálica, y es necesario realizar un refuerzo de la calle en la que apoya el relleno mediante un posteo suplementario, además de cuidar el grano y humedad del relleno.

El principal inconveniente para dar más de una roza diaria, es la imposibilidad de realizar en el taller más de una clase de trabajo simultáneamente, por el riesgo que podría representar para los obreros que están en la parte inferior del taller el movimiento de otros obreros, maderas o rellenos encima de ellos. No obstante, con una adecuada distribución de equipos y relevos, en la capa Bautista 4ª del pozo Pumarabule, se ha conseguido, con una pendiente de capa de 72° potencia de 1 m. y altura de 100 m., alcanzar una marcha media de casi dos rozas por día en el último trimestre de 1974, y un rendimiento de 4,46 tb/h.r.

Para capas muy estrechas se han adquirido en HUNOSA las rozadoras Malish 74 de 25 CV y un solo tambor, con contrapeso para compensar la reacción del frente de carbón contra la rozadora, tendente a sacar ésta hacia la primera línea de mampostas, y que por lo demás no se diferencia de las TEMP y KT, más que en sus dimensiones. HUNOSA cuenta con un parque de rozadoras rusas, cuyos resultados de utilización se han visto fuertemente influenciados por circunstancias más de caracter laboral que de índole técnica.

Muy parecida a los rozadoras rusas es la polaca KBS de Kopex (Fig. 3.5.14), con un solo tambor en cabeza, lo que tiene la ventaja de arrancar el frente hasta casi la galería de cabeza. La tracción se hace con una cadena marina, tirada por un cabrestante hidráulico H, situado en la galería de cabeza. La rozadora va también suspendida de un cable de segu-

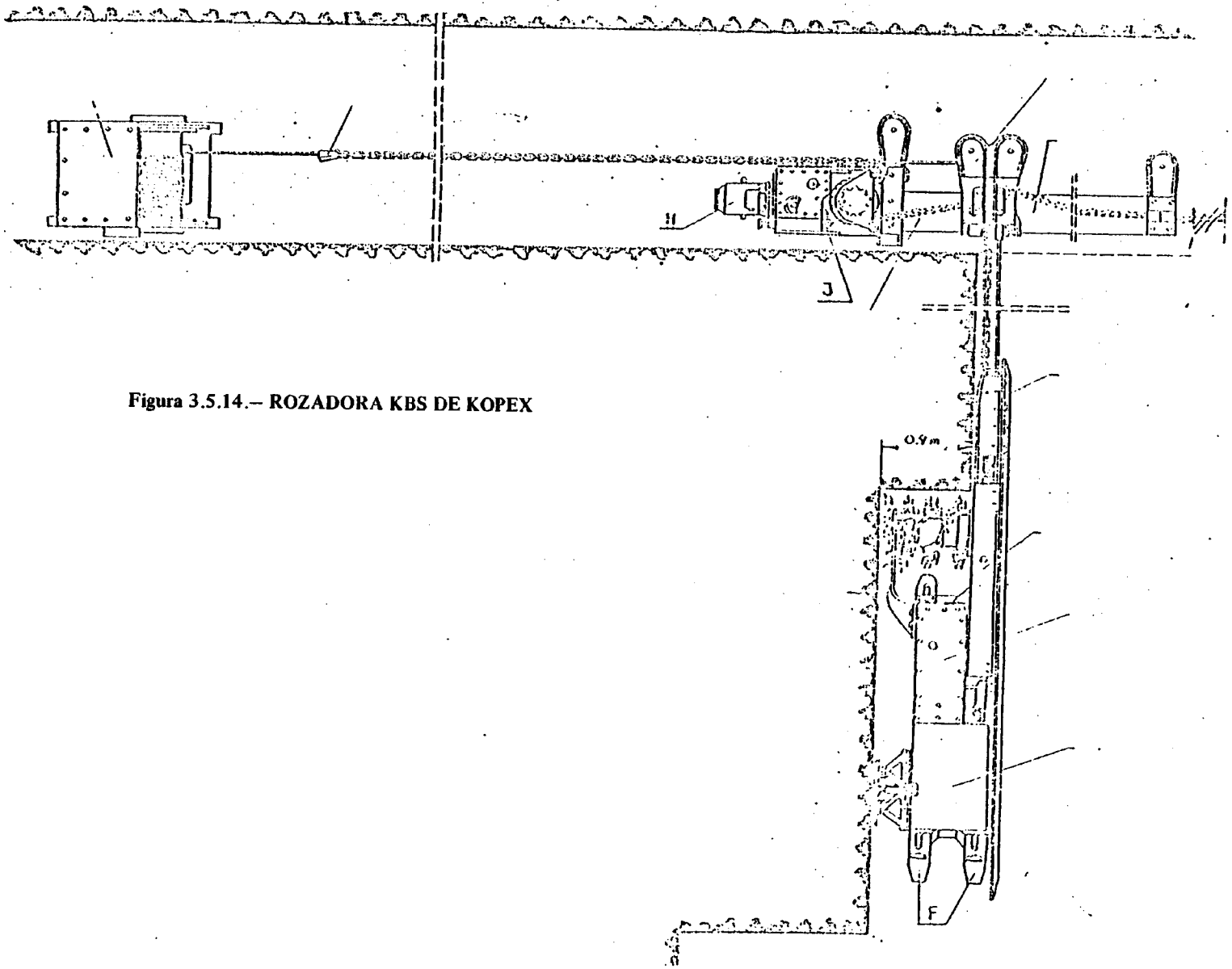


Figura 3.5.14.– ROZADORA KBS DE KOPEX

ridad que se enrolla en el tambor de un torno M, situado también en la galería de cabeza. El extremo libre de la cadena de tracción va grapado al cable de seguridad, y de esa forma, cadena y cable van juntos en la subida y la bajada de la máquina. La rozadora tiene una potencia de 60 KW y una velocidad de 5 m/min. El peso de la máquina es de casi 6 t.

La rozadora Eickhoff (Fig. 3.5.15), es una rozadora de un solo tambor situado en la parte trasera de la máquina. La tracción se hace con una cadena marina enganchada en la parte delantera y trasera de la rozadora, a la que un cabrestante, mediante una polea de estrella, comunica un esfuerzo de tracción de 5 t. En la parte inferior del taller hay una polea de retorno para la cadena, y en la misma rozadora un tubo de guía para el ramal que está sin carga.

Como cabrestante de seguridad se utiliza un Düsterloch, con cable de 24 mm Ø, y el cable de alimentación de energía pasa por una polea situada en el torno de tracción, y se mantiene suspendido de un monoraíl y una tensión mediante la polea.

La máquina está concebida para capas más seguras que las rozadoras polaca y rusas, y exige un espacio entre frente de carbón y primera línea de mampostas de 0,90 - 1 m.

Cuando la potencia de la capa es mayor que el diámetro del tambor, en la pasada ascendente el tambor roza la capa por el muro. En la pasada descendente, la parte trasera de la máquina, donde va el tambor, se levanta con un cilindro, y el mismo tambor arranca el carbón del techo (Fig. 3.5.16).

Como puede verse por las rozadoras descritas, se trata de máquinas complicadas para funcionar dentro de una capa, y

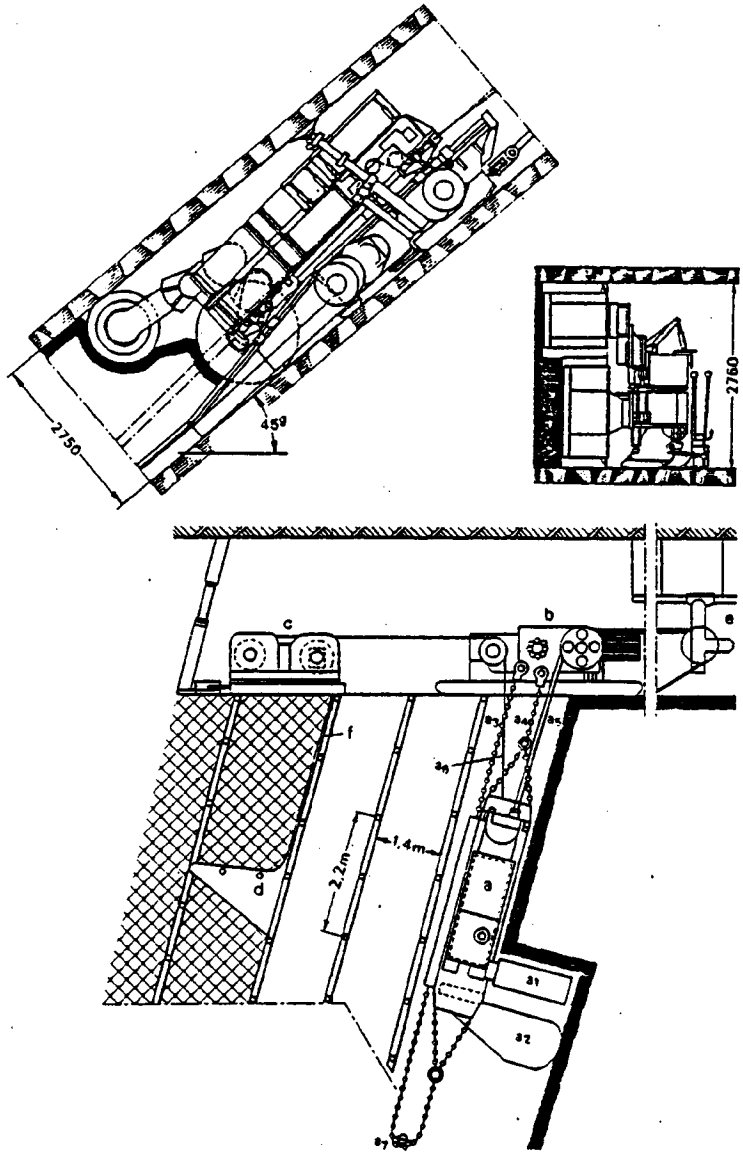


Figura 3.5.15.– ROZADORA EICKHOFF

a) Rozadora
b) Torno de tracción
c) Torno de seguridad
d) Tela de sujección de relleno
e) Suspensión del cable de alimentación
f) Tela metálica

que dan resultados aceptables cuando se implantan en capas de gran regularidad, pero cuya productividad baja sensiblemente si se computan los tiempos de parada y los jornales de mantenimiento, montaje y desmontaje, que se producen cuando por cualquier irregularidad de la capa, la complicada secuencia de trabajos que este sistema lleva consigo en las capas verticales, se interrumpe.

En el Instituto Griprouglemash, de Donetz, se han desarrollado recientemente nuevos tipos de rozadoras para capas de fuerte inclinación, con corte bidireccional.

- El modelo IKND, con tambores de corte en sus extremos, para carbones duros y con intercalaciones estériles. No precisa la realización de nichos en el comienzo de las calles. Para su funcionamiento bidireccional precisa 2 tornos de tiro, uno en cabeza y otro en base. Su construcción es más flexible y permite adaptarse mejor a las irregularidades de la capa. Se puede emplear en pendientes de 25 a 90° .

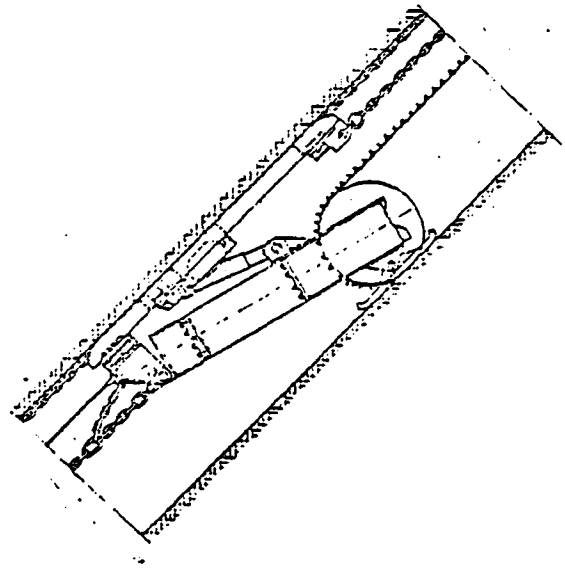


Figura 3.5.1 6.– ROZADORA EICKHOFF DE TAMBOR FIJO

- El modelo A-70 es más ligera, para capas más delgadas, de 0,5 a 0,80 m., con su motor de accionamiento bien eléctrico de 35 KW o de aire comprimido de 48 HP, situado transversalmente en el centro de la máquina. Su peso es de 3,5 t, y sus dimensiones 3900 x 1170 x 350 mm.

Por el momento se desconocen los resultados de estos 2 últimos modelos.

c) Posteo

Posteo autodesplazable

Los 40° de pendiente son el límite de empleo de los métodos convencionales utilizados en capas horizontales. El posteo con escudos hidráulicos autodesplazables en capas de más de 40° es excepcional. En Alemania, en 1977, sólo existía un taller en la mina Polsum, del grupo Bergmanglück-Westerholt, donde el arranque se hacía con cepillo y el posteo con un combinado de 3 escudos normales de capa horizontal, ligeramente modificados, llamado Troika. El taller tenía una longitud de 216 m., una potencia de 1,20 - 1,50 m., y una producción de 1.000 - 1.200 t/d. Su posteo lo componían 150 escudos, o sea 50 Troikas. Cada escudo valía 45.000 DM (1,2 M.Pta.) y la inversión total era de cerca de 200 M.Pta.

El desmontaje, transporte y montaje en otro taller cuesta 1 - 2 M.DM (~40 M.Pta.).

Estas cifras indican claramente que tal instalación sólo puede considerarse en una capa de gran producción, con grandes reservas, una corrida regular en cuanto a potencia y una

total ausencia de fallas o estrechamientos de la capa. La capa en la que se realiza el ensayo en mina Polsum, tiene una gran regularidad, unas reservas a la vista de 327.440 t, y con todo, esta implantación se encuentra en vía de ensayo, y su rentabilidad por el momento no se considera de forma preferente.

En la mina ERIN de la Eschweiler Bergwerkrerein, se ensaya en capa de 45° de pendiente, un sistema de posteo con escudo y hundimiento, pero las contínuas modificaciones del método de que nos dan noticia las revistas técnicas indican que el sistema está en fase de ensayo y tropieza con dificultades. Como dato de la complejidad de tales instalaciones basta decir que una sola Troika tiene 106 latiguillos.

Por encima de 40° puede afirmarse que no existen en Europa Occidental, capas explotadas por escudos y hundimiento, slavo las dos instalaciones mencionadas en curso de ensayo.

En la URSS sí existen talleres verticales explotados - en dirección, como las capas horizontales, con escudo y hundimiento. En la mina Dzerdzinsky de Donetz (Ucrania) se explota una capa de 1,05 m. de potencia y gran regularidad, con pendiente de 55-57°, en un taller de 130 m. de frente, arrancando el carbón con una rozadora neumática TEMP que da dos pasadas diarias, y utilizando el posteo hidráulico tipo KGD. La producción es de unas 300 t/d y no se dispone de datos sobre productividad y coste. El problema es, pues, difícil pero no insoluble.

Existe un modelo de posteo hidráulico autodesplazable, patentado por M.Alacchi, que es considerablemente más simple

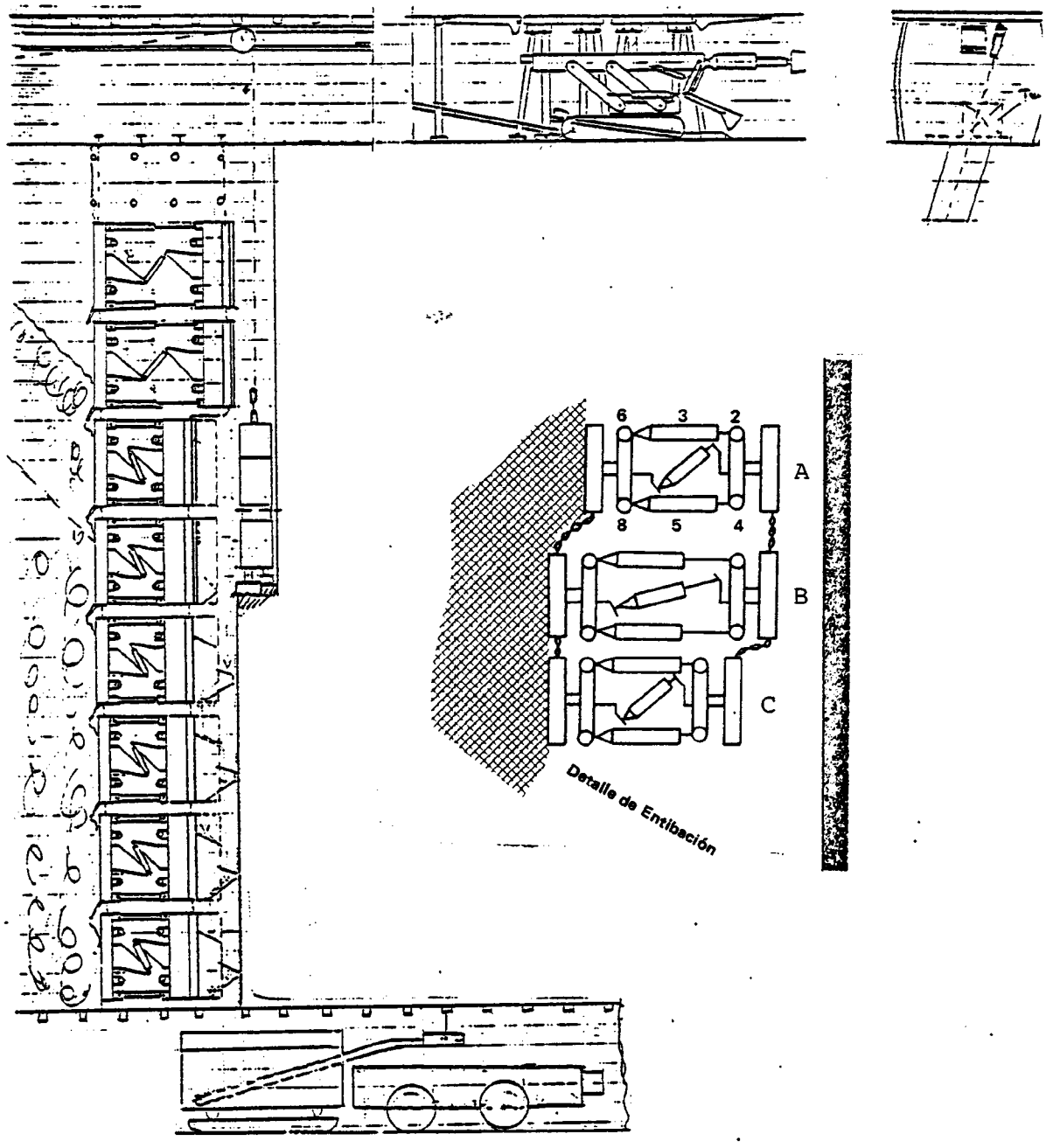


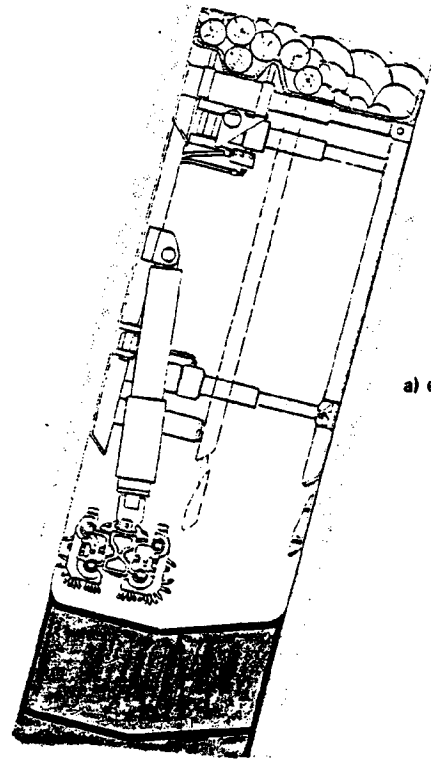
Figura 3.5.17.– ESQUEMA DE ENTIBACION SISTEMA ALACHI

que la Troika. Cada unidad (Fig. 3.5.17) la forma una pila de 4 estemples hidráulicos, 2 - 4 - 6 y 8, y los cilindros hidráulicos: 3 entre los estemples 2 - 6, 5 entre los 4stemples 4 - 8 y el diagonal 1.

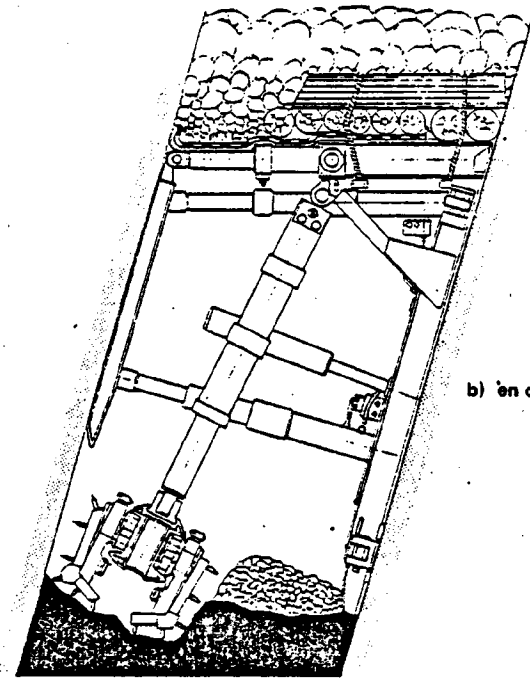
Para avanzar la pila A se tensan los estemples 6-8, se aflojan los 2-4 y se extienden los cilindros 3 y 5. El cilindro diagonal 1 corrige la nueva posición de los estemples 2-4 de modo que en su movimiento se mantengan a la misma altura dentro del taller (posición de la pila B). A continuación se tensan los estemples 2-4 en su nueva posición, se aflojan los 6-8, y con los cilindros 3 y 5 se avanzan los estemples 6-8. El cilindro 1 corrige los deslizamientos hacia abajo que pudiera producirse, de forma que las pilas se desplacen horizontalmente. Del lado del hundimiento unos escudos, 9, retienen los bloques de piedra. Las pilas están unidas unas con otras mediante unas cadenas marinas que llevan unos cilindros intercalados, no figurados en el esquema, que permiten el avance sucesivo de las pilas, y a la vez las retienen en caso de posible deslizamiento.

Este sistema ha sido ensayado con éxito en una mina experimental situada en el exterior, y su desarrollo interrumpido, por el sucesivo abandono de las capas verticales, en las minas de Nord-Pas de Calais para las que fue concebido.

En la URSS se explotan capas verticales en descenso, posteando con un sostenimiento hidráulico autodesplazable provisto en su parte superior de un escudo, sobre el que se colocan capas alternadas de troncos, para amortiguar los impactos del hundimiento de los hastiales a medida que el frente de carbón desciende hacia la galería inferior (Fig. 3.5.18).



a) en capa estrecha



b) en capa ancha

Figura 3.5.18.– COMBINADOR RUSO DE ARRANQUE DESCENDENTE

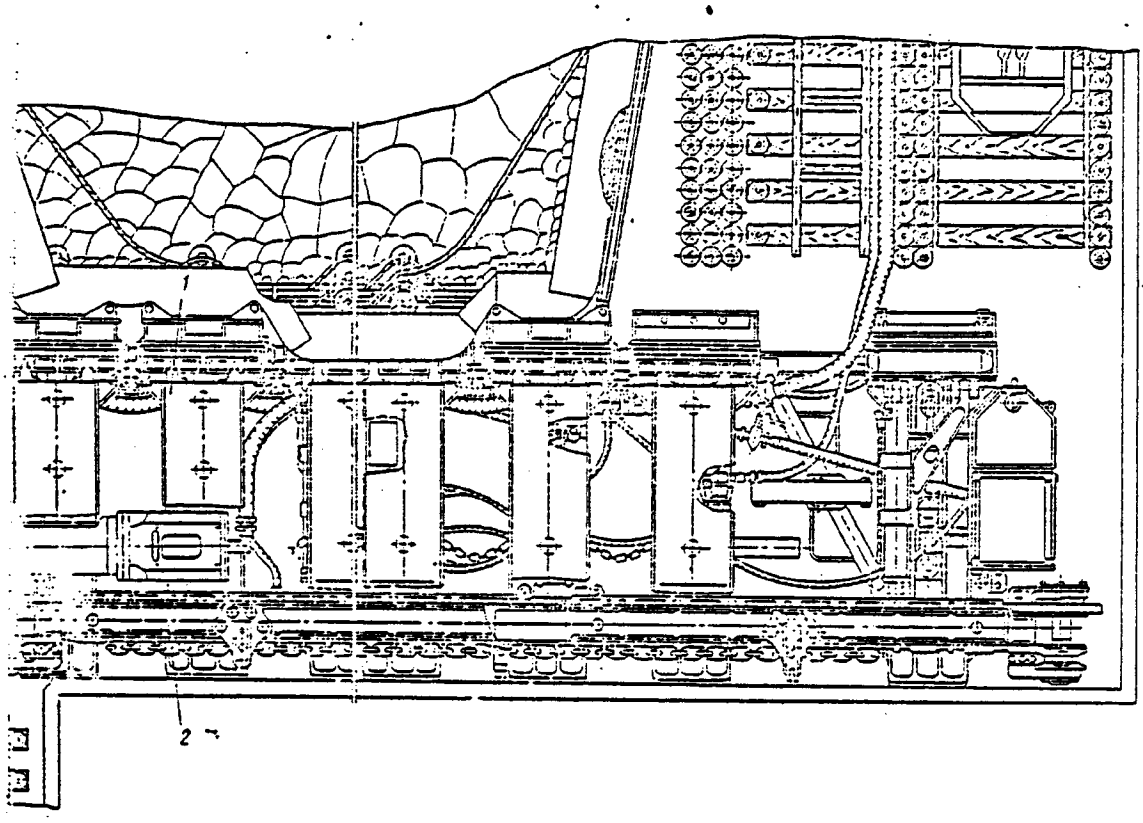


Figura 3.5.18 bis.– COMBINADO RUSO DE ARRANQUE DESCENDENTE
(Según plano de la capa)

1 – Entibación hidraúlica
2 – Transportador rastreador

El frente de carbón de unos 40 m. es horizontal (Fig. 3.5.18 bis), y el útil de arranque desliza paralelo al frente guiado por una viga corredera, y arrastrado por una cadena marina. A medida que se arrancan franjas horizontales de la capa, el conjunto de hastiales a techo y muro, escudo y viga corredera, descienden por gravedad hasta estar el útil de arranque en contacto con el frente, y en esta posición se vuelve a tensar el conjunto para comenzar el arranque, que acaba cuando los cilindros que mantienen suspendida la viga corredera, después de una serie de pasadas, han quedado totalmente extendidos.

En las capas verticales de las minas del Sarre y Lorena se explotan aquéllas con arranque ascendente, con rozaderas apoyadas sobre el posteo hidráulico desplazable y relleno hidráulico de la parte inferior del taller.

El sistema exige canteras a bocamina, donde se arranca y tritura una arenisca blanda a la que, al introducir en la mina por una red de tubería propia, se le adiciona una cantidad de agua para su fluidificación (una parte de agua por tres partes de arena).

La instalación de arranque, triturado y ensilado de exterior es costosa, y la red de tubería de interior, con tubos se acero al manganeso de 15-20 mm. de espesor de pared, es no sólo cara sino de colocación delicada, ya que no debe producirse en ningún punto de ella un vacío que produciría cavitación y un flujo intermitente del relleno.

Posteo hidráulico individual

En los escasos talleres verticales de las hulleras europeas se sigue empleando la mamposta de madera como fortificación en el taller.

En la década de los 60 fue proyectado por la firma alemana BWG de Duisburg y construído por la Thyssen, un estemple de metal ligero, que luego se llamó tipo "Asturias", especialmente diseñado para su empleo en capas verticales.

En particular se han empleado dos tipos cuyas cargas axiales máximas eran de 5 y 12 t.

De los dos tipos utilizados, el N-68 de 5 t de carga axial máxima y peso de 3,9 a 5,3 Kg., y el TL-70 de 12 t, con 10-17,8 Kg de peso. Los primeros son más manejables pero más débiles. A veces, si el tubo interior está muy extendido, la presión o un golpe transversal puede dañar el tubo interior. La cabeza y el pie del estemple son pequeños y a veces no quedan suficientemente firmes. Más seguridad ofrecen los de 12 t.

El taller puede llevarse con testeros rectos de 5 m, de 6 m. y con tajos diagonales. Estos presentan la ventaja de permitir una menor distancia entre el frente de carbón y el relleno y con ello menor número de estemples hidráulicos colocados en el taller. Los tajos diagonales tienen además la ventaja de sostener mejor la niveladura de las series anchas y con carbón derrabable.

Las ventajas que presentan los estemples hidráulicos son las siguientes:

- Al postear con estemple hidráulico ligero se reduce el consumo de madera con respecto al posteo del mismo taller que lleve mampostas de madera, de un 38 a 25% según que la distancia vertical entre galerías de cabeza y pie sea de 100 o 50 m respectivamente.

- Se reduce el tiempo de tira en la misma proporción (38-25%) según se trate de talleres de 100 ó 50 m.

- El tiempo de colocación de la jugada con estemples hidráulicos es un 30% inferior al de posteo con mampostas de madera.

- No es necesario dominar el manejo del hacha por lo que el posteo pueden hacerlo picadores niveles. No obstante, en capas verticales es necesario colocar cuñas o postear "repuelgos" o "anchurones", en los que no es posible pasar sin el posteo de madera convencional, ya que en estos puntos - sería imposible la recuperación del estemple. El picador de taller con estemple hidráulico no puede prescindir del uso del hacha.

Los inconvenientes son los siguientes:

- El relleno debe ser triturado o de estériles de lavadero. Los estemples se recuperan cuando el relleno los alcanza y siempre de abajo a arriba en cada jugada. Si la tierra basculada tiene costeros mayores de 10 cm. puede resultar la mamposta desbalseada, doblada o dañado su tubo interior.

- El relleno debe ser aportado en la proporción de 0,6 vagones de relleno por cada vagón de carbón cargado.

En talleres convencionales no presenta dificultad el que el relleno se retrase, pero con estemples hidráulicos el posteador debe recuperar diariamente los estemples que el picador va a necesitar en el relevo siguiente. El relleno debe, por tanto, ir "al día".

- Es necesario algún jornal más que con el método convencional, puesto que además de los trabajos de acondicionamiento normales (limpieza del carbón, colocación de bocarrampas, embastonado y recorrido del relleno, movimiento de tuberías de agua y aire, etc.) existe el trabajo de recuperación de estemples hidráulicos.

  Para un taller de 100 m. con 17 picadores son necesarios, con posteo de madera, 6 jornales de taller (posteadores, inyectadores, ayudantes) para los trabajos de acondicionamiento y relleno. Con mampostas hidráulicas se requieren dos jornales más como mínimo.

- La recuperación de mampostas del relleno es operación peligrosa si el techo no es muy seguro. Casi siempre es necesario ir soltando el relleno por tramos, colocando embastonados intermedios, ya que si se recuperasen todas las mampostas de una línea podría romper el techo según esa línea.

- No es fácil advertir cuándo un estemple hidráulico está flojo, como ocurre con las mampostas de madera cuya rotura se advierte antes de poner el pie en ellas. La circulación por el taller con estemples hidráulicos presenta un cierto riesgo.

- Además de un techo seguro, la capa debe ser de potencia uniforme.

Respecto a los resultados conseguidos basta sólo enunciar que las minas de la Cuenca Central Asturiana han adquirido, entre 1969 y 1974, un total de 6.810 estemples hidráulicos de varios tipos , y que desde hace más de cuatro años ya no existe nungún taller vertical en el que se utilice este tipo de posteo.

No obstante, el estemple hidráulico de metal ligero es una unidad que puede entrar a formar parte de cualquier combinado de arranque que pueda concebirse entre las máquinas que anteriormente no hayan dado resultado satisfactorio, como el trépano de Alacchi, o cualquier otro conjunto o sistema que la imaginación de nuestros ingenieros pueda poner a punto.

De todas formas, los existentes en la actualidad precisarían una adaptación para que en su funcionamiento no sean dañados, y además que en las condiciones de explotación sean fácilmente recuperados, motivos que provocaron su fracaso en las aplicaciones llevadas a cabo.

3.5.2.2.- Sin personal en capa

En las capas verticales, y aprovechando la circunstancia favorable de que no es necesaria ninguna máquina para transportar el carbón en la capa, sino que éste desciende a la galería por gravedad, se han ensayado métodos de arranque en los que se ha prescindido de toda fortificación dentro de la capa, y por tanto no trabaja en ella personal alguno.

En las capas verticales con arranque mecanizado es necesaria la fortificación y el relleno, de forma que el número

de jornales de taller respecto al método convencional de testeros rara vez es menor, y por supuesto el precio de costo es mucho más elevado, porque la inversión en maquinaria y el mantenimiento de ésta es muy superior al del arranque con martillo picador o con explosivos.

Tanto desde el punto de vista económico como de seguridad, los métodos de arranque en capas verticales, sin personal en capa, tienen para las hulleras asturianas una gran importancia, porque pueden aplicarse a capas de poca potencia y muy limpias, que de otra forma serían hoy difícilmente explotables, pues el personal se resiste a trabajar en estas condiciones.

Generalmente se trata de métodos de explotación sin relleno por lo que su empleo queda limitado a zonas donde no puedan producirse daños a cursos fluviales, instalaciones u obras civiles de superficie, o bien estos daños ya hayan sido indemnizados.

Otra particularidad es que en estos métodos la recuperación del carbón no es total, al ser necesario el abandono de pilas, pero ni la recuperación en superficie de la explotación de capas verticales y estrechas, ni el carbón perdido en pilares, son en la mayor parte de los casos inconvenientes significativos frente a la gran ventaja de no tener personal trabajando dentro del taller.

Cámaras y pilares

En Asturias se advirtió pronto, en la década de los 60, que parecidos resultados a los conseguidos con ariete se obte

nían con maquinaria mucho más simple aplicada a un frente recto según la máxima pendiente de la capa o a un frente recto normal con un útil de arranque, el "erizo", preparado en los propios talleres de la mina, que se movía arañando el frente y movido por un torno scraper desde la galería superior.

El arranque se efectuaba en dirección, y para comprimir el "erizo" contra el frente se guiaba aquél con un cable fuertemente tensado.

Las distintas variantes del método se conocen bajo el nombre genérico de "Cámaras y Pilares", y son:

1°. Frente invertido, con ariete o cepillo de capa vertical, arranque en dirección del pilar y avance en dirección de la explotación (Fig. 3.5.19).

2°. Frente invertido, con minirozadora (EVS 1 de Eickhoff, Malish), arranque ascendente y avance de la explotación en dirección (Fig. 3.5.20).

3°. Frente horizontal, serrado ascendente y avance de la explotación en dirección (Fig.3.5.21).

4°. Frente sobre máxima pendiente e incluso normal, con cadena o cable de adherencia del útil de arranque contra el frente. Avance y arranque en dirección (Fig. 3.5.22).

Excepto el empleo de una minirozadora sin posteo, las restantes variantes han sido empleadas en las hulleras asturianas con resultados, por lo menos, equiparables a los de otras maquinarias más complicadas.

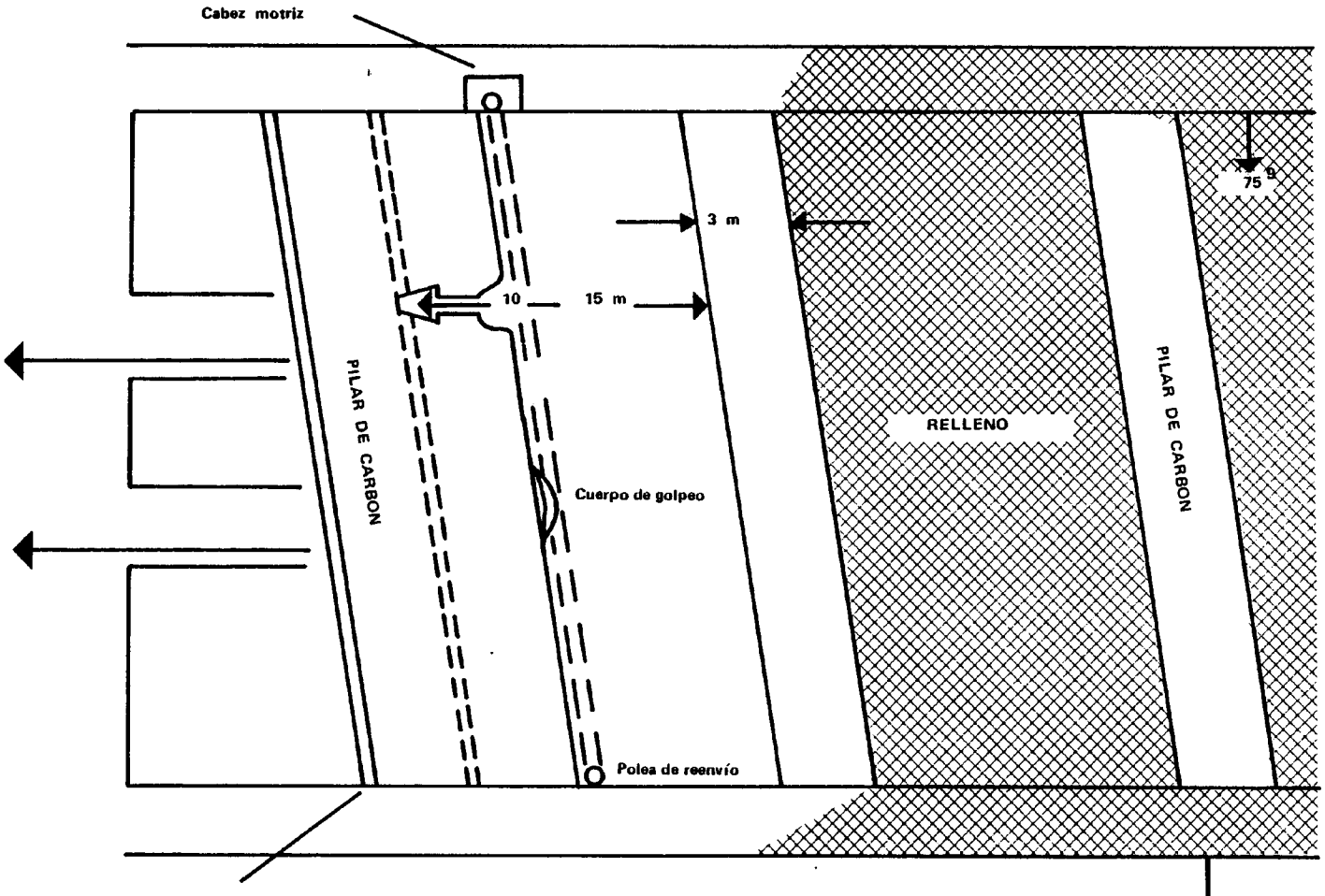


Figura 3.5.19.– EXPLOTACION POR CAMARAS Y PILARES Y ARRANQUE EN FRENTE INVERTIDO CON ARIETE

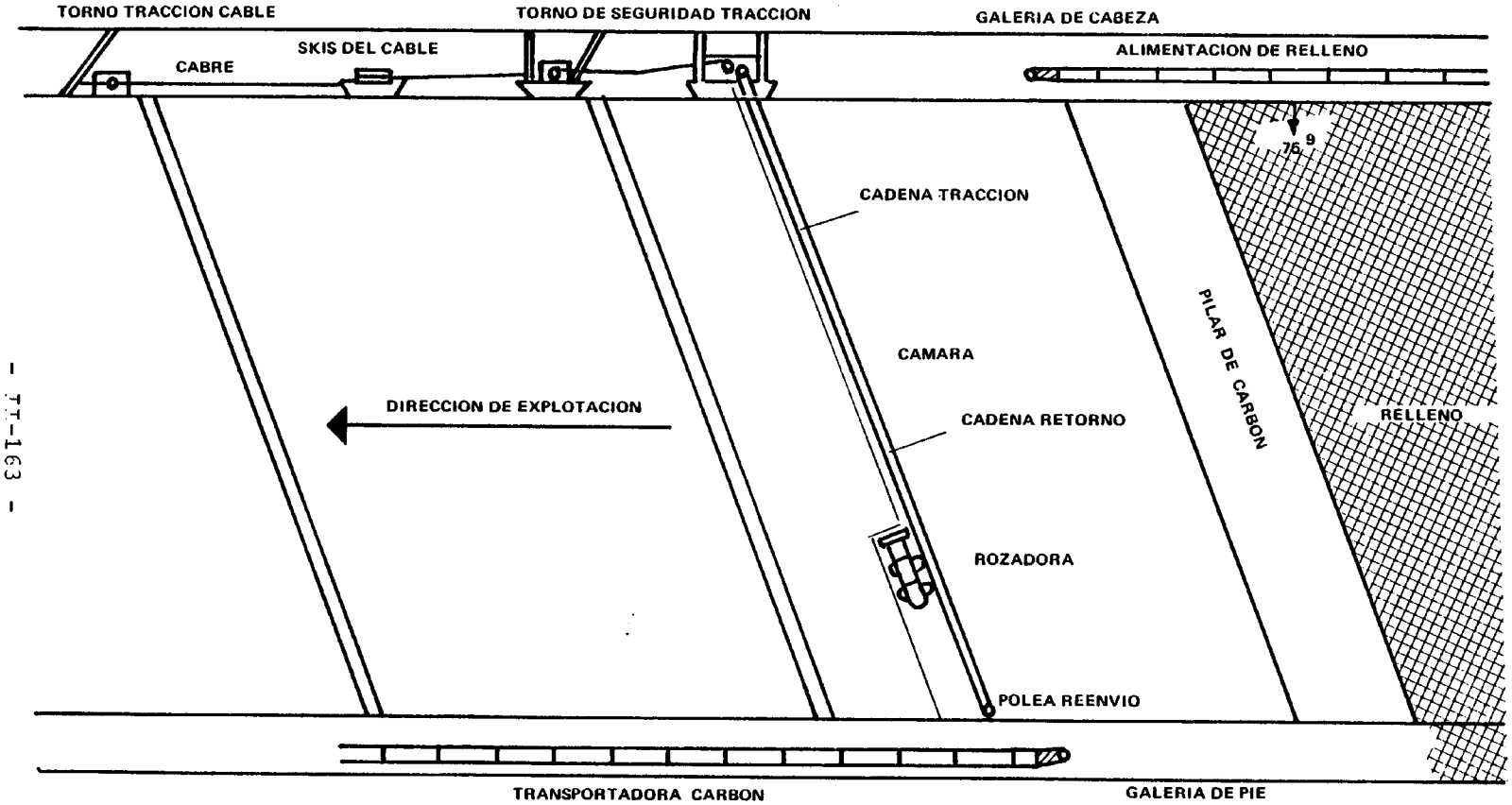


Figura 3.5.20.– EXPLOTACION POR CAMARAS RELLANS Y ARRANQUE POR FRENTE INVERTIDO POR MINIROZADORA

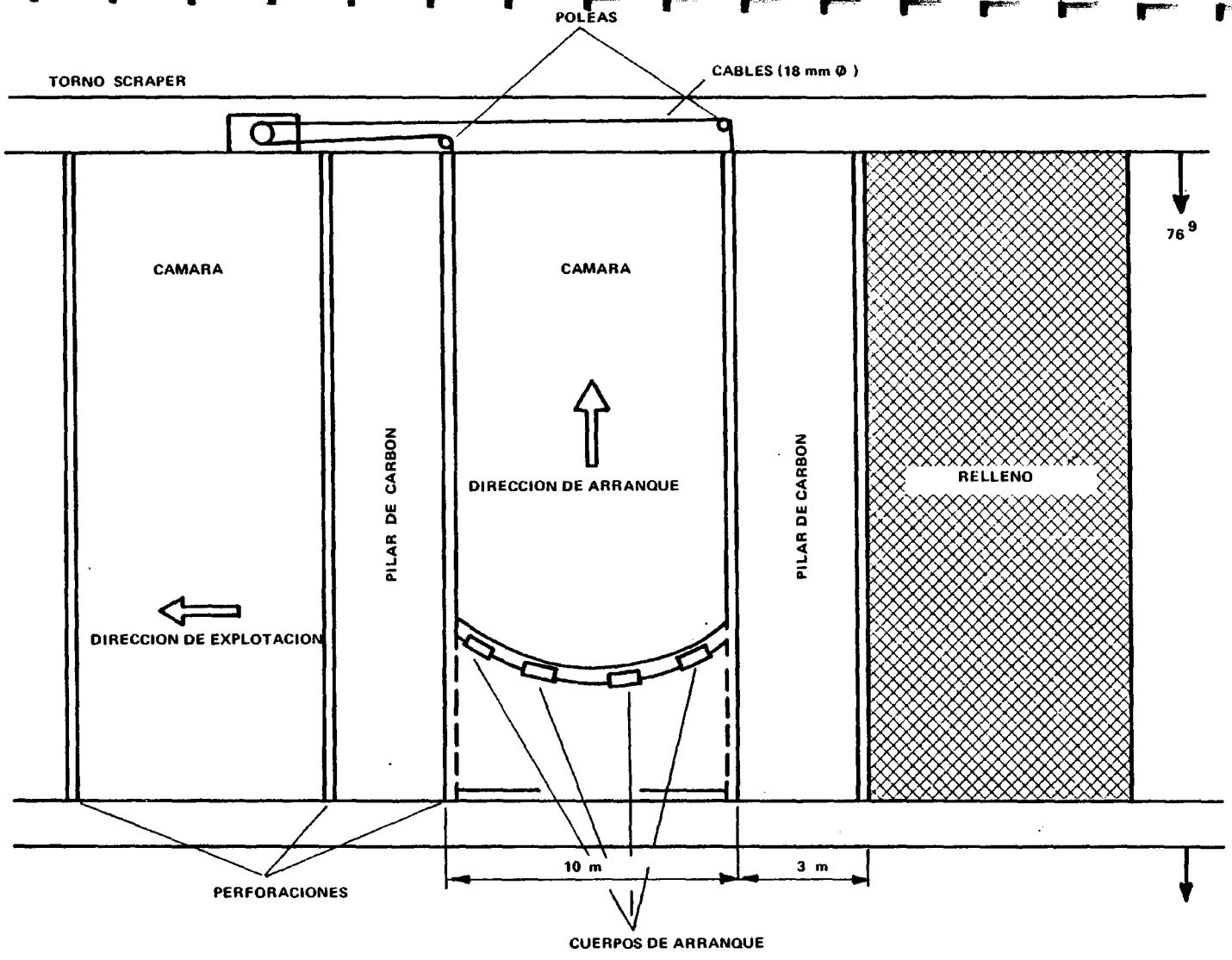


Figura 3.5.21.– EXPLOTACION POR CAMARAS Y PILARES CON SIERRA ASCENDENTE

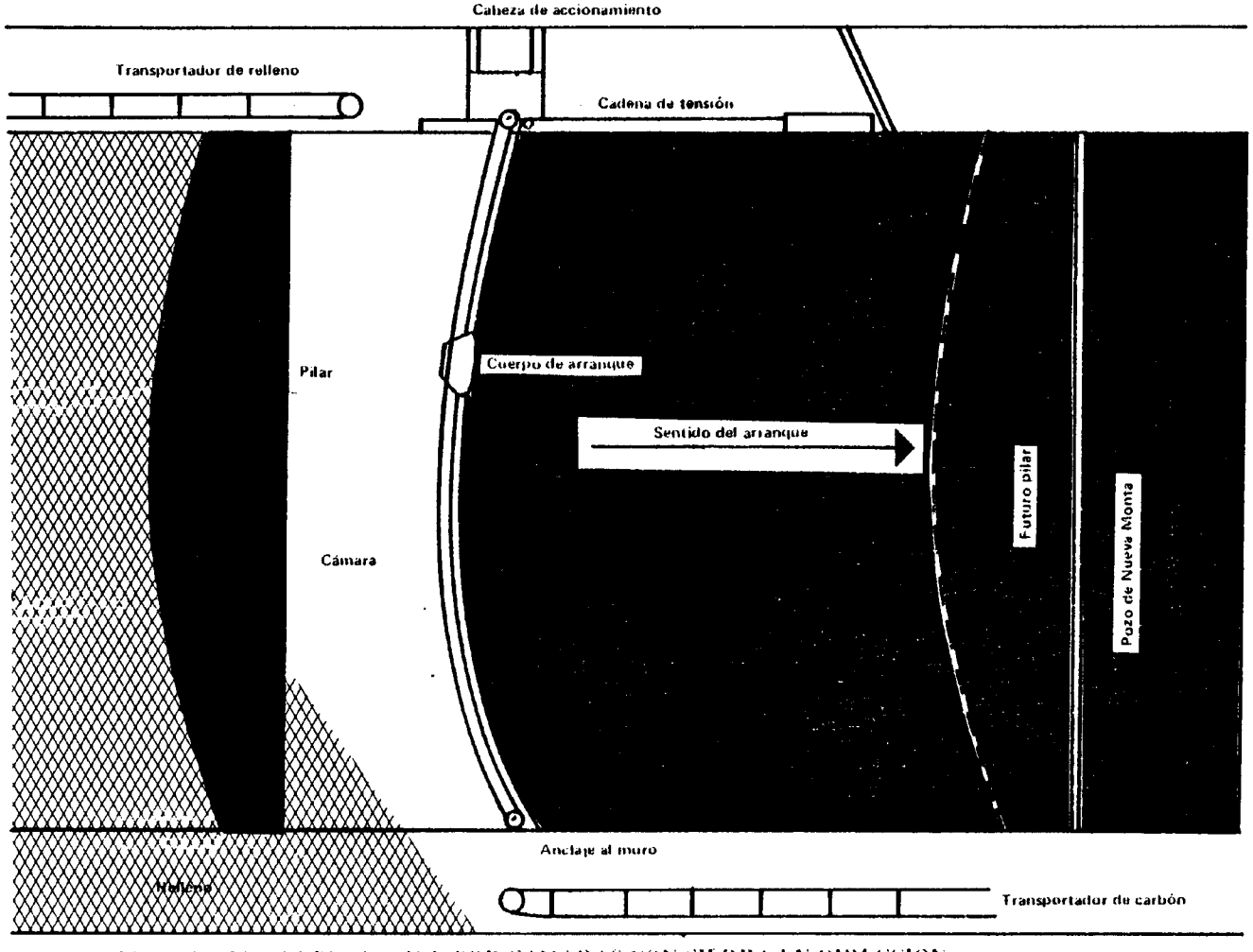


Figura 3.5.22. EXPLOTACION POR CAMARAS CON SIERRA EN DIRECCION

Así, en Carbones de La Nueva sobre la Capa 9 de 0,80 m. de potencia, 80° de pendiente y carbón duro que rompe en grandes bloques, se aplicó en 1967 el serrado en dirección con posteo y relleno, utilizando dos cabrestantes neumáticos Düsterloh de 12,5 CV, uno en la galería superior y otro en la inferior.

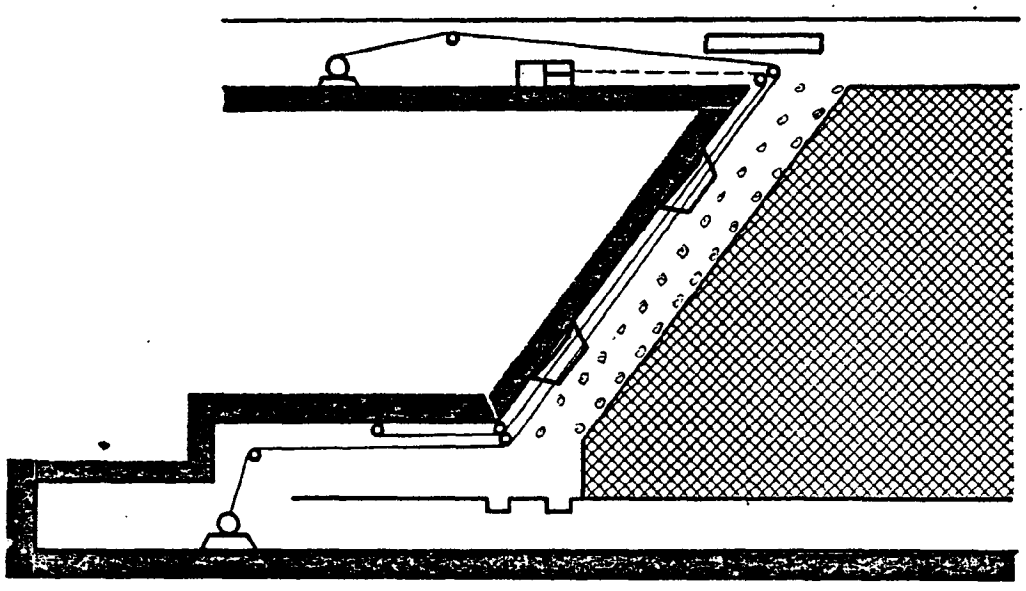


Fig. 3.5.23.- Explotación con sierra en dirección, con relleno y posteo.

El sistema estaba pensado para arranque sin personal en capa, pero debido a que la vena del muro se cortaba en grandes bloques y la del techo no despegaba fácilmente, fue necesario arrancarlas a martillo picador, por lo que se reali

zó un posteo muy poco denso, con calles de 1,50 m., lo imprescindible para que el personal pudiese circular , y consiguientemente un relleno.

El rendimiento-taller obtenido en los meses de Mayo-Junio 1967, fue de 6,2 t/jornal, sensiblemente igual al conseguido con el ariete en Polio (ver pág. II-133), y el arranque hubo de interrumpirse a continuación por la aparición de una falla, pasando a testeros y martillo picador con un rendimiento taller de 5,3 t/jornal. La falta de regularidad (la capa debe ser un plano perfecto) fue la causa de la suspensión del trabajo con el ariete y con la sierra en dirección con cable tensor.

Para la aplicación del método en cualquiera de sus variantes es necesario disponer de una perforadora capaz de dar perforaciones en capa de hasta 600 mm Ø, equipada con coronas tipo Campana o Hibernia, que tiendan a seguir el carbón. En la galería de base es necesario un transportador blindado tipo PF1 de 50 m., y 100 m. de banda de goma para dar salida rápida a la gran cantidad de carbón que se produce al iniciar el arranque.

Este método se ha utilizado sobre todo en la mina Consolidation de Gelsenkirchen, donde fue aplicado con distancia entre plantas de hasta 1,20 m. Aún contando con la gran regularidad de las capas verticales del Ruhr, resulta muy difícil calar dentro de la capa perforaciones de 1,20 m., y por ello los resultados no fueron buenos para estas alturas. Por debajo de 70 m., en el Ruhr, el porcentaje de perforaciones que se calan es ya elevado, y el sistema se empleó con éxito hasta que las circunstancias de mercado aconsejaron concentrar la producción en las capas horizontales.

En la Tabla 3.5.4 que figura a continuación se consignan los resultados medios del método de Cámaras y Pilares en la mina Consolidation para talleres de 60 m. de altura entre plantas.

TABLA 3.5.4

Capas verticales	Deshullamiento m^2/d		Producción tb/d		Personal jor/d		Rendimiento tb/jor	
	0,60	1,20	0,60	1,20	0,60	1,20	0,60	1,20
Cepillo capa vertical (con o sin cable de adherencia)	240	240	187	374	26		7,2	14,4
Minirozadora	300	300	240	480	32		7,5	15
Sierra ascendente.	370	370	288	576	38		7,6	15,2

Ensayos de serrado ascendente no se realizaron en Asturias, salvo en la Capa Matona del Pozo San Antonio. La capa tenía una vena de carbón al muro de 0,40 m., y otra de tierra de 0,40 m. al techo. La distancia entre plantas era de 50 m. y el ancho de la cámara serrada de 10 m. A los 30 m. la capa presentaba una irregularidad puesta de manifiesto al dar las perforaciones que delimitaban la cámara.

El serrado tuvo lugar sin dificultad, subiéndose en 13 horas 31 m., y cargándose 115 vagones. Una vez encontrado el repuelgo, el serrado se hizo muy difícil, y el ensayo, realizado sin medios propios, se suspendió.

La aplicación del sistema de explotación para filones con Alimak (Fig. 3.4.3) podría ser de interés su extensión a

la minería de capas verticales de carbón. Aunque este sistema se ha ensayado para filones de valor alto, podría evaluarse y ver las ventajas y campo de aplicación que puede ofrecer para el carbón.

Soutirage

En el tramo de capa de carbón limitado por las galerías superior e inferior, se hace un trazado consistente en rampones paralelos situados a distancias que varían según potencia y consistencia del carbón, de 5-12 m., quedando así limitados unos macizos de carbón que se arrancan en retirada con explosivos, barrenando desde el rampón inferior del macizo. El carbón baja por gravedad corriendo por el rampón hasta la galería inferior, donde se carga. La pendiente del rampón será tal que el carbón deslice suavemente. (Fig.3.5.24.)

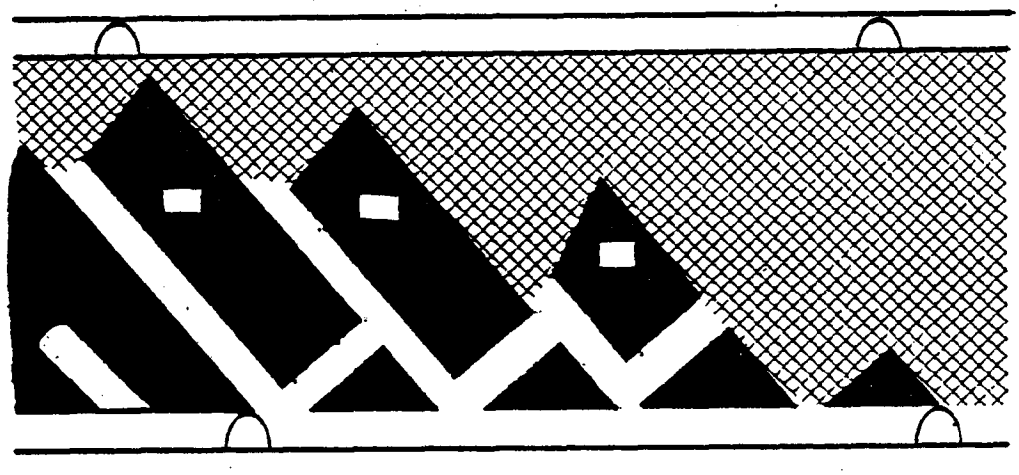


Fig. 3.5.24.- Explotación por rampones y soutirage

El problema del soutirage que se aplicó con éxito en capas verticales y anchas de potencia variable, es el trazado de los rampones que deben realizarse con una ventilación secundaria enérgica, para que el grisú no derrabe el frente y el macizo. La fortificación de estos rampones es muy costosa y exige, a veces, un entablado total, ya que el carbón fino que se escapa entre las tablas o piquetes puede originar una bóveda encima de la fortificación del rampón, que al no estar ventilada se propaga rápidamente hasta la galería superior.

El soutirage es un sistema aceptable para capas anchas y verticales, y originalmente fue un sistema de explotación por hundimiento. El hundimiento de capas potentes, al contrario de lo que ocurre con las capas delgadas, produce efectos sensibles en superficie, por lo que en algunas ocasiones se ha modificado el método para adaptarlo a una explotación con rellenos.

En la Capa 8 del Pozo Nicolasa, de 3,80 m. de potencia y 72° de pendiente, se aplicó un "soutirage" sin disparo, arrancando el carbón con sierra en sentido ascendente, y rellenando el vacío producido con escombro basculado en la galería superior y que desciende por chapas.

En la Fig. 3.5.25 se representa un macizo (1) que está siendo serrado y rellenado, un macizo (2) listo para el arranque, y un rampón (3) que se está subiendo.

El carbón es muy blando y la subida de rampones muy difícil, porque es necesario entablar toda la niveladura del rampón para que no se formen campanas.

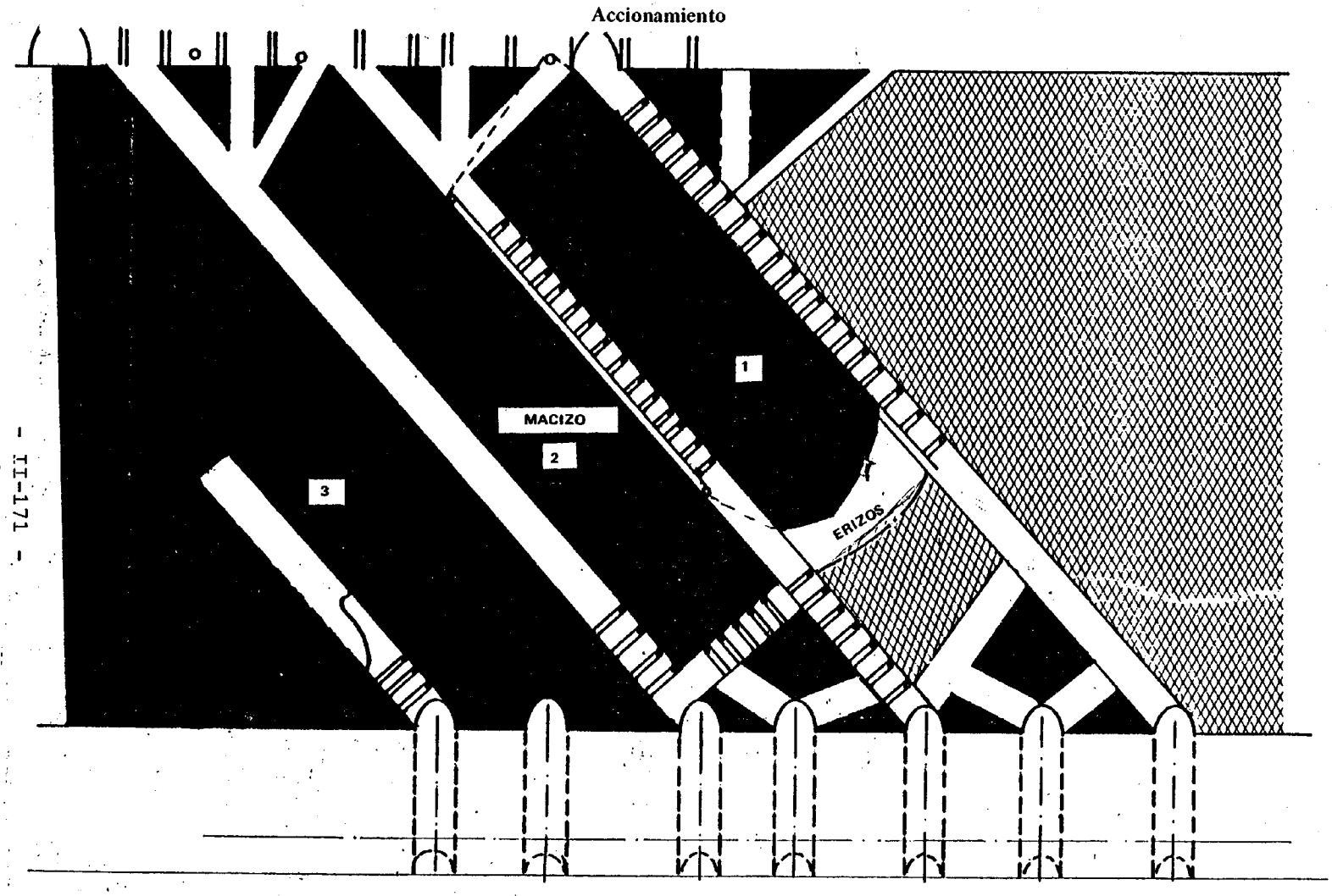


Figura 3.5.25.– EXPLOTACION POR RAMPONES Y ARRANQUE DE MACIZOS POR SIERRA

Los resultados del método se comparan, en la Tabla 3.5.5., con otra capa vertical análoga, explotada por testeros, en el Pozo Santa Bárbara, de Turón.

TABLA 3.5.5.

	Pozo Nicolasa	Pozo Santa Bárbara
Capa	8	43-S
Potencia, (m)	3	3
Pendiente	72°	78°
Altura taller, (m)	70	90
Rendimiento, (tb/jornal) .	9	5,8
Madera, (Kg/tb)	20,4	42,4
Energía (aire comprimido, m^3/día)	20.022	1.412
Producción, (tb/día)	217	210