



Instituto Tecnológico
GeoMinero de España

PROYECTO DE INVESTIGACION DE DERRABES DE CARBON

ANEJO II- B 2 (2 Tomos)

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

(Tomo 2 - continuación)

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



MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA

01115

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

TOMO II

NOVIEMBRE 1.990



INGENIEROS DE MINAS CONSULTORES S.A.

6 - METODO DE EXPLOTACION POR SUTIRAJE

6 - MÉTODO DE EXPLOTACION POR SUTIRAJE

Una de las acepciones de la palabra francesa "soutiraje" es la de sacar con maña, lo cual es sinónimo de destreza, habilidad, artificio o astucia.

Ateniéndonos a ello, el método de soutiraje aplicado a la minería del carbón que ha castellanizado la palabra por sutiraje, consistiría en sacar el carbón con habilidad y astucia, cuando no es posible hacerlo con los métodos consagrados por la técnica en un momento dado.

Ello sucedía cuando la capa presentaba unas potencias tales que, el hueco que se producía al arrancarla en su totalidad, no podía sostenerse con los medios disponibles, o cuando su irregularidad en potencia, pendiente o rumbo, hacía inviable aplicar los métodos convencionales perfectamente definidos. Así el sistema de sutiraje, practicado con diversos nombres en diferentes cuencas, es de aplicación:

- En capas de gran potencia cualquiera que sea su pendiente o regularidad.
- En capas de media potencia con fuertes pendientes

sean o no regulares.

En estos casos, no es posible un arranque integral con equipos altamente mecanizados que introducen rigideces en su aplicación, y que dejan de ser eficaces cuando el yacimiento no reúne las condiciones para los que han sido diseñados. No obstante, el sutiraje también se ha servido de la mecanización, tecnificándose más su práctica en beneficio de la eficacia y con detrimento de esa maña inicial que le era consustancial.

De acuerdo con lo anterior, han sido y son muchos los métodos de sutiraje que, en las distintas cuencas y para las diferentes capas, se han venido practicando. Describirlos todos se escapa del objetivo de este trabajo, siendo además en muchos casos sistemas particulares de difícil extrapolación. Solamente se considera interesante, a los fines del estudio, incidir en la aplicación que ha venido realizándose para capas de media potencia, entendiéndose por tal la superior a 2,5 m e inferior a 8 m y con fuertes pendientes, siendo regulares o no en cuanto a la continuidad de las características de hastiales y potencia. Este tipo de capas son, dentro de las potentes, las más corrientes en las distintas cuencas, lo que permite que, lo que aquí se indique, sea de aplicación más generalizada.

6.1 EXPLOTACION POR RAMPONES

La explotación por rampones, en capas de las características apuntadas, es un método que ha venido aplicándose durante mucho tiempo en zonas determinadas de las cuencas carboníferas, de tal forma que puede decirse que alcanza aproximadamente el medio siglo de existencia.

En síntesis consiste en lo siguiente: Se monta en la capa a sutirar desde el recorte de acceso a la misma, un rampón de 30° de inclinación, pendiente por la que desliza el carbón mediante canales de acero inoxidable, hasta calarlo al piso superior en el recorte de cabeza correspondiente. Esta labor, llamada primario, constituye el eje del taller y por él se realiza la ventilación principal y el transporte de materiales, así como la circulación del personal.

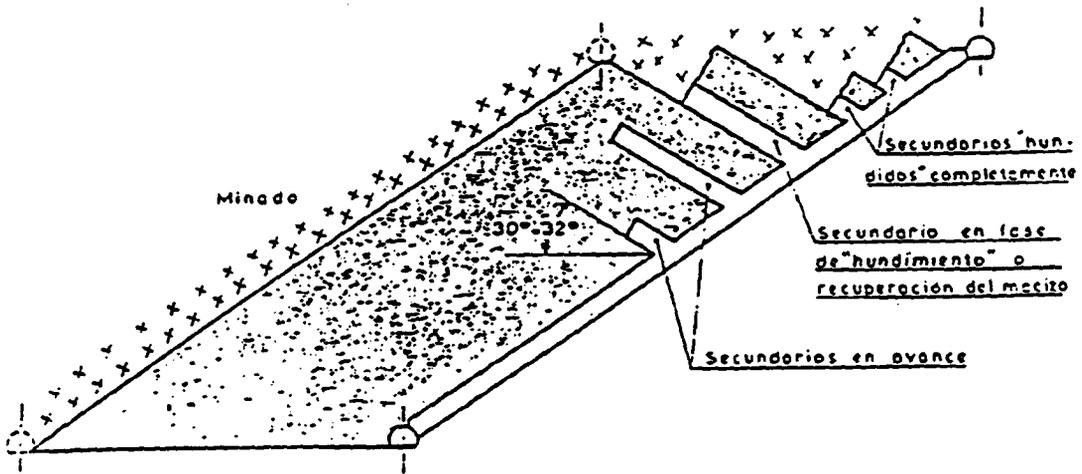
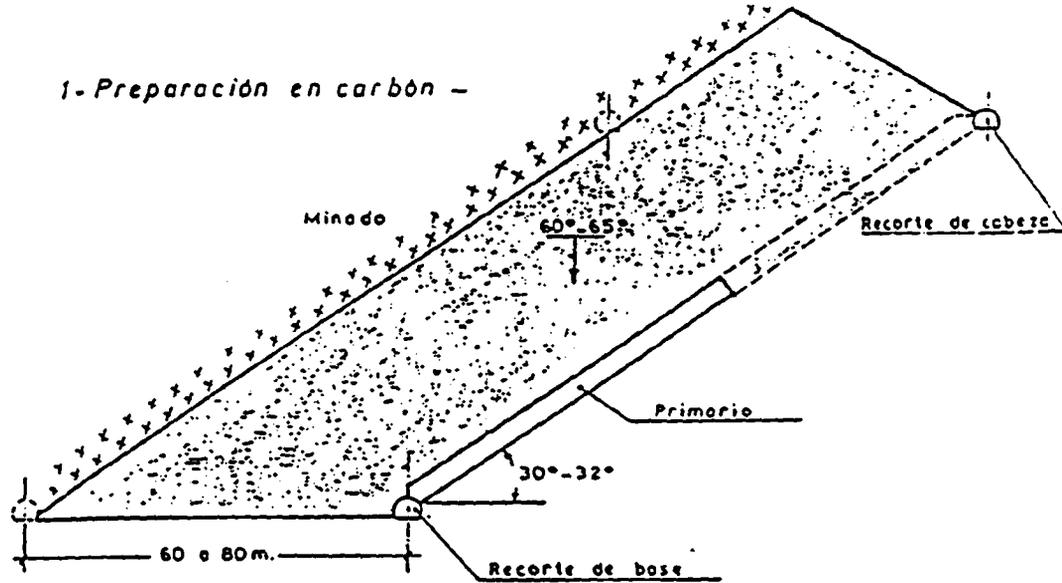
Desde el primario y también a 30° de pendiente, se inician los secundarios que pueden asimilarse a cámaras en fondo de saco, desde los que posteriormente se recupera, en retirada, el macizo o pilar de carbón que quede entre ellos, mediante sutiraje del mismo con retirada de la entibación y ayuda de explosivos.

Ha de establecerse, de una manera sistemática, cual es la altura idónea de los macizos entre secundarios para conseguir la máxima recuperación de carbón con la mínima preparación a trazar. Este es un tema de gran importancia, pues de él depende tanto la economía de la explotación como el adecuado aprovechamiento de las reservas.

La altura del macizo depende, por un lado, de la inclinación de las capas, cuanto más tumbadas sean ésta más próximas deben trazarse los secundarios, factor que puede corregirse según sea la potencia de la capa, ya que para potencias crecientes pueden distanciarse más los secundarios. Por otro lado, depende de la consistencia del carbón y de los hastiales; hay que asegurarse que el macizo de carbón se rompe y se derrumba sobre el hueco del secundario hasta alcanzar el minado superior, dado que si el carbón queda colgado puede haber un importante desaprovechamiento de reservas. También hay que asegurarse que se rompen los hastiales, para evitar golpes de techo y formaciones de huecos importantes que pueden ser acumuladores de grisú.

La altura práctica suele oscilar, teniendo en cuenta estas consideraciones, entre 5 y 10 m.

1- Preparación en carbón -



2- Operaciones simultáneas de avance y hundimiento de secundarios.

El sistema de rampones, se adapta muy bien a capas irregulares y tiene una evacuación fácil y barata del carbón a lo largo de la explotación pero, sin embargo, presenta una serie de inconvenientes, a la luz de la tecnología minera actual y de los medios de que hoy día se puede disponer, lo que ha llevado a restringir su uso, siendo sustituido, de manera generalizada, por el denominado de niveles horizontales.

Los inconvenientes apuntados podrían resumirse en los siguientes:

- Imposibilidad de mecanización de la preparación en capa.*
- Imposibilidad de recuperación de la entibación.*
- Elevado riesgo de derrabes en los avances de las labores, de difícil contención al ser estas ascendentes.*
- Trazados complicados y costosos, apareciendo la necesidad de terciarios cuando la capa pasa de 4 m de potencia.*
- Difícil control de sutiraje, con el inconveniente de pérdidas de carbón que puede ser importantes.*

- Necesidad de una plantilla altamente cualificada en la actividad artesanal necesaria.

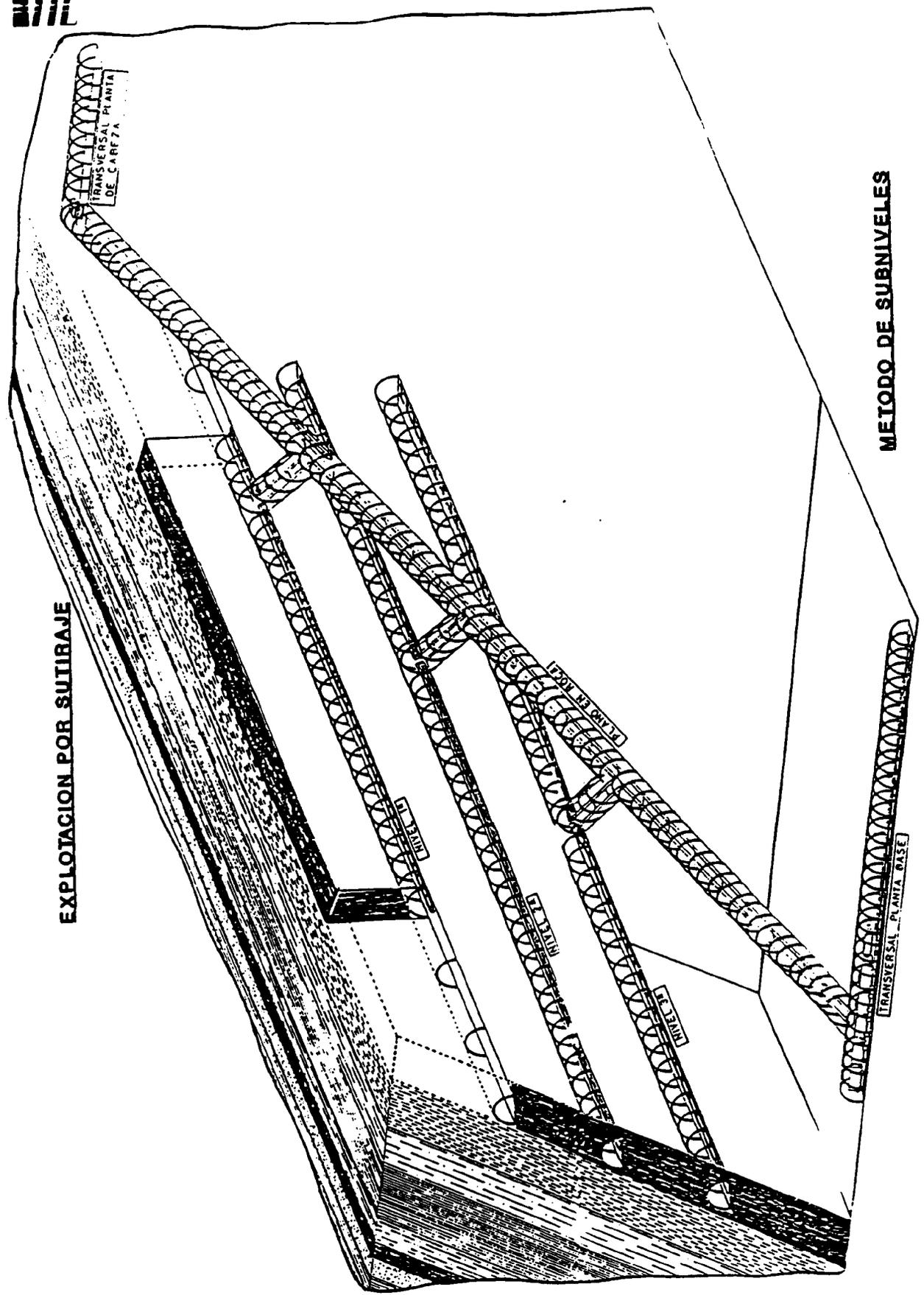
- Conservación difícil de las labores de trazado en primarios que deben permanecer abiertas durante mucho tiempo.

6.2 EXPLOTACION POR NIVELES HORIZONTALES

El método de niveles horizontales o de subniveles, aplicado en principio a capas verticales potentes con hastiales no competentes, consiste básicamente en el trazado de galerías o niveles en capa prácticamente horizontales, distanciados variablemente según las características de la capa, y sutirando en retirada, es decir, en retroceso hacia el contrataque, tal como puede verse en la figura.

El sutiraje se realiza con explosivos y puede ser en uno o más niveles, dependiendo de la línea de hundimiento deseada, o de factores influyentes en la marcha normal según las características del yacimiento.

El acceso a los niveles se realiza por medio de contrataques dados desde un plano inclinado realizado en roca, al muro de la capa, o a partir del plano trazado directamente sobre la misma.



EXPLOTACION POR SUTIRAJE

TRANSVERSAL PLANTA DE CARGA

METODO DE SUBNIVELES

TRANSVERSAL PLANTA BASE

Este método de explotación, tiene rasgos distintivos que lo diferencian de los tradicionalmente empleados (testeros, rozadora, etc), y es necesario hacer una serie de consideraciones en lo que se refiere a:

- Posibles fuegos endógenos.*
- Desprendimientos de grisú.*
- La aplicación del sutiraje.*
- El control ambiental.*

Este último punto, el control ambiental, merece especial atención, porque de él depende la viabilidad del método. Sin un estricto control de la atmósfera, la reglamentación vigente no permite la aplicación del método, es por ello, que se le dedique, más adelante, un capítulo aparte para su descripción.

6.2.1 Consideraciones previas

6.2.1.1 Fuegos endógenos

Los parámetros más conocidos que determinan las condiciones de peligrosidad son:

1º Carbón pulverizado.

2º Contenido en azufre.

3º Humedad propia o adicional, incluido vapor de agua.

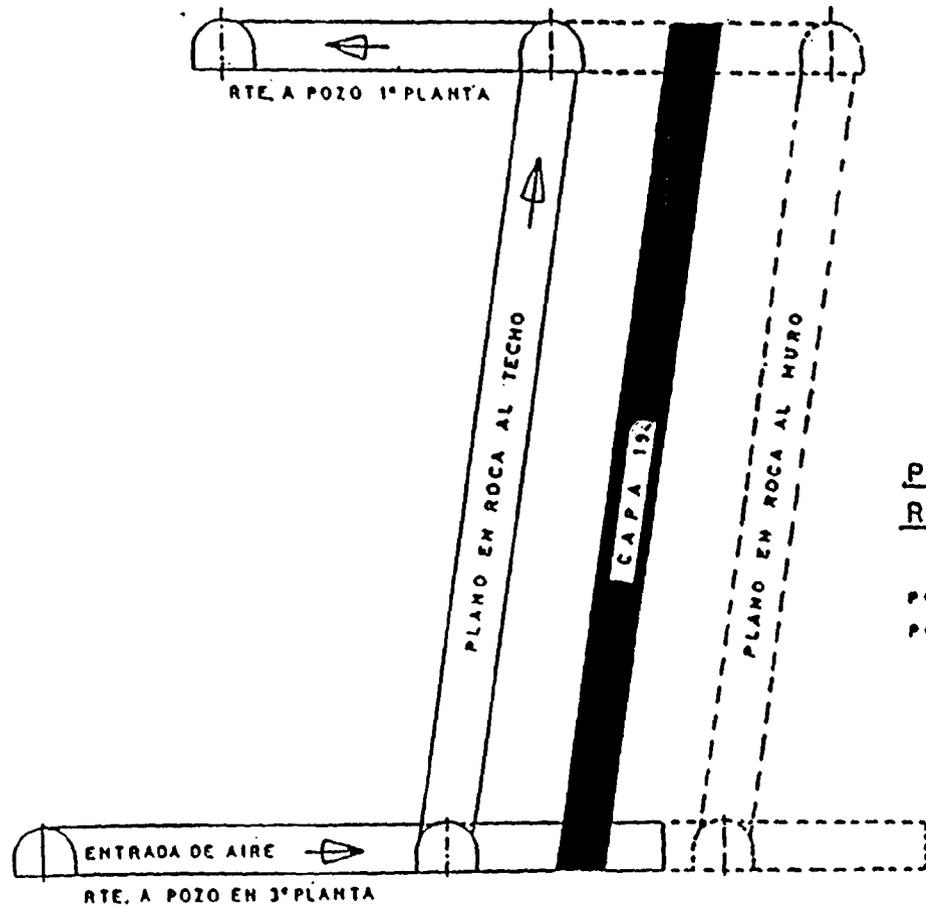
4º Diferencia de presión del aire entre dos puntos, antes y después del posible fuego.

5º Contenido en volátiles.

De los cinco parámetros mencionados, cuatro son inherentes a las características del yacimiento (el carbón pulverizado, agua, azufre y volátiles) por lo que la actuación para evitar los fuegos debe de ser sobre la presión y el orificio equivalente, es decir, hay que evitar la circulación de aire durante cierto tiempo por el macizo fisurado. Razón por la cual una vez concluido el sutirado del nivel, se procederá al tabicado del contrataque correspondiente al mismo.

Esta particularidad también condiciona la posición del pozo o plano inclinado en roca, ya que en caso de tener la estéril general al techo minero del

macizo, el cruce de la capa para realizarlo al muro, supondría introducir unas condiciones a efectos de fuegos endógenos, pues provocaría la circulación del aire a través de la capa. Esto junto a la mayor infraestructura en roca necesaria para rodear y no tener que cruzar la capa, podría inducir a pensar en la ubicación del plano inclinado al techo de la misma. Este planteamiento supone un problema a efectos de conservación del pozo, y habría que sopesar ambos y actuar en consecuencia.



POSICION DEL POZO EN ROCA
RESPECTO A LA CAPA —

POSICION REAL : —————
 POSICION SUPUESTA: - - - - -

6.2.1.2 Desprendimientos de grisú

El desprendimiento del grisú en los talleres con sutiraje, tiene características distintivas que lo diferencian del régimen de desprendimiento en los talleres explotados por otros métodos. Se enumeran a continuación algunas de estas:

- a) Los caudales de grisú, aún siendo habitualmente del mismo orden que en talleres explotados por otros métodos, son altos para lo que es habitual en fondos de saco. Ello hace que la ventilación secundaria tenga que estar dimensionada de modo que sea capaz de diluir dichos caudales con holgura, y que deba además mantenerse con especial cuidado en un correcto estado de funcionamiento.

Aunque el caudal de grisú desprendido depende fuertemente de la concentración de gas en capa en cada yacimiento, caudales de grisú del orden de 15 l/s no son inusuales, lo que obliga a instalar ventilaciones secundarias de 3-4 m³/s, incluso más en algunas ocasiones.

- b) La irregularidad del desprendimiento es superior a la que es usual en otros métodos de explotación, por ejemplo, en el tajo largo en capas horizon-

tales. Esto es absolutamente lógico, ya que el arranque es más discontinuo en el método de sutiraje que en los métodos de frente largo con hundimiento.

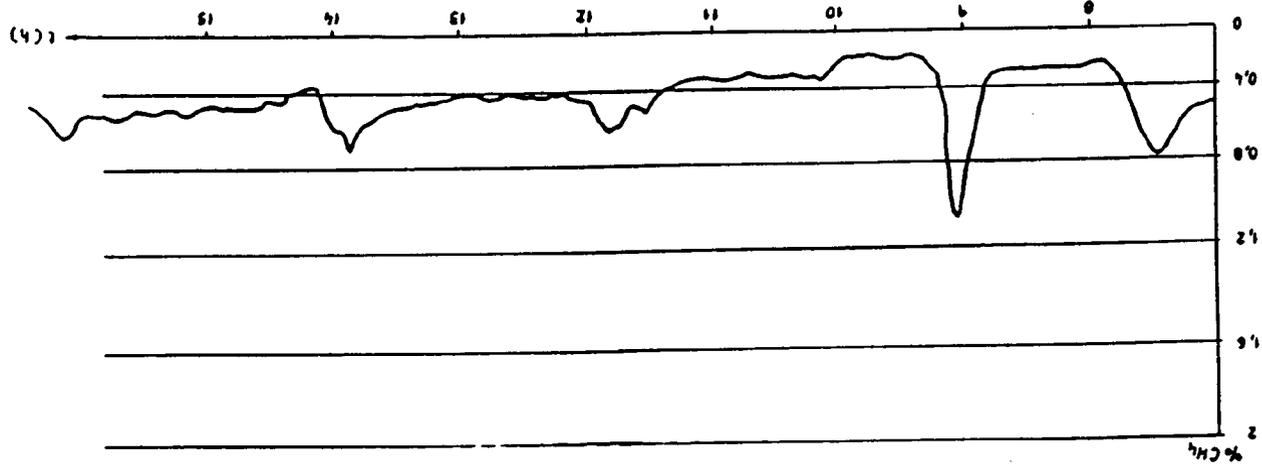
Expresando la irregularidad mediante el coeficiente "i", que indica la relación entre las puntas habituales del porcentaje de grisú y el porcentaje medio, se tiene que, mientras en el método de tajo largo i suele tener un valor del orden de 1,3 a 2, en tajos con sutiraje i varía desde 1,4 a valores del orden de 2,5. Esto obliga a sobredimensionar la ventilación un poco más acusadamente de lo que es habitual, con el fin de absorber estas puntas del desprendimiento.

Como es lógico, la irregularidad del desprendimiento varía mucho de una explotación a otra en función de: la concentración de grisú en capa, la velocidad de desorción del grisú, la altura de llave (distancia entre subniveles), la cantidad de carbón arrancado en cada voladura, la existencia o no de explotaciones suprayacentes, etc.

En la figura, se representa un registro del porcentaje de grisú en el retorno, en un taller con un grado de irregularidad elevado debido a una velocidad de desorción alta. Conviene hacer notar no obstante, que la irregularidad del desprendi-

miento en tajos de capas verticales (testeros, rozadora, etc), puede ser igual o incluso superior a la irregularidad de los talleres con sutiraje, debido no a la irregularidad del arranque, sino a los tranques de la ventilación de los talleres.

PORCENTAJE DE GRISU EN EL RETORNO DE UN TALLER CON SUTIRAJE
DURANTE EL PERIODO DE SUTIRAJE



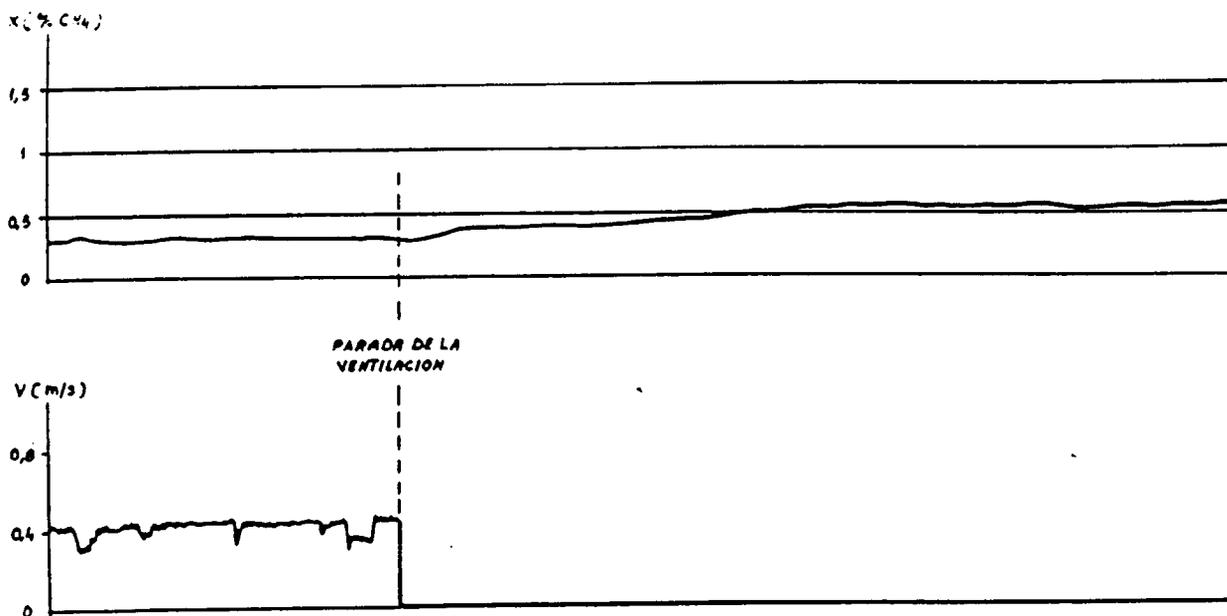
c) Se producen con una frecuencia superior a la usual en los métodos tradicionales, desprendimientos acusados de grisú que originan una elevación del porcentaje en el retorno. Estos desprendimientos se producen habitualmente al realizar las voladuras de arranque de la llave, y especialmente, cuando la altura de la misma es considerable no existiendo explotaciones suprayacentes. También es un factor que contribuye a su aparición la alta velocidad de desorción del gas.

d) Las paradas de la ventilación originan incrementos del porcentaje de grisú superiores a los habituales en los talleres tradicionales. Esto se debe al escaso volumen del taller para diluir el caudal de grisú, que sigue desprendiéndose hacia la labor después de parada la ventilación.

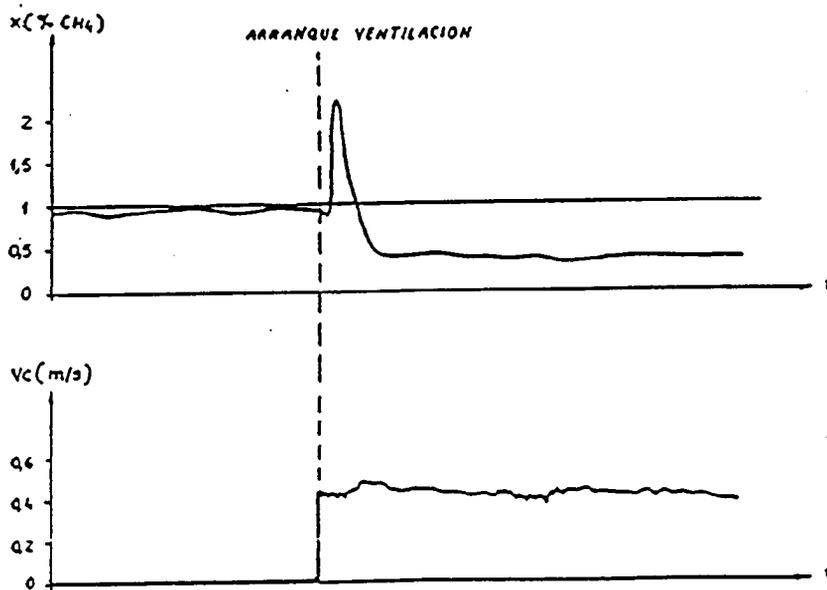
Estos incrementos tienden a aumentar cuando el taller está en fondo de saco, cuando el hundimiento no cala a minados suprayacentes y cuando el caudal de grisú de la labor es alto. En la figura que se acompaña se representa un incremento en el porcentaje de grisú debido a una parada de ventilación.

En la misma figura se observa la punta produ-

cida al arrancar la ventilación secundaria en una explotación en fondo de saco un lunes a primera hora, después de haber tenido parada la ventilación durante el fin de semana.



INCREMENTO EN EL PORCENTAJE DE GRISU DEBIDO A UNA PARADA DE VENTILACION



PUNTA PRODUCIDA AL ARRANCAR LA VENTILACION SECUNDARIA EN UNA EXPLOTACION EN FONDO DE SACO

Aunque la limpieza del frente se realiza con relativa rapidez, se alcanzan porcentajes de grisú altos por lo que conviene controlar al máximo la circunstancia del arranque de la ventilación, la situación de los electroventiladores, sus cofres y cables, y la desconexión de todos los equipos eléctricos situados aguas abajo en la corriente de ventilación. También es recomendable y reglamentario, realizar estos arranques antes de la entrada del relevo y por personal especializado si es necesario.

Los valores alcanzados en las puntas dependen de cada explotación, y es muy conveniente conocer los valores usuales en cada mina en particular; para lo cual es imprescindible un registro continuo del porcentaje de grisú durante estas circunstancias.

Una vez más se observa que las puntas son mayores cuando se avanzan las guías o subniveles en fondo de saco, y cuando no existen explotaciones suprayacentes. Al comenzar el sutiraje y, por tanto, el hundimiento, se observa a veces una disminución de las puntas si el hundimiento cala a minados antiguos.

Debido a las peculiaridades del desprendimiento se deduce la necesidad de:

- *Controlar el porcentaje de grisú y el estado de la ventilación en los talleres.*
- *Controlar periódicamente el desprendimiento del grisú, mediante equipos de medición y registro continuo del porcentaje de grisú y de la velocidad del aire, con el fin de determinar el régimen de desprendimiento y sus anomalías.*
- *Controlar el desprendimiento específico que se produce en los talleres para poder prever la ventilación necesaria.*
- *Dimensionar holgadamente la ventilación de los talleres, especialmente si están en fondo de saco.*
- *Mejorar la fiabilidad de la ventilación al máximo, evitando en lo posible todo tipo de paradas.*
- *Cuidar los procedimientos de parada y arranque de la ventilación y los métodos de reconocimiento periódico de grisú en las labores (reconocimientos diarios, posteriores a períodos de inactividad, etc).*
- *En minas grisuosas es conveniente medir la concentración de grisú en capa y la velocidad de desorción, especialmente al acceder a nuevos campos de explotación.*

6.2.1.3 Sutiraje

La optimización del método depende, por una parte, de los medios de trabajo disponibles para el avance de galerías, arranque, evacuación, sostenimiento, ventilación, etc, y por otra, de la fijación de unas variables, generalmente menos estudiadas, que afectan directamente al diseño del macizo, a la práctica de la recuperación del carbón hundido, a las longitudes de avance, y al diseño de los elementos de mecanización empleados. Se carece generalmente de criterios objetivos para su determinación y, en consecuencia, se opera por intuición o por adaptación de los medios disponibles, en lugar de diseñar éstos para alcanzar los mejores resultados; y así no cabe la posibilidad de contrastar el acierto obtenido.

A continuación se analizan algunas de las variables que hay que tener en cuenta para una aplicación racional del método.

a) Diseño del macizo

Estando su anchura determinada generalmente por la configuración del yacimiento, solo se puede actuar sobre su longitud y su altura. La longitud

puede venir impuesta por accidentes geológicos como fallas, saltos, estrechones, etc. En caso de libertad para su determinación bastará hacer un balance entre los costos de apertura de un nuevo taller, y los de conservación durante el tiempo de explotación. Sin embargo, la altura del macizo es determinante en el rendimiento y en el costo. Cuanto mayor es la altura menos son las labores de preparación a ejecutar, tanto en carbón como en roca y, en consecuencia, menor la inversión y el costo. La producción por ciclo aumenta y con ella el rendimiento.

La única limitación en altura deberá ser la que impongan los medios utilizados para la fragmentación del bloque, que ha de descender con fluidez.

De la experiencia existente se ha obtenido como conclusión que, para longitudes de niveles mayores a 120 m, los costos de conservación crecen desmesuradamente, análogamente, para capas entre 3 a 5 m de potencia la altura del macizo no suele ser superior, utilizando explosivos para el sutiraje, a 12 m e incluso es inferior si el carbón no es fácilmente derrabable, llegando al orden de los 8/10 m.

b) Paso de sutiraje: Dilución

Habitualmente se denomina "paso" de sutiraje, a la longitud en el sentido de avance del frente del bloque que se fragmenta y se hunde en cada ciclo de trabajo.

Al extraer el carbón hundido se observa que al principio solo sale carbón, más tarde se va mezclando con cantidades crecientes de estéril y finalmente, si se sigue el proceso, obtendremos solamente estéril. Este fenómeno de mezcla se produce una vez por ciclo.

A mayor paso de sutiraje, menor número de ciclos para una longitud de macizo, y en consecuencia el fenómeno se producirá menor número de veces. Un paso excesivo puede dificultar la recuperación y producirse pérdidas.

En la práctica actual la longitud de paso oscila normalmente entre 60 cm y 1,5 m, en función de los medios de arranque y sostenimiento de que está dotado el taller. Un equipo que permita pasos largos hay que moverlo menos veces, y el tiempo dedicado a ello será menor. Es normal que el paso adoptado sea el de la distancia entre cuadros (1,25 m).

c) Recuperación del carbón hundido

El hecho de la dilución anteriormente expuesto, nos lleva quizá a uno de los problemas de más difícil solución: determinar el momento de suspensión del sutiraje.

Como puntos extremos del proceso hay que considerar:

- Suspenderlo al aparecer los primeros trozos de estéril mezclados con el carbón. La consecuencia será dejar carbón sin extraer a cambio de que el obtenido no tenga contaminación. No se transporta cantidad apreciable de estéril.*
- Suspenderlo cuando ya no salga carbón. La recuperación habrá sido máxima, a cambio de transportar importantes cantidades de estéril.*

El problema de la contaminación se agrava cuando la roca estéril tiene un peso específico muy superior al del mineral. En este caso, una contaminación reducida en volumen puede resultar muy alta en peso, con una grave incidencia en las cenizas, como es en el caso del carbón.

El cuadro que se acompaña lo pone de manifies-

to en la siguiente hipótesis:

Carbón: % de C en capa = 30, pe = 1,5
Estéril: % de C = 100 , pe = 2,8

En él se puede observar que una contaminación en volumen del 20% supone:

- Una contaminación en peso del 31,8%
- Un incremento del peso a transportar del 45,6%
- Un incremento de la cenizas del todo-uno de 22,2 unidades.

Sin embargo, el sutirador solo tiene como referencia la contaminación volumétrica que aprecia con la vista, y los resultados son muchos peores de lo que él puede imaginar. Por ello, será de la mayor importancia dotar de una buena formación profesional a estos operarios, aspecto este que con frecuencia se olvida.

VOLUMEN DEL CARBON	VOLUMEN DEL ESTERIL	CONTAMINACION EN VOLUMEN %	PESO DEL CARBON	PESO DEL ESTERIL	PESO TOTAL	CONTAMINACION EN PESO %	% C
100	0	0	150	0	150	0	30
90	10	10	135	28	163	17,1	42,0
80	20	20	120	56	176	31,8	52,2
70	30	30	105	84	189	44,4	61,2

6.2.2 Descripción del método de explotación

El método en si mismo y el trazado en roca y carbón correspondiente, está estrechamente condicionado por las características concretas de la capa a explotar y por la geometría general del panel de que se dispone. Por tanto es imposible dar fórmulas generales de obligado cumplimiento y es necesario, en cada caso, analizar, estudiar y realizar la aplicación que se considere más correcta.

No obstante, al objeto de fijar las ideas generales a que obedece el método, en lo que sigue se hace una descripción de cual sería la forma lógica de conducir la explotación para un macizo de 425 m de corrida, potencia entre 3 y 5 m, altura entre plantas alrededor de ochenta metros y carbón relativamente derrabable.

Se divide el macizo en dos paneles, a los que se accede mediante sendos pozos inclinados a 37° en roca situados a unos 15 m al muro.

Desde estos pozos primarios se corta la capa mediante contrataques igualmente inclinados, a partir

de los cuales se inicia el trazado de niveles horizontales.

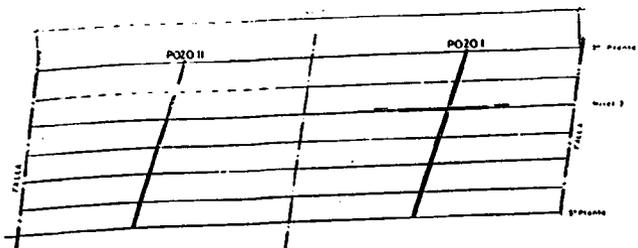
En primer lugar se explotará el panel correspondiente al pozo primario situado más a la derecha.

La secuencia de explotación comienza dando dos niveles, concluidos éstos empiezan las labores de avance de un tercer nivel y, al mismo tiempo, las de deshuyado o sutiraje del primer nivel.

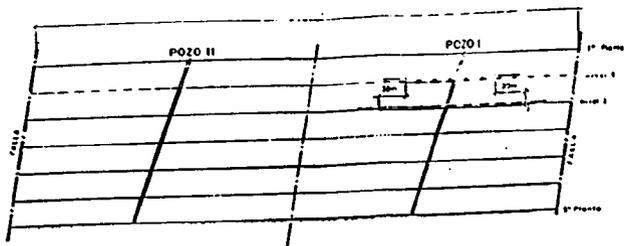
Tanto el sutiraje como el avance se realizan a la vez en los dos frentes del nivel correspondiente. El primero se realiza en retroceso hacia el contrataque, y, llegado a este, se tabica para evitar posibles circulaciones de aire y así también, posibles incendios. A continuación da comienzo un nuevo ciclo, y se reitera el proceso hasta conseguir el completo deshuyado del macizo.

En algunos casos no será necesario mantener un nivel de espera. Para ello se sutirá en dos niveles sucesivos con sus frentes convenientemente distanciados (unos 30 m), con objeto de evitar el efecto de hundimiento. Mientras tanto se avanzará en la otra dirección también en dos frentes, distanciados entre sí por motivos de seguridad.

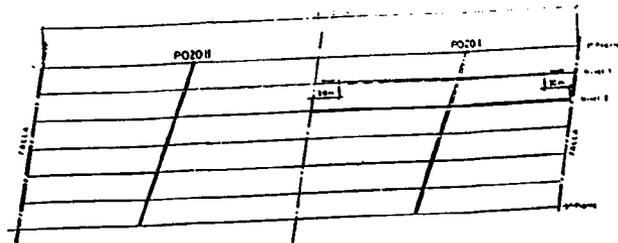
FASE-1



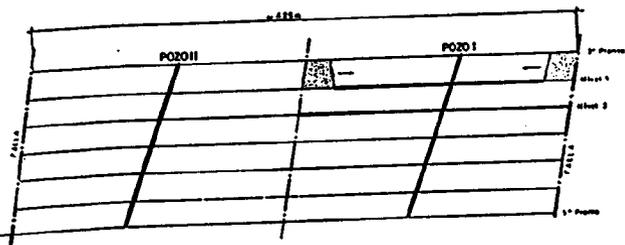
FASE-2



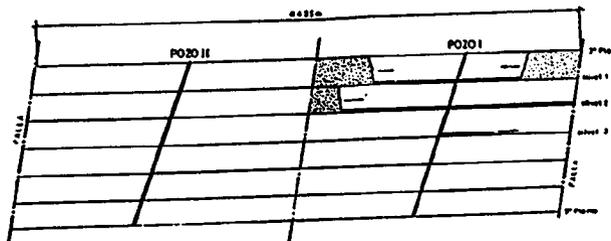
FASE-3



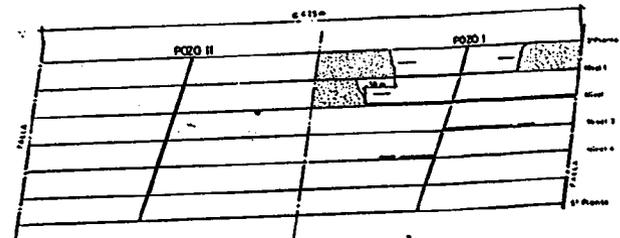
FASE-4



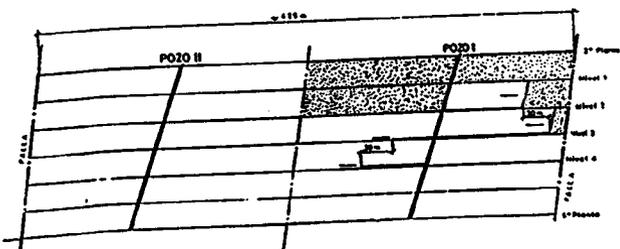
FASE-5



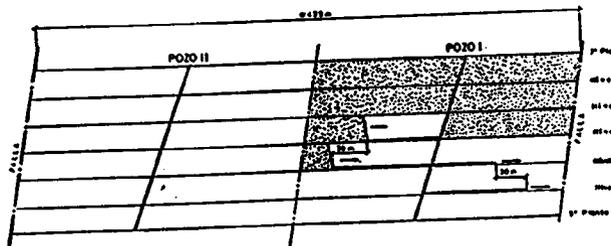
FASE-6



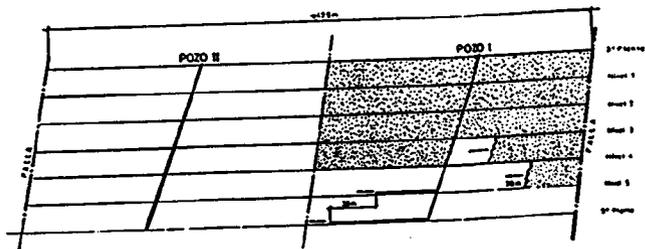
FASE-7



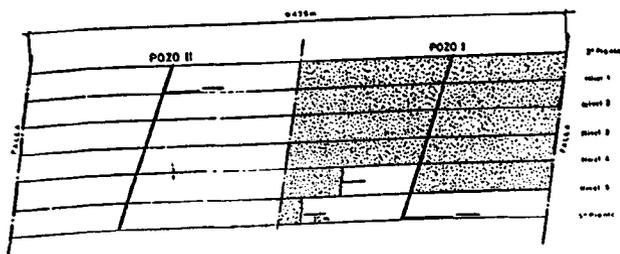
FASE-8



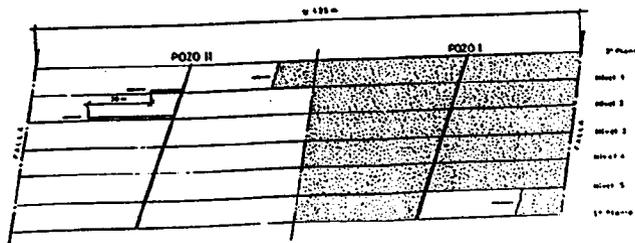
FASE-9



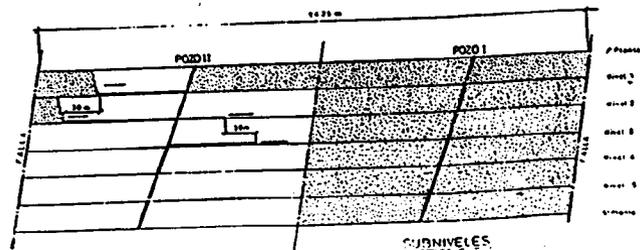
FASE-10



FASE-11



FASE-12



GRUBNELES

Con el fin de disminuir el tiempo en que quedaría el nivel superior con posible circulación de aire a través del hundimiento, se llevarán decalados los frentes de sutiraje y preparación, de manera que, cuando el frente sutirado superior llegue al contrataque correspondiente, se pueda tabicar éste de manera definitiva. Este cierre se hará con dos tabiques de bloque de hormigón, separados 8-10 cm, con inyección de yeso en seco en la cámara entre los mismos, previo relleno con grano o costero.

La secuencia de explotación descrita tiene por objeto disminuir las convergencias en los niveles al no tenerlos tanto tiempo abiertos, además de realizar su avance sobre terreno ya en parte distendido. Esta circunstancia, junto con una adecuada densidad de posteo en los pozos primarios, permitirá reducir notablemente la conservación de la explotación, con el consiguiente ahorro del coste.

6.2.2.1 Trazado en roca

La infraestructura en roca correspondiente al tramo a explotar comprende:

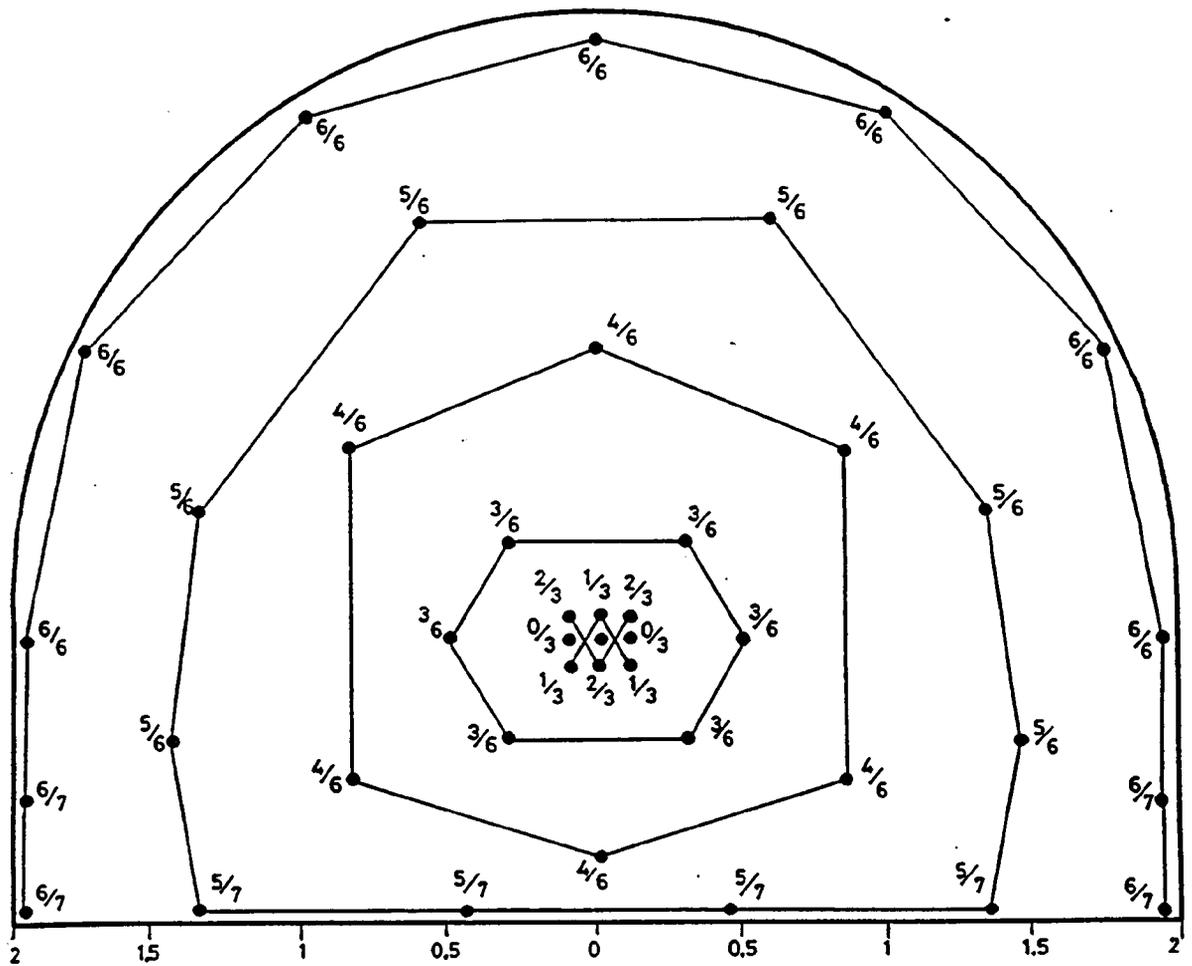
Dos planos inclinados a 37° de 9 m² de sección, dados a 15 m de la capa, y 12 contrataques a la capa de 17 m de longitud y de la misma inclinación y sección.

La inclinación de 37° está determinada en base a la evacuación correcta de carbón en un pozo que tiene que mantener otros servicios, tal como ventilación principal, secundaria, y transporte de materiales.

La sección de 9 m² es la necesaria para los servicios antes citados, especialmente en lo que se refiere a ventilación.

El avance será de 1,25 m y se realiza con explosivos. Se emplea Goma 2E-C en pegas de 41 barrenos de 28 mm diámetro y cuele Sarrois, distribuidos como se indica en la figura.

ESQUEMA DE TIRO PARA LABORES EN ROCA



Nº DE BARRENOS	Nº DE RETARDOS	T I R O D E 1,25 m.			
		LONGITUD DE LOS BARRENOS	DIAMETRO	Nº DE CARTUCHOS	CARGA TOTAL
2	0	1,40	28 mm	3	6
3	1	1,40	28 mm	3	9
3	2	1,40	28 mm	3	9
6	3	1,40	28 mm	6	36
6	4	1,40	28 mm.	6	36
6	5	1,40	28 mm.	6	36
4	5	1,40	28 mm	7	28
7	6	1,40	28 mm.	6	36
4	6	1,40	28 mm.	7	28
41+1V					224

CLASE DE TERRENO: Arenisca CUELE: Sarrois SECCION DISPARADA: 10,5 m²

DINAMIÑA: Goma nº 2 y cartuchos de

DETONADORES: Retardos normal

La distancia de posteo puede ser de 1 m, con cuadros metálicos modelo 2 UA y perfil THN-29 kg/m.

Se llevarán también pies derechos metálicos formando tres calles: una para la bajada de carbón por chapeo, otra central para el transporte de materiales y la tercera para el personal.

Además de los dos pozos y contrataques, se realizarán los accesos correspondientes mediante recortes desde la infraestructura general de la mina.

6.2.2.2 Trazado en carbón

La división del macizo a explotar en franjas de 12 m de altura, exige dar seis niveles horizontales sobre la capa, con una longitud media a cada lado de los contrataques de acceso de unos 110 m.

El avance se supone con martillo perforador y explosivos. Para este laboreo se emplean perforadores rotativos y los martillos picadores habituales.

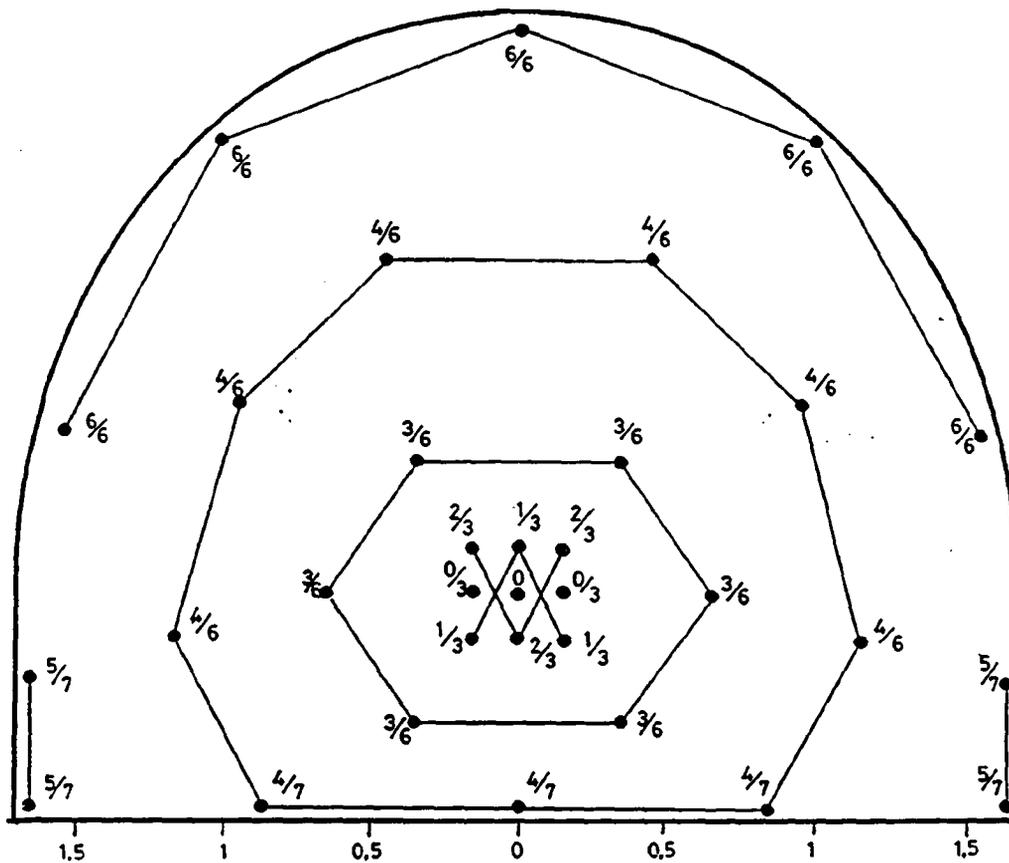
Se dota a los frentes de máquinas aprieta-

tuercas de impacto de aire comprimido reguladas, para que el apriete sea de 25 kg, tema importante para este sistema ya que la importancia de la entibación es fundamental.

También se dota de sierra neumática para facilitar el rachonado.

El explosivo a utilizar es 20 SR, en pegas de unos 25-32 barrenos de 28 mm de diámetro y distribuidos de forma análoga a como se hizo en roca, como aparecen en la figura.

ESQUEMA DE TIRO PARA LABORES EN CARBÓN



Nº DE BARRENOS	Nº DE RETARDOS	T I R O 1,25 m.			
		LONGITUD DE LOS BARRENOS	DIAMETRO	Nº DE CARTUCHOS	CARGA TOTAL
2+1 V	0	1,40	28mm.	3	6
3	1	1,40	28mm.	3	9
3	2	1,40	28mm	3	9
6	3	1,40	28mm	6	36
6	4	1,40	28mm	6	36
3	4	1,40	28mm	7	21
4	5	1,40	28mm	7	28
5	6	1,40	28mm	6	30
32+1					175

CLASE DE TERRENO: Carbón CUELE: Sarrois SECCION DISPARADA: 10,5 m²

DINAMITA: Seguridad 20 SR en cartuchos DETONADORES: Microrretardo

26 mm \varnothing y 200mm. largo.

El sostenimiento se realiza con cuadros metálicos 2 UA de 9 m² de sección y perfil THN de 21 kg/m, distanciados 1,25 m.

El cargue del carbón del frente sobre el pancer en los niveles en avance, se realiza con el empleo de scrapers accionados eléctricamente de doble tambor, con cuchara de 700 l de capacidad.

En total se emplean 2 Ud de scrapers, uno en cada nivel de avance, para la preparación de los macizos a sutirar. La sujección de las poleas de reenvío de los scrapers se consigue satisfactoriamente retacando el barreno para la sujección del "ramalillo" con cartuchos de yeso. Para paliar la deficiente visión, debido al polvo en suspensión, se instalan lámparas de seguridad de aire comprimido. El transporte hacia los contrataques se realiza con la ayuda de transportadores blindados (pancers) de los denominados ligeros, dotados de cadena central de 350 mm.

Este sistema de avance de los subniveles en carbón admite muchas otras variantes, función no solamente de las características de la capa, sino también de la inversión que se está dispuesto a considerar.

Es cada vez más frecuente contar con máquinas de ataque puntual ligeras, de tipo PK-3 o similar. En el momento actual se están diseñando y probando en España algunas máquinas de este tipo, así como ingenios auxiliares que pueden, en el futuro, permitir conseguir mayores productividades, optimizando las diferentes operaciones unitarias.

6.2.2.3 Hundimiento y sutiraje

El deshulle del macizo se hace, según lo indicado, retirando la entibación y disparando una corona de tiros en abanico. La formación del frente de hundimiento se consigue forando tiros de hasta 15 m de longitud mediante un equipo de perforación de barrenos empalmables helicoidales.

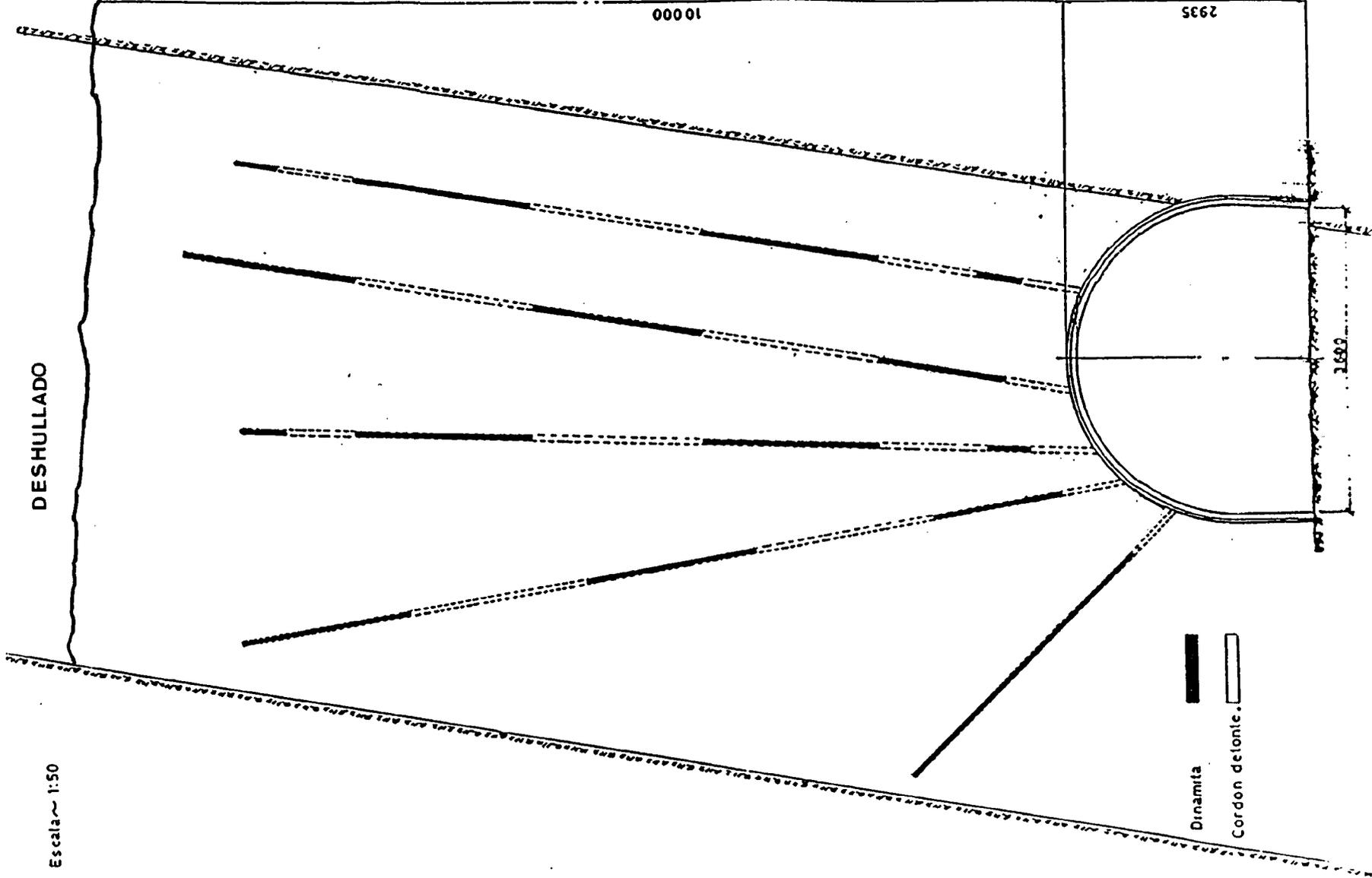
El avance del frente de explotación, es de 1,25 m/relevo, es decir, el correspondiente a la distancia entre cuadros.

Previas las autorizaciones pertinentes se pasa a emplear la dinamita seguridad 20 SRm, cordón detonante seguridad de 6 gr/m y tubos Omega para facilitar las cargas espaciadas y el atacado. Ver figura.

ESQUEMA DE TIRO EN LAS LABORES DE SUBTIRAJE

DESHULLADO

Escala ~ 1:50



2935

10000

1600

Por la experiencia existente, se observó que se detenía la explosión de forma sistemática entre los 3 y 6 m de longitud de tiro, quedando el resto de la dinamita y cordón detonante dentro del propio barreno, o lo que es peor, envuelto en el carbón cuando se derrababa, lo que incidía gravemente tanto en la viabilidad del método como en la seguridad del laboreo.

Esta circunstancia es debida al fenómeno de la presión de muerte de los explosivos. Cada explosivo tiene su "presión de muerte" que es la presión límite dentro del recinto de confinamiento a partir de la cual el explosivo se sensibiliza.

Después de múltiples experiencias se llegó a la conclusión de que, la distancia a que se detiene para las mismas condiciones, es función de la velocidad de detonación. Se alcanzan mayores longitudes explosionadas empleando cordón detonante (6 gr/m) de 7.000 m/s que con seguridad de 9 a 5.930 m/s y considerablemente mayores que con seguridad 20 SR de 2.140 m/s.

Puesto que la anulación del efecto canal perforando en carbón con barrenas empalmables es prácticamente imposible, se pensó en disminuir la longitud efectiva del barreno a efectos de explosión, empleando cordón detonante de alta velocidad y dos detonadores

instantáneos por barreno, uno en cada extremo.

Con esta disposición quedó totalmente solucionado el problema de la dinamita, pues no se detectó un solo fallo más.

Teniendo en cuenta estas experiencias, una pega normal se hace con un número variable de barrenos según la potencia local de la capa, abarcando siempre 1,25 m con cargas espaciadas y cordón detonante a 6 gr/m, sostenidos por tubos Omega de 32 mm Φ y 3 m de longitud. La densidad de carga será de 4.000 g/barreno y el número de barrenos entre 7 y 9 para un avance de 1,25 m. Cada pega se realiza cubriendo la cola del panzer con una protección especial. Esta consiste en dos pilares de madera paralelos al panzer, cubriendo al mismo con tablas que se van quitando a medida que se carga el carbón.

La retirada de los cuadros se hace con ayuda de medios mecánicos previo afloje de los mismos, siendo aproximadamente el 50% los que se recuperan.

Una vez eliminados los humos y controlada la atmósfera, se arranca el panzer correspondiente y se procede al sutirado progresivo hasta completar el deshulle del macizo equivalente al avance de 1,25

m/relevo.

El deshulle por sutiraje de un macizo no debe iniciarse en ningún caso hasta que el macizo inmediatamente inferior tenga su preparación concluida.

A medida que el frente del sutiraje progresa hacia el pozo en roca, se retiran los canales del panzer, acortando éste a ritmo del avance de 2,5 m/día.

6.2.2.4 Transporte y servicios

Transporte de carbón

El transporte de carbón todo-uno procedente tanto de la preparación de los niveles como de los frentes en sutiraje, se realiza con la ayuda de panceres ligeros de 350 mm de ancho y cadena central. Estos panceres vierten el todo-uno al chapeo de los contrataques, o a los panceres colocados en los mismos, alimentando el chapeo general del pozo primario en roca que conduce el carbón hasta la planta de base de la explotación donde, por el sistema de transporte general de que se disponga, se evacua el carbón.

Transporte de materiales

El transporte de todo tipo de materiales desde las plantas a los diversos niveles o entre niveles, se hace a lo largo del pozo primario en roca con la ayuda de un monorraíl y contenedores movidos por cable, mediante un cabrestante de accionamiento neumático. De esta manera se pueden mover los equipos más pesados, como son reductores, motores, cofres, etc, con plena garantía.

6.2.2.5 Ventilación

Un aspecto que no debe nunca descuidarse en las explotaciones por sutiraje del tipo mencionado, en las que existe grisú, es la necesidad de una ventilación eficaz y de un control cuidadoso del grisú desprendido.

Las peculiaridades del sistema de explotación con hundimiento, los altos avances y producciones que se consiguen y la profundidad creciente de las explotaciones (que origina unas concentraciones de metano en capa cada vez mayores), hace que en este método

concurran a la vez los siguientes factores:

- a) Las explotaciones están con frecuencia en fondo de saco y por tanto disponen de ventilación secundaria.
- b) Los caudales de grisú producidos pueden llegar a ser altos, especialmente en relación con lo que es habitual en fondos de saco.
- c) El régimen de desprendimiento del grisú es más irregular que en los métodos de arranque tradicionales sin hundimiento de carbón.

Por todo ello, la ventilación adecuada y el control del grisú son aspectos prioritarios en la planificación y explotación de talleres por sutiraje que deben ser considerados detenidamente.

Exigencias reglamentarias

Las prescripciones de carácter general que debe cumplir la ventilación son:

- a) Diluir el grisú de forma que el porcentaje en la labor sea inferior a los siguientes límites (ITC 05.0.02).

- * 1,5% si el taller no está electrificado.
- * 1% si el taller está electrificado.
- * 1,5% si el taller está electrificado y existe un control automático permanente del grisú.

b) Mantener una velocidad mínima del aire en todos los puntos de la labor de 0,2 m/s (ITC 05.0.01) para evitar la formación de capas de grisú al techo de la labor.

c) Garantizar un porcentaje mínimo de oxígeno (19%) y diluir los gases nocivos por debajo de los límites siguientes: (ITC 04.7.02)

CO: 50 ppm a lo largo de una jornada de 8 h.
100 ppm durante períodos cortos.

CO₂: 5.000 ppm (0,5%) en una jornada de 8 h.
12.500 ppm (1,25%) durante períodos cortos.

NO_x: 10 ppm en una jornada de 8 h.
25 ppm durante períodos cortos.

d) Diluir y arrastrar el polvo en suspensión y mantener la temperatura de la labor por debajo del límite reglamentario de 33°C (temperatura equivalente)

(ITC 04.7.02)

En la práctica, la condición que fija el caudal de la ventilación en los talleres por sutiraje suele ser la dilución del grisú. Si la mina es poco grisuesa, la condición que impone el caudal puede ser el mantenimiento de la velocidad mínima de 0,2 m/s.

Además en el caso de fondos de saco con ventilación secundaria, el reglamento establece los siguiente (ITC 04.7.03):

- e) Deberán respetarse unas normas de actuación específicas en la ITC para el arranque de la ventilación secundaria después de las paradas de la ventilación principal y en el caso de acumulación de grisú. (Estas normas están descritas en los apartados 4 y 5 de la ITC).*
- f) Los electroventiladores y sus cofres y cables se instalan normalmente fuera del fondo de saco y en la ventilación principal (se contemplan también diversas excepciones y sus condiciones de autorización).*
- g) El arranque de los electroventiladores sólo puede*

hacerse desde su proximidad. La parada puede hacerse a distancia.

h) La ventilación secundaria debe ponerse en marcha dos horas antes de la entrada del relevo, después de haberse parado por un período de inactividad a d (fin de semana, etc).

i) Deben dictarse por la Dirección Facultativa Disposiciones Internas de Seguridad que contengan:

* Las condiciones de instalación, puesta en marcha, parada y retirada de los equipos de ventilación secundaria.

* El régimen de arranque tras una parada (en caso de situar electroventiladores dentro de los fondos de saco).

* Las normas de ventilación de emplazamientos de difícil acceso y de las labores de fondo de saco que se realicen dentro de los talleres.

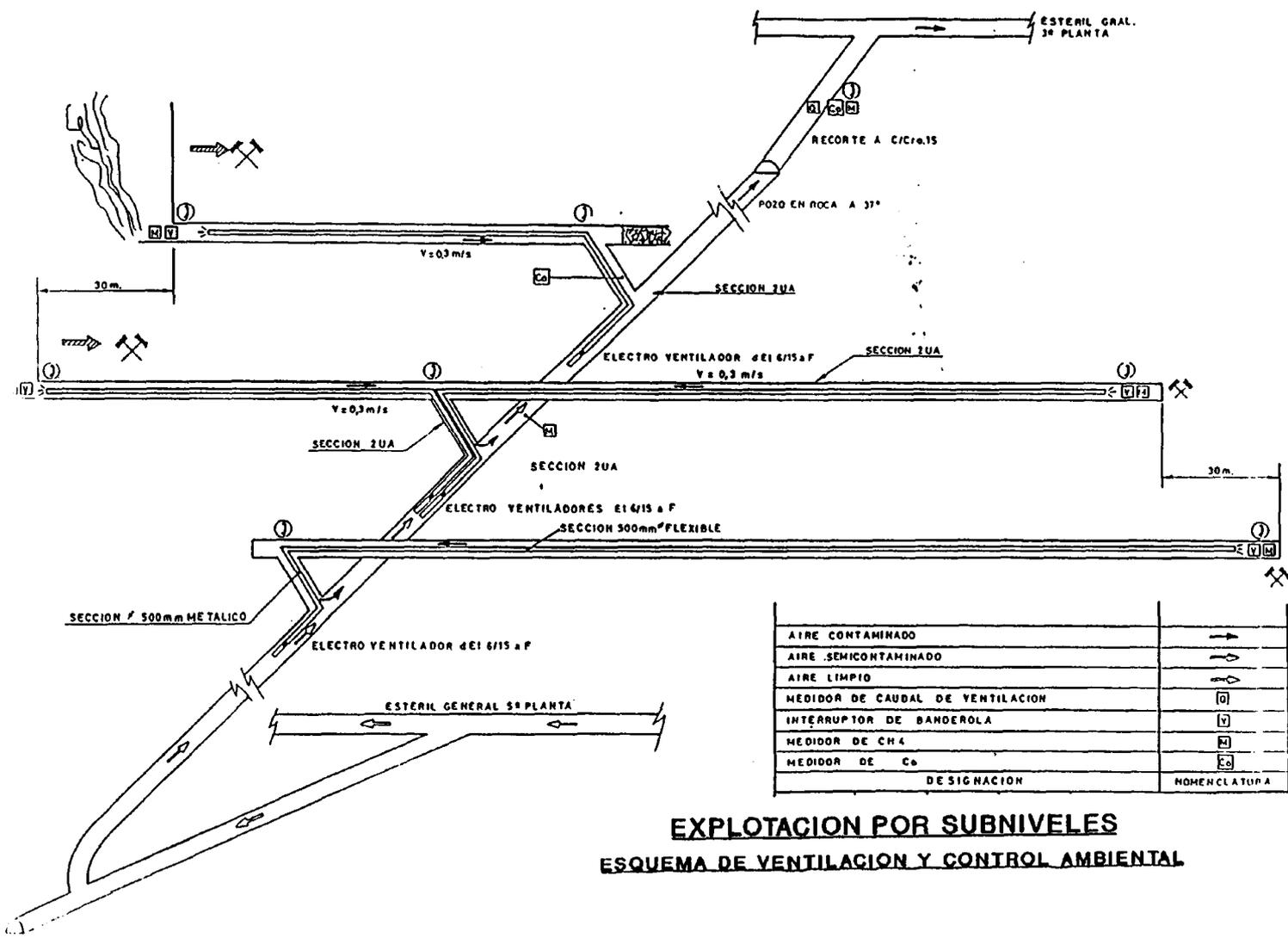
Ventilación principal

La corriente principal de ventilación, según

puede verse en el esquema que se acompaña, es ascendente por el pozo primario trazado en roca, con entrada por el recorte dado desde la estéril general de la planta base y salida por el de la estéril general de la planta superior.

El caudal de aire necesario, para la dilución del metano y de los humos procedentes de las ventilaciones secundarias que se necesitan en cada nivel en explotación (sutirando o preparando) a los límites permitidos, ha de calcularse en cada caso, pudiendo ser del orden, como cifra orientativa, de $14 \text{ m}^3/\text{s}$.

Como medida de seguridad, este valor del caudal total a circular por el pozo principal en roca debe ser controlado por un medidor continuo de velocidad que se instala en la parte superior de dicho pozo en una sección conocida.



AIRE CONTAMINADO	→
AIRE SEMICONTAMINADO	→
AIRE LIMPIO	→
MEDIDOR DE CAUDAL DE VENTILACION	Ⓚ
INTERRUPTOR DE BANDEROLA	Ⓛ
MEDIDOR DE CH ₄	Ⓜ
MEDIDOR DE CO	Ⓢ
DESIGNACION	NOMENCLATURA

EXPLOTACION POR SUBNIVELES
ESQUEMA DE VENTILACION Y CONTROL AMBIENTAL

Ventilación secundaria

El aire necesario en cada nivel en sutiraje o preparación, es el imprescindible para diluir a las concentraciones permitidas el metano y los gases de voladura (CO , CO_2 y NO_x); a fin de permitir los trabajos del personal y la electrificación en los fondos de saco que se forman en cada nivel.

El caudal del aire en el frente, el tiempo necesario para la dilución y el riesgo a que está sometido el personal, deben también calcularse en cada caso como cifra de orden, el aire $Q_A = 2,96 \text{ m}^3/\text{s}$ necesario para diluir el grisú, es también suficiente para diluir los gases procedentes de la voladura, siendo el riesgo que correrá el personal, si atraviesa dicho tapón, bajo.

Este aire se introduce en los niveles de forma forzada con ventilación soplante con la ayuda de electroventiladores impelentes axiales de 15 kw de potencia y tubería metálica de $\varnothing = 500 \text{ mm}$, controlando muy bien las fugas en cada empalme de la tubería, a fin de disponer del máximo caudal de aire en el frente de trabajo.

La boca de las tuberías se sitúan a una

distancia del frente, función de la sección, del orden de 15 m.

Los electroventiladores se colocan en la cola de las tuberías en la corriente principal de ventilación (pozo en roca), también se colocarán sus cofres de mando y protección, para que, caso de descompensarse la atmósfera en cuanto al contenido de metano, siempre permanezca la ventilación del fondo de saco.

No obstante y debido a posibles emanaciones de metano en cantidades considerables en los frentes de los niveles en explotación, inmediatamente después de un disparo o voladura, la ventilación secundaria de cada nivel se hace independiente con electroventilador y tubería metálica $\varnothing = 500$ mm, con el fin de mantener una velocidad mínima de aire en la galería de $v = 0,3$ m/s.

El conjunto de ventilación secundaria tiene que ser capaz de diluir los gases a contenidos por debajo de los límites establecidos en la reglamentación vigente, estando la instalación eléctrica de la explotación enclavada con medidores continuos de CH_4 , de manera que cualquier elemento en tensión, aguas arriba de aquellos, quede desconectado automáticamente en cuanto se supere el valor límite permitido para este

tipo de labores.

El restablecimiento de las ventilaciones secundarias, en este caso, debe hacerse según normas internas de la empresa, siguiendo una secuencia de puesta en marcha de modo que se reinicie la ventilación de los niveles inferiores y, en ningún momento, se puedan arrancar los electroventiladores superiores hasta que los contenidos en CH_4 de la corriente de aire que los baña baje de los límites establecidos y reglamentariamente permitidos.

6.2.2.6 Maquinaria y equipos

Para perforación y avance

a) En roca

Para este tipo de labores se emplean perforadoras rotativas de accionamiento neumático con un consumo de energía útil de $1,8 \text{ m}^3/\text{min}$ por máquina en funcionamiento.

El avance se realiza con explosivos gelatinosos, GOMA 2E-C.

b) En carbón

En el avance de los niveles se emplean dos perforadoras rotativas y martillos picadores de accionamiento neumático, con un consumo de energía útil de 2,3 m³/min y 1,1 m³/min respectivamente y por máquina en funcionamiento.

Para el sutiraje se emplean dos perforadoras neumáticas, aptas para tiros largos y en lugares estrechos (talleres de la mina). Su presión de régimen es de 4 bar, su potencia motriz de 2,5 CV y la fuerza de tracción y empuje de 500 daN.

El avance en ambos casos se hace con explosivos de seguridad reforzada 20 SR.

Para el cargue

a) En roca

Se realiza por gravedad, directamente sobre el medio de transporte situado al pie del pozo en roca.

b) En carbón

El cargue en los niveles se realiza con el empleo de scrapers, accionados eléctricamente, de doble tambor, con cuchara de 700 l de capacidad,

potencia de accionamiento de 22 KW por máquina y una fuerza de arrastre de 2.000 kg. En total se emplean 2 Ud de scrapers, uno en cada nivel de avance, para la preparación de los macizos a sutirar.

Como ya se ha indicado, tanto para las tareas de avance como de sutirado y cargue otro sistema que, poco a poco, se va extendiendo es el correspondiente al empleo de máquinas de ataque puntual PK-3 o similar.

Para el transporte

a) De carbón

En los niveles sobre capa, el transporte se realiza con la ayuda de transportadores blindados (panceres) de los denominados ligeros, dotados de cadena central.

El tipo de panzer será el de 350 mm de 150 m de longitud, con chapa de realce y una capacidad horaria de transporte de 100 tb/h de todo a uno. Posee dos motores de 22 KW y 1.500 r.p.m., en una única cabeza motriz, dotada de reductor con relación $i = 40:1$.

Para facilitar el arranque y como medio de protección eléctrica ante la sobrecarga de un panzer totalmente cargado, las cabezas motrices están dotadas de acoplamiento hidráulico entre motor y reductor, estando además los motores enclavados eléctricamente en anillo.

b) De materiales

Para el transporte de materiales se utilizan 4 cabrestantes, uno de ellos con motor de 17 CV y los otros tres con motor de 8 CV, con una fuerza de elevación de 1.600 kg y 1.000 kg respectivamente, y velocidad de elevación de 0,60 m/s y 0,50 m/s también respectivamente.

Para la ventilación secundaria

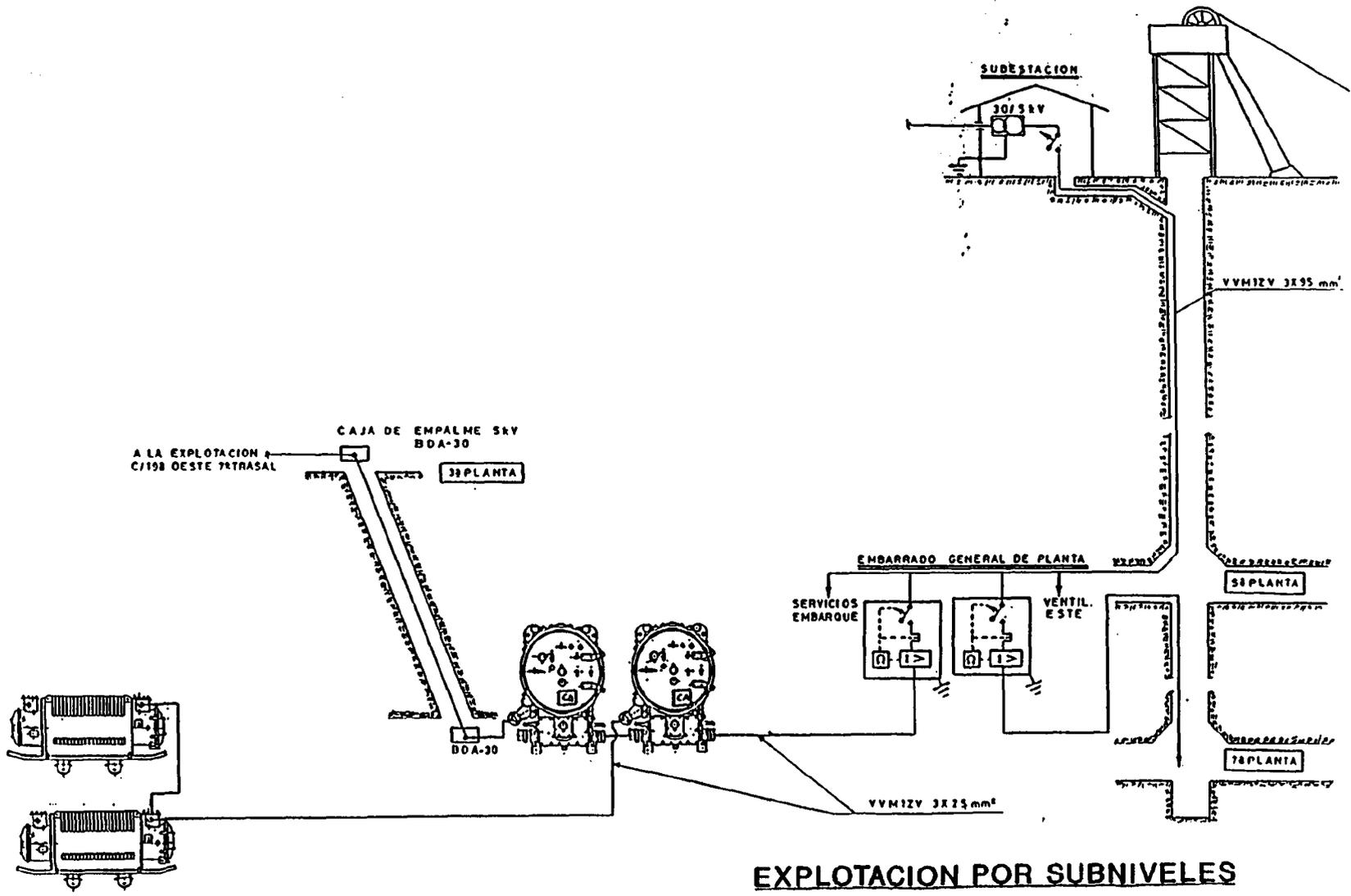
La ventilación secundaria de todos los fondos de saco para el avance y sutirado de los niveles, se realiza con electroventiladores soplantes de 15 KW, dotados de protección para trabajar en atmósfera potencialmente explosiva. Se sitúan siempre en la corriente de ventilación principal, en el pozo en roca del panel de explotación.

Para la instalación eléctrica

Es prácticamente total la electrificación de las operaciones de cargue en el avance de los niveles, las de transporte del todo uno en los frentes de sutirado y las de los frentes de avance de los niveles.

También toda la ventilación secundaria es accionada eléctricamente, buscando el máximo de aprovechamiento energético en el método propuesto, quedando como único consumo de energía no eléctrica, en base al empleo de la tradicional energía neumática, la necesaria para la perforación de las voladuras del sutirado y el avance de los niveles con martillo picador.

En los esquemas que se acompañan, se representan los elementos y equipos básicos que integran la instalación eléctrica en M.T. y B.T., significando ejemplos que, en cada caso, deberán adaptarse a las particularidades de cada mina. No obstante, por su interés didáctico, entraremos en el análisis del ejemplo propuesto.



A LA EXPLOTACION C/198 OESTE PATRASAL

CAJA DE EMPALME SKV BDA-30

38 PLANTA

BDA-30

EMBARRADO GENERAL DE PLANTA

SERVICIOS EMBARQUE

VENTIL. ESTE

58 PLANTA

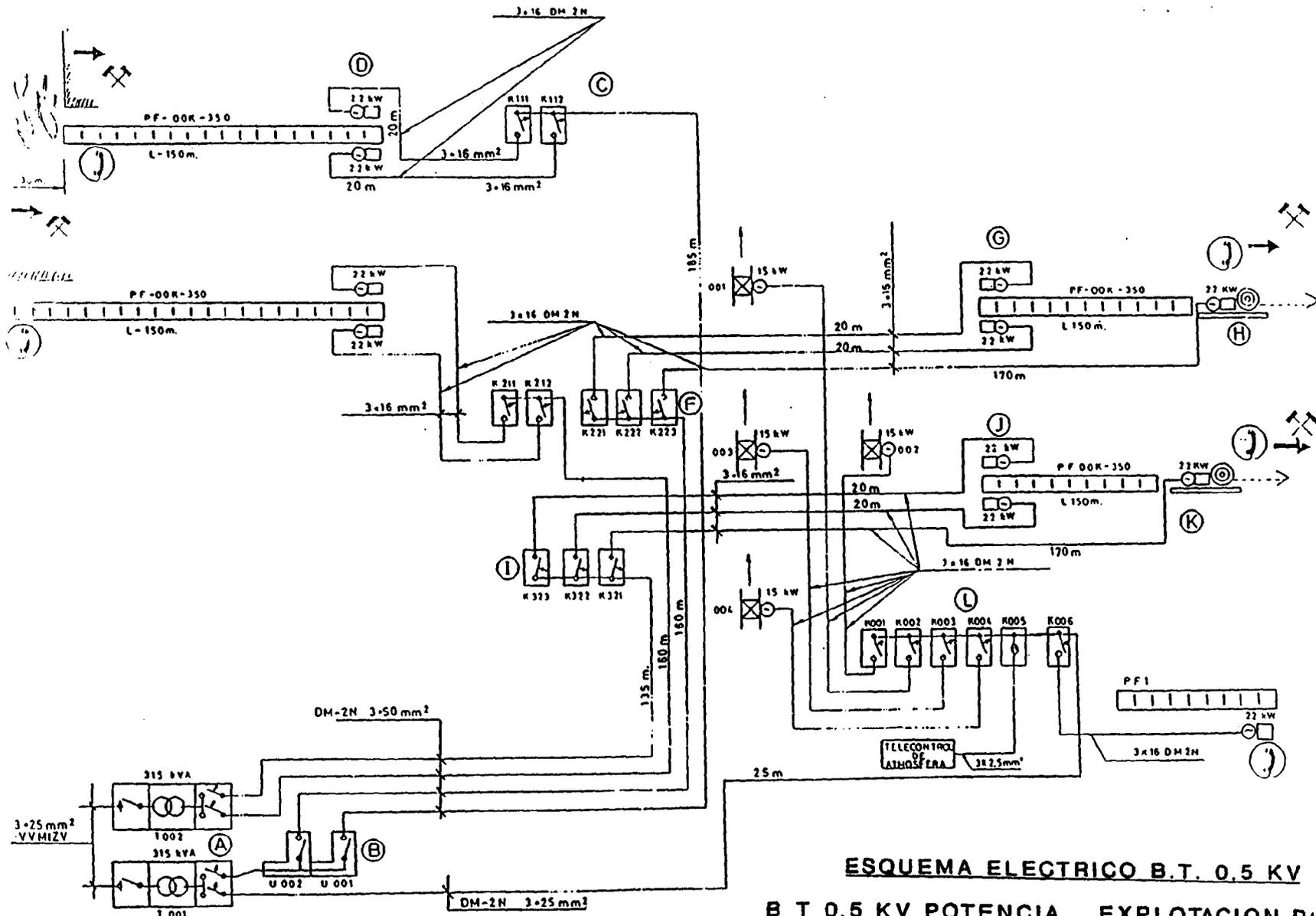
78 PLANTA

VVM12V 3X25 mm²

VVM12V 3X95 mm²

EXPLORACION POR SUBNIVELES
ESQUEMA ELECTRICO M.T. 5 KV





ESQUEMA ELECTRICO B.T. 0.5 KV
B T 0.5 KV POTENCIA - EXPLOTACION POR
SUBNIVELES

Básicamente se toma energía en 5 kv en una de las cabinas situadas en el Centro de Transformación de 5ª planta, en cuyo interior se encuentran debidamente instalados un seccionador de 12 kv y 400 A, enclavado mecánicamente con un interruptor automático de 350 MVA y 25 KA de poder de corte, dotado de disparadores magnetotérmicos que protegen contra sobrecargas y cortocircuitos. Desde esta cabina y a través de un cable armado y rígido, de 3,5/6 KV, 3 x 95 mm², se alimenta en 5 KV a dos celdas antideflagrantes, situadas en la galería general de 5ª planta.

Dado que la potencia máxima a instalar en el panel es, para el caso propuesto, de:

Scrapers.....	2 x 22 kw =	44 kw
Panceres.....	4x2x22 kw =	176 kw
Electroventiladores.....	4 x 15 kw =	60 kw

TOTAL		280 kw

que representa una potencia real de 380 KVA. Serían necesarios, 2 Ud de transformadores de 315 KVA como solución más versátil, o uno de 500 KVA como solución más rígida a la hora de cambiar el panel de explotación o de macizo sobre capa distinta.

Por lo tanto, el criterio a seguir será el de acudir a 2 Ud de transformación 5/0,5 KV con una potencia total de 2 x 315 KVA.

La celda correspondiente distribuye la energía a través de un cable de 3 x 25 mm², que enlaza con los primarios de las dos estaciones de transformación antes aludidas, que se sitúan a 100 m del entroke con la estéril general.

Desde las estaciones de transformación, se reparte la energía a las celdas de distribución de B.T. y de éstas a los cofres de maniobra y protección de los motores que accionan las máquinas.

Las cargas de la instalación descrita, se reparten según el diagrama de intensidades representado en el esquema siguiente.

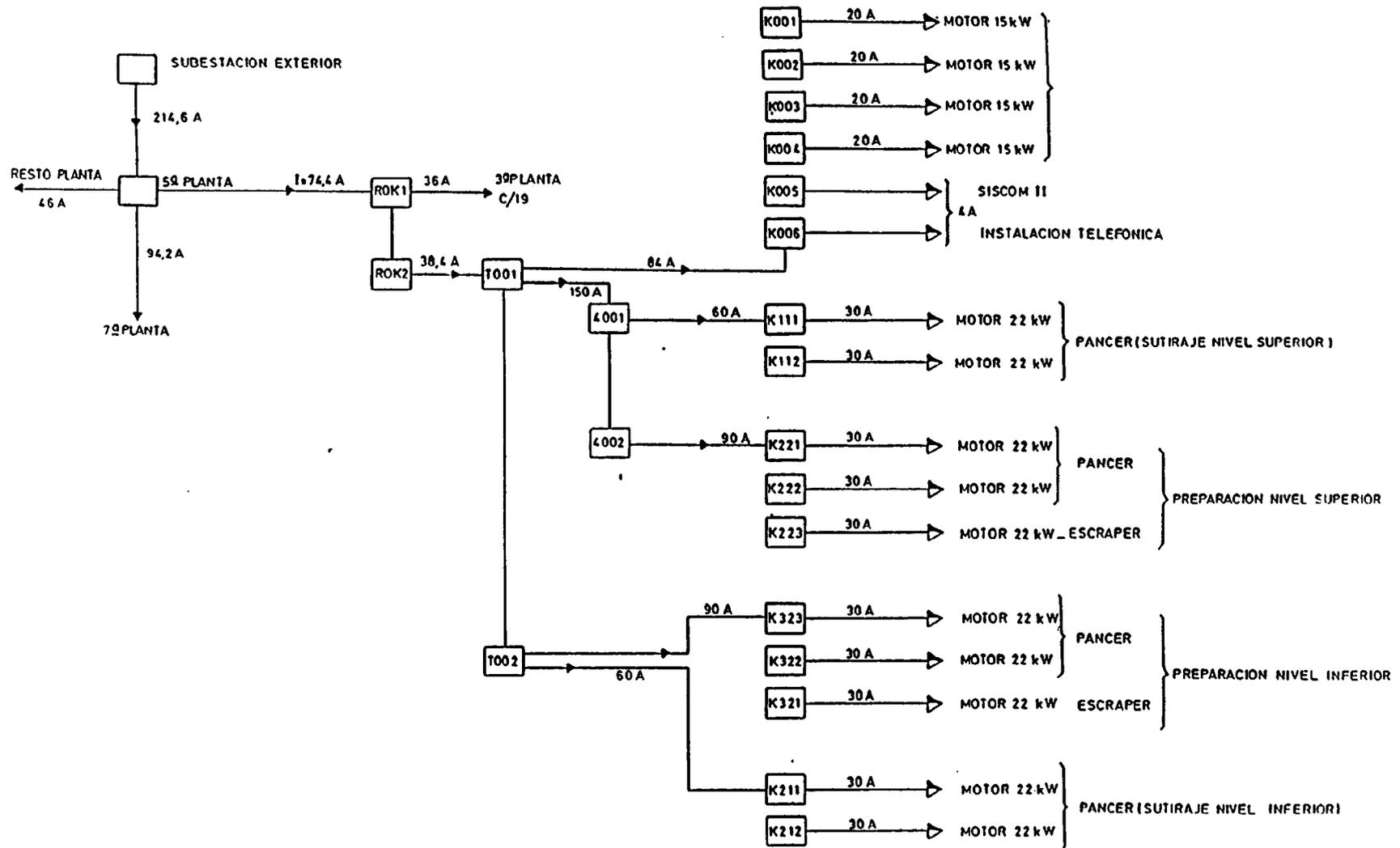


DIAGRAMA DE INTENSIDADES

6.2.2.7 Control ambiental

Para este nuevo método de explotación, la reglamentación vigente exige un sistema de control que vigile una serie de parámetros ambientales y efectúe una serie de funciones básicas de seguridad. Ya que se trata de labores electrificadas en fondo de saco con ventilación secundaria, en capas que contienen grisú y con una posible tendencia a la autocombustión.

En el ejemplo que se describe en este estudio, el control ambiental lo establece el sistema denominado SISCOM II que realiza, entre otras, las siguientes funciones principales, las cuales deben ser comunes a cualquier otro sistema que pueda emplearse:

a) Efectúa una estricta vigilancia de los siguientes parámetros:

- Presencia de ventilación secundaria en los frentes.
- Contenidos en grisú en los frentes y a lo largo del pozo en roca.
- Contenidos en monóxido de carbono a lo largo del

pozo en roca.

- Caudal general de ventilación primaria en el pozo.

- b) Actúa mediante una lógica de protección definida acorde con la información recibida.*
- c) Proporciona una información detallada y elaborada sobre la evolución de tales parámetros.*

Definición de los controles lógicos

- a) Presencia de ventilación secundaria en los frentes de preparación y sutiraje.*

El elemento de control es un interruptor de banderola de origen alemán homologado en España por la D.G. de Minas.

El uso de este equipo, con plena seguridad ante rotura del conducto de transmisión de señal desde el captador hasta la unidad remota, lleva implícito el dotarle de dos diodos en oposición para que detecte diferenciadamente:

- Funcionamiento correcto
- Fallo por cortocircuito
- Fallo por rotura conductor
- Falta de ventilación.

b) Presencia de funcionamiento de los ventiladores y presencia de tensión en los niveles.

Se consigue por segregación de un contacto auxiliar del contactor principal del cofre de mando de cada electroventilador y de las celdas que alimentan los niveles.

Definición de los controles analógicos

Todos los transductores analógicos M, CO, Q que se utilizan, son de medición continua, con fallo a seguro (cero vivo), disponiendo además de una indicación local, de un punto de alarma regulable con salida de relé y de una salida analógica proporcional al valor de la variable medida.

a) Contenidos en grisú

El elemento de control elegido analiza el

contenido en metano por interferometría.

Se sitúan en los frentes de preparación y sutiraje y a lo largo del pozo principal de servicio en roca, a la salida de cada contrataque de acceso a los niveles en carbón.

b) Contenidos en CO

El elemento de control elegido mide el contenido en CO por medio de la corriente electrolítica producida al reaccionar el CO con el electrolito.

Se sitúan a lo largo del pozo principal en roca y también a la salida de cada contrataque.

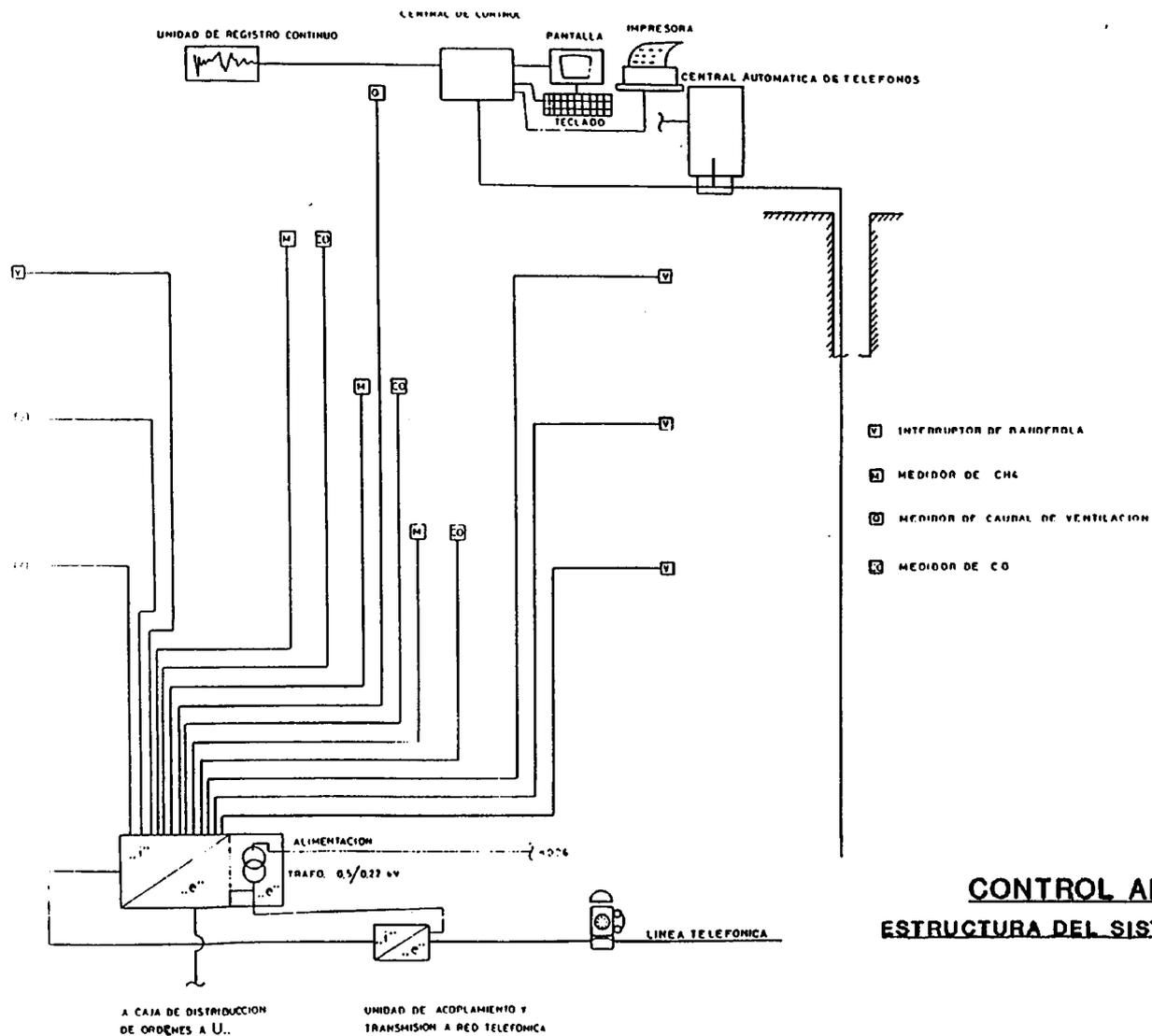
c) Caudal general de ventilación primaria en el pozo

Debe utilizarse un instrumento de medida de fácil mantenimiento y sobre el que no influya la temperatura de los gases.

Estructura del sistema de monitorización y control ambiental

En el esquema que se acompaña al epígrafe

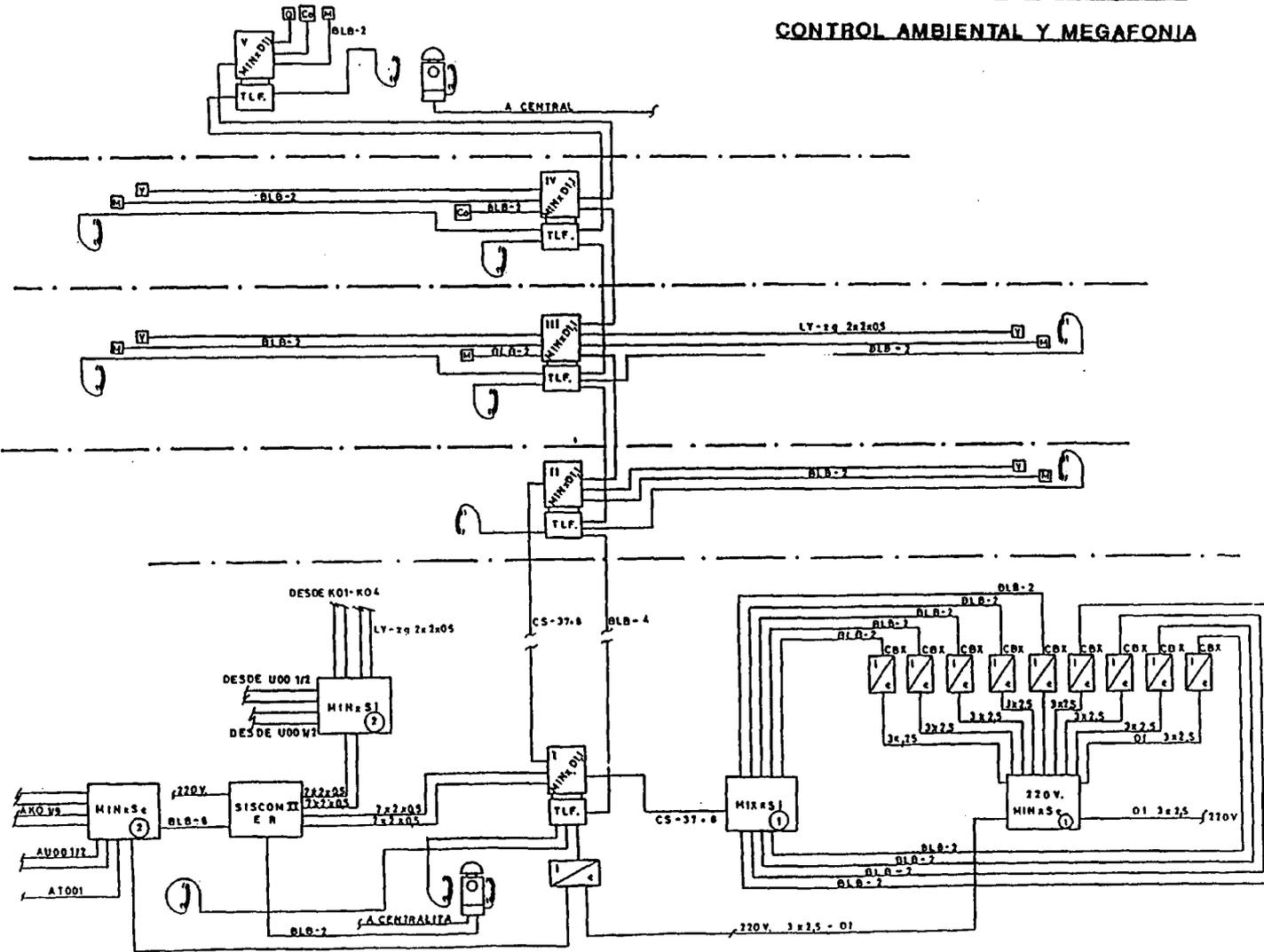
6.2.2.5 se indica la posición de los elementos de control y en los siguientes se representan, de forma simplificada, como está estructurado el sistema de control.

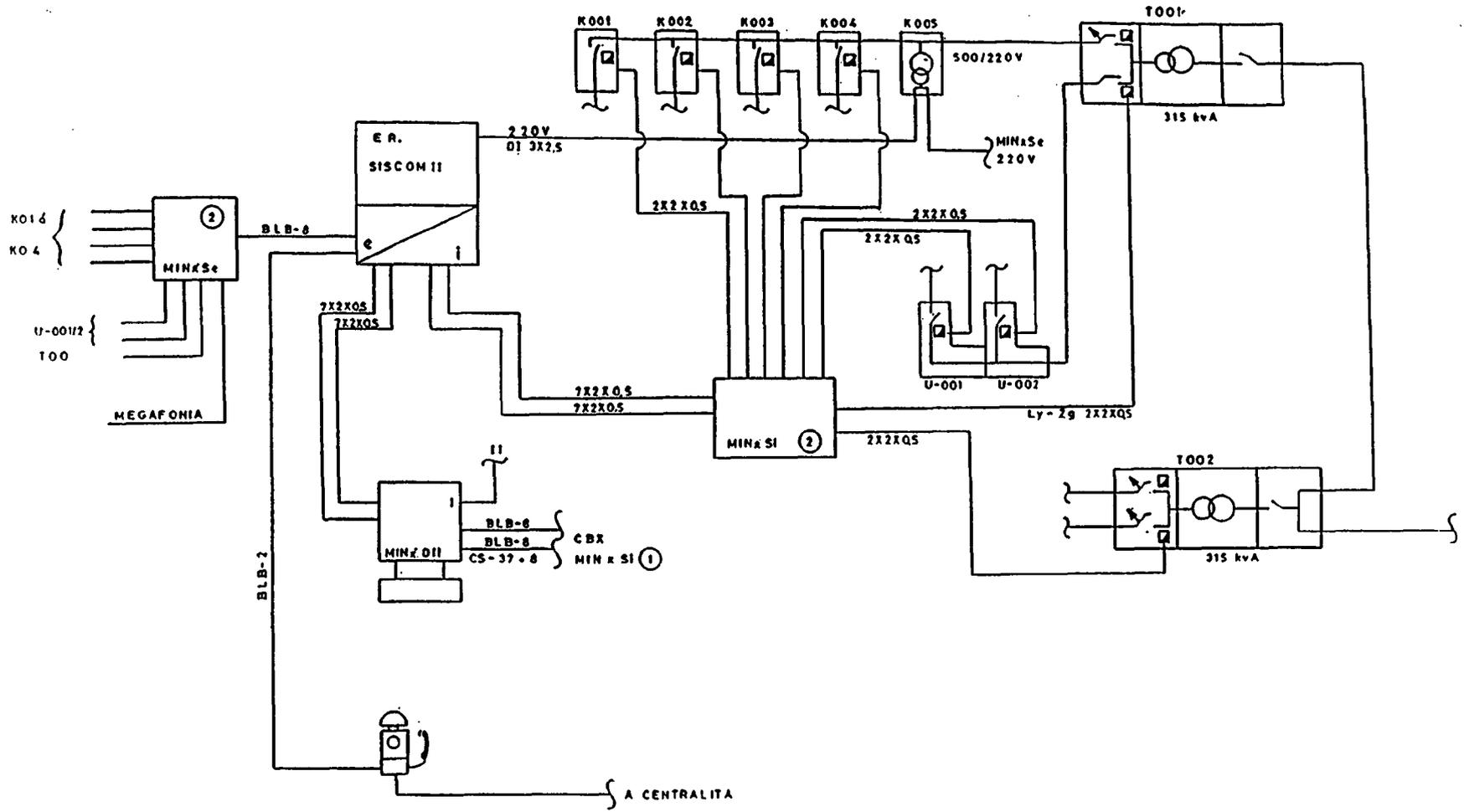


CONTROL AMBIENTAL
ESTRUCTURA DEL SISTEMA DE CONTROL

7
INC

ESQUEMA DE ALIMENTACION CONTROL AMBIENTAL Y MEGAFONIA





ESQUEMA SISCOM II
ESTACION REMOTA ALIMENTACION INFORMACION

Las entradas son:

a) Los interruptores de banderola.

b) Los contactos segregados de:

- Los transformadores (5.000/500, 315 KVA y celdas que alimentan a los niveles.

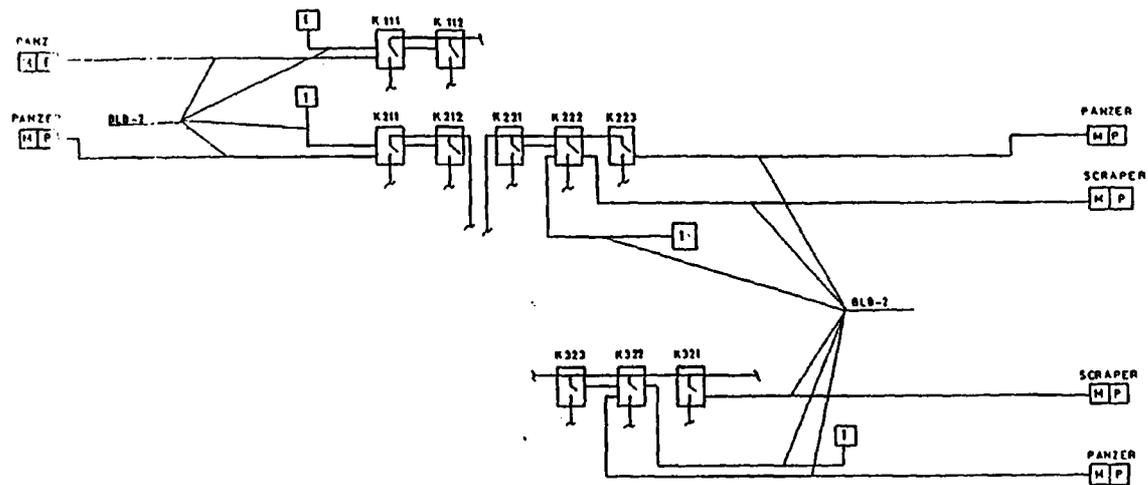
- Los cofres de mando de los electroventiladores.

El sistema está basado en un esquema de control distribuido, de manera que las decisiones y actuaciones relacionadas con la seguridad se toman a nivel de tajo, independientemente de la función de transmisión de datos al exterior y el posterior tratamiento informático de éstos. En este sentido, el sistema está dotado de dos estaciones de control: la estación remota y la estación central.

La estación situada a pie de tajo (Estación remota), efectúa la lógica de protección que se define en el punto siguiente.

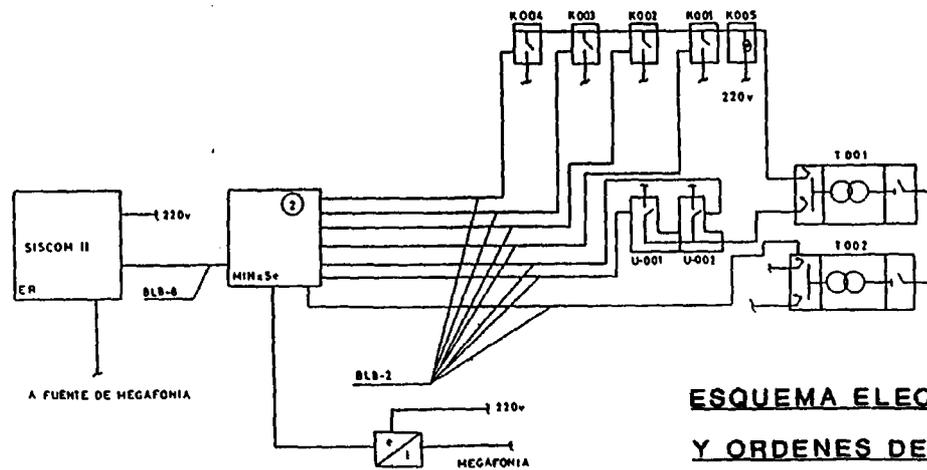
Las salidas de actuación (ver esquema que se acompaña) son los relés de gobierno de:

- *Los transformadores (5.000/500, 315 KVA y celdas que alimentan los niveles.*
- *Los cofres de mando de los electroventiladores.*
- *Los interruptores marcha-parada y parada de emergencia de los panceres y scrapers.*



M P INTERRUPTOR MARCHA-PARADA

I PARADA DE EMERGENCIA



**ESQUEMA ELECTRICO B.T. 24 V. MANDO
Y ORDENES DE ACTUACION SISCO II
EXPLOTACION POR SUBNIVELES**

Es necesario aclarar que aunque el frente de sutiraje inferior y el de preparación superior se encuentran en un mismo nivel, a efectos de actuación se considerarán independientes.

La estación situada en el exterior (Estación central), cumple las funciones de adquisición y archivo de información, además del tratamiento y presentación de ésta. Como situación excepcional se podrán arrancar a distancia los electroventiladores, si el nivel de contaminación atmosférica en la mina lo permite.

Lógica de actuación

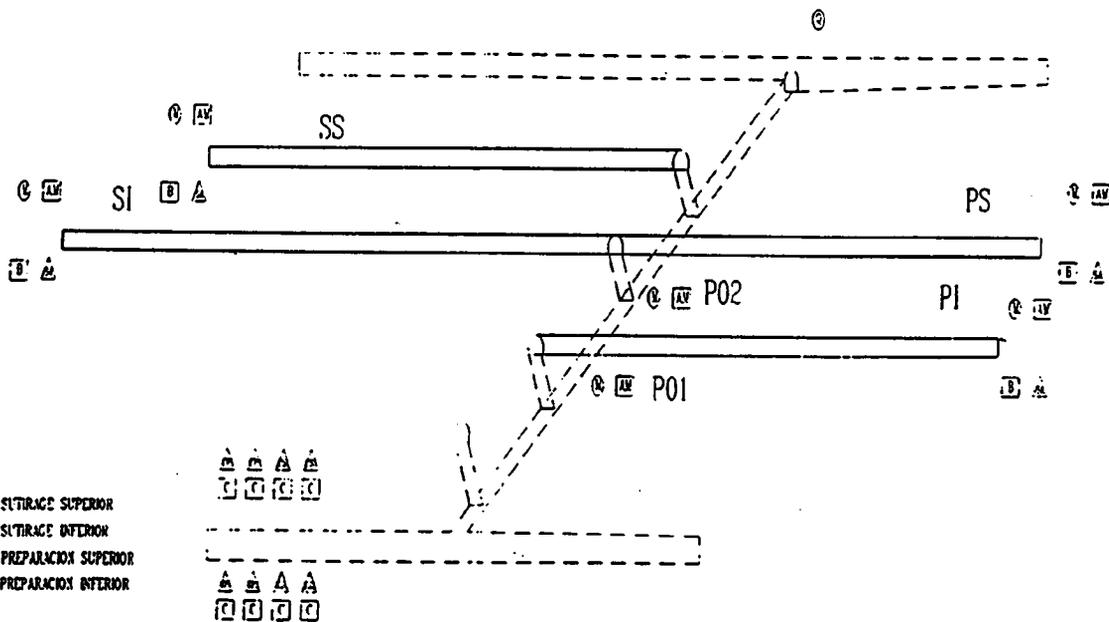
Toda la lógica de actuaciones está basada, como se indicó anteriormente, en la estación remota del sistema.

Las decisiones se toman a nivel de estación remota en función de una lógica de protección definida. Además deberá tenerse en cuenta que la situación geográfica de los captadores puede ser constante y variar las operaciones que se realizan en el nivel donde van instaladas, pasando sucesivamente por las fases de avance y sutirado, con lo que se debe de dotar al sistema de los correspondientes selectores de

actuación para que, por variación de funciones dentro de un mismo nivel, las actuaciones sean consecuentes con la función de cada momento.

Básicamente esta lógica de actuaciones se esquematiza en la figura siguiente, y se resume en los puntos que a continuación vamos a indicar:

LOGICA DE ACTUACION DEL SISCOM II



SS --- SUTIRAGE SUPERIOR
 SI --- SUTIRAGE INTERIOR
 PS --- PREPARACION SUPERIOR
 PI --- PREPARACION INTERIOR

	C	C	C	C	T	T	T	T	T
	S	S	P	P	S	S	P	P	E
	S	I	S	I	S	I	S	I	L

BSS	x								x
BSI		x							x
BPS			x						x
BPI				x					x
AMSS	x								x
AMSI		x							x
AMPS			x						x
AMPO2	x				x				x
AMPI				x					x
A00	x	x	x	x	x	x	x	x	x
AMPO1	x	x	x		x	x	x		x

El telefono (TEL) tendra capacidad de alarmas mediante oscilador en la linea si bien esta estara dividida para segregar las alarmas a los diferentes subniveles donde se produzca el incidente. En cada caso el TEL activara SOLO el terminal telefonico del subnivel en el que ocurre la actuacion.

Falta de ventilación

En caso de falta de ventilación en un frente, deberá ser causa de disparo en B.T. de la celda que alimenta a la maquinaria de ese nivel.

Exceso de grisú

En el caso de que algún grisúmetro alcance su nivel de alarma, ajustado en el mismo transductor, el sistema de control deberá disparar la celda en B.T. que alimenta a la maquinaria de ese nivel y a las celdas o cofres que alimentan a las instalaciones y máquinas situadas aguas abajo de la ventilación principal a partir del grisúmetro, es decir, a ese nivel y a los superiores, así como a la alimentación de los electroventiladores que airean a los niveles superiores, con un cierto desfase temporizado que permita, con la ayuda de una alarma acústica, el abandono de la labor por parte del personal afectado.

Exceso de CO

Si alguno de los transductores de monóxido de carbono (CO) supera el nivel de alarma ajustado o regulado en el mismo medidor situado en la estación correspondiente, en principio, no deberá tomarse actua-

ción alguna de disparo, pero si se recogerá el aviso en la ER y en la EC, previendo un tratamiento adecuado de la información.

No obstante debe de preverse un sistema de aviso acústico que sea operativo en los frentes de trabajo, para incorporar en la red telefónica que se instala en toda la explotación y fundamentalmente en los frentes de trabajo.

Rearmes

Después de cualquier disparo, la ER no permitirá la conexión de ninguno de los elementos disparados hasta que no se efectúe un rearme local.

Se preverá la posibilidad de arranque de los electroventiladores desde la estación central, para el caso de tener que diluir una atmósfera contaminada por parada de los electroventiladores con anterioridad a la entrada del personal al frente.

Flexibilidad en la actuación

La lógica de la estación remota deberá poder ser readaptada fácilmente cada vez que se acabe de despilar un nivel y se bajen los equipos de éste a un

nuevo subnivel por debajo de los demás. Esta readaptación no deberá requerir un recableado de la ER y un reconexión de los sensores de ésta.

6.2.2.8 Medidas de seguridad

Prevención de incendios

Se hace necesario preparar un plan de prevención de fuegos, sí como de detección y lucha de los mismos en el caso de que se produzcan.

Se sabe que las condiciones más favorables para la formación de un fuego son aquellas que permitan circular un volumen de aire a través de una masa de carbón enterrado con un orificio equivalente, o una depresión, de valor comprendido entre ciertos límites, siendo en este caso las zonas ya explotadas las que tienen mayor probabilidad de que esto ocurra el incendio.

Por ello la primera medida de prevención estará encaminada a evitar la circulación de aire a través de la zona hundida, para lo cual se procederá a tabicar el macizo en los contrataques que vez haya finalizado

su deshulle.

Este tabicado en roca será de máxima efectividad, al haber sido trazada la estructura del primario también en roca.

Otras medidas de prevención serían:

- a) Evitar las acumulaciones de grisú, para lo cual se han determinado los caudales y velocidades mínimos de aire necesarios.*
- b) Evitar el almacenamiento de madera y materiales combustibles en las proximidades de las cabezas motrices de los panceres y scrapers.*
- c) Emplear aceites no inflamables en los acoplamientos hidráulicos de las máquinas.*
- d) Evitar sobrecargas y cortocircuitos, disponiendo la instalación de dispositivos de control y de corte de Icc y de sobrecargas.*
- e) Conectar todos los equipos eléctricos a masa, eligiendo convenientemente la toma de tierra para media tensión en la zona donde van situados los transformadores de tajo.*

Prevención del ambiente pulvígeno

La elevada concentración pulvígena ha llevado a dos tipos de consideraciones, el posible riesgo explosivo y su importancia a efectos de neumoconiosis. Para la lucha contra el polvo en la perforación se utiliza inyección de agua. En la transferencia del todo uno desde los panceres al contrataque, desde éste al pozo primario en roca y desde este último a los vagones, si la concentración de polvo es elevada, se podría colocar pulverizadores de agua simples de cono hueco orientados convenientemente y, en la galería superior de retorno, cloruro cálcico.

El empleo de mascarillas con ventilador incorporado y pantalla sería, junto con los anteriores, un buen método para la lucha contra la neumoconiosis.

El control del ambiente pulvígeno se lleva a cabo mediante la toma de muestras con aparatos gravimétricos MRE.

6.2.3 Resultados alcanzados

Es prácticamente imposible poder dar cifras

determinantes de lo que se puede alcanzar con un método de explotación como el descrito, toda vez que los resultados a conseguir dependen, de manera sobresaliente, de las características de la capa, en cuanto a naturaleza de hastiales, dureza del carbón, potencia y regularidad.

Igualmente depende del trazado realizado, mecanización de la preparación de subniveles, sistemas de transporte y entrenamiento del personal.

No obstante, para capas como las que han sido descritas en cuanto a potencia, regularidad y calidad del carbón, cifras del orden de 400/500 tb de producción día a dos relevos y rendimientos entre 11.000 y 13.000 tb/jornal se han logrado y deben ser alcanzables de manera sostenida.