PROYECTO DE EXPLOTACION POR SUBNIVELES EN CAPAS DE CARBON MUY INCLINADAS Y POTENTES.

50319

PARTIDA	CONCEPTO	IMPORTES		APORTACION PEN	
		PARCIAL	TOTAL	%	IMPORTE PEN
3	Proyecto de detalle del ensayo	1.759.000	1.759.000	100	1.759.000
15	Formación del personal	-----	-----	100	2.300.000
16	Estudio de la estabilidad del pozo de muro	1.073.000	-----	-----	-----
17	Estudio de la estabilidad de los subniveles	1.152.000	-----	-----	-----
18	Ingeniería del ensayo	2.225.000	4.450.000	50	2.225.000
19	Informes parciales para el PEN	1.605.000	-----	-----	-----
20	Seguimiento para el PEN	1.395.000	3.000.000	100	3.000.000
22	Estudio de extensión a otras cuencas	1.200.000	1.200.000	100	1.200.000
TOTAL.....					10.484.000

Cuadro XIV Desglose de aportaciones del P.E.N.

Carbones Pedraforca, S. A.

PROYECTO DE EXPLOTACION POR SUBNIVELES EN CAPAS DE CARBON MUY INCLINADAS Y POTENTES

I N D I C E

1.- INTRODUCCION
2.- CARACTERISTICAS DEL CAMPO DE EXPLOTACION
2.1.- Geología regional.
2.2.- Geología local de la zona a explotar.
2.2.1.- Estratigrafía.
2.2.2.- Tectónica.
2.3.- Panel del ensayo.
2.4.- Características geotécnicas de los hastiales.
3.- METODO DE EXPLOTACION
3.1.- Características del método.
3.2.- Preparación del módulo inicial.
3.3.- Arranque.
4.- INFRAESTRUCTURA NECESARIA
4.1.- Labores en roca.
4.1.1.- Secciones a utilizar
4.1.2.- Sostenimiento.
4.1.2.1.- Zonificación de los terrenos.
4.1.2.2.- Sostenimientos tipo.
4.2.- Subniveles de explotación.
4.2.1.- Sección.
4.2.2.- Longitud.
4.2.3.- Sostenimiento.
5.- SERVICIOS
5.1.- Transporte.
5.1.1.- Circuito de carbón.
5.1.1.1.- Cálculo de los transportadores de subniveles.
5.1.1.2.- Cálculo del transportador colector.

5.1.1.3.- Transportador de alimentación a la cinta.
5.1.1.4.- Cinta transportadora.
5.1.2.- Transporte de estériles
5.1.3.- Transporte de materiales
5.2.- Ventilación.
5.2.1.- Caudal de aire necesario.
5.2.2.- Resistencia del circuito.
5.2.3.- Características del ventilador.
5.2.4.- Prevención de la autocombustión.
5.3.- Electrificación.
5.3.1.- Necesidades de potencia.
5.3.2.- Distribución en baja tensión.
5.3.2.1.- Celdas de distribución.
5.3.2.2.- Ventiladores.
5.3.2.3.- Monocarril.
5.3.2.4.- Transportadores.
5.3.2.5.- Circuitos de mando y protección.
5.3.3.- Material empleado.
5.3.3.1.- Motores.
5.3.3.2.- Cofres de tajo.
5.3.3.3.- Celdas de distribución de baja tensión.
5.3.3.4.- Transformador.
5.3.4.- Cálculo de los cables
5.3.4.1.- Tipos de cables.
5.3.4.2.- Intensidades máximas permanentes.
5.3.4.3.- Caidas de tensión.
5.3.5.- Protecciones
5.3.5.1.- Sobrecargas.
5.3.5.2.- Cortocircuitos.
5.3.5.3.- Contactos indirectos.
5.3.6.- Cálculos de cortocircuitos.
5.3.6.1.- Potencias e intensidades de cortocircuito.
5.3.6.2.- Comprobación de la capacidad de ruptura contra cortocircuitos.

5.3.6.3.- Comprobación de la capacidad de la aparamenta contra cortocircuitos.

6.- ESTUDIO ECONOMICO

6.1.- Organización del personal.

6.1.1.- Subniveles en preparación.

6.1.2.- Subniveles en arranque.

6.1.3.- Labores en roca.

6.1.3.1.- Pozo de muro

6.1.3.2.- Recortes

6.1.4.- Servicios

6.2.- Producción

6.3.- Rendimientos

6.3.1.- Rendimiento de arranque.

6.3.2.- Rendimiento de panel.

6.3.3.- Rendimiento total de interior.

7.- METODODOGIA DE CONTROL DEL ENSAYO

7.1.- Formación del personal.

7.2.- Altura de carbón entre subniveles.

7.3.- Longitud y sostenimiento de los subniveles.

7.4.- Posición y sostenimiento del pozo de muro.

7.5.- Extensión de los resultados.

8.- PRESUPUESTO

9.- PLANIFICACION DE ACTIVIDADES

PROYECTO DE EXPLOTACION POR SUBNIVELES EN CAPAS DE CARBON MUY INCLINADAS Y POTENTES.

1.- INTRODUCCION

El Comité de Supervisión para los proyectos de investigación de recursos energéticos, con cargo a los Presupuestos Generales del Estado para el P.E.N. decidió apoyar el anteproyecto de "APLICACION DE UN METODO DE EXPLOTACION POR SUBNIVELES EN CAPAS DE CARBON MUY INCLINADAS Y POTENTES".

De acuerdo con esta decisión CARBONES DE PEDRAFORCA S.A. se pueso en contacto con el Grupo Asesor PEN I+D Carbón y, de acuerdo con las directrices recibidas, ha elaborado el presente proyecto para poner en marcha el citado ensayo.

La explotación de capas potentes presenta importantes problemas cuando se realiza por el método tradicional de testeros y relleno. Aún cuando las condiciones geotécnicas de los hastiales sean buenas, es preciso disponer de un personal de muy alta cualificación y, a pesar de ello, con la entibación de madera resultan muy dificil de controlar los derrabes del frente cuando el carbón es propenso a ellos. Esta situación se agrava notablemente cuando los hastiales resultan poco competentes, lo cual aumenta la peligrosidad del laboreo de estas capas.

En general puede admitirse que a partir de una potencia de unos 2,5 m la explotación de las capas inclinadas por el método tradicional de testeros puede plantear importantes problemas.

El método de explotación que se quiere ensayar en CARBONES PEDRFORCA S.A. pretende realizar un laboreo denso de soutirage, tipico de capas horizontales, aplicado a una capa

inclinada. Para hacer operativo el método se recurre a dividir la capa a explotar en macizos por medio de los correspondientes subniveles.

CARBONES PEDRAFORCA S.A. estima que la puesta a punto de este método de explotación, además de redundar en beneficio propio, supondrá un progreso importante para la explotación de capas potentes y muy inclinadas en otras cuencas carboníferas españolas.

Consecuentemente con todo lo anterior, en el presente proyecto se contemplan los aspectos técnicos necesarios para su puesta en marcha, su seguimiento y control así como el análisis de los resultados que se espera alcanzar en marcha de régimen.

2.- CARACTERISTICAS DEL CAMPO DE EXPLOTACION

El ensayo de explotación por subniveles en capas verticales de carbón, objeto de este proyecto, se realizará en la mina que CARBONES PEDRAFORCA S.A. posee en el municipio de Saldes (Barcelona); concretamente en el paquete de capas situado al Norte del yacimiento. En lo que sigue se exponen los datos más relevantes sobre las características geológicas y geotécnicas de los terrenos que pueden condicionar la marcha del ensayo en el campo de explotación fijado.

2.1.- Geología regional.

El macizo del Pedraforca está formado por una unidad compleja de materiales calcáreos mesozoicos situada sobre materiales detríticos cretacicos y paleogenos, integrado en un plano de cabalgamiento ligeramente inclinado hacia el Sur. Los materiales de la unidad autóctona se encuentran cortados por la unidad alóctona y presentan un buzamiento subvertical hacia el Sur.

La zona de explotación está situada sobre el flanco N de un sinclinal alargado, según el eje E-O, formado por material de la unidad autóctona y está afectada por la zona frontal del cabalgamiento, según indica el giro de la secuencia estratigráfica, las fracturas inversas que afectan a las capas de carbón y la esquistosidad de fractura que afecta a todos los materiales.

En el plano G-0410-1 se muestra la estructura geológica general de la zona de Saldes y sus alrededores.

2.2.- Geología local de la zona a explotar

En los aparatos siguientes se exponen con detalle las características geológicas más sobresalientes de la zona en que se encuentran las explotaciones actuales.

2.2.1.- Estratigrafía.

Una descripción detallada de la estratigrafía comprende, de muro a techo geológico lo siguiente :

* Margas de la formación "Perles"

Consta de una serie formada por alteraciones de margas nodulosas duras y margas blandas de color azul-gris, aunque por meteorización presentan un color amarronado o pajizo. En algunos tramos los aportes se hacen de grano grueso abundando capas finas de areniscas, así como calcita fibrosa y paquetes más arcillosos de los que es un ejemplo claro la zona del Coll de Jon.

En algunos tramos, sobre todo en el de margas nodulosas se observan nódulos y concreciones ferruginosas así como algún nivel de hierro limonitizado.

MATERIALES POST-TECTONICOS (NEOGENO Y CUATERNARIO)

- ESCOMBRERAS ANTROPICAS
- DEPOSITOS ALUVIALES
- PIE DE MONTE ACTUAL
- PIE DE MONTE ANTIGÜO
- CONGLOMERADOS DEL COLLELL
- CONGLOMERADOS DE LA TORRE ROJA

MATERIALES ALOCTONOS (MESOZOICO)

- CALIZAS Y ARENISCAS (CAMPANIA)
- Fm CALIZAS DE STA. FE
- Fm MARGAS DE LLUCA
- Fm CALIZAS DE PRACA
- D_2, D_1, T_3, T_2, T_1 Fm BONANSA
- KEUPER

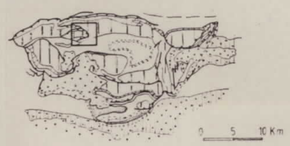
MATERIALES AUTOCTONOS (CRETACICO SUPERIOR - EOCENO)

- Fm CONGLOMERADOS DEL COLL DE LA TRAPA
- Fm MARGAS DE SALDES
- Lignito: nivel "la General" "Ciments"
- Fm PERLES (1300 potencia visible)
- Nivel de calizas nodulosas

SIGNOS CONVENCIONALES

- ZONA DE EXPLOTACION
- NIVEL DE LIGNITO
- LINEA DE CAPA
- CONTACTO NORMAL
- CONTACTO DISCORDANTE
- FALLA, FRACTURA
- PLANO DE CABALGAMIENTO
- FRACTURAS
- DIRECCION Y BUZAMIENTO NORMAL
- DIRECCION Y BUZAMIENTO INVERTIDOS

MAPA DE SITUACION (Esquema según M. Seguret)



- OLIGOCENO
- EOCENO SUPERIOR
- EOCENO INFERIOR
- GARUMNIENSE
- CRETACICO SUPERIOR
- CRETACICO INFERIOR
- JURASICO
- TRIASICO

CARBONES PEDRAFORCA, S. A.	EL INGENIERO DE MINAS
SITUACION GEOLOGICA GENERAL	
REVISION	
FECHA 12 DIC. 1984	PLANO Nº G-8410-1
ESCALA	

La potencia de esta formación es muy variable en corto espacio de terreno, con valores que oscilan de los 30 a los 400m.

* Cementos.

Bajo este nombre se ha englobado a una capa caliza que constituye los cementos propiamente dichos y a una de areniscas situada debajo de ésta y que aparece en algunas zonas.

- Areniscas - Tienen el grano grueso y la matriz calcárea, de aspecto masivo y olor fétido al picarlas, siendo su color más oscuro y bastante duras.

  Su potencia media es de 2 m. disminuyendo gradualmente en dirección Este.

- Cementos - Es un paquete calizo en el que se pueden distinguir de abajo a arriba :

  a) Calizas micriticas casi litográficas muy fracturadas ortogonalmente, de color claro. La potencia de este paquete suele ser de 2-3 m.

  b) Transicionalmente se pasa a tener calizas sin fracturas, más duras que las anteriores y de grano algo más grueso. En la parte superior de esta capa empiezan a intercalarse capas carbonosas de 10 a 20 cms. La potencia de este nivel es de 10-15 m.

* Margas de Saldes

Es una serie alternante de margas, margocalizas y calizas margosas de tonos grises y azulados con patina ocre principalmente. En general se ve una alternancia de capas duras calizo-margosas o algo areniscosas, tabulares, con la superficie

superior cuarteada y de una potencia de 30-70 cms.; y capas de margas blandas de 1 a 3 m. de potencia media. En esta serie se encuentran la totalidad de las capas de carbón explotables y la mayoría de los niveles de carbón.

A techo de esta serie sigue un paquete monótono de aproximadamente 210 m. de potencia con margas blandas alternando con capas duras de caliza y margocalizas.

2.2.2.- Tectónicas

De las grandes fallas existentes, solo la falla de desgarre situada al W de Can Ninot (Falla 1 en planos) atraviesa la concesión en sentido N-S. se trata de una falla sinestral con un salto de 50 m. Su buzamiento según los datos obtenidos en el interior de mina es hacia el W con una inclinación de 35º. Las demás fallas observadas tienen desplazamientos inferiores al metro.

No obstante se ha encontrado con las últimas labores en preparación una nueva falla (Falla 2 en planos) en la zona oeste de la concesión que presenta una sucesión de pequeños saltos y una laminación de las capas que afecta a 150 m. de corrida. Después de esta anomalía las capas cambian de dirección girando hacia el Sur hasta coger la misma traza que tenían en las antiguas labores de la mina Aspá.

La mina se encuentra situada en el borde Norte de un gran sinclinal orientado Este-Oeste. Esta parte del borde Norte está afectada por el empuje de la formación alóctona del llamado manto del Pedraforca que, por tratarse de un empuje tangencial originado por un arrastre superficial de dirección Norte-Sur afectó los bordes de la gran cubeta pero no sus depósitos más profundos.

Como consecuencia de este accidente tectónico las capas en sus actuales afloramientos aparecen volcadas y buzan al Norte. En profundidad, el buzamiento vuelve hacia el Sur y la inclinación va disminuyendo.

2.3.- Panel del ensayo

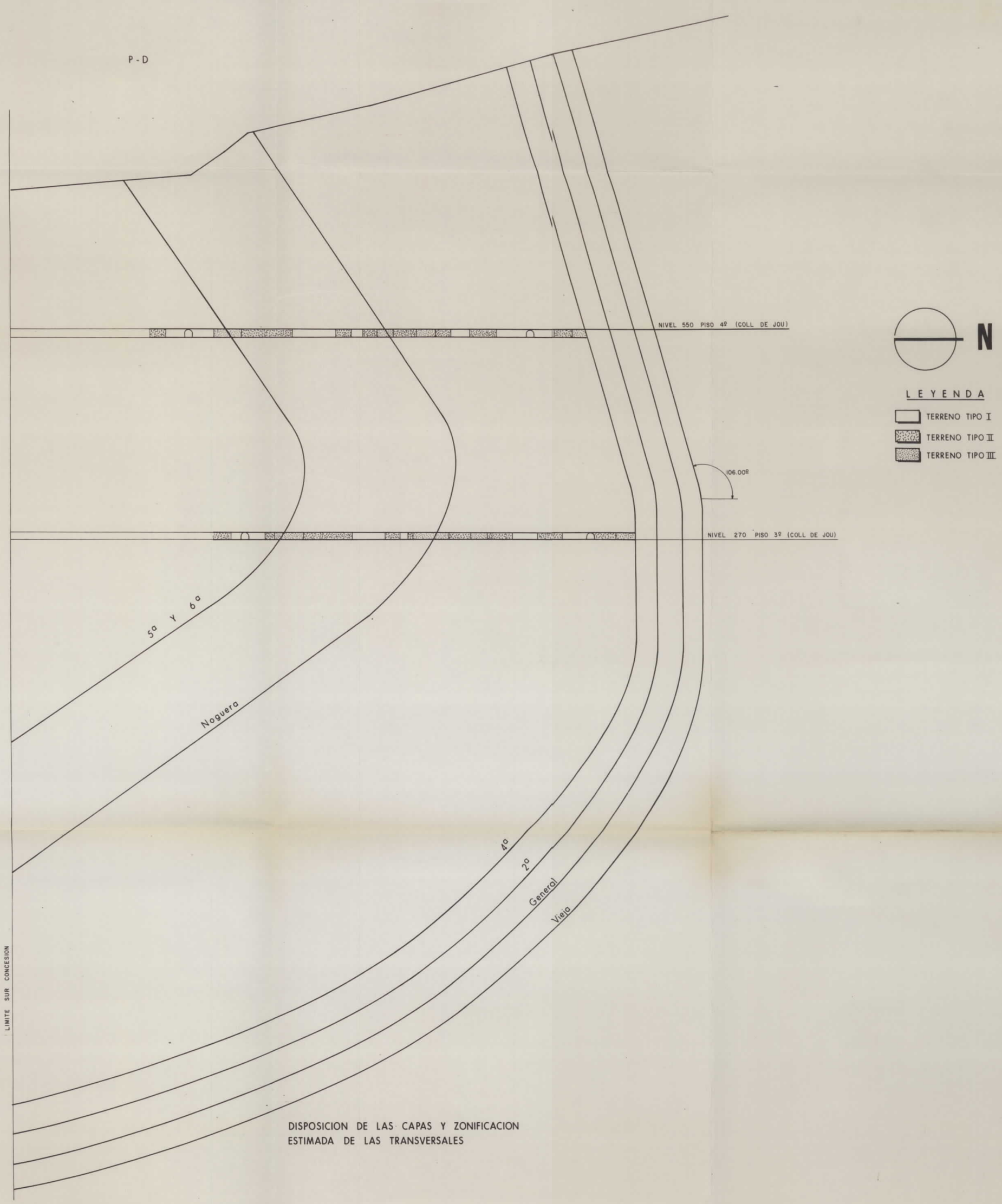
El panel objeto del ensayo se sitúa en el denominado paquete Norte que comprende, de techo a muro geológico las siguientes capas : CUARTAS, SEGUNDAS, GENERALES y VIEJAS. Dado que en labores antiguas de la mina se han cortado las capas en posición vertical a una cota 86 m. por debajo del piso 4º, se está trazando en la actualidad un socavón (piso 3º) a esta cota con el fin de realizar la explotación en paneles que mantengan el mismo buzamiento, requisito que exige el método.

En el plano G-8410-2 se presenta un corte transversal del yacimiento en el que se aprecía claramente que las capas del paquete Norte presentan un buzamiento de unos 70º a la altura del piso 4º, mientras que en el piso 3º son prácticamente verticales.

El ensayo de este método de explotación se realizará enel paquete Norte, entre los pisos 3º y 4º. En el plano G-8410-3 se muestra un corte vertical de las labores realizadas en el que se sitúa adecuadamente el lugar de ensayo. A su vez en el plano G-8410-4 se muestra la ubicación en planta de la zona objeto de este estudio.

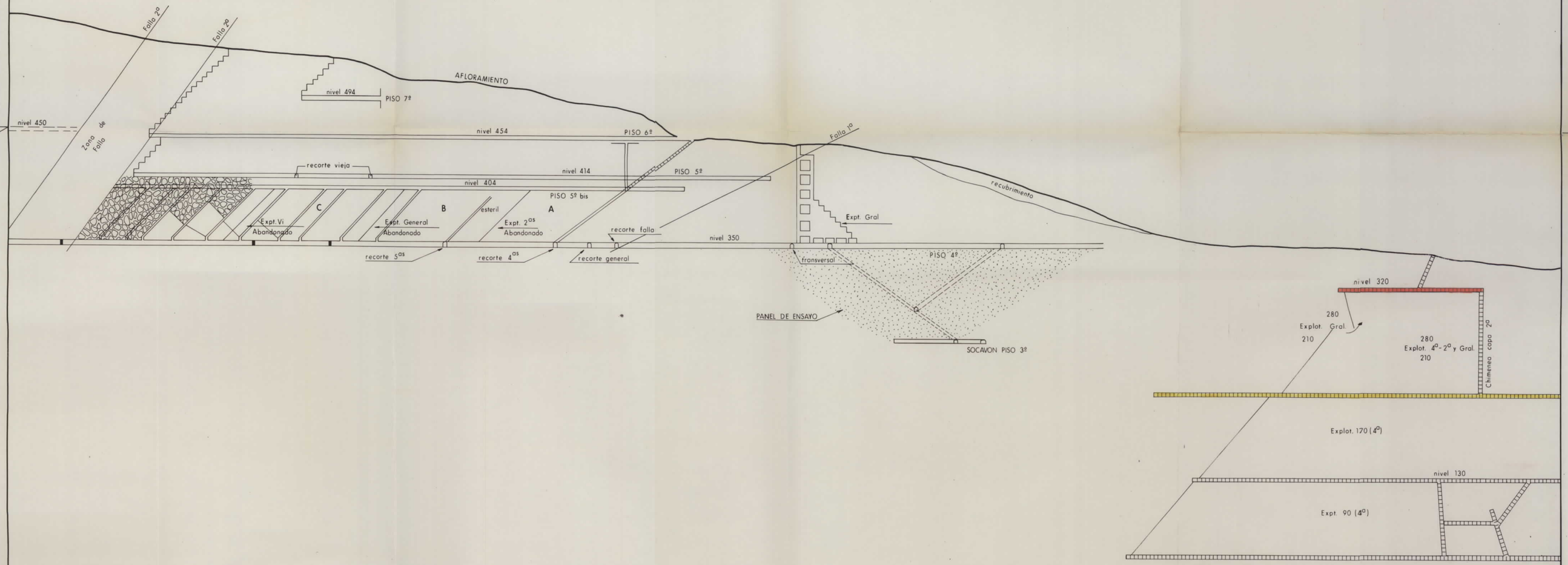
Las características de las capas a explotar son variables, según el piso y la posición en que se analicen a lo largo de la corrida.

A partir de datos tomados en la mina en distintas labores y la experiencia de que se dispone en el estado actual se pueden estimar los valores para las potencias de las distintas capas que se expresan en el cuadro I.

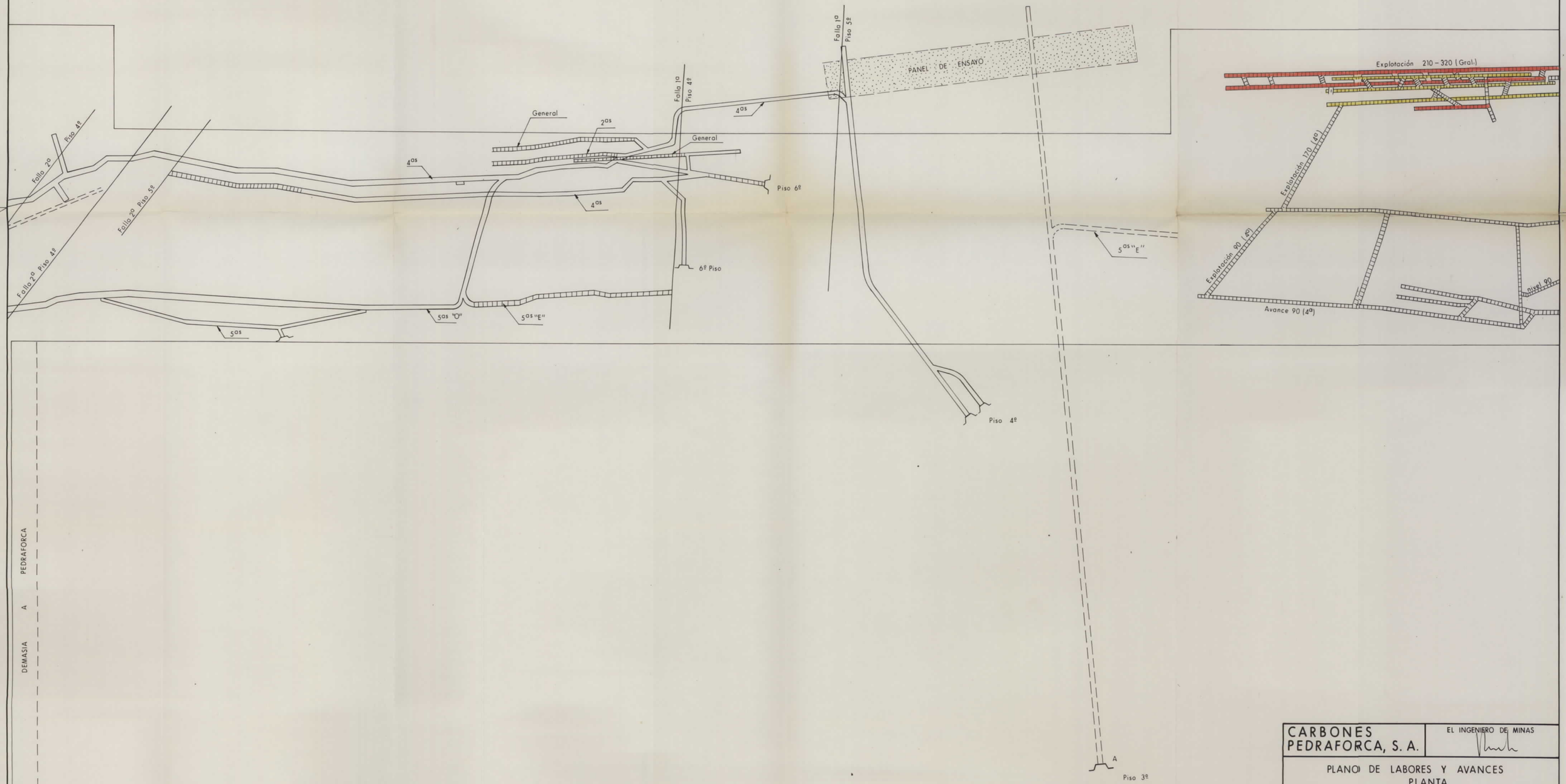


DISPOSICION DE LAS CAPAS Y ZONIFICACION
ESTIMADA DE LAS TRANSVERSALES

CARBONES PEDRAFORCA, S. A.	EL INGENIERO DE MINAS
ZONIFICACION ESTIMADA EN TRANSVERSALES	
REVISION	
FECHA	12 DIC. 1984
ESCALA	1: 100
PLANO Nº G-8410-2	



CARBONES PEDRAFORCA, S. A.		EL INGENIERO DE MINAS
PLANO DE LABORES Y AVANCES (ALZADO) – Paquete NORTE –		
REVISION		PLANO Nº G-8410-3
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA	1: 2.000	



CARBONES PEDRAFORCA, S. A.		EL INGENIERO DE MINAS
PLANO DE LABORES Y AVANCES PLANTA		
REVISION		PLANO Nº G-8410-4
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA	1: 2.000	

DENOMINACION DE LAS CAPAS	RANGO DE VARIACION DE POTENCIAS (m)	POTENCIA MEDIA ESPERADA (m)
CUARTAS	4,20 - 7,20	5,00
SEGUNDAS	1,80 - 2,50	2,00
GENERAL	1,30 - 1,90	1,50
VIEJA	0,70 - 2,20	1,20

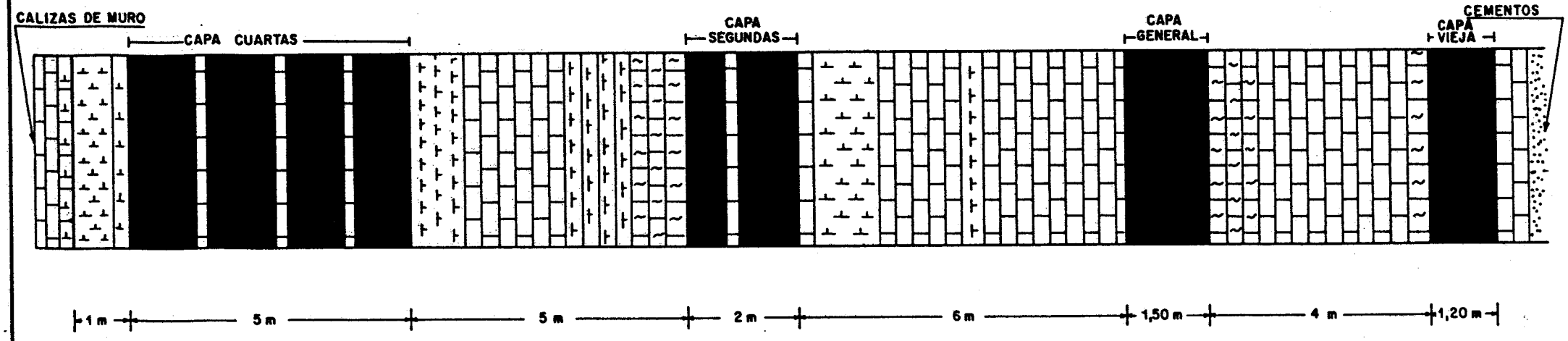
Cuadro I Potencias de las distintas capas del paquete Norte.

En cuanto a los distintos litotipos que comprenden los astiales de las capas y la separación entre las mismas también se puede decir que son variables, si bien en el Plano G-8410-5 se presenta a escala el corte estratigráfico más probable en las proximidades del paquete Norte.

A la vista del mismo se pueden destacar los siguientes datos :

- Los hastiales están constituídos generalmente por calizas margosas, calizas y margas, si bien en las proximidades de las capas (con intercalaciones calizas) estos litotipos tienen un acusado carácter carbonoso.

- A techo del paquete, que por la inversión del buzamiento debido al Pedraforca, constituye el muro geológico se sitúan los "cementos", materiales calizas muy duras y resistentes, descritos en el apartado 2.2. y que según la experiencia que se tiene hasta el momento apenas se ven



CALIZA

CALIZA CARBONOSA CON VETAS DE CUARZO

CALIZA MARGOSA, MARGO-CALIZAS

MARGAS

CARBON

CORTE ESTRATIGRAFICO DEL PAQUETE NORTE DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

G-8410-5

afectados por los hundimientos en las explotaciones. Constituirán, por tanto el límite de la zona afectada por las explotaciones.

- A muro del paquete (techo geológico) y presumiblemente a unos 8 m. se puede situar un banco calizo de apreciables características resistentes, por el que en principio puede situarse la infraestructura del panel. Con las oportunas medidas de control se optimizará esta distancia.

2.4.- Características geotécnicas de los hastiales

En las galerías de las explotaciones que se están desarrollando entre los pisos 4º y 5º se ha realizado una completa caracterización de los terrenos y se han tomado muestras de los litotipos más representativos para determinar sus características resistentes.

De las observaciones realizadas pueden obtenerse las siguientes conclusiones :

- Capas CUARTAS : A muro de la capa se pueden observar margas tanto más carbonosas cuanto más proximas están de la capa. Este banco de margas puede estimarse de una potencia de 2,5 m. Más hacia el muro se encuentra un banco bastante potente de calizas, por las cuales se pretenden realizar las labores de infraestructura. Inmediatamente al muro de la capa existe un nivel de caliza carbonosa, de unos 90 cm de potencia, que en la actualidad se arranca con el carbón.

  A techo de la capa (muro geológico) se presentan unas margas grises blandas y con tendencia a romper según escamas . Estas margas constituyen obviamente el muro de capas SEGUNDAS.

- Capas SEGUNDAS : El muro está descrito anteriormente y el techo está constituído por margas y calizas, que se hacen carbonosas al aproximarse a capas GENERALES .

- Capas GENERALES : El muro está constituído por margocalizas algo carbonosos y el techo por calizas carbonosas y calizas.

- Capa VIEJA : El muro está constituído por calizas y calizas carbonosas (techo de las GENERALES) y el techo es un banco calizo con 2 carboneros de potencia variable. Mas al muro aparece un nivel muy clásico denominado "CEMENTOS".

En general los hastiales de las capas del paquete norte presentan una fracturación apreciable, con una densidad de fracturas comprendida entre 2 y 4 facturas/m^2. Sin embargo las fracturas presentes están cerradas y, en general, el macizo rocoso puede calificarse como de buena calidad presentando muy pocos problemas de estabilidad en las galerías actuales; pero facilitando notablemente el hundimiento en las explotaciones.

En cuanto al comportamiento mecánico de las rocas que constituyen los hastiales de las capas se puede decir que uno de los parámetros resistentes más utilizados es la resistencia a compresión simple de las rocas. Tiene la ventaja de que es muy sencillo de determinar en laboratorio o bien "in situ", indirectamente, con ayuda de la prensa Franklin que da una precisión aceptable.

En el mes de Marzo de 1984, GEOCONTROL S.A. realizó un estudio con vistas a diseñar el sostenimiento de las galerías de infraestructura de CARBONES PEDRAFORCA, S.A. En la primera fase de dicho estudio se realizó una completa caracterización geomecánica de los terrenos, zonificándolos y calculando sus características resistentes realizando una gran cantidad de ensayos con la prensa Franklin.

En el ensayo Franklin se somete a la muestra de roca a un proceso de carga progresiva entre dos piezas de acero de forma cónica que están perfectamente alineadas. La rotura debe producirse por tracción en un plano diametral que contenga los dos punzones que cargan la muestra. La gran ventaja de este método es que permite realizar ensayos sobre cualquier tipo de muestra, sin que necesariamente tenga que ser cilíndrica, y además el ensayo puede realizarse "in situ", La Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas ha normalizado este ensayo aceptándolo como válido para determinar la resistencia a compresión de la roca intacta.

Si P es la fuerza ejercida sobre la muestra en el momento de la rotura y D la distancia original entre dos punzones se define el Indice de Carga Puntual o Indice Franklin por la expresión :

$$I_F = \frac{P}{D^2} \qquad (1)$$

y si el ensayo se realiza con una muestra en la que D = 50 mm. se cumple que :

$$\sigma_c \ (\text{Mpa}) = 24 . I_F \qquad (2)$$

Para evitar la limitación que supone el empleo de muestras de 50 mm. de diámetro BROOK (1.977) propone estimar la resistencia a compresión simple mediante la expresión :

$$\sigma_c \ (\text{MPa}) = 12,5 . T_{500} \qquad (3)$$

en la que T_{500} es el índice de carga en un ensayo Franklin realizado con una muestra de 500 mm^2 de sección transversal que puede ser estimado mediante la expresión :

$$T_{500}^{*} = 211,5 \frac{P}{A^{0,75}} \qquad (4)$$

Donde P es la fuerza aplicada en la rotura y A la superficie de la muestra afectada por la rotura.

El resumen de los resultados obtenidos para los distintos litotipos que constituyen los hastiales del paquete Norte se presenta en el cuadro II :

LITOTIPO	RANGO DE VARIACION DE LA R.C.S. (MPa)	VALOR MEDIDO DE LA R.C.S. (MPa)	LOCALIZACION
CALIZAS	69,71-115,51	87,77	TECHO DEL PAQUETE (Muro geologico)
ARENISCAS	> 100	>100	
CALIZAS	50,91-77,76	64,88	MURO DEL PAQUETE (Techo geológico)
CALIZAS MARGOSAS	41,55-74,67	59,02	Presencia variable en todo el paquete
MARGOCALIZAS	25,87-44,69	33,95	Constituyen los hastiales de las capas.
CALIZAS CARBONOSAS	Muy variable, dependiendo de fracturación y del ensayo. Se puede dar una medida de 40		En proximidades a las capas.

Cuadro II Resistencia de los litotipos en CARBONES PEDRAFORCA S.A.

los valores recogidos en el Cuadro II se obtuvieron a partir de la realización de 87 ensayos de rotura bajo carga puntual. Por otro lado, dado que los coeficientes de variación de las muestras correspondientes a los distintos litotipos eran todos inferiores al 20%, se considera que los ensayos realizados son muy representativos.

En general dado que la profundidad a que se situaron las explotaciones es del orden de 220 m, las tensiones inducidas en los terrenos por las explotaciones serán bastante inferiores a los valores de resistencia de las rocas razón por la que no deben plantearse importantes problemas de sostenimiento si su diseño y metodología de colocación son correctas.

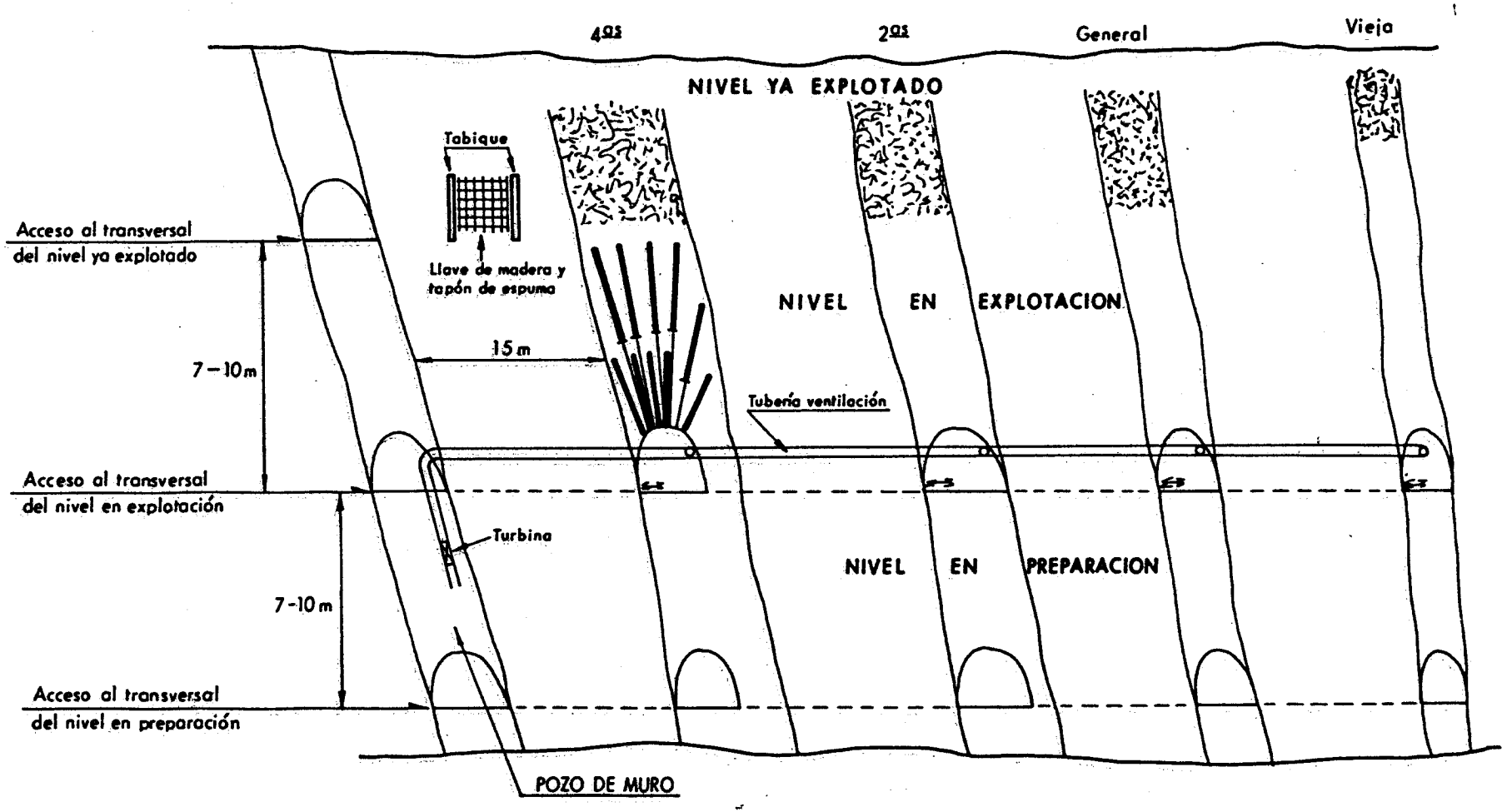
3.- METODO DE EXPLOTACION

En los apartados siguientes se exponen detalladamente todos los aspectos del ensayo a realizar relacionados con el método de explotación, sistemas de arranque y montaje de la explotación.

3.1.- Caracterización del método

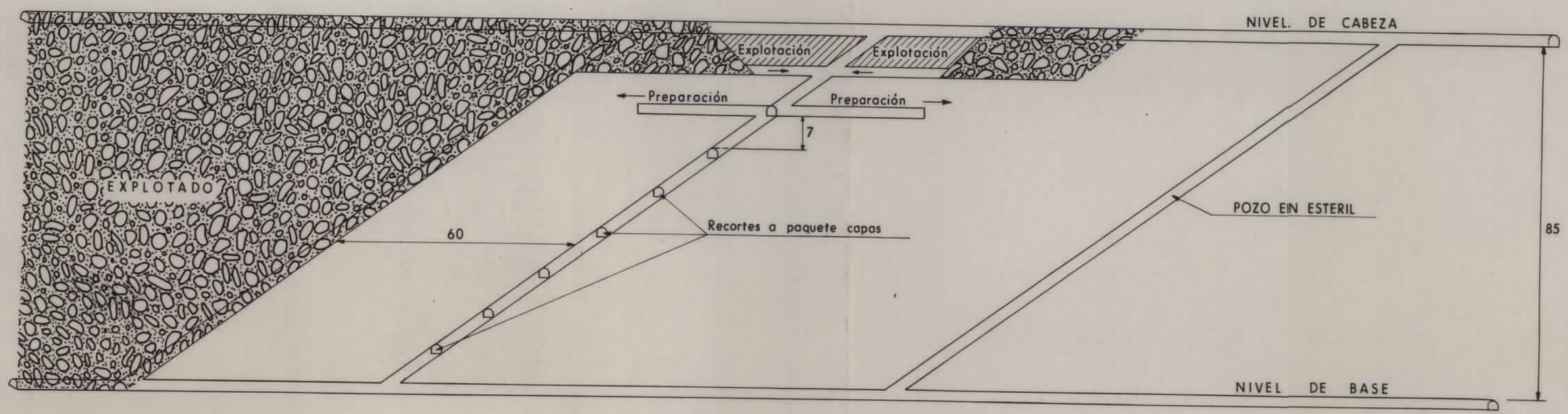
La esencia del método de explotación propuesto consiste en aplicar un laboreo de capas horizontales a un yacimiento vertical. Para ello el macizo a explotar se divide en franjas de unos 7 a 10 m de alto mediante subniveles trazados en las capas a explotar tal como se ilustra en el plano G-8410-6. Cada franja de las capas individulaizada por los subniveles se arranca, en una etapa inicial por el propio avance de los subniveles, aunque al arranque propiamente dicho se realiza por "soutirage" del carbón situado en cada macizo recurriendo al empleo de explosivos.

En el plano G-8410-7 se muestra un corte vertical del panel objeto del ensayo en el que, además de la posición de los subniveles, se muestra la infraestructura en roca que es necesario realizar : pozo en roca al muro de las capas, niveles de cabeza y



Esquema de explotación por subniveles

G–8410–6



CARBONES PEDRAFORCA, S. A.		EL INGENIERO DE MINAS
EXPLOTACION POR SUBNIVELES ALZADO		
REVISION		PLANO Nº G-8410-7
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA	1: 100	

pie y recortes al paquete de capas que son necesarios para asegurar la evacuación del carbón arrancado y el transporte de materiales.

Una característica importante del método propuesto consiste en la facilidad para estanqueizar las zonas ya explotadas lo cual se puede conseguir por medio de cierres en los transversales en roca que se tracen en cada nivel de explotación. Esto en el caso de Carbones Pedraforca es muy interesante ya que es sobradamente conocida la propensión al incendio de los carbones explotados en esta zona, lo cual exige minimizar absolutamente las fugas de ventilación a través de los minados.

En principio la explotación se desarrollará sobre un "módulo" que estará definido por los dos niveles en roca, de cabeza y pie, con una altura de unos 85 m. y una anchura de 120 m correspondientes a sendos subniveles de 60 m de longitud que se trazarán a partir del pozo en roca situado a muro de las capas.

La potencia media de las cuatro capas a explotar, de acuerdo con los datos contenidos en el Cuadro I, totalizan 9,7 m de carbón. De acuerdo con esto un módulo de explotación encierra unas reservas de carbón de

$$85 \text{ m} \times 60 \text{ m} \times 2 \times 9{,}7 \text{ m} \times 1{,}6 \text{ t/m}^3 = \underline{158.304 \text{ t}}$$

3.2.- Preparación del módulo inicial

El montaje del método de explotación en una nueva zona debe realizarse siguiendo un orden adecuado para que al producirse el hundimiento del carbón no se cree una zona inaccesible donde donde irremediablemente se produzca una perdida importante de reservas.

Para evitar esto es preciso realizar, en el módulo inicial, la explotación de una zona trapezoidal como la indicada en el plano G-8410-8 que permita la progresión de los futuros módulos de arranque avanzando en sentidos opuestos.

De acuerdo con esto en el área que inicialmente debe ser explotada hay que realizar una mayor preparación en roca que consiste, de acuerdo con lo reflejado en el plano G-8410-8, en dos pozos en roca a partir de los cuales se han definido 27 macizos de explotación con una longitud media de 60 m. Estos macizos deben ser explotados en el orden indicado en el plano G-8410-8 con objeto de asegurar una correcta marcha de las explotaciones.

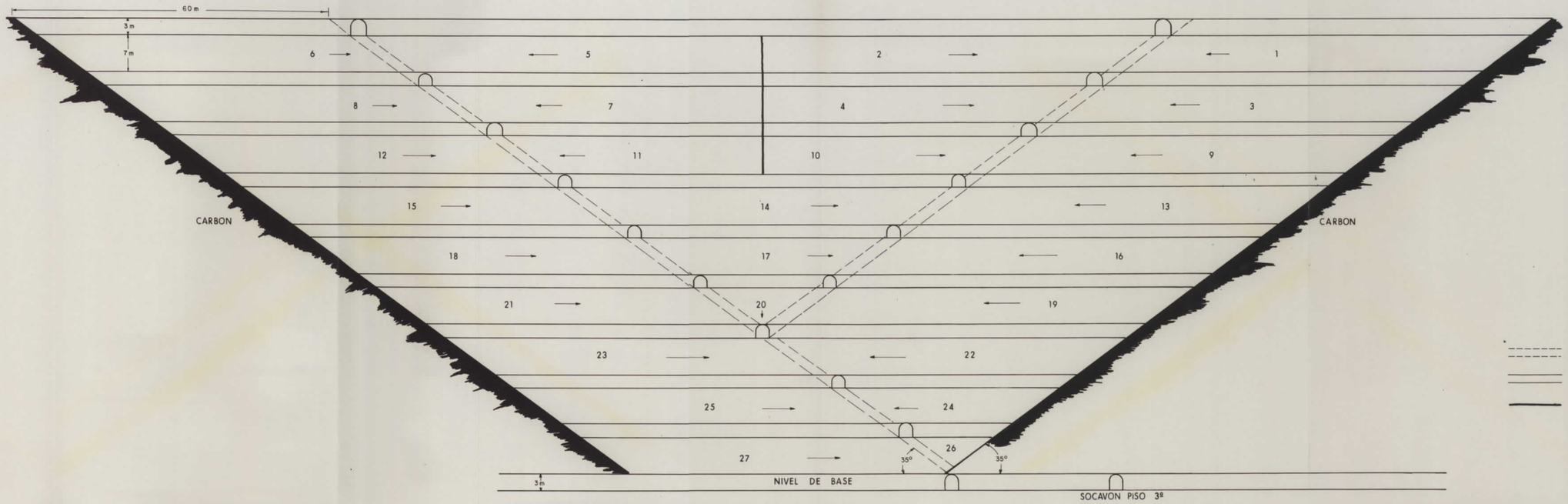
3.3.- Arranque

El arranque se piensa realizar mediante explosivos perforando y disparando desde los subniveles al macizo de carbón que tendrá una altura comprendida entre 4 y 7. Evidentemente los resultados económicos que proporcione el método serán tanto mejores cuanto mayor sea la altura entre subniveles pero esto está limitado por las posibilidades de la perforación que en principio será a base de perforaddoras eléctricas rotativas de uso manual.

El diámetro de perforación será de 42 mm y el consumo de dinamita oscilará, inicialmente, entre 250 y 350 gr/t. A lo largo del ensayo se probarán diversos esquemas de barrenado y de carga de explosivos recurriendo al empleo del cordón detonante de seguridad para mejorar la fragmentación.

4.- INFRAESTRUCTURA NECESARIA

Para la correcta puesta en práctica de este método de explotación se hace necesario trazar la infraestructura en roca y en carbón que se describe a continuación.



LEYENDA

- LABORES EN ESTERIL
- LABORES EN CAPA
- LINEA DE ROTURA DEL CARBON

CARBONES PEDRAFORCA, S. A.		EL INGENIERO DE MINAS
PREPARACION DEL PRIMER MODULO DE EXPLOTACION		
REVISION		PLANO Nº G-8410-8
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA		

4.2.- Labores en roca

Las labores en roca que es preciso realizar para poner en marcha el método de explotación objeto del ensayo se concretan en los niveles de acceso en los piso 4º y 3º, los pozos en roca a muro de las capas y los transversales en cada uno de los subniveles de explotación. En los apartados siguientes se definen las secciones que deben emplearse, el sostenimiento a utilizar y la ubicación de los pozos en roca respecto a las capas.

4.2.1.- Secciones a utilizar

En primer lugar se fijan las secciones más adecuadas para cada labor, teniendo en cuenta unos gálibos que había que respetar para dar servicio a la explotación y evacuar el carbón. Las secciones que se han considerado son las siguientes :

- SOCAVON PISO 3º y PISO 4º : Sección útil 9 m^2. Esta sección debe ser suficiente para la instalación de vias, tuberías, etc., así como la cinta de extracción en el piso 3º.

- NIVEL DE BASE : Sección útil de 9 m^2., ya que la extracción del carbón se realizará por el nivel de base.

- NIVEL DE CABEZA : Sección útil de 7 m^2, que será suficiente para el abastecimiento de materiales y retorno de ventilación.

- POZO PRINCIPAL : Sección útil de 9 m^2, que permitirá la evacuación del carbón por chapas y la instalación de un monocarril para abastecimiento de materiales, sin peligro para el personal.

- RECORTES AL PAQUETE DESDE EL POZO : Sección útil de 7 m^2.

4.2.2.- Sostenimiento

CARBONES PEDRAFORCA S.A. encargo a Geocontrol S.A. el estudio del sostenimiento que debía ser empleado en las galerías de infraestructura del yacimiento de Saldes por lo que, en este apartado, realizaremos un resumen de las conclusiones a que llegó dicho estudio.

Para definir los sostenimientos tipo correspondientes a cada labor lo primero que se realizó fue una completa caracterización geotécnica de los terrenos que se iban a atravesar, así como la determinación de las características resistentes de los litotipos presentes, cuyos resultados ya se han indicado con anterioridad. Posteriormente, para cada tipo de terreno y sección se realizó un estudio tensional utilizando la metodología de la interacción entre macizo rocoso y sostenimiento calculando las curvas características de ambos, como criterio de rotura se utilizó el de HOEK BROWN . Los resultados obtenidos se contrastaron con la experiencia y con los resultados que se obtendrían a partir del modelo analítico de GACZYNSKI-DUDEK y los modelos empíricos de DEJEAN-RAFFOUX y JURCENKO.

4.2.2.1.- Zonificación de los terrenos

Los terrenos existentes en el yacimiento de CARBONES PEDRAFORCA S.A. se zonificaron en areas homogeneas, desde un punto geotécnico, empleandose para ello la clasificación de BIENIAWSKI.

En el Cuadro III se muestra un resumen de los resultados obtenidos en la clasificación de los terrenos de CARBONES PEDRAFORCA S.A.

TIPO DE MACIZO	ROCK MASS RATIO	% SOBRE TOTAL
BUENO	60 < RMR < 80	40
MEDIO	40 < RMR < 60	35
MALO	20 < RMR < 40	25

Cuadro III Resumen de la clasificación de terrenos en Carbones Pedraforca S.A.

Esta evaluación se muestra coherente con los valores de la resistencia a compresión simple de las rocas que se han determinado en este trabajo, de acuerdo con la experiencia que Geocontrol, S.A. tiene de este tipo de terrenos.

Con objeto de simplificar la utilización de la clasificación de BIENIAWSKI en el Cuadro IV se presentan una correspondencia entre el valor del RMR y tres parámetros característicos de los terrenos de CARBONES PEDRAFORCA S.A. De esta forma resulta muy fácil realizar la clasificación del terreno con unos resultados que, contrastados en el estudio realizado por GEOCONTROL S.A. resultan suficientemente aproximados.

TIPO DE TERRENO	R.M.R.	LITOLOGIA	JUNTAS	ORIENTACION
I	60 < R.M.R < 80	CALIZA	Aspecto masivo, 1 familia ó 2 ocasiones.	Indistinta
		CALIZA MARGOSA	Poco diaclasado (< 2 familias)	En transversal a favor de buzamiento En estéril aspecto masivo.
II	40 < R.M.R. < 60	CALIZA MARGOSA	3 familias sin juntas arcillosas.	En transversal contra buzamiento. En esteril estratificación paralea eje galería.
		MARGO CALIZAS	sin juntas arcillosas	Indistinta para transversal Aspecto masivo para Estéril
III	20 < R.M.R. < 40	MARGA CALIZAS	Varias familias ó juntas arcillosas.	Indistinta
		MARGAS MUY ALTERADAS CARBONEROS CAPAS DE CARBON ZONAS FALLADAS	Indistinto	

CUADRO Nº IV CORRESPONDENCIA APROXIMADA ENTRE PARAMETROS DEL TERRENO EN CARBONES PEDRAFORCA Y EL ROCK MASS RATIO (RMR)

Carbones Pedraforca, S. A.

4.2.2.2.- Sostenimientos tipo

A la vista de la calidad de los terrenos presente en el yacimiento de CARBONES PEDRAFORCA S.A. parece muy conveniente utilizar el bulonaje más económico que los cuadros metálicos tradicionales y ofrece un trabajo más seguro y eficaz al aprovechar la colaboración del macizo rocoso como elemento estructural.

En recientes experiencias habidas en la Hullera Vasco-Leonesa, S.A., se ha comprobado que en las galerías en roca no es necesario colocar sostenimiento alguno si el R.M.R. es superior a 75 (Celada, 1.982). Por otro lado, a partir de las experiencias realizadas en las galerías del Pozo Herrera Nªº 2 en Hulleras de Sabero y Anexas S.A., se ha determinado que un R.M.R. = 30 es el límite inferior para poder utilizar el bulonaje como único sostenimiento.

Con estos criterios GEOCONTROL S.A. diseño nueve sostenimientos tipo, a base de bulones de anclaje repartido, cuyas características se resúmen en el Cuadro V.

Los bulones a utilizar son de 1,5 m de longitud, de 20 mm. de diámetro y se anclarán químicamente en toda su longitud mediante cargas de resina o de cemento.

Dadas las buenas características de los terrenos y la competencia de los macizos rocosos la densidad de bulonaje es débil ya que no supera 1 bulon/m^2.

TIPO DE SOSTENIMIEN.	CONDICIONES DE APLICACION				CARACTERISTICAS DEL BULONAJE				MALLA METALICA (mm)
	TERRENO	SECCION	PROFUNDIDAD	ORIENTACION	LONGITUD (m)	DIAMETRO (mm)	NUMERO DE BULONES	SEPARACION ARCOS (m)	
S-1	I	2U-A	Piso 3º	Transversal	1,00	20	3	1,50	---
S-2 *	II	2U-A	Piso 3º	Transversal	1,50	20	5	1,25	100x100x3
S-3 *	III	2U-A	Piso 3º	Transversal	1,50	20	6	1,00	100x100x3
S-4	I	2U-A	Piso 3º	Dirección	1,00	20	3	1,50	---
S-5 *	II	2U-A	Piso 3º	Dirección	1,50	20	5	1,00	100x100x3
S-6 *	III	2U-A	Piso 3º	Dirección	1,50	20	6	1,00	100x100x3
S-7	I	1U-F	Piso 4º	Dirección	1,00	20	3	1,50	---
S-8 *	II	1U-F	Piso 4º	Dirección	1,50	20	4	1,25	100x100x3
S-9 *	III	1U-F	Piso 4º	Dirección	1,50	20	5	1,00	100x100x3

* Se recomienda tratamiento químico superficial.

CUADRO Nº V CARACTERISTICAS DE LOS SOSTENIMIENTOS TIPO A UTILIZAR

En los planos G-8410-9 a G-8410-16 se muestran con detalle las características de los nueve sostenimientos tipo que se deben emplear.

4.1.3.- Posición del pozo de muro

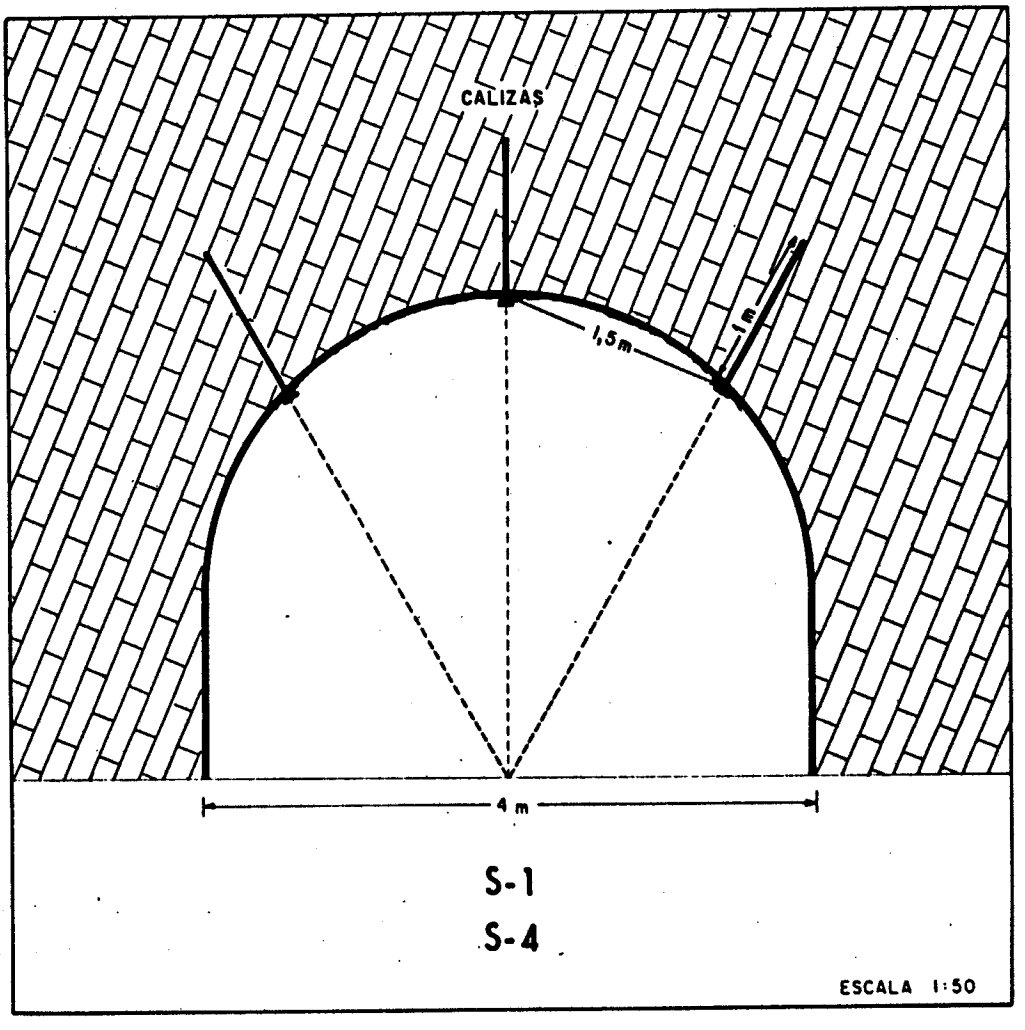
El pozo en roca situado al muro de las capas a explotar debe mantenerse en buen estado durante toda la explotación de cada módulo lo cual supone aproximadamente una duración de un año.

Para mantener la estabilidad de los pozos en roca resulta imprescindible que no se vea afectado por el movimiento de los terrenos posterior al desarrollo de las explotaciones. Atendiendo a esta circunstancia el pozo en roca debería situarse a una distancia de la explotación de unos 60 m ya que para un ángulo de influencia de unos 35º, que es el mismo para el techo y el muro en las capas verticales, y una altura de explotación de 85 m esa es la distancia de seguridad necesaria. Sin embargo esta situación gravaría notablemente los costes de explotación ya que exigiría que los transversales, sobre todo los correspondientes a los subniveles más altos, tuvieran una importante longitud suplementaria.

Por ello se considera un objetivo muy importante de esta investigación el optimizar la posición del pozo de muro respecto a las capas a explotar. Para ello, en el primer módulo, el pozo de muro se situará a una distancia máxima de 30 m respecto a la capa CUARTA, que es la más al muro (aunque no lo es geológico) colocándose extensómetros mecánicos y secciones de medida de convergencia para controlar la evolución de la deformación de los terrenos y poder optimizar la posición del pozo de muro y su sostenimiento.

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-1 y S-4

APLICACION: secciones 2U-A en Terrenos Tipo I, Piso 3º

ESCALA: 1:50

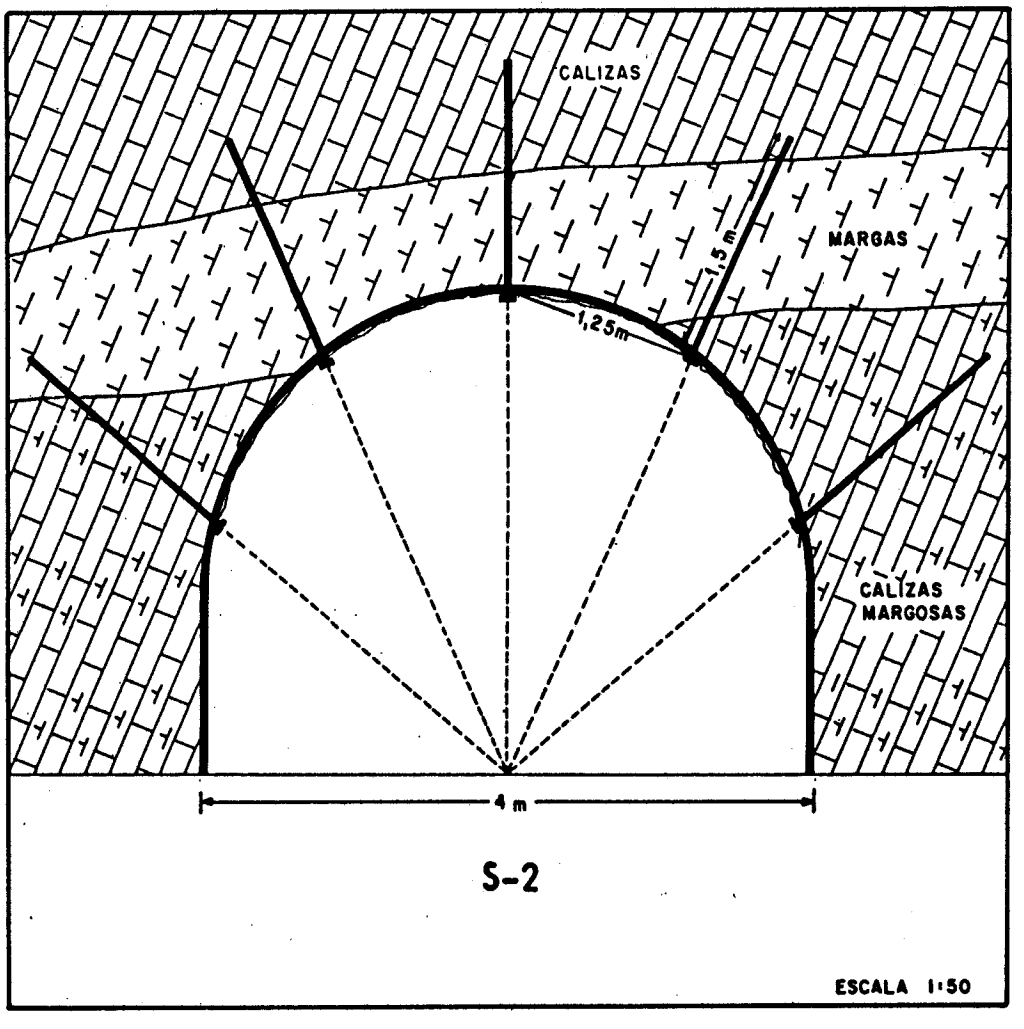
BULONES
- Longitud útil: 1,0
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,50 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

PLANO G-8410-9

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-2

APLICACION: secciones 2U-A en Terrenos Tipo II, Socavón Piso 3º

ESCALA: 1:50

BULONES
- Longitud útil: 1,5 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,25 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

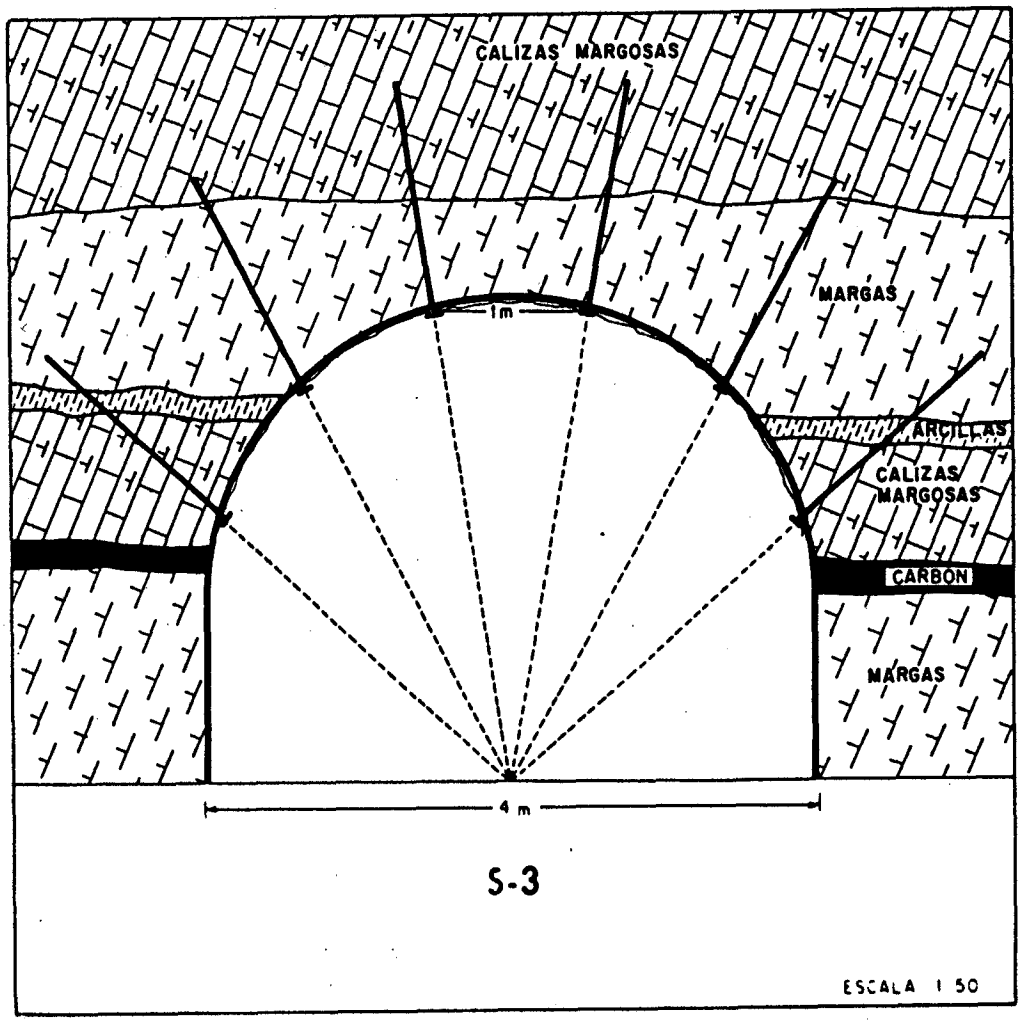
PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

TELA METALICA: Malla electrosldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-10

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-3

APLICACION: secciones 2U-A en Terrenos Tipo III, Socavón Piso 3º

ESCALA: 1:50

BULONES
- Longitud útil: 1,50 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,0 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

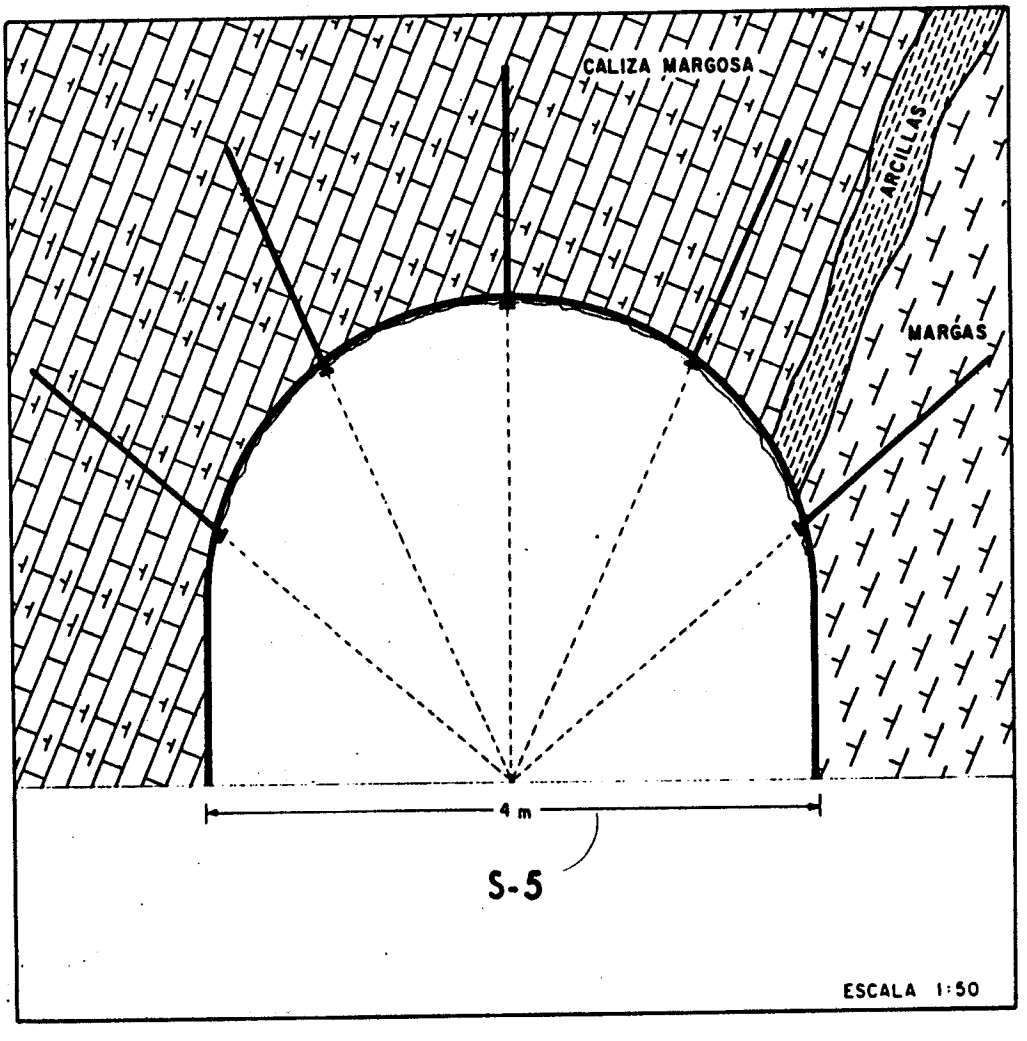
PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

TELA METALICA: Malla electrosoldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-11

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-5

APLICACION: secciones 2U-A en Terrenos Tipo II, Estéril 3º Piso.

ESCALA: 1:50

BULONES
- Longitud útil: 1,50 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,0 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

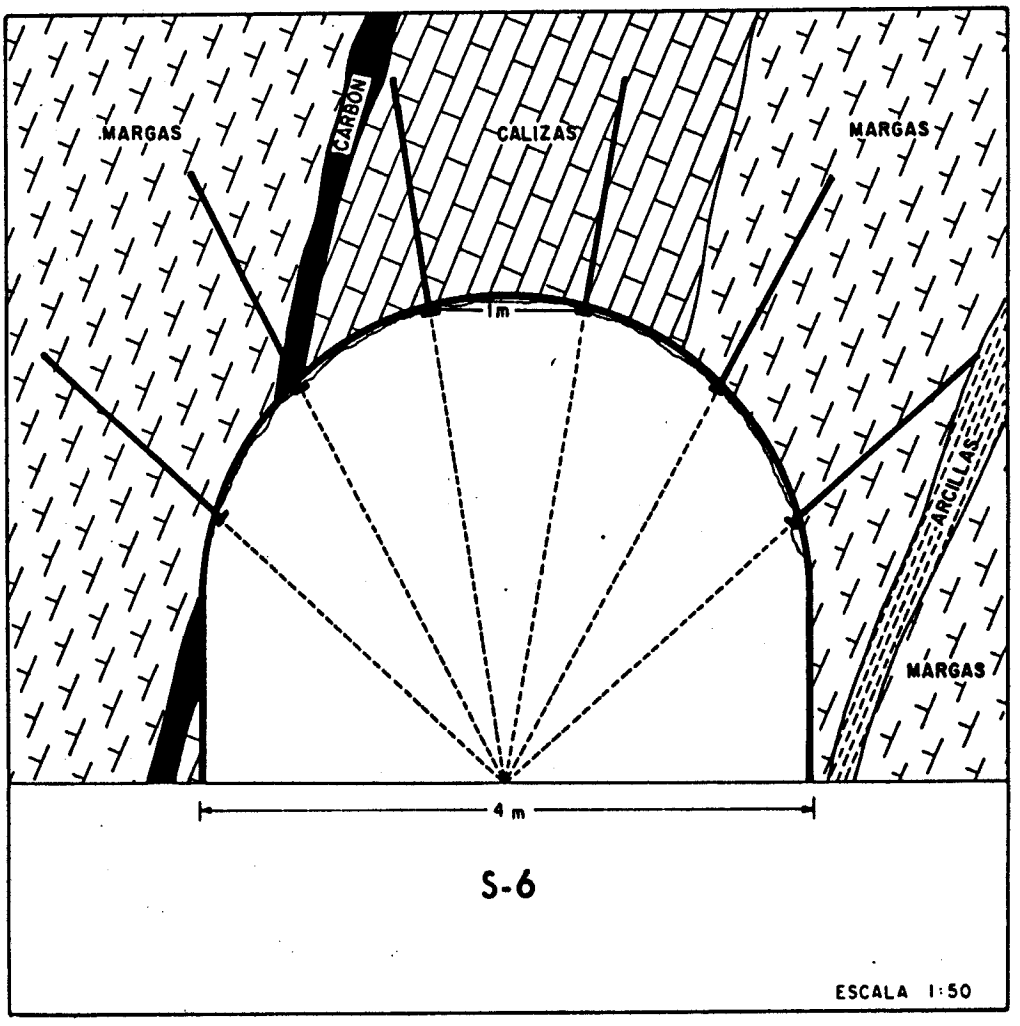
PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

TELA METALICA: Malla elctrosoldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-12

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-6

APLICACION: secciones 2U-A en Terrenos Tipo III, Estéril Piso 3º

ESCALA: 1:50

BULONES
- Longitud útil: 1,50 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,0 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

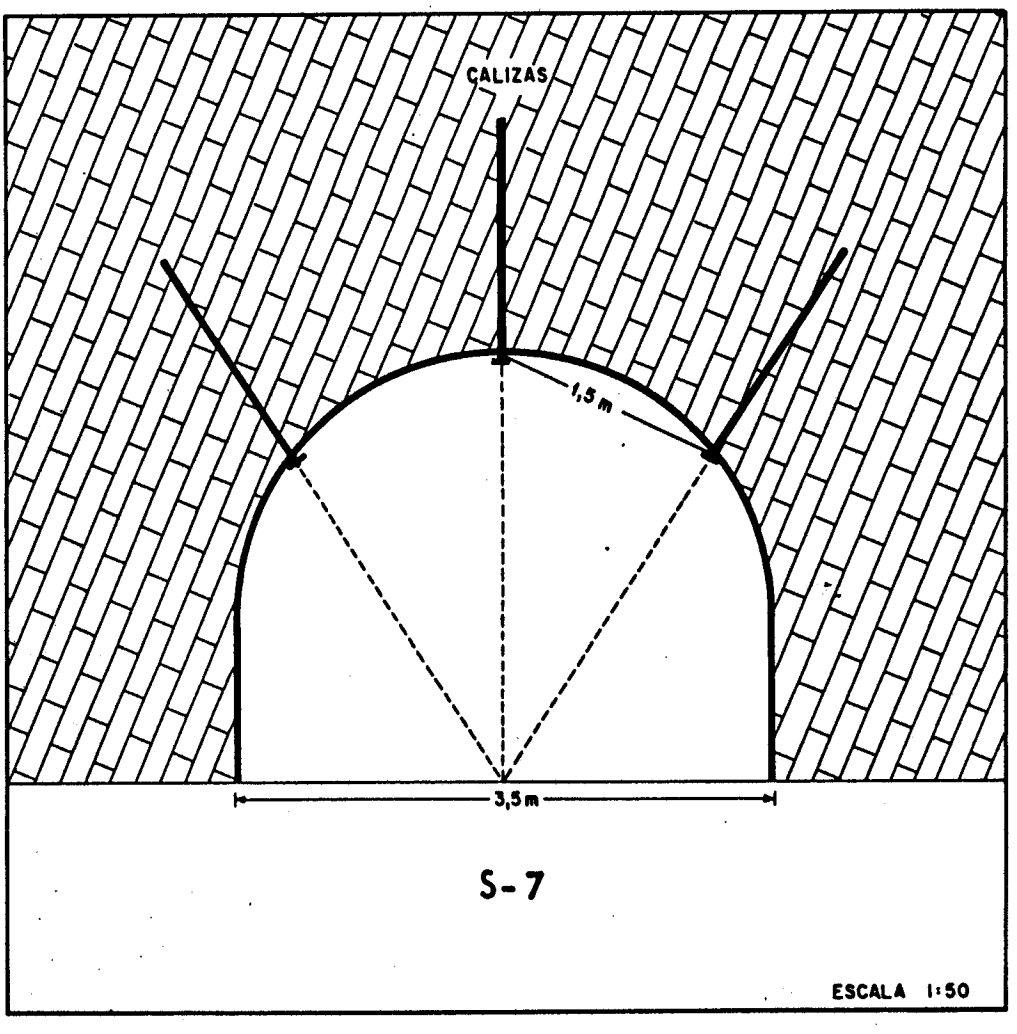
PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

TELA METALICA: Malla electrosoldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-13

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES DE PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-7

APLICACION: secciones 1U-F en Terreno Tipo I, 4º Piso.

ESCALA: 1:50

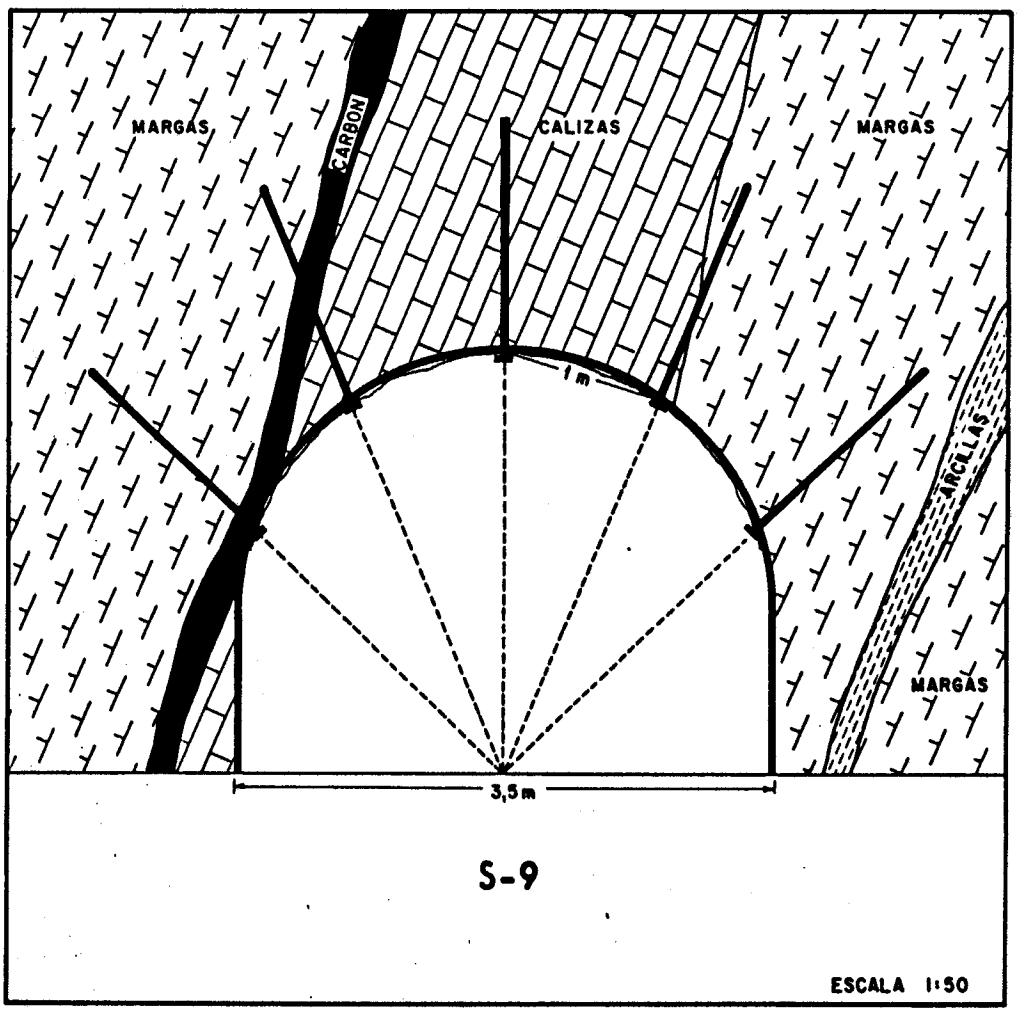
BULONES
- Longitud útil: 1,0 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,50 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

PLANO G-8410-14

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-9

APLICACION: secciones 1U-F en Terrenos Tipo III, 4º Piso.

ESCALA: 1:50

- Longitud útil: 1,5 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,0 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

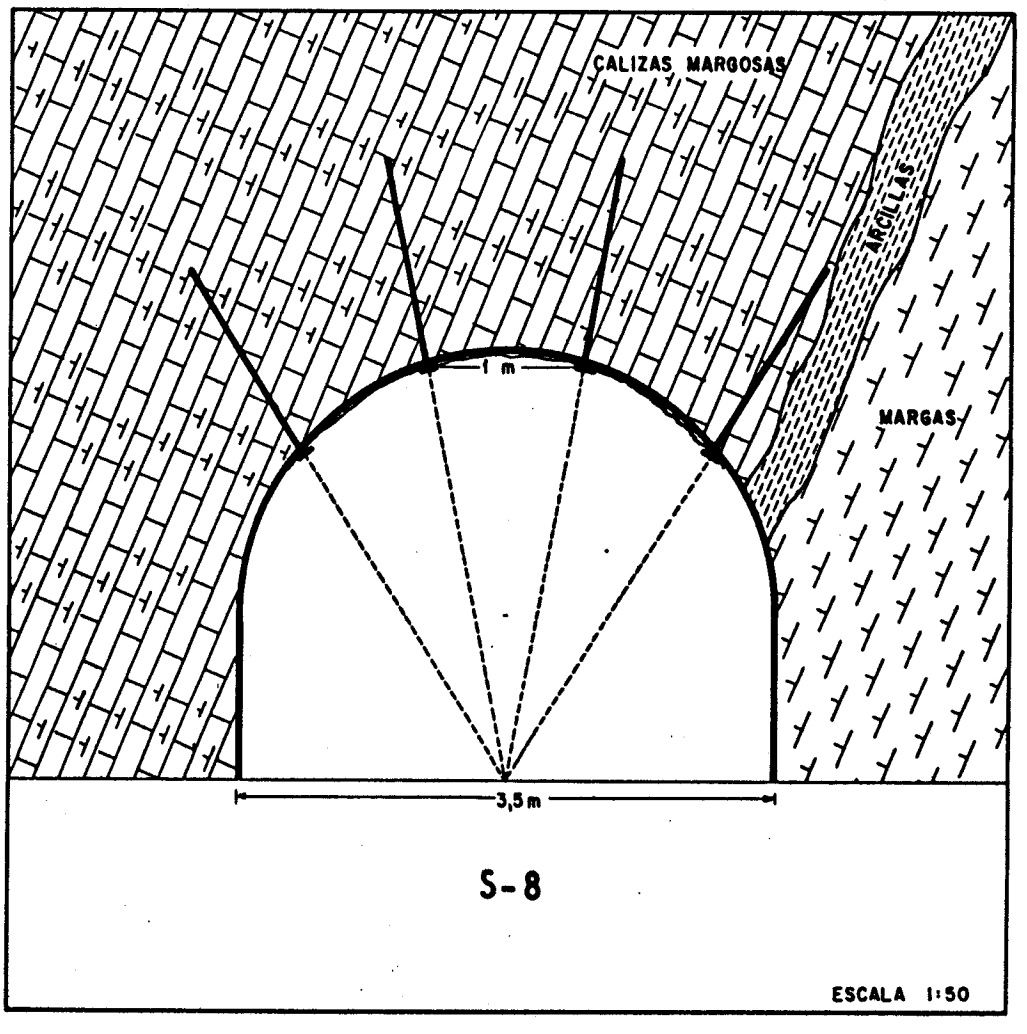
PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

TELA METALICA: Malla electrosoldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-16

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-8

APLICACION: secciones 1U-F en Terrenos Tipo II

ESCALA: 1:50

BULONES
- Longitud útil: 1.250
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,25 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

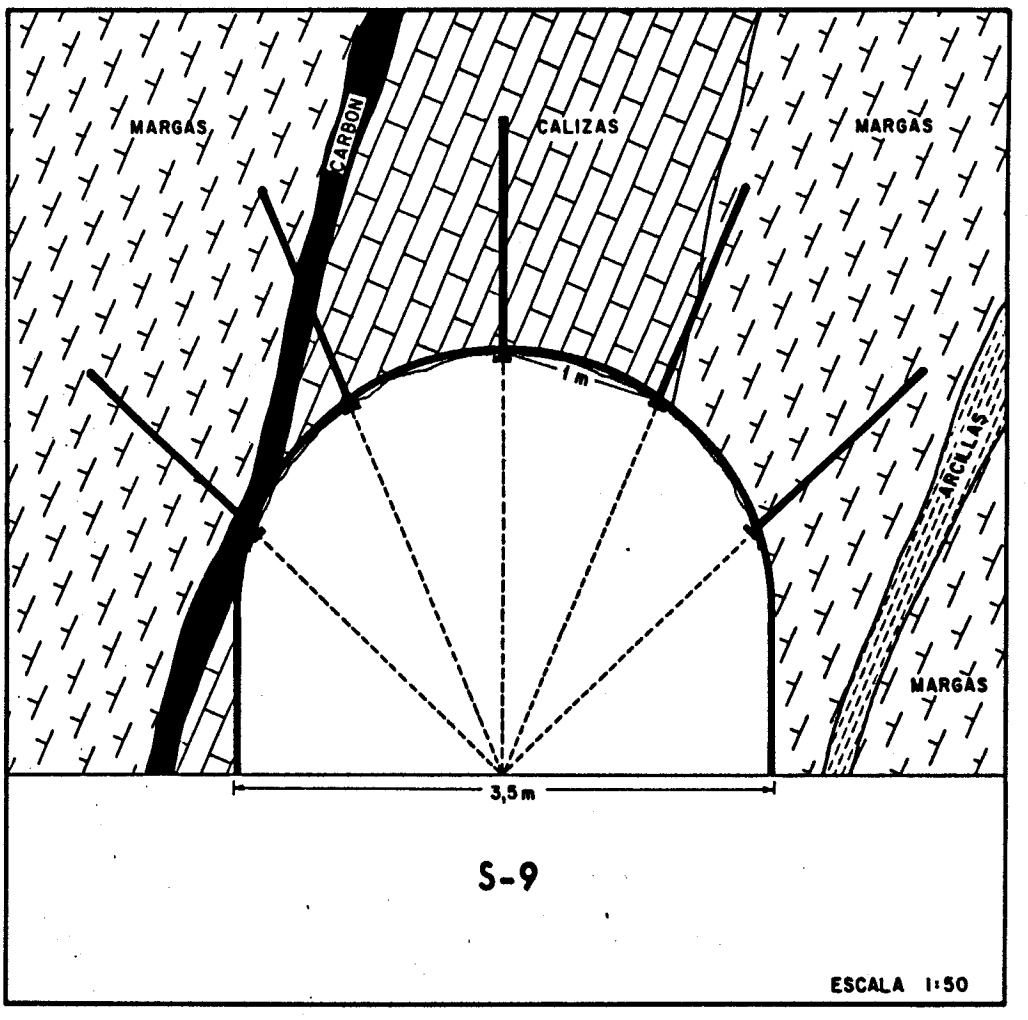
PLACA BASE: 200 x 200 x 4

TELA METALICA: Malla electrosoldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-15

CLIENTE: CARBONES PEDRAFORCA, S.A.

TRABAJO: SOSTENIMIENTO POR BULONAJE DE LAS GALERIAS DE INFRAESTRUCTURA DE CARBONES PEDRAFORCA, S.A.



SOSTENIMIENTO: S-9

APLICACION: secciones 1U-F en Terrenos Tipo III, 4º Piso.

ESCALA: 1:50

- Longitud útil: 1,5 m.
- Diámetro: 20 mm.
- Calidad: Acero corrugado, 420 MPa límite elástico.
- Separación longitudinal entre arcos: 1,0 m.
- Anclaje repartido en toda su longitud.

PLACA BASE: 200 x 200 x 4 mm.

TELA METALICA: Malla electrosoldada 100 x 100, alambre ϕ 3 mm.

PLANO G-8410-16

4.2.- Subniveles de explotación

En el método de explotación propuesto los trabajos de arranque, al tratarse de un soutirage, están minimizados pero por el contrario aumenta considerablemente el trazaje de subniveles. En el caso concreto de la disposición propuesta en este ensayo para explotar las 158.403 t, que constituyen el módulo típico, se necesitan trazar ocho subniveles de 60 m a cada lado del pozo lo cual totalizan 960 m de subnivel. Esto supone un índice medio de 6,06 m/1000tb. No obstante para el módulo inicial se realizarán =1350 m. subnivel para 211.072 T, lo que corresponde a 6,39 m/1000 t.

4.2.1.- Sección de los subniveles

Las secciones de los subniveles será de unos 7 m^2 que corresponden al cuadro metálico tipo 1UF, si es que se utiliza una sección semicircular, y en caso contrario se trazará una sección rectangular con 2,5 m de ancho y 2,8 m de alto, si la potencia de la capa lo permite. Se evitará franquear los hastiales siempre que se asegure un mínimo de 1,5 m. de ancho de galería.

4.2.2.- Longitud de los subniveles

Los resultados económicos de este método de explotación están fuertemente influenciados por la longitud de los subniveles y por el coste de los trabajos de conservación que deben ser mínimos.

En principio la longitud de los subniveles se ha fijado en 60 m, que parece razonable para asegurar que los trabajos de conservación no tendrán un gran peso en los costes de explotación. A lo largo del ensayo se trazarán subniveles de longitud creciente que, adecuadamente instrumentados, serán controlados para tratar de llegar a la longitud óptima.

Otro aspecto importante para aumentar la longitud de los subniveles radica en los transportadores blindados disponibles. Los actuales que son del tipo T-350 B de TAIM son de doble cadena lateral lo cual los hace relativamente sensibles al cambio de dirección de las capas que, aunque en CARBONES PEDRAFORCA son muy regulares, presenta una variación apreciable en corridas importantes. Para evitar este inconveniente está previsto ensayar, en los niveles experimentales de gran longitud, transportadores blindados de cadena central.

4.2.3.- Sostenimiento

Uno de los aspectos que será objeto de ensayos, para llegar a la solución más idónea, será el sostenimiento de los subniveles. Ya se ha indicado, en el apartado 2.4, que los terrenos del yacimiento de CARBONES PEDRAFORCA son competentes lo cual, unido a la pequeña duración que van a tener los subniveles en carbón hace razonable pensar en la utilización del bulonaje.

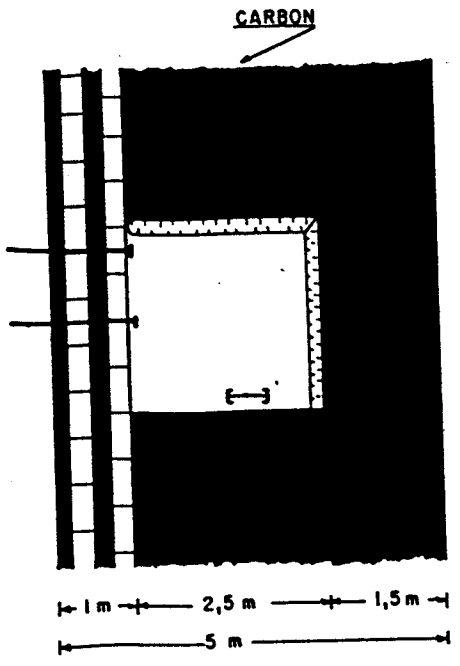
El sostenimiento de los subniveles está estrechamente relacionado con la potencia de la capa en que se trazan. En principio se han dividido las capas en tres gamas de potencia : superior a 3 m, entre 2 y 3 m e inferiores a 2 m.

En el plano G-8410-17 se muestran tres posibles diseños de sostenimiento para las capas con potencia superior a 3 m.

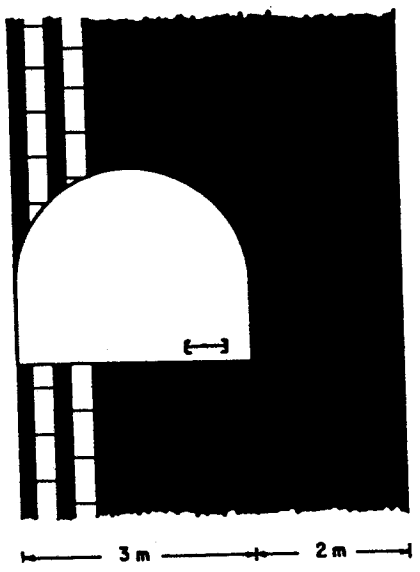
En este caso se piensa ensayar tres modalidades de sostenimiento :

A.- Sin franqueo del banco de calizas y llevando una sección rectangular a base de un cuadro de madera de pie y puente y bulonaje de anclaje repartido.

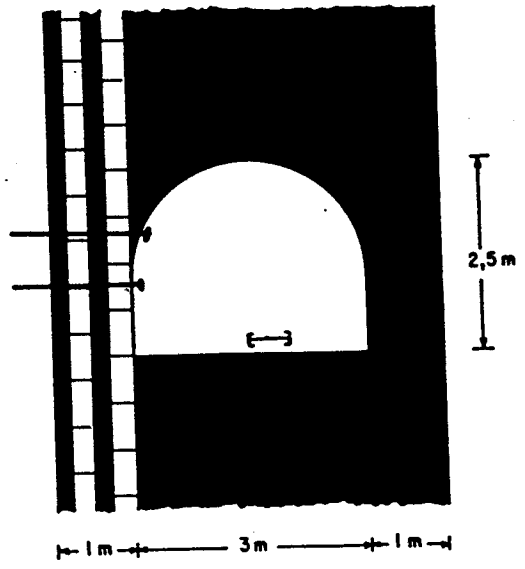
B.- Sección semicircular a base de cuadro metálico deslizante franqueando el banco de calizas carbonosas.



A.- Sección rectangular sin franqueo de calizas carbonosas.



B.- Sección semicircular con franqueo de calizas carbonosas.



C.- Sección semicircular sin franqueo de calizas carbonosas.

ESQUEMAS DE SOSTENIMIENTO A ENSAYAR EN CAPAS DE POTENCIA SUPERIOR A 3 m.

G-8410-17

C.- Sección semicircular sin franqueo del banco de calizas, que se reforzaría con pernos de anclaje repartido, y sostenimiento a base de cuadros metálicos deslizantes.

En el caso de las capas con una potencia comprendida entre 2 y 3 m también se ha previsto ensayar tres tipos de sostenimiento que son los indicados en el plano G-8410-18 y que responden a las siguientes características :

A.- Sección rectangular posteada exclusivamente con madera.

B.- Sección rectangular con sostenimiento mixto a base de madera y bulonaje de hastiales.

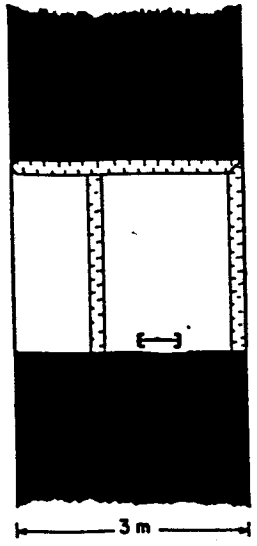
C.- Sección semicircular con sostenimiento a base de cuadros metálicos deslizantes.

En el plano G-8410-19 se muestran las tres modalidades de sostenimiento que está previsto ensayar en las capas con potencias inferiores a 2 m. En estos casos la sección siempre será rectangular y no está prevista la utilización de cuadros metálicos, los tres tipos de sostenimiento que se han previsto responden a las siguientes características :

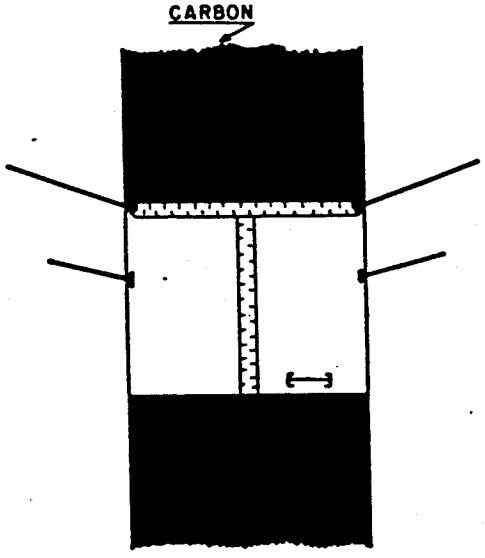
A.- Sección rectangular sostenida con cuadro de madera de pie y puente.

B.- Sección rectangular sostenida con trabanca y puntal central de madera.

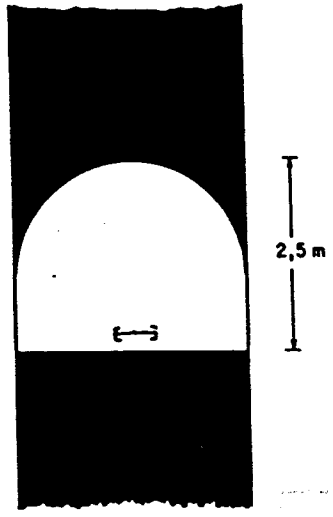
C.- Sección rectangular sostenida mediante bulonaje de anclaje repartido en hastiales y freno del carbón a base de trabanca de madera.



A.- Sección rectangular posteada con madera



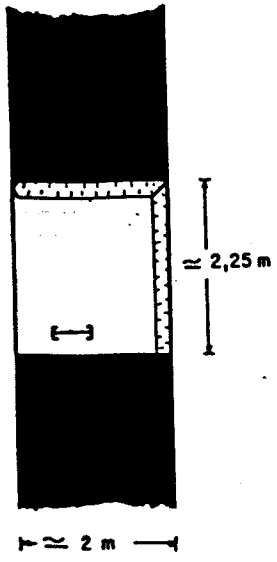
B.- Sección rectangular con sostenimiento mixto a base de madera y bulones.



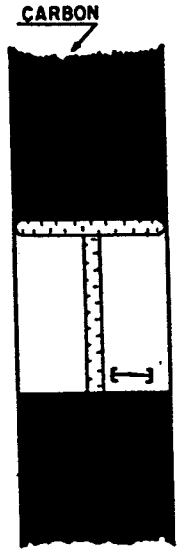
C.- Sección semicircular con con sostenimiento a base de cuadros metálicos

ESQUEMAS DE SOSTENIMIENTO A ENSAYAR EN CAPAS CON POTENCIA COMPRENDIDA ENTRE 2 y 3 m.

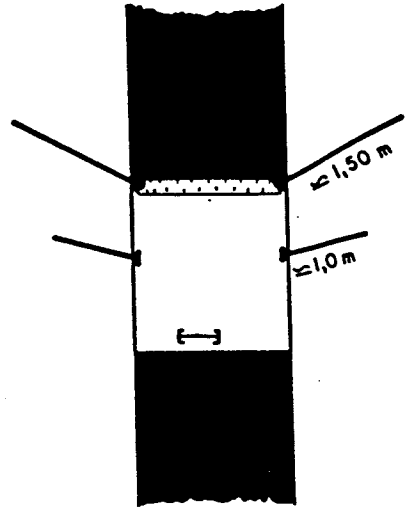
G-8410-18



A.- Sección rectangular con cuadro de pie y puente.



B.- Sección rectangular con trabanca y puntal central



C.- Sección rectangular con bulonaje de hastiales y trabanca de madera.

ESQUEMA DE SOSTENIMIENTO A ENSAYAR EN CAPAS CON POTENCIA INFERIOR A 2 m.

G-8410-19

5.- SERVICIOS

En los apartados siguientes se presentan los cálculos realizados para garantizar que los servicios de la explotación, transporte, ventilación y electrificación, están adecuadamente dimensionados para satisfacer las necesidades del método de explotación empleado.

5.1.- Transporte

Dentro del apartado de transporte se han estudiado los circuitos correspondientes al carbón, estéril y materiales.

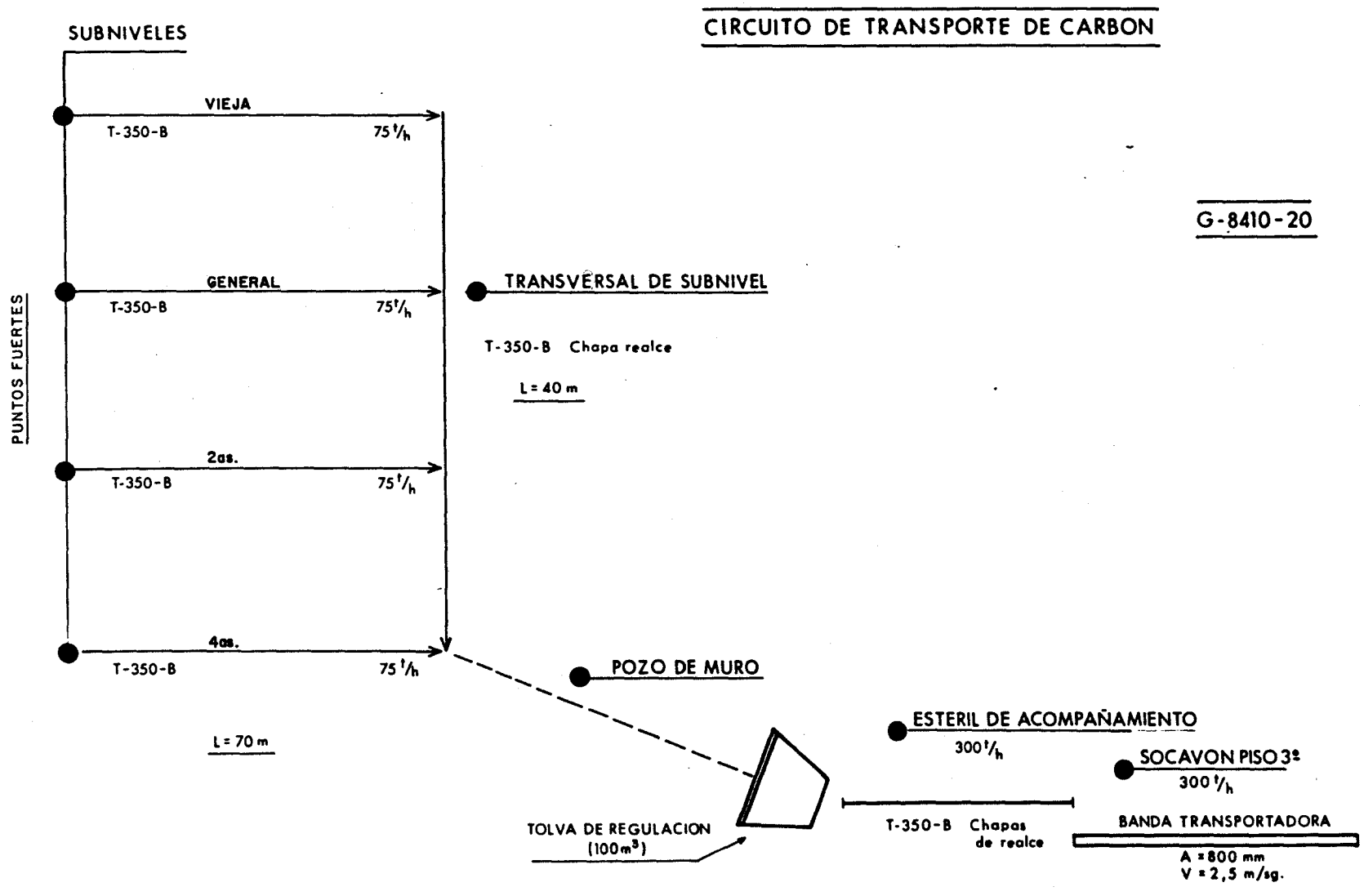
5.1.1.- Circuito de carbón.

En el plano 6-8410-20 se muestra el circuito previsto para el transporte de carbón que se realizará por el nivel correspondiente al socavón del 3er piso.

Se ha previsto que el transporte del carbón esté totalmente mecanizado reduciendo al mínimo indispensable la intervención humana con objeto de garantizar el mayor tiempo posible de utilización y una adecuada capacidad de transpote.

El circuito de transporte de carbón se inicia en los subniveles, tanto en preparación como en explotación, en los que se instalarán sendos transportadores blindados que verterán en un transportador blindado colector situado en los transversales correspondientes a cada subnivel. Este transportador colector descarga el carbón en el pozo de muro que tendrá una pendiente de 35-38º y estará chapeado en la zona de transporte de carbón.

El pozo de muro descargará en la estéril de acompañamiento sobre un transportador blindado que a su vez descargará sobre una cinta transportadora situada en el socavón del Piso 3º.



Carbones Pedraforca, S. A.

En la parte inferior del pozo de muro se instalará una compuerta, con un accionamiento neumático, de tal forma que se cree una tolva de regulación de unos 100 m^3. Enclavando la compuerta de cierre del pozo de muro con el transportador situado en la estéril de acompañamiento será posible disminuir notablemente las incidencias de la parada del resto del circuito de transporte sobre los subniveles en producción y peparación.

5.1.1.1.- Cálculo de los transportadores de subniveles

El cálculo de los transportadores de subniveles se realizará para la capa CUARTAS que, al ser la más potente, es la que puede proporcionar la mayor producción.

Para calcular el caudal que se debe transportar se admite que en hora y media debe evacuarse todo el carbón arrancado en el soutirage. El carbón arrancado corresponderá a un avance de 2 m, una potencia de capa de 5 m y una altura de 7 m. Con estos datos el volumen de carbón que debe transportarse es de

$$V = 5\ m \times 2\ m \times 7\ m = 70\ m^3$$

y el caudal a transportar será $Q = \frac{70\ m^3}{1,5\ H} = 46,6\ m^3/H$

Se pretende emplear un transportador TAIM T-350-B que tiene una sección util de transporte $S = 0,023625\ m^2$; por lo tanto la velocidad mínima del transportador deberá ser :

$$V_p = Q/S = \frac{46,6\ m^3/H}{0,023625\ m^2} = 1972,4\ m/h = 0,54\ m/seg.$$

La potencia necesaria, expresada en watios, puede calcularse utilizando la expresión :

$$P = V_p \cdot 9,8 \cdot (\mu_1 . d . S_T . L . 1000 + \mu_2 . 2 . L . q_k + 2L . q_k)$$

siendo

V_p = velocidad del transportador (o,54 m/seg).
μ_1 = coeficiente de rozamiento entre producto transportado y chapa del transportador (o,4).
d = densidad del producto a transportar (1,6 t/m^3)
S_T = sección util de transporte (0,023625 m^2).
L = longitud máxima del transportador (60 m).
μ_2 = coeficiente de rozamiento entre chapa y cadenas (0,25).
q_k = peso de la cadena por metro lineal (4 Kg/m)

con estos datos resulta :

P = 0,54.9,8 (0,4.1,6.0,023625.70.1000+0,25.2.70.4+2.70.4) = 9.305 N = 9,3 KW

En la práctica los transportadores estarán equipados con motores eléctricos de 22 KW para poder admitir las puntas de arranque cuando la cola del transportador esté parcialmente enterrada en el carbón arrancado.

5.1.1.2.- Cálculo del transportador colector

El transportador colector debe recibir, en el caso más desfavorable, la producción de cuatro subniveles por lo que el caudal máximo a transportar debe ser de

$$Q = 46,6 \ m^3/H \times 4 = 186,4 \ m^3/H.$$

Se pretende utilizar un transportador de racletas TAIM T-350 B que, con una velocidad de 0,54 m/seg, deberá tener la siguiente sección útil de transporte :

$$S = \frac{Q}{V_p} = \frac{186,4\ m^3/H}{0,54\ m/seg \times 3600\ seg/H} = 0,09588\ m^2$$

Esta sección de transporte puede conseguirse utilizando chapas de realce, en ambos lados del transportador, de 180 mm de alto.

El cálculo de la potencia necesaira se hace aplicando la fórmula, ya conocida :

$$P = V_p .\ 9,8\ (\mu_1 . d . S_T . L . 1000 + \mu_2 . 2 . L . q_k + 2 . L . q_k)$$

donde :

V_p = velocidad del transportador (0,54 m/seg).
μ_1 = coeficiente de rozamiento entre producto transportado y chapa del transportador (0,4).
d = densidad del producto a transportar (1,6 t/m^3)
S_T = sección util del transporte (0,09588 m^2).
L = longitud máxima del transportador (50 m).
μ_2 = coeficiente de rozamiento entre chapa y cadenas (0,25)
q_k = peso de la cadena por metro lineal (4 Kg/m)

con estos datos resulta que la potencia necesaria vale :

$$P = 0,54 . 9,8 (0,4 . 1,6 . 0,09588 . 50 . 1000 + 0,25 . 2 . 50 . 4 + 2 . 50 . 4) = 18.882W$$

A efectos prácticos el transportador colector irá equipado con un motor eléctrico de 22 KW.

5.1.1.3.- Transportador de alimentación a la cinta

Este transportador recibe el carbón del pozo de muro, a través de la compuerta de regulación, por lo que el caudal a transportar será el que se cree en el final de pozo de muro y la compuerta solo servirá para eliminar la incidencia de pequeñas paradas.

De acuerdo con todo esto las características de este transportador serán las siguientes :

+ Caudal a transportar Q = 186,4 m^3/h
+ Velocidad de transporte V_p = 0,54 m/seg.
+ Tipo de transportador TAIM T-350-B con chapas de realce.
+ Longitud del transportador : 40 m.

En este caso, por razones de normalización, se equipará este transportador con un motor eléctrico de 22 KW que, a la vista de los cálculos efectuados en el apartado 5.1.1.2 debe ser ampliamente suficiente dado que la longitud de este transportador es menor. Al igual que el transportador colector, este transportador estará equipado con chapas de realce.

5.1.1.4.- Cinta transportadora

En el socavón general del Piso 3º se instalará una cinta transportadora que evacuará el carbón producido hasta la plaza de exterior en donde se instalará una estación primaria de cribado.

Dado que no hay tolvas de regulación el caudal a transportar en la cinta es el mismo que el del transportador de alimentación; es decir Q= 186,4 m^3/h, con una densidad del carbón de 1,6 t/m^3 resulta que el peso a transportar por hora es de 298,2 t/h.

Para calcular la fuerza que debe suministrar la cabeza motriz de la cinta se puede utilizar la expresión :

$$F = c.f.L. \left[(P_Q+2P_B).\cos\delta + P_S + P_I\right] + H.\ P_Q$$

donde

c = coeficiente de seguridad (1,7)

f = coeficiente de rozamiento de los rodamentos de los rodillos (0,025).

L = longitud de la cinta transportadora (650 m).

P_Q = peso de material transportado por metro que se puede evaluar por la expresión:

$$P_Q = \frac{Q}{3,6\ V}$$ siendo Q = 298,2 t/h y V = 2,5 m/seg.

con lo cual P_Q = 33,22 Kg/m.

P_B = peso muerto de la cinta por metro (13,5 Kg/m).

δ = pendiente media de la cinta (δ = 0).

P_S = peso de las partes moviles del ramal superior de la cinta (11,4 Kg/m).

P_I = peso de las partes móviles del ramal inferior de la cinta (7,6 Kg/m).

H = altura de transporte (H = 0).

Con estos datos resulta ser

$$F = 1,1.0,025.650\ [(33,22+2.13,5).\ \cos 0 + 11,4+7,6] = 1.416\ \text{Kg.}$$

La potencia necesaria expresada en caballos está dada por

$$P = \frac{F.V}{75 \cdot \gamma}$$, donde

F = fuerza en la cabeza motriz (1.416 Kg).
V = velocidad de transporte (2,5 m/seg).
γ = rendimiento de la transmisión (0,85).

con lo cual

$$P = \frac{1416.2,5}{75.0,85} = 55,5 \text{ CV} = \underline{40 \text{ KW}}$$

De acuerdo con estos cálculos la cinta estará equipada con un motor eléctrico de 40 KW, alimentado desde las instalaciones de exterior.

5.1.2.- Transporte de estériles

El transporte de los estériles producidos en el avance de las galerías y pozos en roca se realizará mediante vagones de 1000 litros de capacidad. De esta forma se logrará no contaminar el carbón lográndose el máximo poder calofífico y, al mismo tiempo, se conseguirá la máxima autonomía para obtener los mejores rendimientos en estos frentes.

5.1.3.- Transporte de materiales

El transporte de materiales se realizará, hasta los pozos en roca, mediante mesillas transportadas por locomotra sobre vía.

Para obtener la máxima capacidad de transporte en los pozos en roca se instalará un monocarril accionado por un grupo electrohidráulico de 23 KW.

Este monocarril dispondrá de estaciones de transbordo en cada uno de los accesos a los transversales correspondientes a los distintos subniveles en explotación.

A lo largo del pozo en roca se instalará un sistema de alarma para prevenir al personal que desee transitar por el pozo de la puesta en marcha del monocarril.

5.2.- Ventilación

La ventilación es uno de los aspectos que mejor se debe cuidar en las explotaciones de CARBONES PEDRAFORCA S.A. debido a la relativa facilidad de autocombustión de estos carbones. Y al desprendimiento de grisú por estar los frentes de arranque en fondo de saco

5.2.1.- Caudal de aire necesario

El contenido en grisú de estos carbones es muy bajo, inferior a 1 m^3/t, por lo que las necesidades de caudal para la ventilación vienen impuestas por el número de personas que están trabajando en el relevo más numeroso.

En el Cuadro VI se muestra el cálculo del caudal de aire necesario en las nuevas explotaciones de CARBONES PEDRAFORCA S.A.

CONCEPTO	UNIDADES	CAUDAL UNITARIO (l/seg)	CAUDAL NECESARIO
Personal trabajando	31	40	1.240
Subniveles en expl.	4	1000	4.000
Subniveles en expl.	4	1000	4.000
TOTAL			9.240

Cuadro VI Necesidades de caudal en CARBONES PEDRAFORCA S.A.

5.2.2.- Resistencia del circuito

En el plano G-8410-21 se muestra el circuito de ventilación previsto para las nuevas explotaciones de CARBONES PEDRAFORCA S.A.

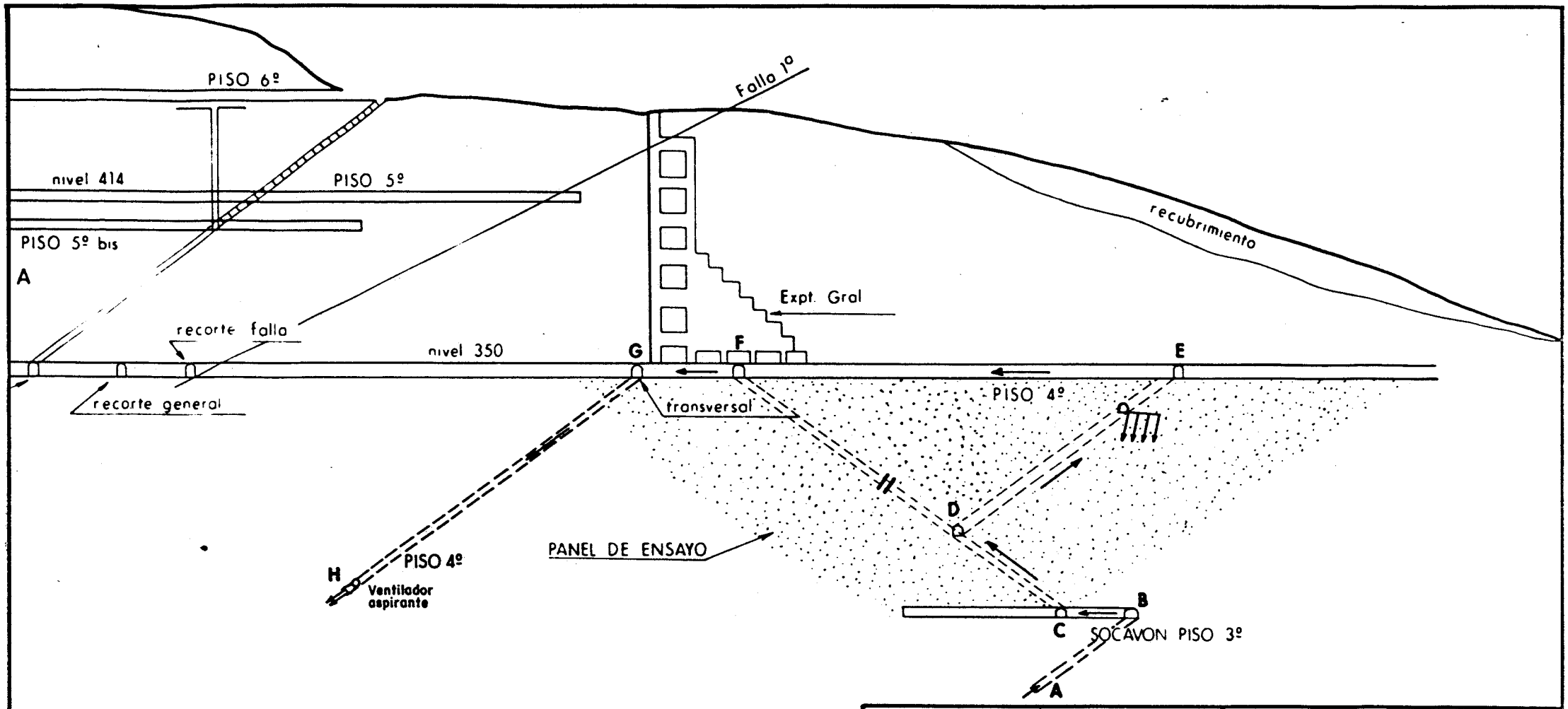
La entrada de ventilación se realizará por el socavón general del piso 3º. El aire de ventilación continuará por la estéril de acompañamiento de mismo piso y accederá a los pozos situados en el muro de las capas.

A partir del pozo en roca el aire será reconducido a los niveles, tanto en preparación como en explotación, mediante turbinas eléctricas de 7,5 KW de potencia, a través de tubería flexible de 600 mm de diámetro.

El aire retornará al exterior a través de la estéril de acompañamiento del piso 4º y del socavón general correspondiente.

En el Cuadro VII se muestra el cálculo de las resistencias equivalentes de cada uno de los tramos del circuito. Dado que todos los tramos del circuito están en serie la resistencia equivalente del circuito resulta ser la suma de cada una de las resistencias con lo cual resulta ser :

$$R_T = 0,96892 \text{ Kmurgues}$$



CARBONES PEDRAFORCA, S. A.		EL INGENIERO DE MINAS
ESQUEMA DE VENTILACION		
REVISION		PLANO Nº G-8410-21
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA		

TRAMO	LONGITUD (m) L	PERIMETRO (m) P	SECCION (m^2)	S^3 (m^3)	α	K(murgues)= $\alpha \frac{P\ L}{S^3}$
AB	550	11,6	9	729	0,00168	0,01470
BC	40	11,6	9	729	0,00178	0,00113
CD	50	11,6	9	729	0,00188	0,00150
DE	90	11,6	9	729	0,65	0,93
DF	90	11,6	9	729	0,00188	0,00270
EF	150	10	7	343	0,00187	0,00818
FG	25	10	7	343	0,00187	0,00136
GH	330	11,6	9	729	0,00178	0,00935

Cuador VII Resistencia equivalente de cada tramo del circuito.

Carbones Pedraforca, S. A.

5.2.3.- Características del ventilador

Una vez que se han calculado la resistencia del circuito y el caudal que es necesario para la ventilación pueden calcularse las características del ventilador a emplear.

La depresión necesaria, en mm de columna de agua, puede calcularse mediante la expresión :

$$\Delta H = R.Q^2 \quad \text{que en nuestro caso da}$$

$\Delta H = 9{,}24^2$ (m^3/seg). 0,96892 (K murgues) = 82,7 mm c.d.a.

La potencia del ventilador se puede calcular por la expresión :

$$P = \frac{Q.H}{75.\eta} \quad \text{donde}$$

Q = caudal necesario (9,24 m^3/seg).
H = depresión necesaria (82,7 mm c.d.a.)
η = rendimiento de la transmisión (0,75) con estos datos resulta.

$$P = \frac{9{,}24.\ 82{,}7}{75.0{,}75} = 13{,}58 \text{ CV.}$$

Por último el orificio equivalente de la mina resulta ser :

$$A = 0{,}38 \ \frac{Q}{\sqrt{H}} = 0{,}38 \ m^2 \text{ que es un valor razonable.}$$

En la práctica se utilizará el ventilador actualmente existente en el piso 5º que con una potencia instalada de 30 CV proporciona un caudal de 10 m^3/seg con una depresión máxima de 200 mm c.d.a.

5.2.4.- Prevención de la autocombustión

Para impedir la autocombustión del carbón que se deje en los minados la medida más eficaz resulta ser la de impedir el paso de aire a las explotaciones terminadas.

Desde este punto de vista el método de explotación que se pretende ensayar, presenta notables ventajas ya que la infraestructura en roca prevista permitirá construir, con total garantía de éxito, los tabiques necesarios para cerrar el paso del aire de ventilación hacia los minados.

Estos tabiques tendrán una construcción tipo sandwich y estarán constituídos por dos tabiques de ladrillo enlucidos entre los cuales se dejará una cámara de aire que, posteriormente, se inyectará con espuma de poliuretano con alto poder expansivo.

A través de los dos tabiques se colocará una canula pasante con objeto de poder inyectar nitrógeno a las zonas ya explotadas en el caso de que se detecte un incremento peligroso en la proporción de monóxido de carbono existente en el aire.

El nitrógeno será conducido, por una tubería metálica, desde el exterior donde estará situado el radiador de expansión ya que el aprovisionamiento se realizará por medio de camiones cisterna que transportarán el nitrógeno en fase líquida.

5.3.- Electrificación

En el mes de Diciembre de 1.983 CARBONES PEDRAFORCA S.A. encargó a AITEMIN la realización de un proyecto de electrificación de su mina en el que se contemplaban la conexión en 25 KV con la red de FECSA, la subestación de exterior con relación de transformación 25/5 KV, la distribución en 5 KV por el interior de la mina, la estación de transformación de interior de relación 5/0,5 KV y la distribución y mando en baja tensión.

Por ello en este proyecto solo se hará mención a la distribución en baja tensión, a partir de la estación de transformación, que es la única parte de la red que ha debido ser adaptada a las condiciones específicas del ensayo a realizar.

5.3.1.- Necesidades de potencia

En el cuadro VIII se muestran las características de todos los motores que se van a utilizar en este ensayo y que estarán todos alimentados a 500 V.

MOTOR	DESIGNACION	POTENCIA (KW)
Pancer subnivel preparación 1	M1	22
Pancer subnivel preparación 2	M2	22
Pancer subnivel preparación 3	M3	22
Pancer subnivel preparación 4	M4	22
Pancer colector preparaciones	M5	22
Pancer subnivel explotación 1	M6	22
Pancer subnivel explotación 2	M7	22
Pancer subnivel explotación 3	M8	22
Pancer subnivel explotación 4	M9	22
Pancer colector explotación	M10	22
Pancer alimentador cinta	M11	22
Monocarril	M12	22
Ventilador subnivel preparación	M13	7,5
Ventilador subnivel explotación	M14	7,5
TOTAL		280

Cuadro VII Características de los motores.

Considerando un factor de potencia cos ϕ = 0,8 y un coeficiente de simultaneidad de 1 resulta que la potencia del transformador de 5|0,5 KV debería ser de 350 KVA. En la realidad está previsto instalar un transformador de 500 KVA, que es ampliamente suficiente y del cual dispone la empresa.

5.3.2.- Distribución en baja tensión

En el plano G-8410-22 se muestra el esquema de distribución en baja tensión con el que se alimentan los aparatos que se describen a continuación.

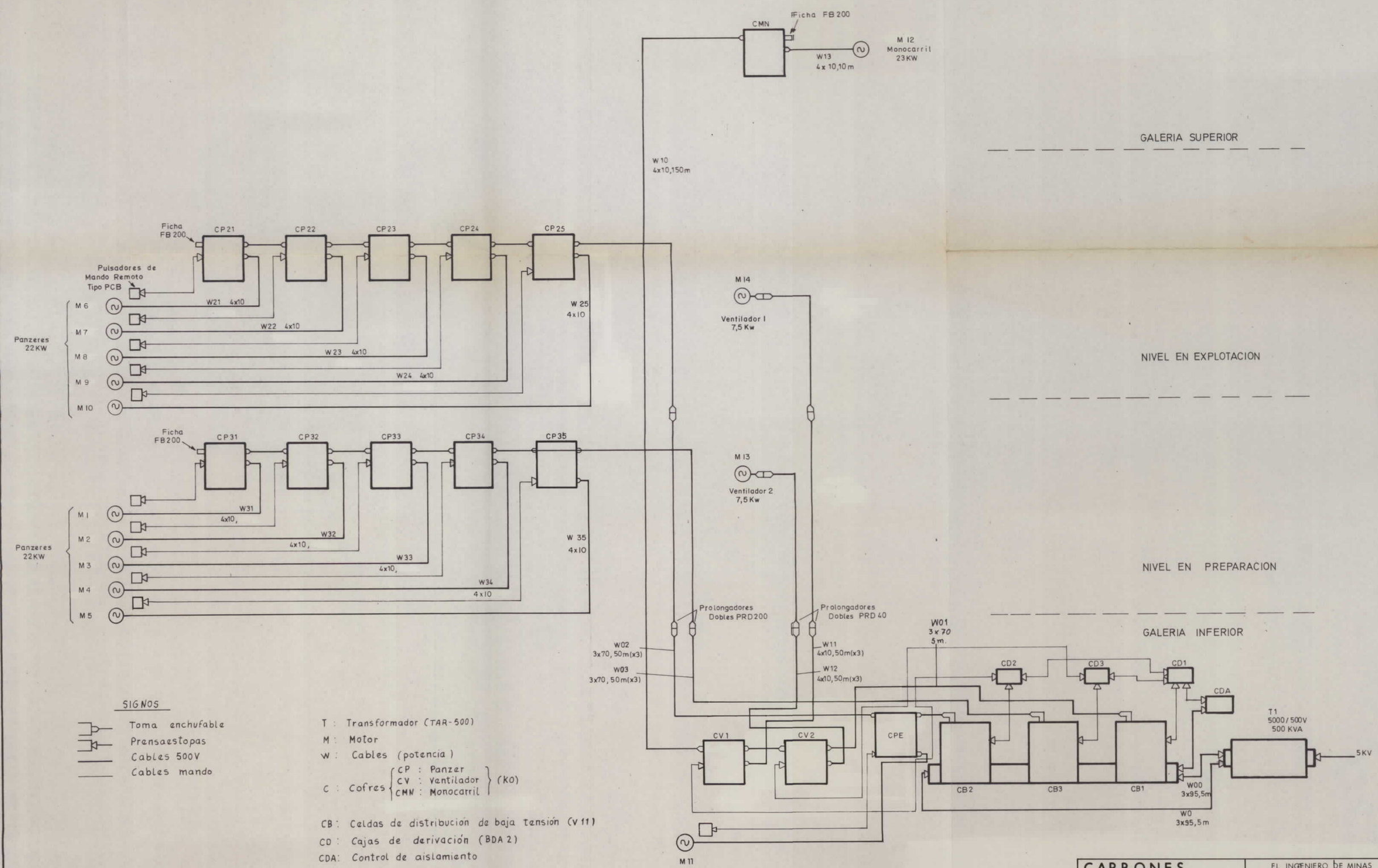
5.3.2.1.- Celdas de distribución

De la caja de bornes de baja tensión del transformador se alimenta mediante los cables WO, WOO el conjunto de tres celdas de distribución SAIT tipo U11 acopladas por barras. Estas celdas contienen un interruptor de potencia y las protecciones correspondientes de sobrecarga y cortocircuito previstas en el caso más complejo posible (Plano G5-21/83-03), en el cual la intensidad total de las tres celdas es de 440 A, será necesario alimentar a estas barras por los dos extremos, en paralelo, tal como se muestra en el plano citado, con los cables.

La celda CB1 alimenta a los dos ventiladores auxiliares y al monocarril, es decir, a los elementos situados en la corriente principal de ventilación.

Las celdas CB2 y CB3 alimentan cada una a uno de los niveles en operación. Se ha denominado CB2 a la que alimenta el nivel en explotación y CB3 a la del nivel en preparación.

Estas celdas tienen un enclavamiento con los cofres de los ventiladores, de forma que es necesario que el ventilador de un nivel esté funcinando para poder dar tensión a los cofres



SIGNOS

- Toma enchufable
- Prensaestopas
- Cables 500V
- Cables mando

T : Transformador (TAR-500)
M : Motor
W : Cables (potencia)
C : Cofres { CP : Panzer, CV : Ventilador, CMN : Monocarril } (KO)

CB : Celdas de distribución de baja tensión (V 11)
CD : Cajas de derivación (BDA 2)
CDA : Control de aislamiento

NOTA : Las distancias indicadas para los cables son máximas.

CARBONES PEDRAFORCA, S. A.		EL INGENIERO DE MINAS
ESQUEMA TIPO DE RED DE DISTRIBUCION EN BAJA TENSION		
REVISION		PLANO Nº G-8410-22
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA		

situados en dicho nivel. Este enclavamiento se realiza haciendo pasar el circuito de mando de cada celda, por un contacto auxiliar del contactor del ventilador correspondiente.

El control de aislamiento CDA es único y actúa sobre las tres celdas de baja, dejando sin tensión toda la red de baja (a excepción de los cables WO, WOO) en caso de defecto de aislamiento. Los cables WO y WOO son de corta longitud (3-4 metros) y están situados dentro del centro de transformación por lo cual quedan bien protegidos.

5.3.2.2.- Ventiladores

La celda CB1 alimenta el cable WO1 que es de una sección de 3 x 70 mm^2 en sus conductores activos. Este cable está muy sobredimensionado pero el motivo de adoptar esta sección es uniformar las entradas y salidas de cable. De esta forma las tres salidas de las celdas de baja son de 3 x 70 y se utilizan los mismos zócalos y fichas enchufables de 200 A.

El cable WO1 se conecta a barras de CV1-CV2 mediante tomas enchufables de 200 A. Dichos cofres alimentan a los ventiladores M11 y M12 por sus cables W11 y W12 respectivamente. Estos cables se conectan a las salidas de sus cofres CV1 y CV2 mediante tomas enchufables de 40 A. Las conducciones W 11 y W12 estarán formadas por un número de 1 a 3 tramos de cable. Cada tramo es una pieza de 50 m de cable flexible de 4 x 10 mm^2 con dos fichas enchufables de 40 A, una en cada extremo. Con esto se consigue que los cables W11 y W12 puedan adaptarse en cuanto a longitud, a la marcha de la explotación, ya que si bien inicialmente estos cables deben medir casi 150 m cuando los ventiladores están en los niveles superiores, a medida que se van explotando éstos y se va descendiendo a otros niveles, las necesidades de alcance de estos cables son menores. Con este sistema de tramos de 50 m se consiguen longitudes de 50, 100 y 150 m lo cual da al sistema la versatilidad necesaria.

Los tramos que se unen mediante prolongadores dobles de 40 A tipo PRD-40 en los cuales se conectan las fichas enchufables de 40 A. Un último tramo de cable de pequeña longitud permite la conexión por prensaestopas a la caja de bornes del motor. Los cofres de los ventiladores, junto con la celdas de baja y el transformador, estarán situados en el centro de transformación.

5.3.2.3.- Monocarril

En la salida de las barras pasantes del segundo cofre de ventilador, y mediante toma enchufable de 200 A, se conecta el cable W10 que se tenderá a todo lo largo de la rampa principal hasta alcanzar la galería superior, donde se ubicará el cofre de maniobra y protección del motor del monocarril. Este cable es de longitud fija (150 m) y permanece durante toda la vida del pozo y es un cable flexible de 10 mm^2 de sección de cada uno de sus conductores activos.

El cofre CMN se situará próximo a la máquina del monocarril, para su mando directo desde los pulsadores del cofre. El motor de monocarril se alimenta por un cable flexible de 4 x 10, conectado al cofre mediante toma enchufable de 40 A.

De cada celda, CB2 ó CB3 parten los cables WO2 y WO3 formados también por tramos de 50 m de cable flexible, pero en este caso de 70 mm^2 de sección por fase y con tomas enchufables y prolongadores para 200 A, tipo PRD-200.

Cada cable alimenta al cojunto de cofres situados en el nivel correspondiente y que están unidos entre sí por puentes de cable de 3 x 70 con tomas enchufables de 200 A. El primero de los cofres debe ser siempre el de la machacadora, que será un SAIT de tipo K10 (ó K3) ya que sus barras pasantes son de mayor sección que las de los KO.

El resto de los cofres serán de tipo KOS con montaje Potasas de Navarra y su orden es indistinto ya que alimentan a los motores de los transportadores blindados que son todos iguales y de 22 KW.

Los cables de cada cofre a su motor serán flexibles, de longitud conforme a la distancia entre cada capa y la entrada del contraataque. Se ha tomado como longitud máxima, a efectos de cálculos, la de 40 m.

Los cables de los transportadores serán de 4 x 10 mm^2. Todos van conectados a su cofre mediante toma enchufable de 40 A.

Los transportadores se gobiernan desde el frente de trabajo, sea en avance para las preparaciones o en retirada para las explotaciones, mediante puestos de mando tipo PCB, los cuales se unirán a cada cofre mediante un cable de mando semiflexible de 4 x 1,5 mm^2.

5.3.2.5.- Circuitos de mando y protección

Todos los cables que deben ser desplazados durante la marcha de la explotación serán de tipo flexible apantallado para facilitar su manejo. Asimismo todas las tomas de tensión de potencia a partir de las celdas de baja serán de tipo enchufable para garantizar la seguridad de las uniones y permitir rápidas y fáciles sustituciones o variaciones de longitud.

Por todo ello resulta obligado la utilización de un sistema que garantice por un lado que no se desconecta una toma de presencia de tensión ni se da tensión a un cable no debidamente conectado en el otro extremo, y por otro lado que el conductor de protección tiene la debida continuidad.

Esta protección se realiza, en los cables que van desde los cofres a los motores, por el circuito de mando tipo 290 que va instalado en los cofres K0 y K10. Dicho circuito se termina en la caja de bornes del motor con un elemento fin de línea FLA/50 y actúa dejando sin tensión el cable cuando el circuito de Rc se interrumpe, sea por desconexión de la toma enchufable o por actuación del pulsador de parada situado en el puesto de mando remoto. También dispara el circuito, encendiendo la luz de defecto pantalla/tierra, cuando por existir un contacto entre la pantalla (por la que se introduce una corriente pulsante) y la tierra, se cortocircuita el diodo rectificador existente en el elemento fin de línea, con lo cual dispara el relé Rt que en este caso es recorrido por una corriente rectificada media onda.

Dado que el elemento fin de línea estará situado en la caja de bornes del motor, que en el caso de los motores Siemens de los transportadores es de seguridad aumentada (Exe), dicho elemento debe tener algún modo de protección. Por este motivo se ha escogido el elemento FLA/50/I5/207/1.82 m que está certificado en el modo de protección Exm (encapsulado).

En el caso de los cables flexibles de alimentación a barras de otros cofres, como es el caso de W10 ó W02 y W03, (estos dos últimos estando además formados por 1, 2 ó 3 tramos unidos entre sí por tomas enchufables) la función de protección se realiza en las celdas U11 que incorporan el circuito de mando tipo 290. En este caso el funcionamiento del circuito es idéntico pero la terminación del cable se realiza mediante fichas enchufables especiales que son ciegas e incorporan internamente el elemento fin de línea y que se conectan al zócalo enchufable de 200 A del último cofre de los alimentados por el cable de que se trate. Estas fichas son antideflagrantes por lo que el elemento fin de línea puede ser cualquiera que cumpla las especificaciones del circuito. Se usará el MINI ASPIC-R o bien el FLA/50.

Este circuito se saca además de la celda U11 por un prensaestopas auxiliar y con ayuda de una caja de derivación se hace pasar por un contacto auxiliar del contactor del ventilador correspondiente al subnivel que alimenta la celda, y por un contacto del relé de disparo del control de aislamiento. De esta manera se consigue por una parte dejar sin tensión el fondo de saco si no está funcionando el ventilador, y por otra provocar el disparo en caso de fallo del aislamiento de la red.

Debe resaltarse que estos circuitos de mando basados en el circuito de seguridad 290 de SAIT, al ser utilizados como protección del cable flexible, no se han considerado como circuitos de seguridad intrínseca, y por este motivo todo el material utilizado en ellos es antideflagrante o de seguridad aumentada.

5.3.3.- Material empleado

A continuación se describen las características generales de los materiales eléctricos empleados en este montaje.

5.3.3.1.- Motores

Todos los motores son antideflagrantes y están debidamente homologados, son asíncronos, trifásicos, de rotor en cortocircuito y refrigerados por aire. En el caso del monocarril el motor que está previsto emplear es de 23 KW cuando lo normal sería emplear motores de 22 KW identicos a los de los transportadores. Ello se debe a que está previsto comprar el cabrestante del monocarril a Potasas de Navarra que lo suministra con un motor de 23 KW. Evidentemente cuando este motor se averíe será sustituído por otro de 22 KW.

Las características de los distintos motores son las siguientes :

Transportadores : SIEMENS 1MQ2 136-4EG 36
Carcasa 9d s/DIN 42671
Forma constructiva B3/B5
Potencia nominal 22 KW
Velocidad nominal 1445 rpm
Tensión nominmal 500 V
Intensidad nominal 33.5 A
Rendimiento 89,5%
Factor de potencia 0,85
Grado de protección IP 44
Modo de protección Exd, e
Clase de aislamiento F

Monocarril : SIEMENS dUOR-793
Forma constructiva B3/B5
Potencia nominal 23 KW
Velocidad nominal 1445 rpm
Tensión nominal 500 V
Intensidad nominal 36 A
Rendimiento 88 %
Factor de potencia 0,85
Grado de protección P33, P34
Modo de protección Exd,e
Clase de aislamiento F

Ventiladores : WESTINGHOUSE
Forma constructiva B5
Potencial nominal 7,5 KW
Velocidad nominal 3000 rpm
Tensión nominal 500 V
Grado de protección P33
Modo de protección Exd

5.3.3.2.- Cofres de tajo

Para todos los motores de potencia igual o inferior a 23 KW, se utiliza el cofre SAIT KOS con montaje de Potasas de Navarra. La potencia nominal del cofre SAIT es de 25 KW, pero el montaje utilizado por PDN incorpora un contactor para 63 A con categoría de servicio AC3 por lo cual el cofre en realidad está suficientemente dimensionado para esta aplicación ya que la intensidad nominal de los motores de los transportadores es de 33,5 A.

Los cofres KO con montaje PDN incorporan además de las protecciones térmicas y magnéticas, el vigilador de defecto a tierra a contactor abierto LD1, y un circuito de mando de seguridad tipo 290, así como un amperímetro. La entrada y salida de los cables conectados a las barras pasantes se hace mediante zócalos para tomas enchufables de 200 A. La salida de utilización también se conecta mediante toma enchufable pero en este caso de 40 A.

Los cables de mando, en el caso de los transportadores, y de enclavamiento, en el caso de los ventiladores, se introducen en los cofres KO mediante entradas de cables para semiflexibles tipo EQ ds 41. Cuando no se utiliza esta entrada se usa una tapa obturadora PO11.

Los cofres constan de dos compartimentos antideflagrantes independientes : el superior, cerrado por una tapa atornillada, que contiene las barras pasantes y el seccionador inversor, y que soporta las entradas y salidas de potencia.

El compartimento inferior incluye el resto de la aparamenta montada sobre un carro extensible. Este compartimento lleva una puerta de apertura rápida enclavada con el seccionador mecánicamente, de manera que resulta imposible su apertura en tensión.

5.3.3.3.- Celdas de distribución de baja tensión.

Las tres celdas son SAIT tipo U11 e incorporan un interruptor de potencia cuya intensidad nominal es 250 A. Esta intensidad no se alcanza en ningún cable en régimen permanente ya que en el cable más cargado que es el de 3 x 70 que alimenta a cuatro transportadores y la machacadora, la intensidad de servicio será de 216 A.

Otras características importantes de la celda son :

Tensión de servicio :	550 V
Capacidad de ruptura del interruptor :	15 KA
Intensidad nominal de las barras :	320 A
Intensidad nominal de la celda :	250 A

Cada celda consta de un compartimento inferior con tapa frontal atornillada que contiene el juego de barras pasantes y el seccionador tripolar. La cámara de barras se acopla mediante bridas laterales a otra celda o a una caja de conexión a cables.

La cámara superior tiene una puerta de apertura rápida con enclavamiento mecánico con el seccionador para impedir la apertura en tensión.

La salida del cable de utilización se efectúa por la tapa superior mediante un codo orientable al que se le adapta un zócalo enchufable para 200 A.

La salida auxiliar para disparo externo se realiza por una entrada de cable auxiliar EQ ds 41 para cable semiflexible situada en la pared posterior de la celda.

Como aparamenta adicional, cada celda incorpora un circuito de seguridad tipo 290 y señalización de presencia de tensión, y defecto a tierra en la pantalla del cable de salida.

Un enclavamiento eléctrico asegura el disparo del interruptor al intentar abrir el seccionador con el interruptor cerrado.

Asimismo, una bobina a falta de tensión produce la apertura del interruptor cuando falta la tensión de alimentación, obligando a un reenganche manual cuando se estrablece la tensión. También esta bobina permite el disparo por el control de aislamiento CDA y por el enclavamiento con los contactores de los ventiladores.

5.3.3.4.- Transformador

Se utiliza un transformador trifásico seco antideflagrante SAIT tipo TAR 500 cuyas características principales son las siguientes :

Tensión primario	5000 ± 5% V
Tensión secundario (en vacio)	983/568 V
Potencia	500 KVA
Pérdidas en el hierro	2500 W
Pérdidas en el cobre (115ºC)	5000 W
Tensión de cortocircuito	3,8 %
Peso aproximado	8.200 Kg
Refrigeración	AN/AN
Conexión (con secundario a 500V)	Dd.

Consta de un cuerpo central que constituye la cuba del transformador y dos cajas de bornes, una para la alta tensión y otra para la baja, situadas en los extremos.

La tensión del primario se regula mediante tomas existentes en el interior de la cuba. Existen tomas para +5% y -5% de la tensión nominal. Se utilizará la toma de -5% cuando la longitud del cable alta provoque tal caida de tensión.

La conexión del secundario para 1000 ó 500 V también se realiza mediante puentes en el interior de la cuba. Estos estarán situados en la posición de 500 V.

5.3.4.- Cálculo de los cables

En los apartados siguientes se consideran todos los aspectos de cálculo necesarios para definir los cables eléctricos que se van a utilizar en este proyecto.

5.3.4.1.- Tipos de cables utilizados

Los cables de potencia de baja tensión son de fabricación PIRELLI y suministrados por POTASAS DE NAVARRA, S.A.

Son cables flexibles apantallados y corresponden a la denominación PIRELLI "Eproneo flexible minas" que es un tipo de cable homologado.

Las principales características de estos cables son :

- Tensión nominal 0,6/1 KV.
- Conductores de cobre clase 6 s/UNE 21.117.
- Aislamiento de EPR, clase AD1 s/UNE 21.117.
- Conductor o conductores de protección aislados con EPR.
- Corona de filásticas como drenaje de pantalla (sólo en cables de PDN).

- Pantalla de cinta mixta cobre/algodón.
- Cubierta doble de Polietileno clorosulfonado (Hypalon) tipo CI1 s/UNE 21.117. Trenza textil intermedia. En los cables suministrados directamente por PIRELLI, la cubierta será de Neopreno, mezcla CN3 s/UNE 21.117.

Las secciones de los cables que se utilizan de este tipo, y su composición, es la siguiente : (en mm^2).

- 3 x 70 + 2 x 25 + 1 x 10 + pantalla

- 4 x 10 + 1 x 6 + pantalla

En cuanto al cable de mando, será suministrado directamente por PIRELLI y será un cable semiflexible del tipo "Sintenax M2 semiflexible minas". Las características de este cable son :

- Tensión nominal 0,6/1 KV
- Composición : 4 x 1,5 mm^2
- Conductores de cobre clase 5 s/UNE 21.022
- Aislamiento PVC mezcla AV3 s/UNE 21.117
- Asiento de armadura material termoplástico
- Armadura de cablecillos de acero
- Cubierto de PVC mezcla CV2 s/UNE 21.117

Se ha escogido un cable semiflexible para cable de mando ya que se considera que es el que, de toda la instalación, se va a ver sometido a un peor trato, ya que los pulsadores de mando a distancia de los transportadores irán junto al retorno de éstos e irán retirándose con la marcha de la explotación, y el cable estará sometido a muchos movimientos, golpes y todo tipo de solicitaciones mecánicas. Por este motivo un cable semiflesible alargará la vida media de estos cables, al mismo tiempo que proporciona una mejor consistencia mecánica a las uniones cable/prensaestopas, mejorando el mantenimiento de la seguridad.

Los cables de potencia, en cambio, son cables que no se moverán más que cuando se monte o desmonte el equipo que alimentan, y que en general estarán sometidos a mejor trato. Por este motivo, y sobre todo para permitir un más fácil manejo de los cables en dimensiones reducidas de galerías, se ha escogido un cable flexible.

5.3.4.2.- Intensidades máximas permanentes

En este apartado se definen las secciones mínimas que deben tener los cables de la instalación, desde el único punto de vista de su máxima intensidas admisible en régimen permanente.

Para definir la intensidad máxima admisible de los cables de la red de baja tensión, se ha partido de los datos del fabricante (PIRELLI) para cables con aislamiento de EPR para tensiones de servicio de hasta 1 KV. Dichos datos se han multiplicado por los siguientes coeficientes :

- 1,18 : Coeficiente térmico ya que los datos del fabricante se refierente a una temperatura ambiente de 40ºC. En este caso se ha supuesto una temperatura de 20º C.

- 0,95 : Coeficiente de calentamiento mutuo entre cables situados proximamente. Esto se ha tendio en cuenta ya que los cables serán tendidos paralelos por los hastiales y posiblemente arrollados sobre si mismos.

- 0,95 : Coeficiente restrictivo por aplicación del criterio del nuevo Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica.

En definitiva un coeficiente multiplicador de 1,06 que aplicado a los datos del fabricante, resulta la siguiente tabla aplicable a este proyecto :

Sección (mm^2)	Máxima intensidad (A)
6	45
10	63,5
16	85
25	111
35	138
50	170
70	212
95	265
120	307

Y teniendo en cuenta las intensidades nominales de los motores, resultan las siguientes cargas en amperios y secciones mínimas de los cables de la instalación :

Cable	Carga max. (A)	Sección mínima (mm^2)
W11,W12	12	6
W21...W24,W31...W34	33,5	6
W10,W13	36	6
W01	60	10
W02	216x0,9=194,4 (*)	70
W03	134x0,9=120,6 (*)	35
W00	410x0,9=360 (*)	2x70

(*) Como puede verse, a los cables que alimentan varias cargas, se les ha aplicado un coeficiente de simultaneidad de 0,9.

5.3.4.3.- Caídas de tensión.

La caída de tensión en una línea trifásica está dada por la expresión :

$$\Delta u = \sqrt{3}\ (I.R \cos \phi + I.X. \operatorname{sen} \phi)$$

siendo I la intensidad que circula por el cable y R y X las resistencias e impedancias totales en el tramo de cable recorrido. Suponiendo un factor de potencia determinado y teniendo en cuenta los valores de resistencia e impedancia de los cables, por kilómetro de longitud, pueden combinarse estos datos para hallar un factor K que reduzca la expresión anterior a :

$$\Delta U = I.K.L$$

siendo L la longitud en kilómetros del tramo de cable considerado. El valor K es proporcionado por el fabricante para un factor de potencia de 0,8, lo cual está del lado de la seguridad ya que los motores de la instalación tienen todos los factores superiores o iguales a 0,84.

A continuación se indica la tabla del coeficiente K para un factor de potencia 0,8 :

Sección del cable (mm^2)	K
3x6	5,59
3x10	3,34
3x16	2,13
3x25	1,38
3x35	1,01
3x50	0,77
3x70	0,56
3x95	0,42
3x120	0,35

Dado que la máxima caída de tensión admisible en los motores es del 5% en régimen permanente, dicha caída debe repartirse entre los cables que van desde las celdas a

los subniveles (W02, W03) y los que van de los cofres a los motores, en una relación aproximada de 2 a 3, ya que partimos de la tensión nominal de 500 V en los bornes de baja del transformador.

A continuación se analizan las diversas hipótesis para los cables de baja, en función de sus longitudes máximas : (Ver plano G5-21/83-03).

- Alimentación ventiladores (W11, W12)
  Por normalización se adopta sección de 10 mm^2, lo que produce

  $\Delta V = 12.3,34 \cdot 0,15 = 6,01$ V (1,2%)

- Alimentación transportadores (W21...W24, W31...W34)

  con 10 mm^2 :

  $\Delta V = 33,5 \cdot 3,34 \cdot 0,07 = 7,8$ V (1,5 %)

- Alimentación monocarril (W10, W13).

  Con 10 mm^2 :

  $\Delta V = 36 \cdot 3,34 \cdot 0,160 = 19,24$ V (3,8%)

  Esta caída de tensión es algo elevada pero está dentro del margen legal; por otro lado dado que W01 tiene poca carga la caída real de tensión será bastante menor.

- Alimentación a grupo de cofres de subnivel, con machacadora (W02).

Con 70 mm^2 :

$\Delta V = 194,4 \cdot 0,56 \cdot 0,150 = 16,32$ V (3,2%)

- Alimentación a grupo de cofres de subnivel, sin machacadora (W03).

Con 70 mm^2 :

$\Delta V = 120,6 \cdot 0,56 \cdot 0,150 = 10,13$ V (2%)

- Alimentación a grupo de cofres de ventiladores (W01)

Se toma 70 mm^2 por uniformidad. La caida de tensión es despreciable.

- Alimentación a barras de celdas de distribución (WO, WOO). Por su corta longitud la caída de tensión es despreciable. Cuando la carga sea la máxima prevista en el proyecto (369 A) se utilizarán dos cables de 3 x 70 en paralelo, conectados a ambos extremos de las barras ya que la capacidad de estas barras es de 320 A, por lo cual es necesario alimentar en paralelo para asegurar un reparto de corriente por debajo de dicho valor. Para mejorar las condiciones de reparto, los dos cables WO y WOO serán de la misma longitud.

5.3.3.- Protecciones

En los apartados siguientes se describen las protecciones que se utilizarán para prevenir los riesgos de sobrecargas, cortocircuitos y contactos indirectos.

5.3.5.1.- Sobrecargas

Todos los elementos sensibles a sobrecargas, esto es, los motores, disponen de relés térmicos en los cofres de maniobra de los mismos.

Se utilizarán tres tipos relés, correspondientes a los tres márgenes de potencia claramente diferenciados :

- Ventiladores (In = 12A)

- Transportadores y monocarril (In = 33,5 - 36 A)

Para los ventiladores y transportadores, que se gobiernan ambos con cofres KO, se montarán en dicho cofre distinto tipo de relés térmicos. Concretamente para los ventiladores (In = 12 A) se utiliza el tipo LR1-D12316 (10-13A) y para los transportadores y monocarril (In = 33,5-36A) el tipo LR1-D40355 (33-40A) ambos de Telemecánica. Estos relés son diferenciales y disparan por sobrecarga asimétrica.

Las celdas de distribución U11 incorporan asimismo relés térmicos en el interruptor compacto. La regulación en las celdas U11 se ajustará a la máxima intensidad admisible por el cable al cual protegen. Esto es, 212A para el cable de 3x70 (caso de CB2 y CB3) y 63 A para el cable de 4 x 10 (caso de CB1).

El transformador queda protegido indirectamente por las celdas U11 y directamente en su protección de alta tensión.

5.3.5.2.- Cortocircuitos.

La protección contra cortocircuitos se basa en disponer fusibles de potencia en los cofres de los motores, y protecciones magnéticas en las celdas de distribución.

Los cofres incorporarán fusibles de tipo NH (DIN 57636) de calibre 63 A, cuya capacidad de ruptura es de 50 KA a 500 V. La intensidad mínima de cortocircuito, de acuerdo con las intensidades de cortocircuito calculadas en cada caso.

En las celdas U11 no existen fusibles ya que la capacidad de corte del interruptor es de 15 KA. Las celdas U11 protegen los cables de alimentación a los cofres, disparando en caso de cortocircuito en los mismos o en los embarrados de los cofres. El disparo es provocado por la protección magnética del interruptor. La selectividad entre los fusibles de los cofres y el interruptor de las celdas viene marcada por la regulación del magnético de éste y por los diferentes tiempos de respuesta, que es muy corto para los fusibles en el caso de intensidades de cortocircuito.

Los cortocircuitos en barras de las celdas, cables de alimentación a éstas y transformador, quedan protegidos por la celda D-400 de alta tensión que alimenta al transformador.

5.3.5.3. Contactos indirectos

La protección contra electrocución está prevenida por dos tipos de medidas :

- Conexión equipotencial de las masas y puestas a tierra.
- Protección contra defectos del aislamiento.

La conexión de todas las masas de la instalación se efectúa mediante los conductores de protección de los cables que unen los motores con los cofres y éstos a su vez con el transformador. Los conductores de protección tienen todos una sección superior a la reglamentaria. En aquellos elementos que no están unidos por cable, como es el caso de las tres celdas unidas directamente por bridas, se efectuará una conexión externa bien visible entre las masas metálicas, utilizando para ello trenza de cobre desnudo de 50 mm^2 de sección. En el centro de transformación se unirán también de esta forma las celdas con la carcasa del transformador, y masas metálicas próximas, tales como cuadros metálicos, valla de protección, railes y tubería de aire comprimido, y todas ellas con la puesta a tierra.

La puesta a tierra se hará en el mismo centro de transformación y estará constituída por una excavación de 1,2 metros de profundidad y sección cuadrada de 70 cm de lado, rellena de carbón vegetal y en la que se introducirá verticalmente una chapa metálica de hierro galvanizado de espesor 4 mm y dimensiones 100 x 50 cm.

A esta placa se unirá la conducción de tierra mediante pinza de presión con materiales resistentes a la corrosión, protegida con pasta aislante.

Igualmente, todas las derivaciones y uniones de la conducción a tierra, que será vista, se efectuará con manguitos de presión de material no alterable por la oxidación.

La resistencia de esta puesta a tierra, puede estimarse que no superará los 10 Ω .

A esta resistencia debe sumarsele la resistencia de los conductores de protección para el caso más desfavorable, esto es, para el equipo eléctrico cuya resistencia a tierra será mayor. Esto ocurre en el monocarril ya que su cable es de gran longitud y pequeña sección. La resistencia de los conductores de protección para este caso, es la correspondiente a 160 metros de cable de 10 mm^2, es decir :

$$2,310 \times 0,16 = 0,37 \Omega .$$

siendo 2,310 la resistencia de 1 Km de cable a 90º C.

Lo cual supone un total de 10,37 de resistencia, en el caso más desfavorable, entre las masas metálicas y tierra.

Dado que la red de 500 V es un sistema con neutro aislado, la única intensidad de defecto en caso de fallo del aislamiento, es la capacitiva, que, teniendo en cuenta la extensión de la red y sus características, puede estimarse en unos 50 mA. Esto quiere decir que en caso de defecto a tierra, la elevación máxima de tensión de las masas, será de :

$$0,05 \cdot (10,37 + 2) = 0,62 \text{ V}$$

donde se han asignado 2Ω a la resistencia de los embornamientos sucesivos. Como puede verse la tensión lmáxima de contacto es muy baja, y por supuesto está por debajo de los 24 V reglamentarios para locales húmedos.

Además existe una protección para provocar el disparo en caso de defecto a tierra de una fase activa. Esta protección es el Control de Aislamiento de SAIT tipo CDA 1 situada junto al transformador y que provoca el disparo de las tres celdas de baja que alimentan la explotación, cuando la resistencia del aislamiento conjunto de la red desciende por debajo de 10 KΩ.

Para medir esta resistencia, el dispositivo funciona inyectando en las fases activas y tierra una tensión contínua y midiendo la corriente que se establece. El CDA ofrece asimismo una lectura contínua del aislamiento y una señalización de alarma al alcanzar el aislamiento un valor de 40 KΩ.

Por otra parte, en cada cofre de motor existe la protección LD1 cuya función es similar a la del dispositivo CDA1 pero sólo funciona cuando el contactor está abierto, impidiendo una nueva conexión del mismo si existe un defecto a tierra en el motor o en su cable de alimentación.

Por tanto, estando el sistema en tensión, si hay un defecto disparará el CDA 1, que podrá volver a rearmarse si el defecto no está entre las celdas de baja y los cofres, sino en los motores y sus cables. Al volver a conectar las celdas de baja, aquellos motores que estén sanos podrán volver a funcionar pero el motor que haya tenido el defecto en él mismo o en su cable de alimentación, no podrá arrancarse ya que al recibir tensión el cofre su protección LD1 señaliza el defecto e impide la conexión del contactor, evitándose así un cierre sobre defecto. Caso de estar el defecto en los cables que van desde las celdas de baja a los grupos de cofre, al reconectar la celda afectada, volverá a disparar el CDA 1 y con ello todas las celdas de nuevo y de esta manera se localiza el cable defectuoso.

En todo caso, los cables WO y WOO que van desde el transformador al embarrado de las celdas de baja, quedan siempre en tensión. En caso de producirse un defecto a tierra en dicho tramo, el CDA 1 dispara y señaliza el defecto pero sigue habiendo tensión en WO y WOO, por lo cual debe dispararse la protección del transformador en alta tensión. No obstante, los cables WO y WOO son de muy corta longitud y están situados dentro del centro de transformación, por lo cual es muy improbable un defecto en ellos.

5.3.6.- Cálculo de cortocircuito

En los apartados siguientes se exponen los cálculos de las potencias e intensidades de cortocircuito y se justifica la capacidad de ruptura de los elementos de protección y de la aparamenta empleada.

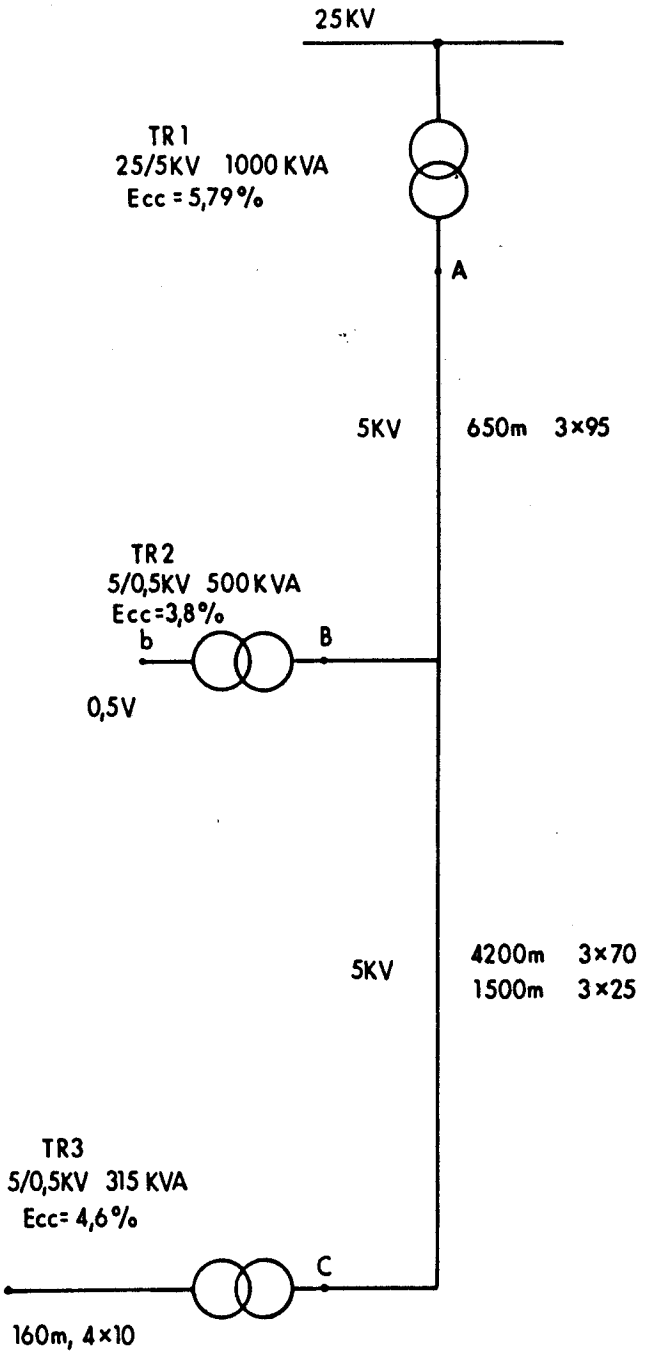
5.3.6.1.- Potencias e intensidades de cortocircuito

La potencia de cortocircuito en barras de entrada de la subestación (25 KV) es, según datos suministrados por la compañía eléctrica (FECSA) inferior a 500 MVA.

En base a este dato de partida, pueden calcularse las potencias de cortocircuito máximas en la instalación, tanto en la red de 5 kV, como en la de baja. Para ello se ha utilizado el método de la suma de impedancias.

En el plano G-8410-23 se representa el esquema unifiliar equivalente, donde se indica la nomenclatura utilizada en estos cálculos.

Se denomina punto "b" al punto de la red de baja donde se obtendrá una potencia de cortocircuito máxima, y se le supone en bornes del secundario de un transformador de 500 KVA, situado a 650 m. de bocamina y alimentado en 5 KV por un cable de 95 mm^2 de sección. Se denomina punto "c" a aquel en el que se encontrará la potencia y corriente de cortocircuito mínima, y estará situado detrás de un transformador de 315 KVA, situado en el punto más alejado de la mina y alimentado en 5 KV por 4200 m. de cable de 3 x 70 y 1500 m. de cable de 3 x 25, y con un cable de baja de 160 m. de longitud en sección 4 x 10 mm^2.



CARBONES PEDRAFORCA, S. A.	EL INGENIERO DE MINAS

ESQUEMA PARA EL CALCULO DE POTENCIAS DE CORTOCIRCUITO

REVISION		PLANO Nº G-8410-23
FECHA	12 DIC. 1984	
ESCALA		

La impedancia equivalente del generador será :

$$Ecco = 100 \frac{P1}{Pcco} = 100 \frac{1}{500} = 0,2\%$$

$$X_0 = \frac{Ecco}{100} \cdot \frac{U^2}{P1} = \frac{0,2}{100} \cdot \frac{625}{1} = 1,25\ \Omega\ (25\ KV)$$

y del transformador de exterior TR1

$$Xtr1 = \frac{5,79}{100} \cdot \frac{625}{1} = 36,18\ \Omega\ (25\ KV)$$

refiriéndolo todo a 5 KV

$$X_0 = 1,25 \left(\frac{5}{25}\right)^2 = 0,05\ \Omega\ (5\ KV)$$

$$Xtr1 \quad 36,18 \left(\frac{5}{25}\right)^2 = 1,44\ \Omega\ (5\ kV)$$

Ya puede calcularse la potencia de cortocircuito en bornes del transformador de exterior (Punto A), que es la máxima potencia de cortocircuito en 5 KV.

$$\overline{ZccA} = \overline{X_0} + \overline{Xtr1} = j\ 0,05 + j\ 1,44 = j\ 1,49$$

$$|Zcc1| = 1,49\ \Omega$$

$$PccA = \frac{U^2}{Zcc1} = \frac{25}{1,49} = 16,78\ MVA \quad (5\ KV)$$

$$IccA = \frac{Pcc1}{3.V} = \frac{16,78}{1,732.5} = 1,93 \text{ KA } (5 \text{ KV})$$

Denominando como Icc la intensidad en régimen permanente del cortocircuito tripolar.

En base a los datos de los cables se calculan las impedancias totales de los cables hasta B y C :

$$\overline{ZLB} = 0,65\ (0,249 + j\ 0,105) = 0,162 + j\ 0,068 \quad (5 \text{ KV})$$

$$\overline{ZLC} = 4,2\ (0,345 + j\ 0,108) + 1,5\ (0,936 + j\ 0,122) = 2,853 + j\ 0,637$$

No se considera la impedancia de la línea aérea.

Las impedancias de los transformadores de interior serán :

$$Xtr2 = \frac{3,8}{100} \cdot \frac{25}{0,315} = 1,9\ \Omega \ (5 \text{ KV})$$

$$Xtr3 = \frac{4,6}{100} \cdot \frac{25}{0,315} = 3,65\ \Omega \ (5 \text{ KV})$$

Con lo que la impedancia de cortocircuito hasta el punto b, referida a 5 KV será :

$\overline{Zccb} = X_0 + Xtr1 + ZLBV + Xtr2$

$\overline{Zccb} = j\ 0{,}05 + j\ 1{,}44 + 0{,}162 + j\ 0{,}068 + j\ 1{,}9 = 0{,}162 + j\ 3{,}458$

$|Zccb1| = 3{,}461\ \Omega$ (5 KV)

que referida a la baja tensión

$|Zccb| = 3{,}461\ \frac{(0{,}5)^2}{(5^2)} = 0{,}0346\Omega(0{,}5\ KV)$

con lo que la potencia de cortocircuito máxima en la red de baja será :

$Pccb = \frac{0{,}25}{0{,}0346} = 7{,}22$ MVA (0,5 KV)

$Iccb = \frac{7{,}22}{1{,}732.0{,}5} = 8{,}34$ KA

La potencia mínima de cortocircuito obtenida al intercalar en el circuito toda la resistencia del cable, en su caso más desfavorable, no es un dato fiable, ya que los 500 MVA de partida proporcionadas por la compañía suministradora es un valor máximo, pero no real. De todos modos, y a efectos de comparación, se calcula a continuación esta potencia mínima partiendo de los 500 MVA :

$\overline{ZccC} = X_o + Xtr1 + ZLC$

$\overline{ZccC} = j\ 0{,}05 + j\ 1{,}44 + 2{,}853 + j\ 0{,}637 = 2{,}853 + j\ 2{,}127$ (5KV)

$|ZccC| = 3{,}558\ \Omega$ (5 KV)

La corriente de cortocircuito mínima en 5 KV será entonces :

$$IccC = \frac{5}{2.3,558} = 0,689 \text{ KA.}$$

Y a continuación calculemos la potencia de cortocircuito mínima en la red de baja tensión. En este caso, además de sumar las impedancias de 25 y 5 KV, se suma la impedancia máxima en la red de baja, en la cual se supone el caso más desfavorable de 160 metros de cable de 4x10 mm^2 (caso del monocarril) lo cual supone una impedancia

$$\overline{Z'LC} = 0,16\ (2,344 + j\ 0,088) = 0,375 + j\ 0,014 \quad (0,5\ KV)$$

Con lo cual :

$$\overline{Zccc} = X_0 + Xtr1 + ZLc + Xtr3 + Z'LC$$

$$XO = 0,05.0,01 = 0,0005 \quad (0,5\ KV)$$
$$Xtr1 = 1,44.0,01 = 0,0144 \quad (0,5\ KV)$$
$$ZLc = (2,853 + j\ 0,637)\ 0,01 = 0,0285 + j\ 0,00637 \quad (0,5\ KV)$$
$$Xtr3 = 3,65.0,01 = 0,0365 \quad (0,5\ KV)$$

$$\overline{Zccc} = j\ 0,0005 + j\ 0,0144 + 0,0285 + j\ 0,00637 + j\ 0,0365 + 0,375 + j\ 0,014 = 0,4035 + j\ 0,0718 \quad (0,5\ KV)$$

$$|Zccc| = 0,4098\ \Omega \quad (0,5\ KV)$$

$$Iccc = \frac{5}{2.0,4096} = 0,61 \text{ KA}$$

5.3.6.2.- <u>Comprobación de la capacidad de ruptura contra cortocircuitos.</u>

En baja tensión, la máxima potencia de cortocircuito resulta ser 7,22 MVA, con una intensidad de 8,34 KA, lo cual está muy por debajo de los 15 KA que pueden cortar los interruptores automáticos de las celdas U11 y de los 50 KA que

pueden cortar los fusibles instalados en los cofres KO. La intensidad mínima del cortocircuito en 500 V ha resultado ser 610 A, lo cual, dada la baja potencia de los motores en general, es perfectamente discernible de una punta de arranque, y además hace saltar los fusibles de un cofre KO en un tiempo inferior a 0,01 segundos.

5.3.6.3.- Comprobación de la capacidad de la aparamenta contra cortocircuitos.

En baja tensión la intensidad de corto máxima puede llegar a 8,34 KA en bornes del transformador. Un cable de 3x70 puede soportar esta corriente durante 1,4 segundos, pero un cable de 10 mm^2, sólo durante unos 35 milisegundos. De todos modos este caso sólo podría darse en la salida del cable W10 que alimenta al cofre del monocarril, que es el único no protegido por fusibles en cabecera (que limitan la corriente de paso en el cortocircuito), y el retardo mínimo de los relés de la celda D400 es de 30 milisegundos, por lo que en este caso particular la situación anda algo crítica y cabe la posibilidad de que en caso de cortocircuito al principio de este cable, quede dañado el aislamiento, por lo cual se recomienda que, tras ocurrir este hecho, se revise el cable y en caso necesario se cambie.

Desde el punto de vista de las solicitaciones electrodinámicas y térmicas sobre la aparamenta en general, puede decirse que no hay muchos datos en este sentido, respecto a los equipos de interior, pero se estima por experiencia que su comportamiento es bueno en este sentido.

6.- ESTUDIO ECONOMICO

En algunos proyectos mineros, en particular en este caso, en que se pretende estudiar la implantación de un nuevo método de explotación sin que se tenga la necesidad de realizar elevadas inversiones, los resultados económicos pueden evaluarse a partir de un análisis de rendimientos esperados, sin necesidad de realizar análisis financieros.

El rendimiento, en términos de tonelaje por jornal es un parámetro indicativo de gran utilidad para comparar resultados en diversos procesos productivos. Por ello, a

continuación, se realiza un estudio de la organización del personal y composición de los relevos, producciones; y a partir de estos datos se calculan los rendimientos.

6.1.- Organización del personal

En el Cuadro IX se muestra la distribución de jornales, por relevo, que es necesaria para la marcha del ensayo y que totaliza 31 personas. Esta cifra, que es la que se ha utilizado para realizar los cálculos de ventilación, incluye todos los jornales de interior que se consideran necesarios.

SITUACION	TRABAJO A REALIZAR	Nº JORNALES/relevo (PARCIAL)	Nº JORNALES/relevo (TOTAL)
SUBNIVELES EN EXPLOTACION	Arranque y evacuación del carbón.	2	8
	Electromecánico.	1	1
	Vigilante.	1	1
			10
SUBNIVELES EN PREPARACION	Avance de niveles	2 ó 3 s/potencia	9
	Electromecánico	Incluido en expl.	--
	Vigilante	1	1
			10
PREPARACION DE LABORES EN ROCA	Avance de pozos.	Son 3 jornales/ relevo, para preparación, que se distribuyen segun necesidades. Se presentan valores medios.	0,55
	Avance de recortes.		1,70
	Otros avances.		0,75
			3
SERVICIOS	Suministro de materiales.	1,5	1,5
	Transporte de carbón (cinta).	1	1
	Montaje.	1	1
			3,5
VARIOS	Vieros, vagoneros, mecánico, etc.	4	4
DIRECCION	Facultativo.	0,5	0,5
TOTAL JORNALES/RELEVO (INTERIOR) = 31			

Cuadro IX. Distribución de jornales

En principio CARBONES PEDRAFORCA S.A. prevé el trabajo a dos relevos pero esto no altera la distribución de jornales antes indicada.

A continuación se detalla la organización de los trabajos a realizar suponiendo que existan cuatro subniveles en preparación y otros cuatro en explotación.

6.1.1.- Subniveles en preparación

Las operaciones a realizar son : desescombro, colocación del sostenimiento, añadir chapa al transportador, barrenado de pega y carga y disparo.

Se estima que estas labores se pueden realizar con 3 jornales en los subniveles de 4ª (más ancha) y con 2 jornales para los subniveles de las demás capas. A esto se le añade un vigilante y se obtienen 10 jornales.

6.1.2.- Subniveles en arraque

Las operaciones básicas a realizar son : evacuación del carbón, recuperación del sostenimiento en su caso, retirada de chapa del transportador, barrenado de los tiros de arranque, carga y disparo de la pega. Se estima que estas labores se pueden realizar con dos personas por subnivel, un vigilante y un electromecánico que atenderá también los subniveles en preparación. Esto supone la utilización de 10 jornales.

6.1.3.- Labores en roca

En este apartado se incluyen la preparación de los pozos, los recortes a las capas, niveles de cabeza y base.

6.1.3.1.- Pozo de muro.

El avance del pozo se realiza con 3 jornales a una media de 1,2 m/relevo. Para el módulo inicial necesitan realizarse unos 240 m. de pozo, según se puede ver en el plano G-8410-8 lo que supone :

$$\frac{240\ (m)}{1{,}2\ (m/relevo)} \times 3\ \frac{jornales}{relevo} = 600\ jornales$$

Estos trabajos deben realizarse integramente antes de iniciar el ensayo; pero, dado que se espera que el ensayo tenga éxito, se supone que una vez acabada la preparación del módulo inicial se acometerá la preparación del siguiente de tal forma que los jornales necesarios para estos trabajos pueden repartirse a lo largo del tiempo.

Si para cada subnivel se necesitan 9 x sen 35º = 15,7 m. de pozo y el avance es de 1,2 m/relevo con 3 jornales :

$$\frac{15{,}7\ (m)}{1{,}2(m/relevo)} \times 3\ \frac{jornales}{relevo} = 39\ jornales$$

Con esta longitud de pozo se despilan unos 120 m. de subnivel con un avance medio de 1,70 m/relevo aproximadamente, lo que supone :

$$\frac{120\ (m)}{1{,}70(m/relevo)} = 70{,}59\ relevo$$

por tanto el trazado del pozo supone

$$\frac{30 \text{ jornales}}{70{,}59 \text{ relevos}} = 0{,}55 \ \frac{\text{jornales}}{\text{relevo}}$$

6.1.3.2.- Recortes

Operando como en el caso anterior y teniendo en cuenta que por cada nivel se dan 60 m. de recortes con un avance medio de 1,5 m/relevo con 3 jornales :

$$\frac{60 \text{ (m)}}{1{,}5 \text{(m/relevo)}} \times 3 \ \frac{\text{jornales}}{\text{relevo}} = 120 \text{ jornales}$$

que se corresponden a los 70,59 relevos de despile con lo cual son precisos :

$$\frac{120}{70{,}59} = 1{,}70 \text{ jornales/relevo}$$

6.1.3.- Niveles de cabeza y base

Se necesita realizar 120 m en cada uno de los niveles. Los relevos estarán formados por tres productores y los avances previstos de 1,50 m/relevo.

Por tanto el nº de jornales necesario para un panel será :

$$\frac{240 \times 3}{1{,}5} = 480 \text{ jornales.}$$

y para un subnivel

$$\frac{480 \text{ jornales}}{9 \text{ subniveles}} = 54 \text{ jornales/subnivel}$$

Y como para explotar un subnivel según el apartado 6.1.3.2.- hacen falta 70,59 relevos tendremos que la incidencia de mano de obra de los niveles de cabeza y base en la explotación será :

$$\frac{54 \text{ jornales}}{70{,}59 \text{ relevos}} \quad 0{,}75 \text{ jornales/relevo}$$

6.1.4.- Servicios

En esta categoría se incluyen 3 jornales para cada 2 relevos para suministros, 1 jornal para montajes y 1 jornal para transporte en nivel de base. Esto suponen 3,5 jornales en total.

6.2.- PRODUCCION

Una vez determinados los jornales que se piensan utilizar en el panel de ensayo, así como su distribución, es preciso estimar la producción por relevo que se espera obtener para distintas hipótesis de trabajo. De este modo se podrán calcular los rendimientos.

En el Cuadro X se presenta el tonelaje tanto estimado para los 4 niveles en explotación para las hipótesis iniciales del ensayo que se indican en dicho cuadro. Se ha estimado una recuperación real del 80%.

En el Cuadro XI se presenta el tonelaje bruto obtenido en los subniveles en preparación para las hipótesis iniciales.

De acuerdo con lo anterior la producción que se espera sostener por relevo es :

+ Subniveles en arranque : 173 t.
+ Subniveles en preparación : 73 t.
+ Producción total por relevo : 246 t.

CAPA	POTENCIA (m)	LONGITUD DESPILADA)	DENSIDAD (T/m^3)	ALTURA DEL NIVEL (m)	PRODUCCION TEORICA (T)	PRODUCCION REAL PARA RECUPERACION DEL 80% (T)
CUARTA	5	2	1,6	7	112,0	89,6
SEGUNDA	2	2	1,6	7	44,8	35,8
GENERAL	1,5	2	1,6	7	33,6	26,9
VIEJA	1,2	2	1,6	7	26,9	21,5
TOTAL					217,3	173,8

Cuadro X : Previsión de producción de subniveles por relevo de arranque.

CAPA	POTENCIA (m)	AVANCE MEDIO (m/relevo)	ALTRUA DEL SUBNIVEL (m)	DENSIDAD (T/m^2)	PRODUCCION
CUARTA	5	1,7	2,8	1,6	38,1
SEGUNDA	2	1,7	2,8	1,6	15,2
GENERAL	1,5	1,7	2,8	1,6	11,4
VIEJA	1,2	1,7	2,8	1,6	9,1
TOTAL					73,8

Cuadro XI Producción en el trazaje de los subniveles.
Previsión de producción de subniveles por relevo de preparación.

La hipótesis de partida supone que la potencia total del carbón explotado es de 9,7 m, para el conjunto de las cuatro capas de paquete, y que la altura de carbón entre subniveles es de 7 m. Sin embargo estos parámetros pueden variar a lo largo del ensayo, los primeros por condicionantes geológicos probablemente de difícil control, pero los segundos pueden ser variados en función de la operatividad del método y, consecuentemente con ello, a lo largo del ensayo se procurará mejorar la eficacia de la perforación para poder aumentar el macizo de carbón entre subniveles.

Para tratar de evaluar la importancia que tienen las variaciones de estos parámetros se ha realizado un estudio de sensibilidad considerando valores de la potencia total de 8; 9; 9,7; 11 y 12 m mientras que la altura del macizo de carbón se ha considerado igual a 6, 7; 8 y 9 m.

Los resultados se muestran en el Cuadro XII y en él puede apreciarse que, a igualdad de potencia total de carbón, pasar de los 7 m de altura de carbón a 9 supone un incremento del 20% en la producción obtenida lo cual da idea de la importancia de los ensayos a realizar para optimizar este parámetro.

POTENCIA TOTAL (m) \ ALTURA SUBNIVEL (m)	6	7	8	9
8	183,8	204,3	224,8	245,3
9	206,8	229,8	252,9	275,9
9,7	222,7	247,6	272,4	297,2
11	252,7	280,9	309,1	337,2
12	268,4	299,2	338,0	360,7

Cuadro XII Resultados del estudio de sensibilidad de la producción obtenida frente a la potencia total en carbón y la altura de carbón entre subniveles.

6.3.- Rendimiento

Una vez conocida la distribución de jornales y la producción esperada se pueden calcular los rendimientos más significativos.

Se supone que los subniveles tienen una altura de 7 m. y hay una potencia de 9,7 m. para explotar en el conjunto de todas las capas.

6.3.1.- Rendimiento en arranque.

Se obtiene dividiendo la producción esperada entre el número de jornales empleados en las labores de arranque.

$$R_A = \frac{1738 \ (Tb)}{10 \text{ jornales}} = 17{,}38 \ \text{tb/jornal}$$

6.3.2.- Rendimiento de panel

Se obtiene dividiendo la producción esperada entre el número de jornales utilizados por panel. En este caso se incluyen las operaciones de arranque, preparación de niveles y preparación de labores en roca

$$R_P = \frac{247{,}6 \ (tb)}{22{,}25 (\text{jornales})} = 11{,}13 \ \text{tb/jornal}$$

En el Cuadro XIII se muestran los resultados de un estudio de sensibilidad del rendimiento de panel frente a la variación de la potencia total en carbón que se explota y ante la variación de la altura de carbón entre los subniveles. Puede apreciarse que pasar de una altura de 7 m, que es la hipótesis inicial, a otra de 9 m supone un incremento del rendimiento de panel del orden del 20% como sucedía en el caso de la producción bruta.

POTENCIA TOTAL (m) \ ALTURA SUBNIVEL (m)	6	7	8	9
8	8,26	9,18	10,10	11,02
9	9,29	10,32	11,37	12,4
9,7	10,01	11,13	12,24	13,36
11	11,36	12,62	13,89	15,16
12	12,06	13,45	15,19	16,21

Cuadro XII Resultados del estudio de sensibilidad del rendimiento de panel frente a la potencia total en carbón entre subniveles.

Otro parámetro que tiene bastante importancia sobre los rendimientos, aunque no sobre la producción, es la longitud de los niveles ya que cuanto más largos puedan ser éstos menor es la incidencia del pozo de muro y de los tiempos muertos debidos al cambio de módulo. En contrapartida los costes de sostenimiento y conservación de los subniveles deben aumentar con la longitud de éstos.

A lo largo del ensayo se realizarán los trabajos necesarios para optimizar este parámetro.

6.3.3.- Rendimiento total interior

Se obtiene dividiendo la producción esperada por relevo, entre el número de jornales que constituyen un relevo de interior. No se incluye personal administrativo, directivo, lavadero, etc...

$$R_{TI} = \frac{247,6 \text{ (tb)}}{31 \text{ (jornales)}} = 7,99 \text{ tb/jornal.}$$

7.- METODOLOGIA DE CONTROL DEL ENSAYO

En el ensayo a realizar no solo se pretende lograr una operatividad de un nuevo método de explotación aplicable a capas potentes y muy inclinadas sino que se trata de optimizar el método obteniendo, además, la información necesaria para extenderlo a otros yacimientos españoles en donde su aplicación pudiera resultar de interés.

Dado que se trata de implantar un nuevo método de explotación se considera muy importante iniciar el ensayo con una etapa de formación del personal para que este adquiera la experiencia necesaria.

A lo largo del ensayo se prenteden controlar los siguientes parámetros :

+ Altura de carbón entre los subniveles.
+ Longitud de los subniveles.
+ Sostenimiento de los subniveles.
+ Sostenimiento del pozo de muro.
+ Posición del pozo de muro.

A continuación se exponen las líneas generales que se seguirán en la realización y control del ensayo.

7.1.- Formación del personal

Para poder poner en marcha de régimen el método de explotación objeto del ensayo se considera muy conveniente adiestrar al personal en los aspectos más importantes del nuevo método de explotación : realización de las pegas a las llaves de carbón, sostenimiento de los subniveles y maniobras con los transportadores blindados.

Esta fase de aprendizaje se realizará de forma progresiva con todo el personal del panel que vaya a intervenir en el ensayo y se estima que, en total, se vean afectados unos 150 jornales que, sobre todo en las primeras etapas de formación, serán absolutamente improductivos.

7.2.- ALTURA DE CARBON ENTRE SUBNIVELES

En principio la altura de carbón entre subniveles debe ser la mayor posible pero esto está limitado por las posibilidades de perforación y la eficacia del trabajo de los explosivos.

A lo largo del ensayo se variarán los siguientes parámetros para evaluar su incidencia en el resultado final.

+ Diámetro de perforación, que permitirá utilizar explosivos en cartuchos de mayor diámetro que, teóricamente, mejoran la fragmentación y disminuyen el consumo específico.

+ Tipo de explosivos, tratando de obtener una carga de fondo adecuada y una carga de columna menos potente. Se estudiará la forma de cebado y el empleo de cordón detonante de seguridad o activadores de carga con objeto de conseguir un mejor trabajo de los explosivos en los barrenos largos.

+ Esquema de perforación, que permitirá adecuar los diámetros de perforación y explosivos empleados a las exigencias específicas del carbón a volar.

+ Sistema de atacado que estará orientado a obtener la máxima eficacia de los explosivos utilizados y a mejorar las condiciones ambientales.

7.3.- LONGITUD Y SOSTENIMIENTO DE LOS SUBNIVELES

Ya se ha indicado en el apartado 2.4 que las condiciones geotécnicas de los subniveles son en principio favorables razón por la cual es preciso realizar diversos ensayos con diferentes tipos de sostenimientos a fin de definir cual es el más idóneo.

Sobre el comportamiento del sostenimiento de los niveles y sobre los gastos que suponga su conservación tendrá una incidencia especial su longitud ya que cuanto mayor sea esta mayor deberá ser la duración de los subniveles.

En principio se ensayaran los distintos tipos de sostenimiento que se han indicado en el apartado 4.2.3. y para controlar la eficacia de su comportamiento está previsto instalar estaciones de medida de convergencia y colocar medidores de tensión sobre algunos elementos de sostenimiento. Las medidas de convergencia se realizarán con un extensómetro mecánico con precisión de 0,1 mm que permitirá conocer con gran exactitud la magnitud de los movimientos que se produzcan. Todas las medidas realizadas serán adecuadamente analizadas y complementadas con un estudio geotécnico para establecer el modelo de comportamiento de estos subniveles.

7.4.- POSICION Y SOSTENIMIENTO DEL POZO DE MURO

El pozo de muro es una pieza clave de la infraestructura del ensayo y su posición condiciona la longitud de los transversales que es preciso trazar en cada subnivel.

Por este concepto interesaría que el pozo de muro estuviera lo más cerca posible de las capas pero esto es incompatible con la posibilidad de mantenerlo en unas condiciones de estabilidad adecuadas.

Actualmente el posicionado de los pozos en roca al muro de las capas explotadas por soutirage no está suficientemente estudiado en España, como lo demuestra los problemas habituales que se presentan en este tipo de explotaciones que se realizan en la provincia de León. Por ello a lo largo de este ensayo se realizarán las medidas necesarias para poder definir el comportamiento de estas estructuras y establecer unas reglas de diseño.

Se piensa colocar extensómetros mecánicos de hasta 6 m de longitud y cuatro puntos de medida con objeto de conocer el nivel de expansión que se crea en el macizo rocoso entre el pozo y el muro de las capas a medida que progresa la explotación.

En muro se instalarán secciones de medida de convergencia para controlar el comportamiento de los terrenos y de los elementos de sostenimiento.

Tanto las medidas de expansión como de convergencia se realizarán con extensómetros mecánicos con precisión de 0,1 mm lo cual garantiza la fiabilidad de las medidas realizadas.

7.5.- EXTENSION DE LOS RESULTADOS

Uno de los aspectos más importantes de este ensayo estriba en disponer de los datos necesarios para extender la utilización de este método a otros yacimientos españoles a la vista de las grandes dificultades que plantea la explotación de capas potentès por el método tradicional de testeros y los buenos resultados que parece puede proporcionar el método que se va a ensayar.

Para conseguir este objetivo está previsto realizar un estudio detallado de los resultados obtenidos a lo largo del ensayo en el que se establecerán las condiciones mínimas exigibles para que el método sea aplicable tanto desde un punto de vista técnico como económico.

Con objeto de que no se pierda la información que pueda obtenerse a lo largo del ensayo está previsto realizar informes mensuales sobre los aspectos específicos que se estudien durante la realización del proyecto.

8.- PRESUPUESTO

A continuación se desglosa detalladamente el presupuesto para este ensayo que asciende a CIENTO CUARENTA Y TRES MILLONES NOVECIENTAS CINCUENTA MIL PESETAS (143.950.000 Pts.); así como, la aportación del P.E.N. que es de DIEZ MILLONES CUATROCIENTAS MIL PESETAS (10.400.000 Pts) lo cual supone el 7,2% del presupuesto total.

FASE I : Estudios previos

1.- Estudio de la electrificación de la mina.....1.216.000.-
2.- Proyecto de la instalación de inyección de nitrógeno..... 550.000.-
3.- Proyecto de detalle del ensayo.....1.759.000.-

FASE II : Puesta en marcha del ensayo

4.- Centro de transformación de interior de 500 KVA..... 6.780.000.-
5.- 1000 m Cable de baja..... 1.300.000.-
6.- 12 Cofres de mando..... 4.800.000.-
7.- Montaje de equipos eléctricos..... 2.000.000.-
8.- Aparamenta auxiliar..... 1.500.000.-
9.- 9 Transportadores blindados tipo T-350B de 60 m con motor de 22 KW.....18.000.000.-
10- 1 Transportador blindado de cadena central tipo EKF-O, de 100 m y motor de 40 KW..... 3.270.000.-
11- 2 Ventiladores axiales de 7,5 KW..... 2.400.000.-
12- 1500 m Tubería inyección de nitrógeno..... 675.000.-
13- 140 m Pozo en roca de sección VA.....22.400.000.-
14- 9 Ud Transversal de sección 1UF y 60 m de longitud.....64.800.000.-
15- Formación del personal..... 2.300.000.-

FASE III : Supervisión del ensayo

16- Estudio de la estabilidad del pozo de muro.. 1.073.000.-
17- Estudio de la estabilidad de los subniveles. 1.152.000.-
18- Ingeniería propia..... 2.225.000.-
19- 10 Informes parciales sobre resultados y marcha del ensayo..... 1.605.000.-
20- Seguimiento del P.E.N..... 1.395.000.-

FASE IV : Estudios finales

21- Estudio de resultados técnico-económicos... 1.500.000.-
22- Estudio de viabilidad de extensión del método a otras cuencas..... 1.200.000.-

TOTAL.....143.950.000.-

La aprobación del P.E.N. se cifra en el 100% de las partidas 3; 15; 19; 20 y 22 así como en el 50% del importe de las partidas 16, 17 y 18.

En el Cuadro XIV se muestra el detalle de las aportaciones del P.E.N. que totalizan la cantidad de DIEZ MILLONES CUATROCIENTAS OCHENTA Y CUATRO MIL PESETAS (10.484.000.- Pta.)

PARTIDA	CONCEPTO	APORTACION PEN	
		%	IMPORTE APORTACION
3	Proyecto de detalle del ensayo	100	1.759.000.-
15	Formación del personal.	100	2.300.000.-
16	Estudio de la estabilidad del pozo de muro	50	536.500.-
17	Estudio de la estabilidad de los subniveles.	50	576.000.-
18	Ingeniería propia.	50	1.112.500.-
19	10 Informes parciales.	100	1.605.000.-
20	Seguimiento del P.E.N.	100	1.395.000.-
22	Estudio de extensión a otras cuencas.	100	1.200.000.-
	TOTAL		10.484.000.-

Cuadro XIV Desglose de aportaciones del P.E.N.

9.- PLANIFICACION DE ACTIVIDADES

En el Cuadro XV se muestra el cronograma de todas las actividades que es preciso realizar para el desarrollo de este proyecto.

Saldes, (Barcelona) Diciembre 1984

Vicente Pastor Peiró
Ingeniero de Minas.

CUADRO XV. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

FASE	ACTIVIDAD	1984			1.985												1986							
		10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8
I ESTUDIOS PREVIOS	Estudio de nueva infraestructura.																							
	Estudio de la electrificación del cuartel.																							
	Proyecto de detalle del ensayo.																							
	Aprobación proyecto.																							
ENSAYO DEL METODO DE EXPLOTACION.	Electrificación del cuartel.																							
	Infraestructura del cuartel.																							
	Montaje del taller.																							
	Formación del personal.																							
	Explotación.																							
III SUPERVISION DEL ENSAYO	Seguimiento del ensayo.																							
	Estudio de la estabilidad del pozo muro.																							
	Estudio de los subniveles.																							
	Ingeniería propia e informes parciales.																							
IV ESTUDIOS FINALES	Estudio de resultados técnico-económicos.																							
	Estudio sobre la extensión del método.																							