

OK

**METODOS DE EXPLOTACION PARA
CAPAS DE CARBON
INCLINADAS Y VERTICALES**

TOMO I

**EUGENIO SAEZ GARCIA
JOSE LUIS LLERA LOPEZ
ENRIQUE EMBIL MARTINEZ**



INGENIEROS DE MINAS CONSULTORES, S. A.

METODOS DE EXPLOTACION PARA CAPAS DE CARBON
INCLINADAS Y VERTICALES

Eugenio SAEZ GARCIA

Dr Ingeniero de Minas. Director de la
E.T.S. de Ingenieros de Minas de Oviedo.

José Luis LLERA LOPEZ

Dr. Ingeniero de Minas. Catedrático
jubilado de Ciencias Geológicas de la
E.U.I.T. Minera de Mieres (ASTURIAS).

Enrique EMBIL MARTINEZ

Dr. Ingeniero de Minas. Catedrático
de Laboreo de Minas. E.U.I.T. Minera de
Mieres (ASTURIAS).

TOMO "I"

	<u>PAG</u>
1 INTRODUCCION	16
2. DESCRIPCION RESUMIDA DE LOS METODOS DE EXPLOTACION	
1.1 GENERALIDADES	18
2.1 1.1.1 Explotación por testeros	37
2.2 1.1.2 Otros métodos de frente oblicuo o tajos en diagonal	41
2.3 1.1.3 Explotación por bancos	46
2.4 1.1.4 Explotación por pozos y sobreguías	49
2.5 1.1.5 Explotación por frente largo	52
2.6 1.1.6 Explotación de frente invertido con rozadora o arranque manual	55
2.7 1.1.7 Explotación con ariete	59
2.8 1.1.8 Explotación con sierra	65
2.9 1.1.9 Explotación con frente descendente y mecanización integral	69
2.10 1.1.10 Explotación con frente invertido íntegramente mecanizado	72
2.11 1.1.11 Explotación por sutiraje	74
1.2 METODOS DE EXPLOTACION UTILIZADOS EN LA ACTUALIDAD. 79	
1.2.1 Zona de Asturias Central	81
1.2.2 Zona de Asturias Occidental	84
1.2.3 Zona Villablino-Tormaleo-Cerredo	85
1.2.4 Zona Bierzo	87

NO

	<u>PAG</u>
1.2.5 Zona Norte de León	88
1.2.6 Zona Sabero-Guardo-Barruelo	90
1.2.7 Zona Sur de España	91
1.2.8 Zona Pirenaica	93
1.2.9 Zonas de Teruel-Mequinzenza y de Baleares ...	94
<u>1.3 METODOS DE EXPLOTACION CONSIDERADOS</u>	<u>95</u>
● - METODO DE EXPLOTACION POR TESTEROS	98
2.1 AVANCE DEL FRENTE	104
2.1.1 Arranque	104
2.1.2 Sostenimiento. Generalidades	108
2.1.3 Fortificación de la niveladura	119
2.2 EVACUACION DE LOS PRODUCTOS	132
2.3 TRATAMIENTO DEL TECHO	135
2.4 INICIACION DE UN TALLER	141
2.5 CIRCULACION DE PERSONAL	143
2.6 TRAZADO DE LA GALERIA SUPERIOR	144
2.6.1 Disposición del frente de la galería respec- to al del taller	147
2.6.2 Sección	150

	<u>PAG</u>
2.6.3 Disposición de la galería respecto al plano de la capa	151
2.6.4 Macizo del taller en galería superior	153
2.7 TRAZADO DE LA GALERIA INFERIOR	154
2.8 TRAZADO DEL TALLER	156
2.8.1 Disposición de las niveladuras	156
2.8.2 Distancia entre series y altura de las mismas	158
2.8.3 Altura de la sobreguía o rasgado	165
2.9 FORTIFICACION DE GALERIAS	166
2.9.1 Entibación con madera	167
2.9.2 Entibación con cuadro metálico	168
2.9.3 Otros sistemas de fortificación.....	170
2.10 ANALISIS DE RESULTADOS Y DATOS TECNICOS	172
2.10.1 Rendimiento	173
2.10.2 Características del yacimiento	173
2.10.3 Parámetros de explotación	181
2.10.4 Concentración de producción	183
2.10.5 Longitud del frente	184
2.10.6 Avance medio del taller	190
2.10.7 Pendiente de la capa	193
2.10.8 Potencia de la capa	200
2.10.9 Dureza del carbón	202

	<u>PAG</u>
3 - METODO DE EXPLOTACION POR ROZADORAS	207
3.1 DESCRIPCION GENERAL DEL METODO	207
3.2 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS DE LAS CAPAS A EXPLOTAR	213
3.2.1 Pendiente	213
3.2.2 Potencia	218
3.2.3 Características de los hastiales	219
3.3 GALERIAS PARA LAS EXPLOTACIONES MECANIZADAS CON ROZADORA	221
3.3.1 Galería de cabeza	221
3.3.2 Galería de base	223
3.4 EQUIPO DE UNA EXPLOTACION CON ROZADORA	226
3.4.1 Equipo mecánico	226
3.4.2 Rozadoras	227
3.4.3 Cabrestante de la rozadora	265
3.4.4 Torno y canoa para tira de madera	274
3.4.5 Monorraíl de recogida de cable eléctrico ...	277
3.4.6 Equipo eléctrico	282
3.5 METODOS DE EXPLOTACION CON ROZADORA	286
3.5.1 Capas con inclinación entre 35° y 45°	286
3.5.2 Capas con inclinación entre 45° y 65°	298
3.5.3 Capas con inclinación entre 65° y 75°	307
3.5.4 Capas con inclinación entre 75° y 90°	316
3.6 RESULTADOS GLOBALES	331

TOMO II

	<u>PAG</u>
4 - METODO DE EXPLOTACION CON FRENTE DESCENDENTE Y MECANIZACION INTEGRAL	333
4.1 DESCRIPCION DE LA MECANIZACION INTEGRAL TIPO ANSCHA	344
4.1.1 Sección lineal	347
4.1.2 Sección de suspensión	349
4.1.3 Sección auxiliar	350
4.1.4 Otras secciones	351
4.2 DESCRIPCION DEL ELEMENTO DE ARRANQUE	353
4.3 CARACTERISTICAS TECNICAS DEL AGREGADO DE ESCUDO ANSCHA	355
4.4 METODO DE EXPLOTACION CON COMPLEJO ANSCHA	365
4.4.1 Ejecución de la primera chimenea	371
4.4.2 Trabajos de montaje	384
4.4.3 Fase de explotación	394
4.4.4 Trabajos de desmontaje	401
4.4.5 Organización	406
4.5 RESULTADOS DE EXPLOTACION	419
4.6 CARACTERISTICAS DEL COMPLEJO ANSCHA-M	422

	<u>PAG</u>
5 - METODO DE EXPLOTACION POR FRENTE INVERTIDO INTEGRAMENTE	
MECANIZADO	425
5.1 EQUIPO ASTURFALIA	429
5.1.1 Antecedentes	429
5.1.2 Definición y descripción del complejo	430
5.1.3 Generaciones y tipos de entibación ASTURFALIA	438
5.1.4 Trabajos de montaje y desmontaje	469
5.1.5 Explotación	472
5.1.6 Resultados alcanzados	475
5.1.7 Consideraciones finales	478
5.2 EQUIPO UCRAINA	479
5.2.1 Características técnicas de la entibación KGU.	482
5.2.2 Labores de preparación	489
5.2.3 Trabajos de montaje y desmontaje	492
5.2.4 Explotación	497
5.2.5 Consideraciones finales	500
5.3 EQUIPOS MECANIZADOS MV4 Y MV4A	507
5.3.1 Características técnicas de las entibaciones MV4 y MV4A	508
5.3.2 Trabajos de montaje y desmontaje	514
5.3.3 Explotación	520
5.3.4 Resultados alcanzados	527
5.3.5 Consideraciones finales	532

	<u>PAG</u>
6 - METODO DE EXPLOTACION POR SUTIRAJE	535
6.1 EXPLOTACION POR RAMPONES	537
6.2 EXPLOTACION POR NIVELES HORIZONTALES	542
6.2.1 Consideraciones previas	544
6.2.2 Descripción del método de explotación	560
6.2.3 Resultados alcanzados	611
6.2.4 Utilización de la técnica de arranque DAMAP .	612
6.3 EXPLOTACION DE CAPAS DE GRAN POTENCIA	615
6.3.1 Plantas horizontales (Sistema Pastora)	616
6.3.2 Plantas horizontales (Sistema Competidora) ..	638

PRESENTACION

PROLOGO

Este manual tiene por objeto hacer una exposición, tan completa como ello sea posible, de los distintos métodos de explotación que se están utilizando en la minería del carbón española, para yacimientos clasificados como inclinados o verticales.

El Proyecto de Investigación de Derrabes de Carbón, realizado por el Instituto Tecnológico Geomineero de España, con financiación de la Dirección General de Minas y de la Construcción, Direcciones Regionales de Minas de Asturias y Castilla-León y de la Asociación Gestora para Investigación y Desarrollo Tecnológico del Carbón (OCICARBON), contrató con algunas Empresas especializadas en el sector de la minería y particularmente en el carbón, la realización de una serie de trabajos monográficos que, relacionados con el proyecto aludido, constituyen en si mismos aspectos parciales del estudio emprendido.

En este sentido a la Empresa Ingenieros de Minas Consultores S.A. (IMC) la correspondió desarrollar, entre otros, el tema "Análisis previo de los métodos de explotación aplicables a las capas de carbón inclinadas y verticales, con pendientes superiores a 35°". Este fue el verdadero origen del libro que ahora se presenta.

El Instituto Tecnológico y Geominero de España pretendió textualmente, con la realización de este proyecto, desarrollar la tarea de "Elaborar un manual que recoja de forma monográfica, los diferentes métodos de explotación de capas de carbón inclinadas y verticales, utilizados en España, dada la ausencia de un libro de estas características".

Y ello es verdad, la literatura técnica relacionada con los métodos de explotación en capas de carbón, es ciertamente muy abundante, pero faltaba quizás una obra monográfica donde se considerasen, con el debido rigor y nivel de detalle, los diferentes métodos que en estos momentos se están aplicando, recogiendo también aquellos otros sistemas que pueden tener mayor proyección de futuro.

No se ha desdeñado la explicación, con el contenido que se ha considerado preciso, de un método tradicional en nuestra minería como es el de testers.

El hecho de que su concepción pueda considerarse anticuada, así como que, su dependencia elevada de la mano de obra, obligue a buscar nuevos caminos que aporten soluciones más modernas, no empaña la importancia del método que es, con mucho, el más utilizado en la minería actual, en capas de las características a que se refiere este trabajo.

Para el desarrollo del estudio ha sido preciso utilizar material de distinta procedencia y, a tal efecto, se ha solicitado la autorización correspondiente. Las fuentes empleadas han sido por una parte Empresas productoras de carbón y, por otra, Empresas fabricantes de maquinaria para minería o representantes comerciales de la misma.

Destaca entre las primeras Hulleras del Norte S.A. (HUNOSA) de quien se ha utilizado un caudal de documentación recogida en múltiples manuales que la Empresa tiene desarrollados para su uso interno, pero también se ha empleado material procedente de Minero Siderúrgica de Ponferrada S.A., Hullas del Coto Cortés S.A., Minas de Figaredo S.A. y Hullera Vasco-Leonesa S.A.

En cuanto a las segundas debe reseñarse, por su generosa contribución, a Mackina-Westfalia S.A., Sociedad Metalúrgica Duro Felguera S.A., EMCOR S.A. y TAIM S.A.

A todas ellas, así como a aquellas Instituciones o personas que nos han alentado en el desarrollo del trabajo, nuestro sincero agradecimiento. Por nuestra parte, nos sentiremos satisfechos si con la recopilación de documentación realizada y con la sistemática empleada, contribuimos a servir a los

técnicos o estudiantes relacionados con la minería del carbón que, con su esfuerzo, permiten albergar alguna esperanza de continuidad y progreso para la explotación de este mineral por minería subterránea, aspecto este tan cuestionado en los últimos tiempos.

LOS AUTORES.

1 - INTRODUCCION

MÉTODOS DE EXPLOTACION PARA CAPAS DE CARBON INCLINADAS Y VERTICALES

1 - INTRODUCCION

El presente estudio, pretende hacer un análisis de los distintos métodos de explotación que actualmente se utilizan en España o bien que, en un próximo futuro, es previsible pueden llegar a emplearse para el laboreo subterráneo de las capas inclinadas o verticales de carbón.

En este sentido, se dedicará mayor atención a aquellos sistemas de utilización más generalizada o que se suponga van a tener, en el futuro, un grado de proyección elevado siendo, en cambio, los métodos menos empleados simplemente citados o reseñadas sus características más generales.

En un primer apartado de este epígrafe se hacen una serie de puntualizaciones generales para definir las características de pendiente de las capas a que se refiere el estudio. Así como también se facilitan datos sobre cubicaciones de reservas a las que, potencialmen-

te, pueden aplicarse los métodos de explotación considerados.

Además se incluye aquí una breve descripción de cada uno de dichos métodos dejando para más adelante la descripción pormenorizada de los que se juzgan más importantes.

Por otra parte, para conocer cualitativa y cuantitativamente el estado actual de la utilización de métodos, en la explotación de las capas de carbón inclinadas o verticales, se hace necesario realizar al respecto, un chequeo extensivo a las distintas Cuencas españolas.

Con ese fin, siguiendo el mismo orden adoptado para el análisis de la cubicación de reservas, las zonas a considerar se asimilan a las definidas en la Actualización del Inventario de Recursos Nacionales del Carbón, realizado por el IGME (AIRNC) en 1.985.

En los dos puntos que siguen, se desarrollan con mayor nivel de detalle los aspectos referenciados.



1.1 GENERALIDADES

El concepto de capa inclinada tiene distintas acepciones, según las costumbres de cada Cuenca Minera.

En países en los que se explotaron tradicionalmente capas horizontales, de las que es un ejemplo Gran Bretaña, se denominan capas inclinadas las que tienen entre 15° y 27° de buzamiento y capas muy inclinadas las comprendidas entre 28° y 45°.

En Alemania, donde existió una mayor tradición de explotación de capas inclinadas y verticales, la denominación por pendiente, expresada en grados centesimales (gon), lo que es normal en el citado país, es la siguiente:

Entre 0^g y 20^g - Capas horizontales.

Entre 21^g y 40^g - Capas ligeramente inclinadas.

Entre 41^g y 60^g - Capas muy inclinadas.

Entre 61^g y 100^g - Capas verticales.

Esta misma clasificación, referida a la antigua Unión Soviética, toma los siguientes valores, prácticamente idénticos a los anteriores.

Entre 0° y 18° - Capas tumbadas.

Entre 19° y 35° - Capa semipendientes.

Entre 36° y 55° - Capas inclinadas.

Entre 56° y 90° - Capas verticales.

En España, la clasificación normalmente utilizada es la siguiente:

< 20° - Capas tumbadas.

Entre 20° y 35° - Capas semipendientes.

Entre 35° y 60° - Capas muy inclinadas o semiverticales.

Entre 60° y 90° - Capas verticales.

En base a esta última referencia, el presente estudio se dedica a realizar un análisis de los métodos de explotación de las capas muy inclinadas o verticales, con inclinación, por tanto, superior a 35°.

Definidos así los límites de inclinación de las capas que se van a considerar en el trabajo, conviene hacer una evaluación de las reservas existentes en

11

12

España a las que, potencialmente, pueden ser de aplicación los métodos que van a describirse.

Se ha partido para conseguir las cifras correspondientes, de los datos elaborados recientemente para el Proyecto de Investigación de Derrabes de Carbón, donde se ha realizado una "Estimación de reservas de carbón explotables a medio plazo en capas de carbón inclinadas y verticales con pendientes superiores a 35°".

Para la realización del trabajo mencionado se han tenido en cuenta exclusivamente las reservas muy probables, de las zonas en estudio.

No conviene entrar en la definición de los criterios que se han considerado para establecer el corte correspondiente, puesto que esta cuestión nos aleja del objetivo del presente trabajo, si bien cabe indicar que son los normales, utilizados para llegar a agrupaciones en que, prescindiendo de los calificativos al uso, se está hablando de reservas ciertas y existentes o bien a lo que, para otros fines, se entiende como reservas planificables.

Para la división geográfica de las reservas, se ha mantenido la realizada por zonas definidas en la actualización del Inventario de Recursos Nacionales del Carbón 1.985 del IGME (Hoy ITGE).

La evaluación de reservas se circunscribe al carbón subterráneo. No se tiene en cuenta el carbón explotable a cielo abierto y, por tanto, los lignitos pardos.

Las zonas consideradas han sido las siguientes:

<u>nº</u>	<u>Zona</u>
1	ASTURIAS CENTRAL
2	ASTURIAS OCCIDENTAL
3	VILLABLINO-TORMALEO-CERREDO
4	BIERZO
5	NORTE DE LEON
6	SABERO-GUARDO-BARRUELO
7	SUR DE ESPAÑA
8	TERUEL-MEQUINENZA
9	PIRENAICA
10	BALEARES

Los intervalos fijados para caracterizar la inclinación de las capas han sido:

< 35°; entre 35° y 60°; > 60°

De esta forma se facilita una evaluación general de las reservas existentes en España, si bien a efectos del trabajo emprendido deben retenerse las cifras de reservas con inclinación superior a 35°.

La subdivisión efectuada obedece a las siguientes consideraciones:

- *Por debajo de 35° el transporte de carbón en el taller no se hace por gravedad ni tampoco la introducción de relleno en el post-taller.*
- *Por encima de 60° es de uso extendido para capas de menos de 2/3 m de potencia, el empleo de relleno y la circulación por gravedad del carbón arrancado.*
- *Entre los límites anteriores se sitúa un tramo de pendientes medias, de definición imprecisa donde empieza a ser problemático el uso de transportadores blindados y el empleo tanto del relleno como del hundimiento presenta dificultades.*

Los intervalos de potencia considerados se han fijado en

<0,9 m; entre 0,9 y 2,0 m; >2,0 m

El límite superior es claro puesto que, a partir de los 2 m de potencia empiezan a aparecer sistemas alternativos a los clásicos de testers y arranque mecanizado, principalmente el sutiraje, que se adapta a estas potencias tanto en capas verticales como subverticales.

Los intervalos restantes son de definición más problemática y guarda relación con el empleo de rozadoras y complejos mecanizados.

Hechas estas aclaraciones, la presentación de los datos tiene como primera premisa que las reservas puedan ser extraídas o beneficiadas, en cada una de las zonas que se han considerado, durante un período de tiempo homogéneo.

A tal efecto se ha tenido en cuenta solamente el carbón procedente de la cota o planta en explotación y el que pueda existir hasta los próximos pisos que se preparen, planteando una duración de las reservas retenidas entre 15/18 años.

Es evidente que a niveles inferiores a los considerados sigue existiendo carbón en cantidades superiores, incluso, a las consignadas, pero no es menos cierto que para hablar con realismo de la aplicación de métodos de explotación actuales, no procede realizar una planificación de reservas explotables más allá del horizonte señalado.

Con ello, teniendo en cuenta los ritmos de producción a que últimamente se ha venido operando, la duración media de las reservas retenidas que se

consignan en los cuadros siguientes, es, para las zonas ya relacionadas, la que se indica a continuación:

<u>Zona</u>	<u>Duración media (Años)</u>
ASTURIAS CENTRAL	14
ASTURIAS OCCIDENTAL	14
VILLABLINO-TORMALEO-CERREDO	19
BIERZO	20
NORTE DE LEON	16
SABERO-GUARDO-BARRUELO	23
SUR DE ESPAÑA	14
TERUEL-MEQUINENZA	17
PIRENAICA	18
BALEARES	17
CONJUNTO	<u>16/17</u>

Las reservas españolas totales, de acuerdo con los criterios enunciados y comprendiendo también las de capas con menos de 35", es de 326.030 Ktb. En el cuadro siguiente se presentan los resultados de la evaluación y para cada una de las Zonas.

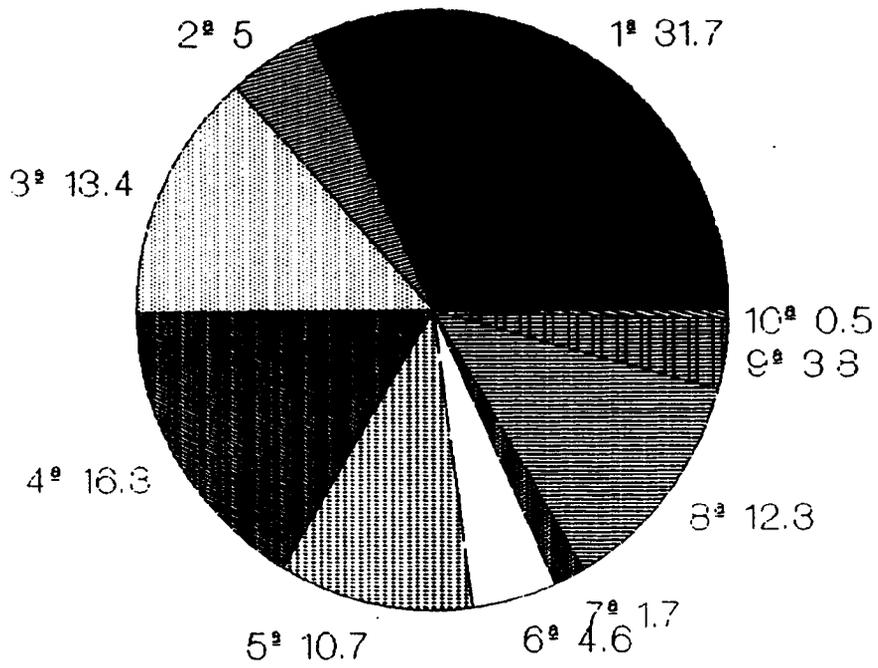
RESERVAS RETENIDAS SEGUN INCLINACIONES DE CAPA (ktb)

	INCLINACION			TOTAL
	< 35°	35° - 60°	> 60°	
1º ASTURIAS CENTRAL	6.461	36.172	60.809	103.442
2º ASTURIAS OCCIDENTAL	10.406	5.709	0	16.115
3º VILLABLINO-TORMALEO-CERREDO	12.375	30.876	342	43.593
4º BIERZO	38.231	12.453	2.342	53.026
5º NORTE DE LEON	17.108	1.439	16.290	34.837
6º SABERO-GUARDO-BARRUELO	732	1.078	13.297	15.107
7º SUR OCCIDENTAL DE ESPAÑA	35	960	4.684	5.679
8º TERUEL-MEQUINENZA	39.729	236	0	39.965
9º PIRENAICA	8.311	2.439	1.768	12.518
10º BALEARES	0	1.750	0	1.750
CONJUNTO	133.388	93.112	99.532	326.032

Del análisis del cuadro se deduce que:

- *El 41% de las reservas consideradas se sitúa en capas con inclinación menor de 35°. La mayor parte de ellas se encuentran en el Bierzo, Norte de León y Teruel-Mequinzenza, totalizando el 61% de las comprendidas en este intervalo de pendientes.*
- *Las correspondientes a capas verticales están situadas principalmente en Asturias Central donde se alcanza el 61% de las reservas con inclinación mayor de 60°.*
- *Añadiendo a esta zona la de Norte de León y Sabero-Guardo-Barruelo se llega al 91% del total de reservas de más de 60°.*
- *En el tramo entre 35° y 60° el volumen mayor sigue siendo de Asturias Central, si bien es del mismo valor la Zona de Villablino y también importantes el Bierzo y Asturias Occidental. Entre las cuatro Zonas totalizan el 92% del total de reservas.*

Como complemento, el gráfico 1.I siguiente recoge la distribución porcentual de reservas por zonas.



Reservas planificadas 326.032 Ktb

1.1 Distribución porcentual de reservas por zonas

Distribuyendo, según el rango de potencias seleccionado, las reservas de carbón en capas de inclinación superior a 35°, se obtienen los datos que figuran en el cuadro siguiente.

Del análisis del mismo se deduce que:

- La distribución de reservas sobre capas entre 35° - 60° y mayor de 60° es respectivamente del 54% y 46% con relación al total.*
- El 23% es inferior a 0,9 m de potencia, el 53% está comprendido entre 0,9 y 2 m de potencia y el mayor de 2 m supone el 24%.*
- Debe resaltarse la Zona del Bierzo donde todas las reservas corresponden a capas estrechas de menos de 0,9 m de potencia.*
- Las capas anchas, con más de 2 m de potencia se sitúan en Norte de León, Sur Occidental de España y Asturias Central.*
- Asturias Central comprende el 50% de las reservas totales en inclinación superiores a 35°.*

RESERVAS SEGUN INCLINACIONES Y POTENCIAS EN CAPAS DE MAS DE 35° (ktb)

	35° - 60°			60° - 90°			TOTAL
	< 0,9	0,9-2,0	> 2,0	< 0,9	0,9-2,0	> 2,0	
1º ASTURIAS CENTRAL	6.085	27.830	2.257	9.064	39.459	12.286	96.981
2º ASTURIAS OCCIDENTAL	866	2.981	1.862	0	0	0	5.709
3º VILLABLINO-TORMALEO-CERREDO	9.667	20.990	219	290	52	0	31.218
4º BIERZO	12.453	0	0	2.342	0	0	14.795
5º NORTE DE LEON	296	1.143	10.391	150	2.072	3.677	17.729
6º SABERO-GUARDO-BARRUELO	387	657	34	2.934	4.671	5.692	14.375
7º SUR OCCIDENTAL DE ESPAÑA	0	0	960	0	0	4.684	5.644
8º TERUEL-MEQUINENZA	0	236	0	0	0	0	236
9º PIRENAICA	0	1.271	1.168	0	349	1.419	4.207
10º BALEARES	0	0	1.750	0	0	0	1.750
CONJUNTO	29.754	55.108	18.641	14.780	46.603	27.758	192.644

En el gráfico 1.II se representan las reservas citadas, distribuidas según potencias para las zonas consideradas.

Partiendo de la anterior distribución de reservas, se ha efectuado también un análisis con fin de agruparlas en función de los diversos métodos que, en la práctica, se vienen utilizando en España para su explotación.

A cada uno de estos métodos se le asignan, por tanto, unas reservas explotables teniendo en cuenta las características de las capas, las tendencias actuales manifestadas por los explotadores, la tecnología más apropiada y la propia cultura empresarial.

La clasificación para explotar por uno u otro procedimiento se ha realizado, no extrapolando los datos actuales al período futuro, sino que son aquellos métodos que los explotadores prevén y programan utilizar en las nuevas fases de explotación.

Debe resaltarse que la clasificación es indicativa, en base a los conocimientos del yacimiento que se tienen actualmente, con la tecnología de que se dispone y los presupuestos económicos existentes.

Si en un futuro los factores indicados variasen, conjunta o aisladamente, cambiaría también la distribución de las reservas explotables según métodos. De hecho, en un próximo pasado, ya se ha modificado esta relación, aumentando de manera importante los sistemas que suponen una mecanización del arranque a costa de los puramente manuales como es el de testeros.

De acuerdo con los planteamientos señalados la distribución global que se considera para los distintos métodos que actualmente se utilizan, expresada en tanto por ciento, es la siguiente:

	<u>% del total de reservas</u>
Testeros	40
Bancos	6
Pozos y sobreguías	6
Rozadora	23
Frente largo	1
Mecanización integral	4
Sutiraje	20

En el gráfico 1.III se evalúan las reservas explotables por cada método.

Del análisis del cuadro y ^{diagramas} ~~gráficos~~ anteriores se deduce que:

- Los métodos no mecanizados representan el 52% de las reservas. Esta proporción ha ido disminuyendo en el tiempo de manera importante con un ritmo elevado, siendo deseable que esa tendencia continúe de forma acelerada en el próximo futuro.
- El arranque por rozadora con un 23% del total es el más importante, en cuanto a volumen de reservas, de los métodos mecanizados.
- El sutiraje supone un 20% habiéndose incrementado de manera notable en los últimos años. La tendencia, en la utilización del método continúa siendo ascendente. A ello ha contribuido la extensión de la metodología de niveles horizontales y la incorporación de minadores para arranque del carbón. Su campo de aplicación va extendiéndose también a capas de potencia algo inferior a los 2 m.
- Los métodos de explotación integral con un 4% de reservas potencialmente explotables representan poco. Ha de señalarse que en el futuro cabe esperar un aumento de sus posibilidades, limitadas en todo caso por la fuerte inversión que conlleva el equipamiento necesario dentro de las condiciones de continuidad y regularidad de nuestros yacimientos.

Los métodos anteriormente consignados, de empleo normal en la práctica, han ido derivando desde la aplicación de testers, todavía de amplia difusión y que previsiblemente seguirá utilizándose en el futuro, hasta los métodos íntegramente mecanizados, de los que hay diversas versiones concretas, tanto desde el punto de vista del equipo propiamente dicho como del método o sistema operatorio empleado, según tendremos ocasión de describir más adelante.

NO → La evolución natural de estos métodos ha ido encaminada en gran medida a eliminar o disminuir los riesgos de derrabes, para lo que, como es conocido, suelen emplearse:

- Una tecnología de arranque que excluya la presencia del macizo de carbón colgado, empleando frentes invertidos o bancos.
- Sostenimiento adelantado.
- Refuerzo del macizo de carbón colgado mediante la aplicación de resinas o soluciones que lo consoliden.
- Sostenimiento con fortificación reforzada del macizo de carbón colgante en las niveladuras.

El empleo de métodos que reduzcan los peligros aludidos no siempre es posible en la práctica de forma razonable, sin perjudicar sustancialmente la productividad por lo cual, si bien debe ser una meta a alcanzar, no ha de pensarse en que puedan conseguirse resultados satisfactorios de manera totalmente inmediata.

Por otra parte ha de tenerse en cuenta que, proceder de forma precipitada, puede representar la inexplorabilidad de un conjunto de reservas de carbón a las que, aplicarles un método absolutamente exento de riesgos de derrabe no es técnica ni económicamente viable.

Entrando ya en el análisis de los métodos de explotación que se emplean o pueden utilizarse en talleres con inclinación mayor de 35°, nos referimos seguidamente a cada uno de los mismos con un resumen descriptivo, dejando para capítulos posteriores el desarrollo pormenorizado de los más importantes, tanto por el grado de aplicación actual como por el previsible incremento que puedan tener en el futuro.

2. DESCRIPCIÓN RESUMIDA DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

~~2.1 Método de frente oblicuo~~

2.1

2.1.1 Explotación por testeros

Pertenece al grupo de métodos de frente oblicuo, entendiéndose como tal el que va más avanzado por la guía de base que por la de cabeza.

Ello permite, en los yacimientos muy inclinados y verticales, situar simultáneamente mayor número de picadores en el frente de arranque respecto a los que sería posible colocar si se adoptase una disposición análoga a la del tajo largo típico de los yacimientos tumbados.

La disposición oblicua del frente de arranque y del talud de relleno, característica de este grupo de métodos, son circunstancias especiales que exigen detalladas medidas técnicas en la explotación.

Entre ellos, el denominado de testeros es el más utilizado y el tradicionalmente empleado en los yacimientos verticales. (Figura 1.1).

El arranque se realiza con martillo picador y, en algunos casos, con explosivo. El transporte en el tajo es por gravedad y el sostenimiento con mampostas de madera. El tratamiento del post-taller se realiza con relleno total, en algunos casos calibrado.

Se puede hacer un trazado de niveladuras horizontales que pasan a ser inclinadas (Figura #.2) en aquellas capas de alto contenido en gas o con objeto de reducir el riesgo de derrabes. No obstante, este tipo de niveladuras complica el trazado, necesitándose personal más cualificado y produciéndose problemas para la adaptación a las cambiantes condiciones de la capa en cuanto a potencia, inflexiones o esterilidades. En este sentido, la niveladura horizontal permite una adaptación más flexible a la variación de características de las capas, y por eso es la más universalmente utilizada.

Está generalizada la inyección del carbón con agua, para facilitar el posterior arranque y eliminar el polvo, además de reducir los riesgos de fenómenos gaseodinámicos.

El método, desde un punto de vista geomecánico, produce concentración de tensiones en las esquinas de los entrantes y salientes en que se escalona el frente del macizo virgen del carbón, provocando potenciales zonas de destrucción del mismo, lo que, unido al lento avance del frente, favorece la descomposición de los hastiales, exigiendo un posteo más denso y laborioso.

Por lo demás, la flexibilidad del sistema permite su empleo en una amplia gama de condiciones, con buena adaptación a los hastiales de mala calidad, a yacimientos poco regulares con pequeñas corridas e inclinaciones muy variables, con la única limitación de una pendiente mínima que facilite el descenso del carbón y del relleno.

1.2.2 Otros métodos de frente oblicuo o tajos en diagonal

Se mencionan aquí otros métodos menos utilizados que el de testeros perteneciendo también al mismo grupo que éste.

La longitud del frente, en función del número de picadores que se pretenda colocar, depende del ángulo de talud de relleno, al que se mantiene paralelo aquél.

La elección del ángulo del talud es de especial importancia en la explotación por tajos en diagonal ya que, según sea su valor, el carbón puede deslizar directamente o requerir canales fijos colocados sobre el relleno.

Normalmente, hasta inclinaciones de capa de 63°, se suelen emplear canales o el propio talud del relleno, prefiriéndose casi siempre esto último a medida que la inclinación aumenta.

La utilización de canales elimina prácticamente las pérdidas de carbón, si bien a costa del empleo de jornales en la colocación y cambio de posición de los mismos.

Arranque en dientes de sierra

La disposición del taller es la representada en la figura 1.3. El rendimiento de arranque es mejor que en el método de testeros al suprimirse el trabajo de nivelar. La separación entre el frente de arranque y el talud de relleno puede ser pequeña, lo que reduce el desmenuzamiento del carbón y la formación de polvo. El trazado del frente permite, además, una mejor ventilación del taller.

Sin embargo, las características del trazado limitan la posibilidad de colocar personal en el frente a unos dos tercios del correspondiente al método de arranque por testeros.

La fortificación puede disponerse según la pendiente, perpendicularmente al frente o paralela a la dirección del arranque. Las dos formas citadas en primer lugar son preferibles cuando la roca de caja es mala o el carbón tiende a desprenderse. Más sencilla y económica es la tercera forma que se puede emplear cuando las condiciones de los hastiales son favorables y el carbón no propenso a derrabes.

Arranque con entradas o franqueos

La disposición de una explotación con arranque por entradas o franqueos se representa en la figura 4.

Se aplica cuando la inclinación de la caja está por debajo de 45° a 54° , ya que el peligro de derrabes de carbón crece a medida que aumenta la inclinación y la ejecución de los franqueos se hace cada vez más difícil.

Permite un aprovechamiento relativamente bueno del frente y tiene la ventaja de que la fortificación se dispone paralelamente a los canales o al frente del relleno. La alineación de ese talud puede mantenerse a muy corta distancia del frente.

El método requiere que el carbón sea relativamente blando y con planos de crucero abundantes, ya que de otro modo la ejecución de los franqueos exigirá demasiado tiempo.

23.
~~111113~~ **Explotación por bancos**

Se utiliza el método de manera preferente en zonas clasificadas como de cuarta categoría, con capas propensas a fenómenos gaseodinámicos. Los bancos son de 5 a 10 m de altura, realizándose el sostenimiento con madera y el tratamiento del post-taller con relleno colgado, debiendo reforzarse las líneas sucesivas de forma escalonada con asientos horizontales. (Figura 145).

Como variante del método se emplean en algunos casos las niveladuras inclinadas. (Figura 146).

24.

14.14 Explotación por pozos y sobreguías

Pertenece al grupo de métodos de macizos cortos, por lo que también se le conoce como método de macizos y sobreguías. Se utiliza con inclinaciones de capa hasta 50°.

La preparación consiste en un trazado de chimeneas o pozos según la línea de máxima pendiente, enlazados por sobreguías horizontales o más frecuentemente inclinadas.

La cuadrícula así formada delimita macizos cuyas dimensiones se acomodan a las características de la capa, variando generalmente entre un mínimo de 5 x 5 m hasta 20 m en el sentido de la máxima pendiente y 10 m en dirección o incluso algo mayores. (Figura 7).

Existen variantes en cuanto al número de filas de macizos que quedan preparados antes de comenzar el deshullado. Es frecuente que una vez preparadas dos filas de macizos se proceda a su arranque, subiendo simultáneamente un nuevo pozo a fin de ir preparando la fila siguiente.

El arranque de los macizos se hace en sentido descendente evacuándose el carbón por los pozos. Cuando aquellos son de dimensiones pequeñas se realiza

directamente. Si son mayores, normalmente se sube una chimenea que los divide en dos submacizos, los cuales se arrancan en series sucesivas, de longitud igual a la altura del macizo, avanzando en cada uno en dirección hacia el hundimiento y comenzando por el más próximo a éste.

Si los hastiales lo permiten, los submacizos se deshullan totalmente. En otro caso se deja sin arrancar la parte final más próxima al hundimiento.

El posteo se dispone en líneas paralelas al frente, según la máxima pendiente y se refuerza, a veces, con llaves de madera.

Una vez preparados, los macizos se deshullan rápidamente por lo cual el factor determinante de la velocidad de avance del taller es el ritmo con que se lleven a cabo las preparaciones.

Suele recurrirse a este método de explotación en capas de potencia superior a 1,5 m cuando no se dispone de cantidad suficiente de relleno o bien cuando la pendiente de la capa no es suficiente para que éste corra con facilidad sobre el muro.

En tales circunstancias, se aplica con frecuencia un sistema mixto de testers con relleno en la

parte superior y pozos y sobreguías en la inferior, como indica la figura 7.

25

Explotación por frente largo

El sistema es más propio de capas tumbadas o semitumbadas pero, en algunos casos, se emplea también con éxito en capas de mayor pendiente. (Figura 8).

Se utilizan para el sostenimiento del taller mampostas metálicas de fricción o hidráulicas cuando es poco inclinado y madera para inclinaciones superiores. En el primer caso, el transporte del carbón en el taller se realiza por medio de transportador blindado, mientras que en el segundo se efectúa por gravedad, bien sobre el muro de la capa o sobre chapas, en función de la inclinación.

El tratamiento del post-taller se realiza con hundimiento controlado, con el añadido de alguna llave de madera según el comportamiento del techo, hasta llegar a la introducción de relleno cuando la capa aumenta de pendiente.

Es interesante señalar la posibilidad de aplicación de colchones o llaves neumáticas portátiles en calidad de fortificación especial.

Su principio de funcionamiento consiste, en que al llenar estas llaves con aire comprimido, cambia la forma de la envoltura y aumenta su altura hasta alcanzar el techo. En el proceso de convergencia de las rocas colaterales aumenta la resistencia de la llave neumática a causa de la reducción de su volumen, del aumento de la presión del aire comprimido y del aumento de la superficie de contacto con los hastiales. La llave neumática funciona por tanto en régimen de resistencia creciente.

Se pueden citar, entre otros, los modelos 6PM2, 6PM3 y 6PM4 de procedencia soviética cuya envoltura, de tejido cord vulcanizado, consta de dos secciones, en el primer modelo y de tres en los otros dos. Cada sección está hecha de una cámara hermética y cuatro capas de tejido cord de caprón. Las secciones están unidas entre si mediante un tejido igual y entre ellas hay un conducto que sirve para suministrar el aire al conjunto de la llave.

Con los modelos citados se cubre toda la gama de inclinaciones entre 0° y 90° y la de capas estrechas entre 0,40 y 1,20 m.

Las llaves neumáticas pueden emplearse indistintamente con control del techo por asiento progresivo, relleno parcial o completo y hundimiento. Aunque se citan en este apartado, hemos de señalar que son de aplicación tanto si la configuración del tajo es de frente único como si es de testeros.

En comparación con la fortificación de madera sus ventajas principales son:

- Presión de colocación 10 a 15 veces mayor, disminuyendo por ello la convergencia de los hastiales.*
- Transmisión uniforme de la carga a los hastiales.*
- Es una fortificación protectora segura que no resulta afectada por los desprendimientos de carbón o roca.*
- Disminución del consumo de madera con la que se emplean como elementos complementarios.*

26

21.6 Explotaciones de frente invertido con rozadora o arranque manual

Se dispone un frente único cuyo extremo de cabeza lleva un cierto adelanto al de base, en función

de la pendiente de la capa y de las características del carbón. (Figura 9).

El sostenimiento del taller se realiza con posteo de madera, en líneas paralelas al frente de arranque.

La disposición general indicada obliga a llevar el relleno colgado, organizándose su distribución en franjas también paralelas a la alineación del frente.

El relleno correspondiente a cada franja queda frenado por una tela metálica que apoya, a su vez, sobre el sostenimiento de madera, lo que obliga a reforzar el posteo de la línea correspondiente, especialmente cuando se trata de capas de fuerte pendiente.

En estas operaciones de tratamiento del post-taller se utiliza normalmente relleno calibrado.

El arranque se realiza preferentemente con rozadora, si bien en algunos casos se emplea el martillo picador. La máquina trabaja colgada de un cable que es accionado por un cabrestante situado en la guía de cabeza. En este caso la rozadora no va guiada y desliza sobre el muro de la capa, apoyando también en el frente del carbón.

El método es adecuado para la explotación de carbones muy duros, gracias a la capacidad de arranque de las máquinas disponibles, algunas de las cuales permiten incluso el franqueo de esterilidades rocosas en el frente, o de los hastiales en el paso de estrechones.

En el caso de carbones derrabables o con tendencia a originar fenómenos gaseodinámicos, el frente invertido estabiliza el carbón reduciendo el riesgo. La potencia de la caja para la aplicación del método es muy variable, desde 0,5 a 2,3 m, viniendo fijado el límite superior por la dificultad de sostener el relleno colgado, especialmente con fuertes pendientes, y el inferior por el tamaño de la máquina a emplear y las inflexiones de la capa.

En general, los requerimientos en cuanto a la calidad de hastiales son más exigentes para la rozadora que con arranque por martillo picador, debido al descubierto del frente, puesto que queda sin postear la calle rozada hasta el final del ciclo correspondiente.

Respecto a las condiciones geológicas del yacimiento, la relativa sencillez del montaje de un taller con rozadora colgada y mampostas de madera, permite aplicar el método a yacimientos de regularidad media.

En casos particulares en que el carbón presenta problemas graves de derrababilidad o tendencia a fenómenos gaseodinámicos y donde no es posible el uso de rozadora, se emplea el método descrito con arranque por martillo picador. Al encontrarse los picadores junto al frente, el descubierto sin posteo puede reducirse al mínimo. La potencia máxima de la capa queda limitada por el sostenimiento del relleno colgado, como sucedía anteriormente.

No obstante, aún en estos casos, la tendencia a la utilización de la rozadora es general, para lograr en el frente de trabajo una presencia de personas tan reducida como sea posible.

2.7

2.7.1.1 Explotación con ariete

Se distinguen las modalidades de ariete Peisemberg que trabaja con frente invertido y de ariete Sistema Erin con frente oblicuo.

Ariete Peisemberg

Se trata de un útil de arranque, cuyo peso suele superar 1 t, provisto de cuchillas en los

extremos y en la parte central. Estas últimas sobresalen más que las de los extremos.

El útil actúa por impacto combinado, debido a la traslación y a la componente del peso perpendicular al frente. Las cuchillas centrales atacan primero produciéndose un movimiento de oscilación sobre ellas que hace entrar en juego a las cuchillas extremas.

La tracción se consigue mediante una cadena, cuyo ramal de retorno atraviesa el cuerpo de arranque por un orificio practicado en él.

El accionamiento se compone ^{de un motor eléctrico} de un motor eléctrico con potencia de hasta 55 ^{kw} Kw, turboembrague para suavizar los arranques y actuaciones bruscas y un reductor. Mediante unas limitaciones de tensión por bulones cizallables se impide sobrepasar el límite de resistencia a la tracción de la cadena.

Pueden instalarse dos cabezas motrices en cada una de las galerías, siendo más frecuente la disposición de una sola cabeza motriz en la galería ^{de cabeza} (y polea de reenvío en la parte inferior del taller o en la galería de base. (Figura 10).

La entibación es paralela al frente y el control del techo se efectúa con relleno suspendido

sobre tela metálica. La máquina permite arrancar carbones duros y exige buenos hastiales y regularidad en el panel.

Sus inconvenientes derivan de la falta de guiado y del propio movimiento de cabeceo del cuerpo de arranque que se traducen en vuelcos del mismo, produciendo, a veces, la degradación del techo o bien derribos de la fortificación, especialmente en la parte inferior del taller.

Ariete Sistema Erin

Esta modalidad se basa en el arranque del carbón por medio de ariete en un frente oblicuo que ha de mantenerse sensiblemente paralelo al talud del relleno.

El arranque se consigue combinando el movimiento de traslación del ariete con una presión suficiente de éste sobre el frente. El carbón, una vez arrancado por las cuchillas del útil, desliza sobre el talud del relleno hasta la galería de base.

En este caso las dimensiones y peso del ariete son menores que las del Peissemberg y dependen de la potencia de la capa.

La cabeza motriz se instala en la galería superior montada sobre carriles para facilitar su desplazamiento. El cuerpo de golpeo está sujeto a la cadena en dos puntos fijos, pasando a través de él el ramal de reenvío. La cadena llega a la galería de base, siendo devuelta por una polea de retorno montada en un carro desplazable sobre skis de deslizamiento que se encuentra convenientemente anclado por medio de estemples metálicos. (Figura 411).

Las líneas de amarre de la cadena fija y de paso de la de reenvío, deben estar lo más próximas posible para que las cuchillas mantengan su contacto con el corte.

La presión necesaria del ariete sobre el frente de arranque se consigue comunicando a la cadena una determinada tensión. Normalmente se utiliza en la estación de reenvío un torno de aire comprimido capaz de proporcionar una tensión de hasta 12 t.

Al terminar el arranque se destensan las cadenas al objeto de que el ariete arrastre el carbón que puede haber quedado sobre el relleno.

En este método se suprime prácticamente el posteo en el taller quedando reducido al necesario para la protección de las galerías.

Para su aplicación se requieren buenos hastiales, pendiente uniforme, ausencia de trastornos y carbón de dureza baja o media. En condiciones favorables, pueden obtenerse rendimientos elevados al no ser necesario personal en el taller.

28

1418 Explotación con sierra

La sierra es una máquina de arranque constituida por una sucesión de útiles provistos de picas, enlazados por cables a un cabrestante de dos tambores que les imprime un movimiento de vaivén.

El diseño de los útiles de arranque -diámetro, número de picas, separación entre ellas y su distribución- así como el número de aquellos, dependen de la dureza del carbón. En consecuencia también resultan dependientes la profundidad de corte de las picas y la fuerza de tracción del cabrestante.

En carbones blandos los distintos elementos van unidos directamente al cable de tracción. En carbones semiduros y duros los útiles se unen entre sí por trozos de cadena calibrada de alta resistencia, enlazándose los extremos de la misma a los cables de accionamiento.

El carbón se evacua por gravedad con lo cual el método no puede ser utilizado más que en capas de inclinación mayor de 40°.

La sierra puede funcionar según diversos esquemas tales como los representados en las figuras 12 y 13.

En el esquema de la figura 12 la sierra trabaja en un frente oblicuo, inclinado de 40° a 45° para quedar sensiblemente paralelo al talud natural de los escombros de hundimiento o del relleno según los casos.

En carbones derrabables resulta difícil mantener el frente paralelo al talud por lo cual es preciso acortar su longitud para que el voladizo del techo no sea excesivo. El esquema superior de la figura 13 es una variante de cámaras y pilares en capa vertical. El accionamiento de la sierra se sitúa en la galería de cabeza y el arranque es ascendente. La anchura de las cámaras, delimitadas entre las chimeneas por las que pasan los cables así como el espesor de los macizos de carbón, dependen de la consistencia de este, de la del techo y del tratamiento del mismo con hundimiento o relleno.

En la misma figura se representa una variante con chimeneas oblicuas, cuya inclinación suele oscilar entre 20° y 40°. El accionamiento de la sierra se instala en la galería de base para el arranque descendente de los macizos. La explotación se lleva en retirada con hundimiento del techo.

Cuando las condiciones de la capa permiten su aplicación, la explotación con sierra es un método económico por su pequeña inversión y elevado rendimiento.

29

14.9 Explotación con frente descendente y mecanización integral

En este método que utiliza el complejo mecanizado de origen ruso denominado ANSCHA, el frente de arranque es paralelo a las galerías superior e inferior y su avance es descendente, según la máxima pendiente. (Figura 14)

El equipo está integrado por las pilas de sostenimiento autodesplazables y por el sistema de arranque.

Uno de los extremos del taller discurre a lo largo de una chimenea abierta según la máxima pendiente, por la que se realiza el vertido del carbón hasta la galería de base. En el otro extremo se va formando otra chimenea a medida que progresa el avance, cerrándose por ella el circuito de ventilación y sirviendo también para el suministro de materiales.

El post-taller se trata con hundimiento, disponiendo las pilas, en su parte exterior del lado del hundido, de un colchón amortiguador de madera y relleno depositado sobre los escudos metálicos de protección, lo que permite que el hundimiento apoye sobre el mismo.

El sistema de arranque consiste en una viga de guiado paralela al frente de carbón y sujeta por la entibación, sobre la que se desplazan unos carros provistos de picas arrastrados por una cadena sinfín. Los mismos elementos de arranque, en su desplazamiento, empujan el carbón hasta la chimenea de evacuación, sirviendo así de transporte en el taller.

La mayor virtud del método consiste en su eficacia para evitar desprendimientos instantáneos o fenómenos gaseodinámicos en general, por la propia disposición del frente que consigue la inversión total. Por ello es muy indicado para capas que presentan

peligro en este aspecto, siempre que las características de potencia, hastiales y regularidad permitan su empleo.

²¹⁰
~~1.1.10~~ Explotación con frente invertido íntegramente mecanizado

El método se corresponde con el ^{2.6} ~~1.1.6~~ de explotación en frente invertido con rozadora, sustituyendo el sostenimiento del taller de madera por otro íntegramente mecanizado.

Este se compone de una serie de pilas unidas, en la parte anterior, a una viga que puede servir para efectuar por ella el guiado de la rozadora, estando apoyada cada una de ellas por su parte posterior en la pila inmediatamente inferior. (Figura 15).

La parte de las pilas orientadas hacia el post-taller, va provista de un escudo de contención del relleno, el cual es necesario para determinados tipos de entibación. Otros equipos han sido diseñados para su empleo con hundimiento o, al menos, para un sistema mixto de relleno y hundimiento.

El tipo de hastiales de la capa a explotar por estos procedimientos ha de ser bueno, si bien hay que hacer notar que el comportamiento de los mismos es, con frecuencia, mucho peor que el que podría esperarse de su calidad aparente, juzgada con los criterios de selección normales para talleres de rozadora con sostenimiento de madera.

Además de otros equipos que puedan aplicarse en el futuro, existen tres, de procedencia española, rusa y checoslovaca respectivamente, ~~que merecen citarse en cuanto a sus características concretas y que serán~~ ^{posteriormente} objeto de mayor desarrollo en el capítulo correspondiente.

2.11

1.1.11 Explotación por sutiraje

Con independencia de la aplicación que, para capas de gran potencia, se realiza del método de sutiraje y que más adelante se describe con detalle, cabe recoger aquí el sistema de explotación empleado en capas de potencia superior a 2 m, e inclinación por encima de los 50°.

Dos son los procedimientos utilizados. En el

primero de ellos se realiza un trazado de rampones primarios y secundarios desde los cuales se efectúa, con un determinado orden, el arranque de los macizos en retirada. (Figura 16).

La inclinación de los rampones, normalmente de 25 a 30°, permite la salida del carbón por gravedad hasta la galería inferior a través de los canales de chapa instalados con ese objeto.

El trazado y conservación de los rampones presenta dificultades por lo cual se tiende a su sustitución por la explotación con niveles horizontales en la cual el trabajo es mucho más seguro y cómodo.

En este segundo sistema existe, en general, un pozo en estéril que une el nivel de cabeza y el de base. (Figura 17). La distancia de esta estructura de muro o techo a la capa es función de la calidad de las rocas. Desde el pozo en estéril se dan recortes a la capa de forma que limiten niveles de altura suficiente para aislar llaves de carbón de 5 a 10 m entre las galerías horizontales de 2,5 m de altura que se abren en dirección (subniveles).

El arranque se efectúa en retirada desde las guías, sutirando la llave de carbón después de romper su cohesión mediante explosivos.

Para el avance de las labores y para el sutirado se usan transportadores blindados que vierten hacia el pozo de muro, por donde desciende por chapas hasta su carga en vagones. El abastecimiento de materiales se efectúa por medio de cabrestantes o instalaciones de monocarril.

La ventilación general discurre ascendiendo por el pozo de muro. Desde este se impulsa el aire por ventilación secundaria hasta los frentes de arranque que permanecen en fondo de saco. En las capas con alto contenido en grisú, el problema de control ambiental es el que ha de tenerse más en cuenta para su correcto tratamiento.

1.2 METODOS DE EXPLOTACION UTILIZADOS EN LA ACTUALIDAD

Al objeto de poder analizar en los capítulos siguientes, con mayor nivel de detalle a como se han descrito en el apartado 1.1, los distintos métodos de explotación actualmente empleados, se ha procedido a hacer un chequeo de los mismos siguiendo las distintas zonas del Inventario de Recursos Nacionales del Carbón.

En tal sentido, se realizan en lo que sigue, para esas zonas y exclusivamente para explotación de capas de carbón de más de 35° de inclinación, dos análisis:

A) En el primero se facilitan datos sobre los métodos de explotación, medidos en porcentaje sobre el total, tanto de nº de talleres de cada tipo como, dentro de los mismos, los correspondientes a distintos tramos de potencia y pendiente.

Este dato, teniendo en cuenta las reservas potenciales de cada zona anteriormente recogidas en el apartado 1.1, permite deducir la frecuencia con que cada método se utiliza en la actualidad en las cuencas carboníferas españolas.

B) El segundo análisis se corresponde con un estudio, relativamente somero, de las características de cada yacimiento, según las distintas zonas y para cada método de explotación señalado en el análisis anterior.

Así se califica la:

Potencia - Midiéndola en metros.

Inclinación - Midiéndola en grados.

Características de los hastiales - Calificándolos de buenos, regulares y malos.

Dureza del carbón - Calificándolo de duro, medio y blando.

Regularidad de las corridas - Calificándolas de buena, media y mala.

En algunos casos excepcionales la calificación es distinta a la indicada, para significar que, el parámetro en cuestión, tiene un valor claramente diferenciado. No obstante, se deduce fácilmente el sentido que se le quiere asignar.

Por último, realizados los análisis señalados,

se deducen los métodos que actualmente son más utilizados y aquellos que tienen unas posibilidades de futuro más amplias. Estos métodos son objeto de una descripción más detallada.

1.2.1 Zona de Asturias Central

En los cuadros siguientes se analizan, para esta zona, los datos anteriormente indicados:

A) ZONA - ASTURIAS CENTRAL

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60 90°
Testeros	65	18	66	16	27	73
Frente invertido íntegramente mecanizado	2	--	100	--	25	75
Frente invertido con rozadora	22	35	62	3	50	50
Frente invertido con martillo picador	3	--	100	--	20	80
Frente largo con martillo picador	2	25	75	--	100	--
Frente descendente con mecanización - integral	3	--	100	--	100	--
Sutiraje con niveles horizontales	3	--	--	100	60	40

B) ZONA - ASTURIAS CENTRAL

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Testeros	0,5 a 5,-	40 a 90	Buenos a malos	Duro a blando	Buena a mala
Frente invertido íntegramente mecanizado	0,8 a 2,3	40 a 90	Techo: Bueno a Regular Muro: Bueno	Duro a Medio	Buena
Frente invertido con rozadora	0,5 a 2,3	40 a 90	Techo: Bueno a malo. Muro: Bueno a malo	Duro a medio	Buena a media
Frente invertido con martillo picador	1 a 2	55 a 70	Buenos a Regulares	Medio a blando	Buena a media
Frente largo con martillo picador	0,75 a 1,8	35 a 45	Buenos a malos	Duro a blando	Buena a media
Frente descendente con mecanización - integral	0,7 a 2,1	50 a 65	Buenos	Medio a blando	Buena
Sutiraje con niveles horizontales	> 2,5	50 a 90	Buenos a malos	Duro a blando	Buena a mala

1.2.2 Zona de Asturias Occidental

Las reservas que de esta zona se explotan en inclinaciones superiores a 35°, obedecen a los planteamientos de los cuadros siguientes:

A) ZONA - ASTURIAS OCCIDENTAL

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60 90°
Rampones con sutiraje	100	--	--	100	100	--

B) ZONA - ASTURIAS OCCIDENTAL

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Rampones con sutiraje	> 2,5	40	Buenos	Duro	Buena
		a	a	a	a
		60	regulares	blando	media

1.2.3 Zona Villablino-Tormaleo-Cerredo

Prescindiendo de la subzona de Tormaleo, donde no existen reservas apreciables en inclinaciones superiores a 35°, las otras dos subzonas se sintetizan en los siguientes cuadros.

A) ZONA VILLABLINO-TORMALEO-CERREDO

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60-90°
Testeros	29	45	45	10	85	15
Testeros, pozos y sobreguías	29	--	35	65	100	--
Pozos y sobreguías	6	--	100	--	100	--
Frente largo con rozadora	20	25	75	--	100	--
Frente invertido con rozadora	14	100	--	--	100	--
Rampones con sutiraje	2	--	--	100	--	100

B) ZONA VILLABLINO-TORMALEO-CERREDO

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Testeros	0,7 a 2,1	45 a 90	Buenos a malos	Medio	Media
Testeros, pozos y sobreguías	1 a 3	40	Buenos a Regulares	Medio	Media
Pozos y sobreguías	0,9 a 2	50	Regulares	Medio	Media
Frente largo con rozadora	0,6 a 2	36	Buenos a Regulares	Medio	Media
Frente invertido con rozadora	0,5 a 0,9	35 a 45	Buenos	Duro	Media
Rampones con sutiraje	> 2	60	Regulares a malos	Blando	Media

1.2.4 Zona Bierzo

Prescindiendo de la subzona del Bierzo Occidental, por tratarse de capas con inclinación inferior a 35°, el resto de la Cuenca presenta unas características sintetizadas en los cuadros siguientes:

A) ZONA BIERZO

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60-90°
Testeros	80	100	--	--	100	--
Pozos y sobreguías	7	100	--	--	100	--
Frente largo con martillo picador	13	100	--	--	100	--

B) ZONA BIERZO

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Testeros	0,4 a 0,9	35 a 50	Buenos a malos	Medio a blando	Buena a mala
Pozos y sobreguías	0,4 a 0,9	35	Buenos a medios	Medio	Mala
Frente largo con martillo picador	0,4 a 0,7	35	Buenos a medios	Duro a blando	Buena a mala

1.2.5 Zona Norte de León

Solamente se considera la subzona Sur, la que se sintetiza en los siguientes cuadros:

A) ZONA NORTE DE LEON

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60-90°
Plantas horizontales con sutiraje	55	--	--	100	--	100
Frente largo en plantas horizontales con sutiraje	45	--	--	100	100	--

B) ZONA NORTE DE LEON

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Plantas horizontales con sutiraje	7	70	Regulares	Medio	Media
Frente largo en plantas horizontales con sutiraje	30	40	Regulares	Medio a blando	Media

1.2.6 Zona Sabero-Guardo-Barruelo

Se prescinde de la subzona de Barruelo por estar sus reservas en capas de menos de 35° de inclinación. Los datos de esta zona quedan recogidos en los cuadros siguientes:

A) ZONA SABERO-GUARDO-BARRUELO

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60-90°
Testeros	52	--	80	20	25	75
Frente invertido (bancos)	16	--	--	100	--	100
Sutiraje con niveles horizontales	16	--	--	100	--	100
Rampones con sutiraje	16	--	--	100	--	100

B) ZONA SABERO-GUARDO-BARRUELO

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Testeros	0,9 a 2,5	35 a 90	Buenos a muy malos	Duro a blando	Mala a muy mala
Frente invertido (bancos)	> 2	70 a 90	Regulares	Muy blando	Muy mala
Sutiraje con niveles horizontales	> 2	60 a 90	Malos a muy malos	Muy blando	Muy mala
Rampones con sutiraje	≥ 2	60 a 90	Malos	Blando	Media

1.2.7 Zona Sur de España

Los datos referentes a esta zona, se recogen en los cuadros siguientes:

A) ZONA SUR DE ESPAÑA

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60-90°
Sutiraje con niveles horizontales	40	--	--	100	--	100
Rampones con sutiraje	30	--	--	100	--	100
Pozos y sobreguías	30	--	--	100	100	--

B) ZONA SUR DE ESPAÑA

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Sutiraje con niveles horizontales	8	70	Buenos a malos	Duro	Mala
Rampones con sutiraje	3	70	Buenos a malos	Medio	Mala
Pozos y sobreguías	2 a 3	35	Regulares a malos	Duro a medio	----

1.2.8 Zona Pirenaica

Dentro de esta zona se consideran, fundamentalmente, los datos relativos a la subzona secundaria.

Se recogen en los siguientes cuadros:

A) ZONA PIRENAICA

Método de explotación	Datos expresados en %					
	Nº talleres	Potencia capa (m)			Inclinación capa	
		<0,9	0,9-2	>2	35-60°	60-90°
Testeros	65	--	100	--	100	---
Sutiraje con niveles horizontales	35	--	--	100	--	100

B) ZONA PIRENAICA

Método de explotación	CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO				
	Potencia (m)	Inclinac. (°)	Hastiales	Dureza carbón	Regularidad
Testeros	0,9 a 2	35 a 45	Regulares	Muy duro	Media
Sutiraje con niveles horizontales	>2	70 a 90	Buenos a regulares	Muy Duro	Media

1.2.9 Zonas de Teruel-Mequinenza y de Baleares

No se tienen en cuenta por estar sus reservas en inclinaciones inferiores a 35°.

1.3 METODOS DE EXPLOTACION CONSIDERADOS

De acuerdo con los datos recogidos en los cuadros anteriores, combinados con las cubicaciones y reservas que, para cada zona y características de pendiente, han sido también relacionadas, se deducen claramente cuáles son los métodos de explotación preponderantes en las capas de inclinación superior a 35°.

Los sistemas fundamentales son los dos siguientes:

- Testeros
- Frente invertido con rozadora

Ante estos métodos el resto, con la excepción de los procedimientos de sutiraje, tiene mucha menor importancia, siendo en algunos casos, como los de pozos y sobreguías, clara extrapolación de sistemas empleados en capas horizontales o tumbadas a inclinaciones superiores pero siempre próximas a los 35° que han servido de corte.

Existen, no obstante, otros métodos que, previsiblemente, deberán adquirir en el futuro una mayor importancia que la que tienen actualmente. De

ahí que proceda dedicarles una decidida atención. Estos métodos son los siguientes:

- Frente descendente con mecanización integral.*
- Frente invertido íntegramente mecanizado.*
- Sutiraje, en sus tres principales versiones de rampones, niveles horizontales y aplicación a capas de gran potencia.*

En lo que sigue, a estos cinco métodos seleccionados como de mayor interés de presente o futuro, se les va a dedicar una mayor atención, describiendo sus posibilidades y características.

ANEJO. I

■ - METODO DE EXPLOTACION POR TESTEROS

4 - METODO DE EXPLOTACION POR TESTEROS

El método de explotación por testeros es, tradicionalmente, el más utilizado en todas las capas de carbón con pendientes superiores a 35°, en las que el producto arrancado desciende por gravedad, ayudado o no por la existencia de chapas para su arrastre.

La evolución de este sistema de arranque en las minas españolas no ha sido grande, si bien se han obtenido importantes resultados en materia de seguridad, con la mejora de la calidad del relleno, sistemas de posteo adecuados a las características de cada capa y sistemas de inyección de agua en vena que permiten bajar los índices de peligrosidad, disminuyendo claramente el riesgo de enfermedad profesional.

Debido a las características de los yacimientos españoles, una buena parte de la producción seguirá basada en el arranque por testeros, a no ser que se prescindiera de aquellas reservas en las que el procedimiento se muestra como el único de aplicación razonable.

El método consiste, en esencia, en el avance, a partir de una chimenea que comunica dos galerías a diferente altura sobre la capa y de unos frentes

(testeros) escalonados, siguiendo, en general, una dirección horizontal sobre la misma.

El método es recomendable para capas de pequeña y mediana potencia con una inclinación superior a los 35°. En algunos casos determinados se explotan también capas de hasta 5 m de potencia.

El trazado clásico, consiste en testeros de 5 m de altura (series), separados entre sí de 2 a 4 m según la pendiente de la capa. En las galerías inferior y superior se dejan frecuentemente macizos de protección de 2,5 o más m de altura, en los cuales se abren, cada 5 m, coladeros de acceso. La parte posterior se rellena con estériles.

Existen otras variantes del mismo método, según las particularidades de las diferentes capas, que conciernen a la altura de los testeros, a la protección de las guías y al tratamiento del post-taller.

Así, pueden encontrarse testeros de 2,5, 3, 6, 7,5 y hasta 12 m de altura.

Los testeros altos presentan en general varios inconvenientes:

- Admiten menos personal que los bajos con lo cual el avance de la explotación es menor.

- La superficie de techo que ha de soportar la fortificación es mayor y ésta ha de permanecer más tiempo sin quedar cogida dentro del relleno lo que es desfavorable desde el punto de vista de la seguridad del propio techo y la estabilidad de los ángulos de los testeros.
- La altura de caída del carbón aumenta, favoreciendo el desmenuzamiento y una mayor producción de polvo.
- Se disminuye la eficacia de la corriente de ventilación.

Sin embargo, el rendimiento de arranque aumenta en general con la altura de la serie al reducirse la proporción del trabajo de nivelar, es decir, del arranque en la parte superior del testero que es el que exige un mayor esfuerzo del picador.

Es bastante frecuente el criterio de elegir la altura de los testeros en función de la tarea que, normalmente, puede desarrollar el picador, de forma que la serie quede cuadrada en la jornada de trabajo lo que facilita la conducción del taller.

En el apartado ^{9.2} ~~9.1~~ se hacen otras consideraciones referentes a la altura y separación entre las series.

En condiciones determinadas, el taller puede llevarse de rasgado, sin macizos de protección de las guías que son sustituidos por llaves de madera.

Asímismo, el control del techo se efectúa, en algunas ocasiones, con llaves fijas o móviles sustituyendo totalmente al relleno o bien en combinación con éste.

Se acompañan, como ejemplo, los dibujos de una explotación por testeros clásica y de otra con niveladuras inclinadas. (Figuras 1.1 y 1.2)

2. AVANCE DEL FRENTE

2.1. Arranque

El arranque de carbón generalmente se realiza con martillo picador y, en algunos casos, debido a su dureza, se recurre al empleo de explosivos.

Los martillos picadores utilizados son de poco peso. El martillo ligero es necesario al nivelar, pero su escasa potencia retrasa la operación de deshulle.

Se puede picar el tajo entrando de abajo hacia arriba (derrabando), o de arriba hacia abajo (de salón), posteando seguidamente el frente de la serie después de haberlo picado por completo y continuando la misma operación en los tajos restantes.

En la elección del procedimiento a seguir, en cuanto a picar se refiere, influyen una serie de factores tales como características de la vena, potencia, naturaleza de los hastiales, pendiente, dureza del carbón, prescripciones de la Empresa, o de la Autoridad Competente, etc. Cuando la seguridad permite escoger un procedimiento u otro son entonces los planos de crucero los que determinan el que se ha de seguir.

El carbón, al ser arrancado y al deslizarse, produce gran cantidad de polvo. Este inconveniente puede reducirse considerablemente si se practica la inyección previa del macizo.

Se comienza por arrancar las partes más blandas (regaduras) continuando con el resto de la capa hasta cuadrar el tajo.

Pueden presentarse dos posibilidades extremas con todas las variantes que caben entre ellas.

En un primer caso, se puede picar toda la regadura de arriba abajo y arrancar después la vena. Para ello tanto la regadura como la vena han de cumplir ciertas condiciones:

- Regadura fácil de picar.

- Vena lo suficientemente dura para que no se desmorone al regar. Además, como ocurre generalmente, la vena ha de ablandar tanto más cuanto más tiempo permanece regada.

En otra modalidad, aún llevando primero la regadura, ésta y la vena se pican simultáneamente. Esta forma de trabajo se emplea cuando no se cumplen las condiciones antes citadas.

El orden de las operaciones de picar y postear debe adaptarse a la naturaleza del carbón en cuanto a su propensión al derrabe así como a las condiciones de los hastiales.

Como norma general, es aconsejable postear cada tajo una vez picado ya que ello proporciona las ventajas de una mayor seguridad y de romper cada cierto tiempo la monotonía de ambos trabajos lo cual es importante para reducir la sensación de fatiga.

El empezar a postear por el tajo inferior, como debe hacerse cuando se trabaja "de derrabe", tiene la ventaja de que permite encadenar las jugadas más fácilmente.

Cuando se trabaja "de salón" puede seguirse el orden citado siempre que la serie ofrezca la seguridad suficiente para poder postearla después de terminar de picar. De lo contrario, sería necesario comenzar el posteo por el tajo superior. En todo caso las jugadas pueden quedar perfectamente encadenadas sin más que medir la separación de las inferiores y llevar cuidadosamente esa medida en el posteo descendente.

La longitud que se desplaza cada día el testero, es casi siempre inferior a 1 metro, dependiendo, en gran medida, de la longitud del taller.

En la práctica, se ha comprobado que el avance de un taller disminuye sensiblemente a medida que aumenta esta longitud, y que el rendimiento por taller aumenta a medida que la misma se reduce.

La disposición de las niveladuras, viene fijada por la pendiente de la capa, potencia y dureza del carbón.

Para inclinaciones entre 35 y 45° en las que se hace difícil la evacuación del carbón y la introducción del relleno, es preciso trazar tajos oblicuos, con el fin de reducir el desarrollo del taller, logrando así que, tanto el carbón como el relleno, puedan correr a lo largo del mismo según la línea de máxima pendiente.

Por encima de los 45° de inclinación, las niveladuras son en general horizontales, ya que es el esquema del taller que mejor se adapta a cualquier trastorno del yacimiento.

Ahora bien, para potencias superiores a 1,5 m y pendientes por encima de los 60°, es frecuente dar a la niveladura una inclinación descendente entre 15 y 30°, dependiendo también de la dureza del carbón.

2.2.

~~2.2.2~~ Sostenimiento. Generalidades.

La entibación se lleva paralela a la línea de máxima pendiente, por lo cual el sistema es adaptable a yacimientos trastornados y aplicable dentro de circunstancias muy variables.

Sostenimiento del frente.

- La entibación empleada es de madera.

El empleo de estampes hidráulicos de aleación ligera comenzó a ensayarse a partir de 1.969 y tras un período de esperanzadores resultados fue decayendo sensiblemente hasta llegar a su absoluta retirada.

Los elementos que integran la entibación denominados jugadas, están compuestos por bastidores y mampostas.

Se postea en las modalidades "de balsa" o "de chulana" según se trate de hastiales buenos o malos, tal como puede verse en la figura 3.

Una tercera modalidad, que únicamente se emplea en talleres de hastiales muy seguros, es el posteo "de rasgado" caracterizado porque en él no se utiliza ningún bastidor.

- El juego superior está compuesto de freno, mamposta de espalda, mamposta del medio y mamposta de pie.
- El juego inferior lleva solo tres mampostas, una en el centro del bastidor y las otras dos a unos 20 cm de los extremos del mismo.

El posteo auxiliar está compuesto por bastones, piquetes y pasantes o rachas. Pueden incluirse, también en él, las cuñas.

El objeto del posteo auxiliar consiste en cubrir los hastiales entre jugada y jugada de forma que se eviten desprendimientos de los mismos. La conveniencia de realizarlo sólo en uno o en ambos hastiales así como su cuantía dependen de las características de los terrenos en que se encuentra la explotación.

Las cuñas se colocan a la cabeza de la mamposta en las modalidades de posteo de balsa y de rasgado así como a la cabeza y balsa en el posteo de chulana. Nunca en el centro del bastidor.

La colocación de cuñas tiene distintas finalidades:

- Apretar debidamente mampostas que han quedado cortas.

- *Hacer de forro con el fin de dar mayor flexibilidad a la madera sobre todo con hastiales irregulares. Esta es la aplicación más normal porque en tal caso es difícil que el bastidor empañe con el hastial.*
- *Disponer de hueco entre el bastidor y el hastial para introducir los bastones o piquetes aunque es más conveniente colocar la madera auxiliar a la vez que las mampostas.*

Las cuñas sirven además para asegurar el apretado del freno.

Las niveladuras van siempre embastonadas, tanto más juntos los bastones cuanto más blando y mayor tendencia a derrabarse tenga el carbón.

- *La distancia de posteo debe ser la máxima admisible que mantenga para el personal unas posibilidades adecuadas de movimiento dentro del taller. En general se pueden alcanzar distancias de 1,2 m entre ejes de bastidor, sin que entren en juego factores desfavorables para la seguridad. Sin embargo, para conseguir esta distancia de posteo es preciso emplear frenos de intermedio, de colocación previa al posteo definitivo de la serie, con el fin de impedir en la niveladura vanos sin postear superiores a 60 cm.*
- *La madera empleada es de pino y eucalipto, aunque*

predomina el uso de la segunda, dada su mayor resistencia.

Tomando como 1 la resistencia del eucalipto, se establece la siguiente comparación, resultado de pruebas realizadas con ambas maderas.

<u>PINO GALLEGO</u>	<u>PINO LANDAS</u>	<u>EUCALIPTO</u>
0,65	0,84	1

- Debido casi exclusivamente a razones de suministro para grandes escuadrías, la relación entre la longitud de las mampostas y su sección, crece a medida que lo hace la potencia de la capa. Ahora bien, se supone que una mamposta con extremos articulados y sometida a compresión axial comienza a trabajar a pandeo, a partir de una carga dada, cuando la relación entre su longitud y la más pequeña dimensión transversal -el diámetro, supuesta de sección circular- es igual o mayor que 12.

Esta carga compresora, a partir de la que puede producirse pandeo, recibe el nombre de carga crítica y su expresión matemática viene dada por la fórmula de Euler.

$$P_{cr} = \pi^2 \cdot \frac{I}{l^2} \cdot E$$

Siendo:

I = Momento de inercia.

E = Módulo de elasticidad.

l = Longitud

Supuestas las mampostas cilíndricas de diámetro

D :

$$P_{cr} = \frac{\pi^3}{64} \times \frac{D^4}{l^2} \times E$$

Expresión que nos indica que la carga crítica, y por lo tanto la resistencia al pandeo de una mamposta, dependen exclusivamente de las dimensiones de la pieza y del módulo de elasticidad del material que la constituye.

En concreto, este peligro empieza para las siguientes potencias y escuadrías de madera:

Para potencias mayores de 1,10 m con madera de 4".

"	"	"	1,31	"	"	5".
"	"	"	1,60	"	"	6".
"	"	"	1,90	"	"	7".
"	"	"	2,15	"	"	8".
"	"	"	2,45	"	"	9".

En general la escuadría máxima utilizada suele ser de 7" (17,75 cm), por lo que el peligro de pandeo aparece, en todo caso, por encima de 1,90 m.

Los valores del módulo de elasticidad para el pino y el eucalipto son:

$$\text{Pino} \quad E_p = 100.000 \text{ kp/cm}^2$$

$$\text{Eucalipto} \quad E_e = 130.000 \text{ kp/cm}^2$$

El valor de 130.000 kp/cm² para el eucalipto es un valor aplicable al eucalipto verde, normalmente usado. Para el de un 12% de humedad, el módulo de elasticidad es de 159.000 kp/cm².

Por tanto, para igualdad de dimensiones, es preferible emplear eucalipto, aconsejándose por encima de los 2 m de potencia en talleres con grandes presiones de los hastiales.

Independientemente del pandeo, la alta resistencia a la flexión del eucalipto respecto al pino, aconseja su empleo como freno en los talleres con inclinaciones superiores a 45°.

Casos especiales

- Algunas veces, sobre todo si el relleno es insufi-

ciente, es necesario postear además del frente algún lugar de la explotación ya entibado ("intermediar"). Ha de colocarse entonces el posteo adecuado para el caso especial de que se trate.

- *En las niveladuras, en las que los frenos no suelen resistir por sí solos el peso del carbón, es preciso colocar refuerzos (puntales de mamposta de espalda al freno, caballete, longarinas, etc.)*
- *El refuerzo con longarina (Figura 4) consta de una pieza horizontal de apoyo que abarca tres frenos, situada bajo los puntos del vano más expuestos a la rotura, y seis mampostas ("zancos") dos debajo de cada freno, balseadas una al muro y otra al techo, apretadas a la pieza y atijeradas de 40 a 45° con respecto a la dirección del freno.*
- *Otro punto especial que difiere del sistema normal de entibación es el coladero, el cual tiene dos calles con tres hileras de mampostas, separadas 1 m entre sí. A cada bastidor o tabla se le colocan 4 mampostas (Figura 5).*

La hilera central se entabla completamente, sirviendo el hueco más próximo al relleno, de pozo de carbón y el otro, de compartimiento auxiliar para paso de personal y materiales.

Paso de fallas o repuelgos

- Cuando la falla no es absoluta, sino que presenta una disminución grande del espesor de la capa de forma que no se puede avanzar normalmente, se llama "falla local o esterilidad". Para seguir con la explotación se "ahorcará" ese tramo avanzando por encima y por debajo de la esterilidad, respectivamente con una sobreguía y con un coladero, hasta comunicar las labores.

Con ello, la parte ahorcada contribuye al sostenimiento de una zona más o menos grande situada alrededor de la esterilidad, actuando como macizo de protección.

- En los terrenos de falla, la entibación ha de apartarse de las formas corrientes ya enunciadas, recurriéndose a posteos particulares, debido a la discontinuidad de los terrenos y a la escasa consistencia de los mismos.

Las llaves de madera colocadas en las proximidades de las fallas, son, en muchas ocasiones, la mejor forma de lograr la consolidación del macizo.

- En los repuelgos también hay que salirse, frecuentemente, de las formas corrientes de entibación,

debiendo colocarse las mampostas, perpendiculares a ellos o bastante altas de cabeza de forma que se impida el movimiento descendente de los mismos (Figura P.6).

²³ ~~204.~~ Fortificación de la niveladura

Debido a su situación colgada y a la importancia de las presiones a soportar, se trata de un punto al que debe prestarse la máxima atención en el posteo.

Se describen a continuación los diferentes grados de protección a utilizar en la niveladura, en función de la pendiente, potencia y otras características de la capa, quedando también definidos gráficamente en las figuras que se acompañan.

a) Freno normal

La protección se reduce a que la primera mamposta de la jugada superior haga la función de freno.

El sistema es correcto con inclinaciones por debajo de 40° y en capas no derrabables (Figura P.7 a).

b) Freno acotado o de vitola

Con inclinaciones de la capa superiores a los 40° no debe utilizarse en ningún caso el freno normal anteriormente descrito sino el tipo de freno denominado acotado o de vitola cuya disposición, con encaje en entalladura por ambos extremos, se aprecia claramente en la figura 7 b.

c) Puntal a la mamposta superior

El refuerzo del freno con puntales debe ir acompañado de la colocación de la mamposta de espalda en la que se apoya el puntal. (Figura 7 c).

Este tipo de fortificación es utilizado, en general, con potencias superiores a 1,5 m e inclinaciones comprendidas en el intervalo entre 40° y 60° .

d) Freno de intermedio

En capas con inclinaciones superiores a 60° es obligada su colocación para cualquier potencia. Entre 40° y 60° solo será necesario cuando no se apuntale el freno normal. (Figura 8).

Teniendo en cuenta que con inclinaciones superiores a 60° debería ser obligatorio picar la serie entrando "de salón", es preciso colocar el freno de intermedio, una vez hecho el hueco necesario a fin de evitar que el picador permanezca en la niveladura sin protección, mientras pica el resto de la serie.

El freno de intermedio es realmente el único sistema práctico de proteger la niveladura, siempre que su colocación sea previa al total deshulle y posteo de la serie, pues con posterioridad existen medios más eficaces.

e) Tornapuntas

Representan un estado más avanzado de protección de la niveladura que -por las consideraciones anteriores- se supone lleva colocado el freno intermedio. Las tornapuntas refuerzan la niveladura con retraso, ya que no puede colocarse inmediatamente después de posteada la serie porque impiden el rasgado de la siguiente. Según esto, es normal que las más adelantadas estén a dos calles del frente.

La colocación admite distintas variantes,

dentro de su campo normal de aplicación con inclinaciones a partir de los 60° y potencias superiores a 1,5 m.

- Tornapuntas reforzando el freno de intermedio. Solución adoptada cuando el balseado del freno de intermedio no ofrece garantías.

La tornapunta se arriostra al freno y se balsea a los hastiales (Figura 9).

- Tornapuntas reforzando el freno de la jugada, balseadas a los hastiales.

Solución cuando no son previsibles presiones excesivas y es suficiente reducir el vano del freno de la jugada (Figura 10).

- Tornapuntas reforzando el freno de la jugada, balseadas a la mamposta de espalda.

Indicada en condiciones como las del caso anterior y además con hastiales falsos (Figura 11).

- Tornapuntas al freno de intermedio y apuntalamiento del freno de la jugada.

Se obtiene, en este caso una situación de protección máxima de la niveladura en la que todos los frenos resultan reforzados (Figura 12).

f) Longarinas

La fortificación de la niveladura con longarinas no da lugar a un nivel más avanzado de protección que las anteriores. Puede considerarse como una variante del sistema de tornapuntas en donde se hacen solidarios los refuerzos de varios frenos. (Figura 13).

El sistema encuentra su máxima aplicación en los talleres donde resulta recomendable el refuerzo con tornapuntas y en los que su gran potencia o las dificultades de laboreo no permiten un rápido avance del frente, siendo preciso contrarrestar las presiones sobre la niveladura durante un amplio espacio de tiempo.

3. EVACUACION DE LOS PRODUCTOS

La evacuación del producto arrancado se hace deslizando por gravedad sobre el relleno, hasta los coladeros de la galería inferior, donde es cargado en vagones.

En términos generales, la condición exigida para hacer bajar libremente el carbón, es que la inclinación de la capa sea superior a 40°.

Se requiere que los coladeros a donde llegan los productos arrancados tengan sección suficiente para que no se produzcan "encolamientos". Además las "alineaduras" (entabladuras) de éstos necesitan, a veces, ser prolongadas con el fin de que puedan servir de almacén y no caiga el carbón a la galería.

Para el cargue de los productos arrancados, se instalan en las galerías unas compuertas metálicas o de madera (estas últimas más usadas antiguamente), situadas sobre el eje de la vía, mediante las cuales se efectúa el cargue en los vagones.

Las compuertas de madera llevan unas tablas llamadas "trancas" que se quitan para permitir bajar el carbón y se vuelven a colocar una vez terminada la carga.

Las de tipo metálico, más corrientes, llevan una palanca acodada (o sistema de palancas) que permiten abrirlas cuando se accionan a mano. Las mismas palancas producen por su propio peso, el cierre de la compuerta al dejarlas caer.

También existen compuertas metálicas automáticas, de aire comprimido o eléctricas, que se abren accionando un dispositivo de mando cuando el vagón está debajo de la boquilla. Se reduce con ello la caída al suelo del mineral, consiguiéndose una carga más rápida y que el torno o la máquina muevan los vagones con facilidad.

Se necesita que el talud del escombro esté completamente libre para permitir el descenso normal del carbón sobre él. Para ello se quitarán previamente, si existieran, los trozos de bastones, tablas o piezas que pudieran obstaculizar dicho descenso.

Antes de proceder al relleno, se limpia todo el talud del escombro, con el fin de que las pérdidas de carbón queden reducidas al mínimo posible.

La evacuación del carbón debe hacerse al mismo relevo en que se produce el arranque, pues de lo contrario podría estorbar para picar en los tajos inferiores, dificultando el paso a la ventilación y

produciendo encolamientos, sobre todo cuando la capa ha sido previamente inyectada.

Con el método de explotación que estamos considerando, es posible retener en el taller parte del carbón producido, almacenándolo en el espacio libre denominado "caldera" del taller.

De la capacidad de la misma depende el mayor o menor stock inicial de vagones vacíos y el ritmo de llegada de los trenes a los puntos de carga, contando siempre con la premisa de evitar la falta de vacío y el consiguiente riesgo de pérdidas de producción.

4 TRATAMIENTO DEL TECHO

El tratamiento del techo es un factor importante a considerar.

En minas de carbón, el procedimiento a seguir para el tratamiento del techo puede ser el relleno y el hundimiento controlado.

El relleno consiste en la introducción dentro de la explotación, de tierras estériles que ocuparán el hueco producido a medida que se efectúa el deshullamiento.

Los vacíos originados por el arranque se tratan de distintas maneras, en función de la pendiente de la capa, clasificándose el relleno utilizado de acuerdo con su calidad:

- Con pendientes inferiores a 40°, el sistema a emplear normalmente es el de hundimiento controlado o la colocación de llaves de madera.
- Para pendientes superiores debe introducirse relleno, que puede ser de diversas procedencias: estériles de lavadero, tierras de preparación trituradas, o bien escombros sin triturar procedente de los avances.

La relación entre el volumen de escombros introducido en el taller y el del carbón deshullado, es variable, dependiendo en especial de tres factores:

- Potencia de la capa.*
- Pendiente media del taller.*
- Calidad del relleno introducido.*

En general, la práctica del relleno proporciona las siguientes ventajas:

- Evita sacar al exterior los estériles.*
- Sostiene el techo.*
- Minimiza los efectos en superficie.*
- Permite no dejar macizos en la explotación y por tanto extraer prácticamente la totalidad del carbón.*
- Obliga a la corriente de ventilación a bañar el testero.*

Tiene el inconveniente de que, su colocación en el post-taller, exige la dedicación de más jornales que disminuyen la productividad general del método.

El transporte y vertido del relleno está muy condicionado por la existencia de escombros calibrados, ya que, cuando se dispone de él, resulta innecesaria la instalación de basculadores al poder efectuar todo su transporte en tolvas de descarga lateral.

Si esto último no es posible, el escombros se vierte de los vagones al taller con el auxilio de dos tipos de basculador:

- Basculador frontal

Dada la dificultad de instalación, su utilización se restringe a talleres de avance diario no superior a 30 cm.

No obstante, alcanza rendimientos de basculado más altos que el basculador lateral, permitiendo trabajar con una menor protección del rasgado del taller, al no ser necesario el paso sobre él de las locomotoras.

- Basculador lateral

Cubre tres campos de aplicación:

- a) Talleres con avances superiores a 0,5 m por día, por ser este basculador de fácil colocación.*

- b) Talleres con galería superior en fondo de saco por delante del rasgado y secciones de 7 m².
- c) Talleres con pendiente inferior a los 50°, donde la instalación del basculador frontal comienza a ser muy dificultosa.

El empleo de basculador de cuna, lleva consigo la utilización de medios mecánicos con el fin de situar los vagones en posición de basculado.

El escombro es retenido mediante escalonamientos dentro del taller, los cuales se producen en el momento de dejar fuera de servicio los pozos de cargue de carbón, por necesidad de alineación del relleno, en casos de fallas o mal desarrollo del taller, o por simple retención de nuevo relleno cuando existen dificultades de evacuación del carbón antes de su bascule.

Cuando se emplea relleno de preparación, la altura de escalones no debe ser superior a 2,5 m, salvo que el escalón apoye en una falla o sobre la galería inferior, casos en los que puede superar los 5 m de altura. Además deben reforzarse siempre los escalones con jugadas complementarias.

Con relleno calibrado no es preciso reforzar

la entibación para alturas de escalón inferiores a 5 m.

Para la retención del relleno en la galería inferior existen dos posibilidades: retención directa por trabancas de la entibación o apoyo sobre llaves de madera. En la primera basta empiquetar la corona de la galería con una hilera de piezas de 5".

La utilización de llaves sobre trabancas tiene justificación porque, al ser colocadas en la caldera del taller, entre pozos de cargue, protegen su zona inferior contra deslizamientos de muro. En sí, es una medida de seguridad, ajena a las necesidades específicas del propio relleno.

En la colocación del escombros debe cuidarse que no quede "colgado", sino que llene todo el hueco, al objeto de formar un relleno compacto que impida el descenso del techo, y evite también el paso del aire de ventilación a su través, obligándolo a circular por los frentes de trabajo.

La distancia normal entre el relleno y los cortes es de 5 m, pudiendo llegar hasta un máximo de 10 m.

En el exterior se disminuyen considerablemente

los efectos de superficie con el relleno de las explotaciones. En la práctica, no es posible sin embargo evitarlos por completo, por cuidadosa que sea su ejecución y por rápido y uniforme que haya sido el hundimiento del techo.

5. INICIACION DE UN TALLER

Para iniciar un taller, se comienza por avanzar por una misma capa y a distinta altura dos galerías que serán el nivel (galería superior) y la guía (galería inferior).

Seguidamente se comunican éstas dos galerías por una chimenea, dada desde la inferior a la superior. Para su ejecución se adoptan diversas formas:

- por la máxima pendiente.
- de rampón.
- combinación de ambas.

Se inicia luego una sobreguía, dejando un macizo de protección sobre la galería inferior de 2,50 o 5 m de altura que se comunica cada 5 m con dicha galería, por medio de coladeros según la línea de máxima pendiente.

Encima de la sobreguía y partiendo de la chimenea, se inician los testeros, de 5 m de altura normalmente.

La explotación se desplaza pues por franjas horizontales constituidas por los testeros.

La dirección de las chimeneas puede ser única desde su iniciación o cambiarla hacia la mitad de su trazado. Cuando se monta el taller en un sólo sentido la dirección única es favorable por la rapidez de monta, pero al ser norma general montar en dos sentidos, no existe ventaja en trazar la chimenea sin cambiar la dirección, salvo cuando la tira de la madera se hace por canoa, o se quiere colocar tubería para bajar la madera en la monta del taller.

La inclinación de trazado de las chimeneas sobre la capa debe de ser de 45° , pues con esta pendiente los desprendimientos de carbón del frente son más difíciles y, en cualquier caso, pueden ser controlados.

Desde el punto de vista del derrabe de carbón, la pendiente de la chimenea de monta tiene un papel decisivo.

Por un lado se puede pensar que cuanto menor sea la pendiente, menor será el riesgo de derrabe por una menor influencia de la gravedad. Sin embargo debe existir un compromiso, ya que una chimenea de muy poca pendiente sería larga y se tendría un taller largo, de pequeños avances y dificultoso mantenimiento.

Con pendientes inferiores a 45° se puede pensar, en circunstancias normales y ausencia de fenómenos dinámicos, que los derrabes que se produzcan serán pequeños y relativamente fácil de parar con un correcto mantenimiento.

6 **CIRCULACION DE PERSONAL**

La circulación del personal en el interior de los talleres se hace preferentemente por el corte de las series, cuidando siempre que no estén rotas o sueltas las mampostas sobre las que se toma apoyo.

Tanto al subir como al bajar por la explotación debe avisarse al personal situado por encima que se va a pasar a fin de que no deje caer carbón, materiales, etc, hasta estar resguardado bajo la niveladura inferior.

A lo largo de toda la explotación se debe extremar el cuidado para no soltar madera, herramientas o costeros sobre el personal que esté debajo.

En los coladeros se circula siempre por el compartimiento auxiliar.

7 ●●● TRAZADO DE LA GALERIA SUPERIOR

Existen varias modalidades posibles: (Figura ●●● 14).

1-1') - Infraestructura antigua y galerías en estéril

Para avances diarios de taller no superiores al metro, es el sistema a seguir en capas con buzamiento entre 40° y 60°. Se traza la galería estéril al techo de la capa, se dan contraataques a ella desde el taller y se sitúan macizos en él a fin de proteger la galería; ésta disposición facilita la introducción de rellenos.

Para inclinaciones inferiores a 40°, situación en la que se prescinde de rellenos, es más conveniente trazar la estéril al muro de los minados y dar recortes desde ella a la capa cada 15 ó 20 metros.

2) - Infraestructura antigua y recuperación de minados

Sistema a seguir en yacimientos con inclinaciones superiores a 60°, en los que por ser numerosas las esterilidades o existir gran altura entre plantas, no son de esperar avances diarios de taller superiores a

1 metro. En secciones de galería de 7 m² pueden lograrse rendimientos de avance en minados que oscilen entre 20 cm y 40 cm por jornal.

Con estas pendientes son totalmente desaconsejables galerías en estéril al techo y contraataques desde el taller, pues éstos son de gran longitud y la galería resulta muy difícil de conservar aún con una cuidadosa distribución del relleno en la parte superior.

3) - Infraestructura antigua y galería en virgen

† Sólo es posible esta solución cuando los niveles superiores se han explotado trazando la galería inferior al muro de la capa y accediendo a ésta con contraataques.

4) - Infraestructura antigua, planos inclinados de acceso a la capa y subnivel de cabeza en virgen

Sistema adecuado cuando se prevén avances diarios bastante superiores al metro, yacimiento de inclinación superior a 40° y los problemas de agua no son de consideración.

5) - Infraestructura nueva y galería en virgen

Sistema a adoptar cuando se prevean afluencias

de agua de niveles superiores.

Debe fijarse, según criterios técnicos, una altura de los macizos de protección. La elección del sistema obliga, en cierto modo, a la preparación, como mínimo, de dos plantas para su explotación simultánea.

71
~~71~~ Disposición del frente de la galería respecto al del taller

Es función principalmente del sistema de rellenos empleado y admite tres variantes: (Figura 15).

1) - Galería de rasgado

La galería se lleva retrasada aproximadamente entre 0 y 6 m de la serie trasera. El sistema es aconsejable cuando se presentan las siguientes condiciones:

- a) Relleno con tierra de preparación no calibrada.

b) *Inclinación por encima de 45°, límite por debajo del cual el frente de la galería falsea excesivamente, haciendo difícil el avance.*

c) *Potencias de capa superiores a 2,5 m pues, al no existir asiento del cuadro sobre los hastiales, se hace peligroso el paso de las unidades de escombros a través del rasgado del taller.*

2) - Galería en avance

Dadas sus ventajas, el sistema no admite discusión cuando se cumpla una cualquiera de estas condiciones:

- a) *Pendientes de capa inferior a 45°.*
- b) *Existencia de relleno calibrado.*
- c) *Empleo de basculadores laterales.*

3) - Galería en retirada

Sistema ideal, sólo posible cuando los medios de preparación lo permitan. En todo caso es casi obligado para potencias superiores a 2,50 m, posteado con cuadro metálico y el relleno de que se dispone es calibrado e introducido por medio de tolvas de bascule lateral.

Si se usa basculador frontal puede llevarse la guía de rasgado.

7.3

~~7.3.1~~ Sección

Prescindiendo de los factores de conservación de la galería directamente relacionados con la fortificación, la sección viene definida por el buzamiento y la potencia de la capa.

Con empleo de cuadro metálico, la sección de 9 m² viene únicamente obligada por la necesidad de apoyar convenientemente los pies de los cuadros. Puede establecerse como norma general que es la sección mínima en los siguientes casos:

- a) Cualquiera que sea la inclinación de la capa para potencias superiores a 2,25 m.*
- b) Para potencias superiores a 1,75 m, cuando la inclinación sea inferior a 60°.*

73

24843 Disposición de la galería respecto al plano de la
capa

El franqueo de los hastiales, con el fin de situar el cuadro de entibación, puede afectar sólo a uno de ellos, techo o muro, o bien a ambos. El criterio a seguir es función, en primer lugar, del tipo de entibación elegido y después de la mayor o menor estabilidad de los hastiales, el buzamiento de la capa y el sistema de relleno empleado. (Figura 16).

- Franqueo del techo

Suele franquearse el techo en talleres con inclinación entre 40° y 60°, en los que sea preciso bascular el relleno con basculador lateral.

Las galerías avanzadas en estas condiciones son de muy difícil conservación, ya que uno de los pies del cuadro tiene que reposar sobre el propio relleno, por lo que es frecuente dejar macizos de protección.

- Franqueo del muro

A emplear siempre que la entibación sea con madera y comúnmente utilizado en talleres con inclinación inferior a 40°, donde no es preciso introducir rellenos.

- Franqueo de techo y muro

En general debe ser el sistema a adoptar con entibación metálica, ya que, para inclinaciones superiores a 60°, ambos pies del cuadro descansan sobre roca firme.

74

~~2/4/2014~~ Macizo del taller en la galería superior

Sólo son recomendables con inclinaciones de la capa inferiores a 45°, pues si son mayores acaban derrabándose por bien que se haya efectuado el relleno del taller.

Como resumen pueden establecerse:

- Inclinaciones entre 0 y 45°:

Se dejan macizos de 5 m como protección de la galería.

- Inclinaciones entre 45° y 60°:

La conveniencia de dejar macizos depende de la dureza y potencia de la capa.

- Inclinación superior a 60°:

No debe dejarse macizo; el taller debe ir de rasgado.

8.
TRAZADO DE LA GALERÍA INFERIOR

Puede ser sobre capa o en estéril:

- Galería sobre capa

Para inclinaciones superiores a 45° y entibación metálica, el franqueo se realiza a los dos hastiales con el fin de facilitar la colocación de las bocarrampas de cargue. Al no ser necesaria esta precaución para inclinaciones inferiores a 45°, no debe franquearse nunca el techo, en este caso.

- Galería en estéril con contraataques de acceso

La galería en estéril es casi obligada para capas verticales cuando el volumen de producción de los talleres justifica el transporte por medio de cintas, y se desea simultanear este tipo de transporte con la circulación de locomotoras. Cuando se puede prescindir de este último medio de transporte, es preferible la guía rectilínea sobre capa, con pendiente variable.

Se utiliza también frecuentemente, cuando se desea que, al explotar en el futuro el macizo inferior de carbón, sea posible trazar en virgen su

galería de cabeza, aprovechando al mismo tiempo toda la infraestructura de los niveles actuales.

Para adoptar esta solución es preciso que las inclinaciones sean inferiores a 75°, ya que por encima de este límite los contraataques a la capa son muy largos.

9 TRAZADO DEL TALLER

Aún cuando de las dimensiones generales y trazados del taller ya se ha hablado con anterioridad, procede hacer una serie de puntualizaciones.

Para fijar este trazado, se consideran por separado cada uno de los parámetros que lo definen.

9.1 Disposición de las niveladuras

El tema ya se ha desarrollado convenientemente en el punto 2.1~~st~~, por lo cual únicamente señalaremos aquí que el límite experimental que marca la elección de niveladuras horizontales y oblicuas, se ha representado en el cuadro 2.I en función de la dureza y potencia de la capa. La potencia está expresada en metros, mientras que las cifras de dureza son las tradicionalmente empleadas en la Cuenca Central Asturiana. (*)

(*) Calificación de la dureza del carbón.

Se utiliza, en general, la escala que describimos seguidamente en forma abreviada:

Grado 1. Capas o venas de carbón muy blando. Se arranca

Se observa que el campo de aplicación práctica de las niveladuras oblicuas a las que suele darse una inclinación descendente entre 15° y 30° , está situado en las potencias superiores a 1,5 m y con carbones comparativamente blandos.

92.

~~21/10/42~~ Distancia entre series y altura de las mismas.

Ambos parámetros determinan el desarrollo del taller y teóricamente son función exclusiva de la calidad del relleno y del buzamiento de la capa, aunque, en la práctica, influye también la distancia de posteo y la posibilidad de variar la longitud del bastidor.

con facilidad en grandes bloques por cualquier parte en que se aplique el martillo, no siendo necesario regar previamente o aprovechar los planos del crucero.

Tienen tendencia a derrabarse en cualquier potencia obligando a embastonar bien los frenos.

Al picar entrando de salón tienden a montarse en las niveladuras siendo necesario colocar y embastonar inmediatamente el freno.

Debe procurarse que las esquinas de todas las series estén a la misma distancia del relleno, por lo que, para un ángulo fijo de éste con el plano horizontal, la relación entre niveladura y altura de serie deberá variar con la inclinación de la capa. (Figura 17).

En el cuadro II se calcula esta variación para un relleno teórico cuyo talud de equilibrio sea de 45°.

Ahora bien, en la mina las distancias de posteo deben ser uniformes para un taller dado y la longitud de niveladura múltiplo entero de esta distancia. Igualmente, la altura de serie debe ser un múltiplo entero de la longitud del bastidor.

En algunas capas se requiere incluso empique-
tar la niveladura a medida que se avanza.

El carbón se desmenuza fácilmente.

Grado 2. Capas o venas generalmente blandas pero con menor facilidad de penetración que las del grado anterior, obligando a tener que hacer la entrada por una parte determinada del frente.

Por ello, se distribuyen las fracciones decimales resultantes en cuatro grupos, que responden a las relaciones que mejores posibilidades de aplicación tienen en la práctica, señalando que el bastidor posible será siempre un múltiplo o submúltiplo del denominador.

- *Inclinaciones entre 65° y 90°:*

Relación 1/1; altura y niveladuras de igual longitud.

- *Inclinaciones entre 60° y 65°:*

Relación 4/5; bastidor de 2,5 m y series de 2,5 ó 5 metros de altura. En talleres seguros y con relleno próximo se puede ir a 7,5 m de altura de serie.

Una vez conseguida esta entrada se desprenden con facilidad en grandes masas.

Generalmente no tienen una marcada tendencia a derrabarse ni a montarse en las niveladuras.

El carbón no presenta estructura cristalina sino amorfa o vítrea.

Grupo 3. Comprende tipos de carbones diferentes pero de similar facilidad para el arranque.

- *Inclinaciones entre 48° y 60°:*

Relación 2/3; bastidor de 3 m y series de 3, 6 ó 9 m de altura.

- *Inclinaciones entre 45° y 48°:*

Relación 1/3; bastidor de 3 metros y series de 3, 6, 9 ó 12 metros de altura.

En pura teoría, cuando la pendiente sólo alcanza 45° o valores inferiores, el frente es único y no es viable un taller de testers.

Como es sabido, no todos los rellenos adoptan un talud de equilibrio de 45° e igualmente no siempre se postea a 1 m de distancia, pero lo que sí se quiere hacer notar es que, para cada caso particular, existe

Son venas de carbón que requieren practicar previamente la regadura. Una vez hecha esta operación, al atacar las venas, se desprenden en trozos regulares.

Ofrecen bastante resistencia a la penetración del martillo aunque esta se ve facilitada por la presencia de buenas regaduras, planos de crucero próximos (4 a 10 cm) o bien por ambos factores.

un desarrollo teórico al que debe intentar ajustarse, el trazado del taller, usando las posibles longitudes de bastidor y alturas de serie. La elección de ambas dependerá de la dureza del carbón, grado de saturación que se desea alcanzar en el taller, estabilidad del techo y posibilidad de variar la longitud del bastidor.

Grado 4. Se trata de carbones duros y cristalinos con planos de crucero escasos o poco definidos.

Suelen tener regaduras duras y aunque estas se hayan abierto, oponen gran resistencia al arranque.

Grado 5. Carbones duros o muy duros, siempre de estructura cristalina. Los planos de crucero no se aprecian o están muy separados.

Las regaduras suelen ser estrechas y duras o totalmente inexistentes.

93.
~~2740~~ Altura de la sobreguía o rasgado

Es muy frecuente reducir la altura de la sobreguía, incluso por debajo de la altura de las series.

Sin embargo esta medida origina una disminución en la capacidad de acumulación de carbón que suele contrarrestarse alejando el relleno o reteniéndolo en la parte baja del taller. Con ello se consigue formar unas "calderas" que, aparte de costosas, constituyen puntos débiles en su seguridad.

Esta situación debe tratar de evitarse llevado el rasgado con 7,5 metros de altura, cualquiera que sea la pendiente de la capa.

Otra costumbre, extendida especialmente en talleres verticales, es la de avanzar más de lo debido el rasgado de la sobreguía respecto al resto del taller.

Dicha práctica debería también desarraigarse, ya que, siendo precisamente la zona inferior del taller la más falsa, debido a la coincidencia de un terreno afectado por los disparos con una mayor distancia al relleno (superior, como media, a los 15 m) no conviene aumentar por ningún concepto este parámetro.

10
FORTIFICACION DE GALERIAS

Los empujes que debe soportar la galería de cabeza vienen principalmente del techo, siendo más intensos para las inclinaciones superiores a 60° , con las cuales resulta necesario prescindir de macizos superiores en el taller.

Para la galería de base, con franqueo al muro, los empujes son en dirección perpendicular a los pies de la entibación, lo que es claramente observable, incluso en capas verticales, siendo su origen el "despegue" del muro que ocurre siempre a la vez que avanza el rasgado del taller.

Los macizos de protección reducen estos empujes, aunque puedan crear problemas en las capas fácilmente incendiables, todo lo cual limita su aplicación.

Con avances de taller superiores a 1 m al día, se renuncia generalmente a dejar macizos. Para avances inferiores y siempre que no exista peligro de incendio, es preferible, sin embargo conservar macizos de protección en la galería de base.

Analizamos a continuación los distintos tipos de entibación empleados.

10-1.

~~10-1~~ Entibación con madera

La sección disparada, si el posteo se realiza con madera, es normalmente, un 20% superior a la necesaria cuando el posteo se hace con cuadro metálico que además admite cargas tres o cuatro veces superiores al de madera.

Este último tipo de fortificación no ofrece por tanto ninguna ventaja importante. Sin embargo es frecuente su uso en la galería de cabeza debido principalmente a dos causas bien determinadas.

- a) La recuperación de minados presupone generalmente evitar voladuras por lo cual, el trazado de la galería a recuperar debe hacerse coincidir lo mejor posible con la sección de la galería primitiva, realizada muchas veces cuando el uso de la madera estaba generalizado.
- b) En determinadas ocasiones se pretende conservar sin franqueo el techo de la capa en la galería de cabeza, lo que se consigue únicamente con posteo de madera. No existe razón alguna para aceptar este criterio por cuanto la ventaja, que sin duda existe al disminuir tensiones, queda superada con creces por la mayor debilidad en la fortificación.

Sólo en aquellas capas en las que por su

potencia y buzamiento no sea posible balsear los cuadros metálicos en roca firme, se justificaría la entibación con madera, mucho más flexible a la hora de acondicionar secciones de galería poco corrientes.

10.7.

10.7.2 Entibación con cuadro metálico

- Sección

En general, la sección a adoptar debe decidirse de acuerdo con la vida media previsible de las galerías.

La elección de una sección amplia, en previsión de presiones que puedan reducirla con el tiempo, tiene la ventaja de evitar estajas.

En principio, puede parecer ésta una práctica viciosa, ya que lo correcto sería propiciar la formación de condiciones previas que eviten la pérdida de sección.

No obstante, aunque esto último sea preferible, debe tenerse en cuenta que la práctica señala como adecuado el criterio de dar mayores secciones a las galerías de larga duración.

- Perfil

El perfil comúnmente empleado es el TH de 16,5 kg/m, tanto para secciones de 7 m² (1UF) como de 9 m² (2UA).

Teniendo en cuenta la dilatada vida media de las galerías en carbón, debe tenderse en secciones de 9 m² al empleo de perfiles de 21 kg/m y en ciertas condiciones hasta de 29 kg/m. Parece efectivamente, un contrasentido emplear perfiles de 16,5 kg/m en estas galerías, cuando resulta obvio lo inadecuado de su resistencia al ser tan frecuente la necesidad de intermediar, estajar e incluso ir a secciones mayores en previsión de fuertes empujes.

- Fortificación auxiliar

Se entiende como tal la necesaria entre dos cuadros metálicos contiguos.

Normalmente se realiza con tresillones de arriostramiento entre cuadros y sobre ellos piquetes pasantes con piezas de eucalipto de 3" y 4". Si la duración de la galería va ser importante es recomendable emplear piezas de 5", al menos en la superficie próxima a la corona de la sección.

103.

Otros sistemas de fortificación

Se han realizado intentos de fortificación de galerías en carbón y roca utilizando bulones anclados con resina. La función del bulón es esencialmente el "cosido" o anclaje de los estratos superficiales de roca a los internos de mayor consistencia.

Sin embargo, los bulones no pueden cumplir la misión de sujetar posibles bloques desprendidos de estos bancos, por lo cual, en terrenos trastornados, fisurados por el agua y cuarteados por presiones, no debe adoptarse una fortificación exclusiva de bulones y sí, en todo caso, una mixta de bulones y cuadro metálico.

Puede considerarse el emplazar bulones como refuerzo en la galería superior, sujetando el techo y colocados dentro del taller, en el rasgado de la serie trasera, a un metro por debajo del nivel de la galería.

Igualmente en la galería inferior, cuando se lleve el taller de rasgado, puede realizarse el bulonado del muro, dentro del taller y a un metro por encima de la línea de trabancas, al objeto de fijarlo y evitar presiones laterales sobre los cuadros.

En ambas galerías la densidad de colocación recomendable es del orden de un bulón por cuadro, situándolos entre cuadros consecutivos.

44.

ANÁLISIS DE RESULTADOS Y DATOS TÉCNICOS

Al objeto de poder hacer un análisis, lo más completo posible, de los resultados y características técnicas de los yacimientos a los que, tradicionalmente, se les ha aplicado el método de explotación por testeros, se ha contado con los datos reales relativos a 17 Unidades de producción, todas ellas situadas en Asturias, si bien las conclusiones y datos manejados se considera que son extrapolables a todas aquellas explotaciones que utilicen este método.

A continuación se recoge un resumen de los datos elaborados. Para que el resultado particular de cada Unidad, no desfigure la conclusión general sobre un determinado punto, se ha preferido presentar los datos denominando a cada una por un número del 1 al 17, que corresponden a una explotación concreta en cada caso.

Debe advertirse que, por haber considerado que una forma gráfica de representación de los diferentes parámetros mineros, es siempre más apta para analizar los diversos sistemas de trabajo, se tenderá de continuo a este tipo de representaciones, renunciando en lo posible a la mera exposición de datos numéricos.

11.1

~~11.1~~ Rendimiento

En el cuadro ~~11.1~~.III se representan los rendimientos de arranque en talleres de testers de las distintas Unidades. Han sido obtenidos como resultado del cociente entre la totalidad de la producción de arranque por este método y los jornales invertidos en esta sección. También se señalan los índices de dureza según la calificación utilizada normalmente en las explotaciones de la Cuenca Central Asturiana.

De la observación de este cuadro puede subrarse, en general, que el rendimiento de arranque tiende a ser superior en aquellas Unidades que tienen una menor dureza media en sus capas. Todo ello sin considerar otros factores que en principio influyen también en este rendimiento, como son la potencia media, calificación de posteo, altura entre plantas, etc.

11.2

~~11.2~~ Características del yacimiento*se plantean*

~~Planteamos~~ a continuación, de forma general, las características referentes a potencia, uniformidad y pendiente de las capas explotadas por las distintas

Unidades de producción que han sido consideradas y que, de alguna forma, representan una media de los yacimientos en que el método de testers se emplea.

- Potencia

En el cuadro IV se clasifican los talleres por potencias, agrupándolos en el eje de ordenadas de acuerdo con los intervalos normalmente utilizados.

Se indican en dicho cuadro las potencias moda y media correspondientes a cada una de las Unidades.

La potencia media se obtuvo como media de la potencia de todas las series donde se ha deshullado, concepto en cierto modo distinto al de media de todas las potencias de los talleres.

Con el mismo criterio, las potencias medias de los talleres que en él se señalan, corresponden a la media de las potencias de las series deshulladas y no a la de todas las series.

Se ha venido considerando, de forma tradicional, que las potencias más favorables para deshullar corresponden al intervalo comprendido entre 1,21 y 1,80 m.

Sin embargo, este cuadro no confirma este criterio de una forma absoluta, ya que de las seis Unidades que tienen su potencia moda en este intervalo, sólo cuatro tienen un rendimiento en arranque alto.

- Uniformidad

En el cuadro ~~IV~~ V se han clasificado los talleres en razón a su uniformidad, definiendo este concepto con criterios propios, que se ha procurado fuesen sencillos, ya que la terminología empleada en las distintas Zonas y Cuencas difiere substancialmente.

Ello es debido a que se trata de un concepto difícil de encasillar con parámetros medibles. La clasificación efectuada corresponde a los siguientes planteamientos:

^A
a) Talleres uniformes

Desprovistos de fallas y repuelgos, definiendo como falla aquel trastorno local que origina la necesidad de disparos para superarlo y como repuelgo aquella anomalía que se traduce en una oscilación brusca de potencia, dentro de la serie, superior a 50 cm.

<i>GRUPO</i>	<i>Nº TALLERES</i>	<i>%</i>	<i>CARACTERISTICAS</i>
<i>A</i>	<i>67</i>	<i>31,31</i>	<i>TALLERES UNIFORMES</i>
<i>B</i>	<i>61</i>	<i>28,50</i>	<i>TALLERES NO UNIFORMES</i>
<i>C</i>	<i>29</i>	<i>13,55</i>	<i>TALLERES CON FALLA</i>
<i>D</i>	<i>57</i>	<i>26,64</i>	<i>TALL. CON FALLA Y REPUELGO</i>
<i>TOTAL</i>	<i>214</i>	<i>100,00</i>	

Cuadro V. Clasificación de talleres según grado de uniformidad.

B
b) Talleres no uniformes

Aquellos con trazado regular, pero con uno o más repueigos en el frente.

C
c) Talleres con falla

Donde se aprecia una o más fallas en la totalidad del frente.

D
d) Talleres con falla y repuelgo

Aquellos que presentan, como mínimo, una falla y un repuelgo en la totalidad del frente.

X El cuadro señala el porcentaje que existe de cada uno de los prototipos anteriormente definidos. Para mejor comprensión de la amplitud en su falta de uniformidad que caracteriza a los talleres clasificados en los grupos ^C c) y ^D d), se relaciona en el cuadro siguiente ^{VI}, el tanto por mil de metros de falla con respecto al total de los metros del frente, para los talleres de testers de las diferentes Unidades.

- Pendiente

En el cuadro ~~del Anexo~~ VII se señalan las inclinaciones medias de los talleres por testeros de cada una de las Unidades de producción consideradas.

113.
~~ANEXO~~ Parámetros de explotación

Los costos en un taller por testeros vienen influenciados por una serie de parámetros que condicionan producción y rendimientos. También determinan, por otra parte, el diseño adecuado del taller en sus diversas magnitudes, es decir, modelan su estructura geométrica.

A continuación se presentan algunas de estas características.

Se consideran preferentemente aquellos factores que, de forma apreciable, influyen sobre los resultados inmediatos de los costes de un taller y son independientes del factor humano, tales como:

- Concentración de producción.
- Longitud del frente.
- Avance medio del taller.
- Pendiente de la capa.
- Potencia de la capa.
- Dureza del carbón.

Evidentemente, existen otros que pueden influir en los resultados económicos de explotación de los talleres, como son: tipo de fortificación, tratamiento del techo, etc. Sin embargo, por su complejidad se justifica, en general un estudio específico de estos factores.

11.4
~~11.4~~ Concentración de producción

En principio podría pensarse que un laboreo adecuado debería tender a obtener la máxima producción posible por taller, compatible con un coste mínimo de arranque. Sin embargo económicamente el mínimo coste de arranque no coincide con la máxima concentración de producción, aunque sí coincide con ella un mínimo de coste total a nivel Unidad, lo que en definitiva es un objetivo perseguido.

En el cuadro VIII se clasifican la totalidad de los talleres estudiados de acuerdo con su producción media diaria, observándose cómo existe todavía un gran número de ellos con producciones inferiores a las 100 t/día, cota mínima que debería alcanzarse aún teniendo en cuenta las condiciones desfavorables de los yacimientos.

En el cuadro IX se señalan las producciones medias por taller alcanzadas en cada una de las Unidades de producción.

Debe indicarse que los de mayor producción unitaria por taller no son necesariamente los que tienen mayor longitud de frente. Se observa, en efecto, (cuadro VIII) la escasa relación que existe entre ambas, debido a que el avance de un taller disminuye sensiblemente a medida que aumenta esta longitud, como veremos posteriormente.

41.5.
~~CUADRO~~ Longitud del frente

En principio puede establecerse que, permaneciendo el resto de los parámetros constantes, el rendimiento por taller aumenta a medida que su

longitud se reduce. El cuadro X representa las longitudes medias de los talleres.

Se acompaña también el cuadro XI en el que se representan los índices medios de saturación.

Se entiende como índice de saturación la relación entre picadores en el frente y el número de series disponibles en el taller durante los dos relevos de arranque. La saturación al 100% de un taller supondría tener cubiertos todos los puestos de trabajo disponibles en los dos relevos de arranque.

Analizando en conjunto la longitud media y la saturación de los talleres de los cuadros, observamos que a Unidades con longitud media reducida como las 6 y 13 corresponde un índice de saturación relativamente alto; por el contrario a otros, como la 14, de gran longitud de taller, les corresponde concentración baja.

Deben interpretarse estos resultados únicamente como la tendencia de las Unidades a no saturar los talleres de gran longitud.

A. 6

2.2.2.6 Avance medio del taller.

En el cuadro XII se reflejan los avances medios por día en los talleres de estudio. De su análisis se puede resaltar:

- La variación del avance moda es claramente descendente a medida que la longitud del taller aumenta. No existen talleres con avance medio/día superior a 1,5 metros; prácticamente el avance de la mayoría es inferior a 1 m, lo que trae como consecuencia que no sea imprescindible el avance de las galerías a más de un relevo diario.

Si observamos el grado de saturación de los talleres, en el cuadro anterior XI, se comprueba que en todo caso es inferior al 45%.

La razón esencial de los bajos índices de saturación, nace de la imposibilidad de establecer en 24 horas dos relevos de arranque, uno de inyección y otro de rellenos sin que estos relevos puedan solaparse, debido precisamente a la existencia de dos períodos de disparo al día que, en conjunto, comprenden como mínimo un período de tiempo no inferior a tres horas.

Aunque podría aceptarse, en talleres con relleno calibrado e inyección con multicánula a muy baja presión, la presencia de personal de inyección al mismo tiempo que se rellena, es evidente la necesidad de un cuarto relevo de puesta a cero en talleres de gran saturación. Ahora bien, la dispersión de los talleres origina una dispersión paralela de trabajos y, por lo tanto, dificulta el que puedan permitirse disparos en la mina con personal en el interior.

Por otra parte, parece difícil en la actualidad lograr retornos parciales de ventilación, de forma que disparos centrados en determinadas áreas no afecten al resto del personal de la Unidad o Cuartel.

En resumen, la dificultad de disparar durante dos o más veces al día sin afectar a parte del personal, debe inclinar a disponer la preparación de forma tal que exista un solo período de disparo al día, en cuyo caso el solape de relevos resulta factible. Por lo demás como este solape podría ser quizá de hora y media, es obvio que en tales condiciones se pueden mantener, sin ningún inconveniente, dos relevos de deshulle con la máxima saturación posible, únicamente ya función de la capacidad de rellenos, evacuación de carbón y servicios complementarios.

En el cuadro XIII se indica la vida media de las galerías de trazado de los talleres. Para la galería inferior se ha obtenido como el cociente entre los metros abiertos y el avance medio del taller. Para la superior, como el cociente entre la distancia de recortes contiguos y el avance.

Estos cálculos serían correctos si no fuese porque, desgraciadamente, algunas galerías son abandonadas en un tiempo más corto, al ser preciso renunciar al taller como consecuencia de su inexplotabilidad.

En todo caso, la vida media observada es de dos a tres años, lo cual resulta claramente excesivo siendo la causa principal de los elevados gastos de conservación.

117.

~~20000~~ Pendiente de la capa

Atendiendo a la pendiente de la capa, se clasifican los talleres por testers en cuatro grupos que tienen diferentes modalidades de laboreo, posteo, relleno, etc.

- Talleres verticales

Talleres de inclinación superior a 75°, de posteo normalmente difícil y en los que el picador no mantiene puntos de apoyo en los hastiales.

- Talleres semi-verticales

Con inclinación entre 60 y 75°. El picador mantiene apoyo sobre el muro y no existen dificultades en la evacuación del carbón ni en la introducción de rellenos, operaciones que se realizan con casi absoluta independencia del desarrollo o trazado del taller.

- Talleres inclinados

De inclinación entre 40 y 60°. Exige tener un cuidadoso desarrollo del taller con el fin de lograr la evacuación del carbón y la introducción de rellenos en condiciones adecuadas.

- Talleres tumbados

La inclinación oscila entre 0 y 40°. Son explotables por testeros únicamente en los límites de pendiente superior, pues la evacuación del carbón y la introducción de rellenos no puede realizarse por gravedad.

La distribución de los talleres analizados, de acuerdo con esta clasificación, se recoge en el cuadro XIV. La relación de picadores con respecto a la totalidad del personal que trabaja en un taller, a los relevos de arranque, está directamente influenciada por la potencia, pendiente y, en menor grado, por el tipo de relleno empleado.

Además, la calidad de los rellenos y la pendiente influyen especialmente sobre el personal que atiende esta función. Por consiguiente se hace notar la influencia que, por partida doble, tiene la inclinación de las capas sobre la relación de picadores al total de personal de arranque.

El cuadro ~~siguiente~~ XV muestra cómo las pendientes reducidas dan lugar a mayor número de personal auxiliar para acelerar la tira de la madera, lograr la evacuación de carbón y subsanar las dificultades de introducción de rellenos.

En los intervalos 40-60° y 60-75°, las necesidades de este personal son también importantes, ya que el factor de máxima influencia es la tira de la madera y ésta se realiza en condiciones análogas.

El cuadro XVI confirma, en rendimientos, los anteriores comentarios para los tres primeros

intervalos. Por encima de 75", la dificultad del deshulle supera a las ventajas de tira de madera y facilidad de relleno, haciendo disminuir el rendimiento.

M. 8
~~2220:8~~ Potencia de la capa

La potencia tiene una marcada influencia sobre la necesidad de ayudantes mineros en los talleres y por consiguiente en la relación de picadores al total del personal de arranque.

En el cuadro XVII se señala cómo evoluciona esta relación en función de la potencia de los talleres. En los que tienen más de 60" de inclinación y potencias superiores a 1,5 m, se hace preciso el concurso de ayudantes mineros en el momento de postear la serie el picador. Naturalmente este concurso puede obtenerse también del posteador del taller o incluso de los picadores de las series próximas.

Se comprueba así en el cuadro que la necesidad de ayudantes (disminución del % de picadores) aumenta de una forma lineal a partir de 1,2 m de potencia, pues efectivamente, por debajo de esa potencia, el picador siempre puede postear sin ayuda alguna.

Por otra parte, el cuadro XVIII representa a nivel de las diferentes Unidades, la relación de picadores al total de personal de arranque.

Comparando este cuadro con los que recogen la pendiente y potencia media, no se observa claramente relación alguna, por lo que debe pensarse que, a nivel de Unidad, se compensan los efectos anteriormente comentados de pendiente y potencia.

M.9.
~~2.10.9~~ Dureza del carbón

La dureza tiene una señalada influencia sobre el rendimiento de los talleres de testers y sobre el esquema de laboreo del propio taller.

Al hablar de dureza se consideran los índices de calificación utilizados en la Cuenca Central Asturiana cuya definición ~~ha~~ ^{se ha} dado anteriormente.

Estos índices deben tomarse sin embargo con cierta reserva ya que han sido aumentados en determinadas ocasiones por razones de política salarial y se basan, en todo caso, en criterios relativamente subjetivos.

En el cuadro XIX se clasifican todos los talleres estudiados de acuerdo con la dureza y la influencia de ésta en el rendimiento total del taller.

El hecho de que se observan mayores rendimientos en el intervalo de durezas 3-4 que en el 2-3 constituye una anomalía que debe atribuirse a que parte de los talleres con índices entre 3 y 4 están mal calificados por las razones antes indicadas.

Los talleres de dureza entre 0 y 1 tienen bajos rendimientos como consecuencia de que, en estas condiciones, el posteo se dificulta por la necesidad de neutralizar la tendencia del carbón a derrabarse.

ANEJO II

● - METODO DE EXPLOTACION POR ROZADORA

4

6 - METODO DE EXPLOTACION POR ROZADORAS

4

6.1 DESCRIPCION GENERAL DEL METODO

El sistema de explotación por rozadoras en capas de carbón con pendientes superiores a los 35°, se ha decantado como el segundo en importancia, desde el punto de vista de su empleo y número de talleres que se explotan por tal procedimiento.

En el momento actual, introducir una rozadora en un taller se ha convertido, para muchas de las minas en que puede emplearse tal maquinaria, en una operación casi tan rutinaria como la del empleo del tradicional martillo picador.

No obstante, para el logro de mejores producciones y productividades que las que actualmente se consiguen, es necesario profundizar en dos direcciones, mejorando la organización general de los trabajos y diseñando, probando y poniendo a punto algún otro tipo de rozadoras, o de elementos de trabajo en general, que complementen las posibilidades actuales, en la línea de disponer de mayores potencias con dimensiones reducidas y de mayor operatividad del método. Parece claro que debe profundizarse en ambos

aspectos, al objeto de obtener el más completo desarrollo de un sistema que ya ha sido aceptado por la mina y del que ha de tratar de conseguirse que sustituya al mayor número posible de explotaciones por testers.

Desde finales de los años 60 y principio de la década de los 70, se ha venido utilizando este método en las minas españolas, siendo la esencia del mismo la que a continuación se describe, de acuerdo con el croquis de explotación de la figura 1.

El arranque del carbón se realiza siempre en sentido ascendente y en sucesivas franjas de una profundidad igual a la longitud de los tambores de la máquina que es del orden de 0,9 m.

En la parte inferior del taller se lleva un nicho que también hace la función de tolva, formado por una o dos series, con una altura total de 6 a 12,5 m, dependiendo de la fluidez del cargue de carbón. Este nicho se avanza con martillo picador.

El carbón arrancado cae por gravedad hasta los pozos de carga situados en la galería inferior.

Los órganos móviles de la rozadora destruyen la parte inferior y superior de la capa de carbón, pudiendo estar funcionando, según la potencia de la

capa y el tipo de máquina, el tambor delantero o los dos tambores.

El cable de energía eléctrica y la manguera de agua del tajo, se mueven simultáneamente con la rozadora, mediante el recogedor de mangueras y cables.

En las capas con inclinaciones entre 45° y 65°, el ángulo de inversión del frente varía entre 5° y 20° y en ellas la rozadora va apoyada fundamentalmente en el muro de la capa y ligeramente en el frente de carbón.

En las capas con inclinaciones entre 65° y 90°, la línea del frente va francamente adelantada respecto a la de máxima pendiente, formando con ella un ángulo que varía entre 20° y 35°. En este caso, la rozadora va apoyada fundamentalmente sobre el frente de carbón y ligeramente sobre el muro de la capa.

La fortificación del frente deshullado se realiza con mampostas de madera, colocadas en hileras paralelas al frente, siendo la separación de cada hilera la que corresponde a la anchura de la franja arrancada por la máquina. Al colocar las mampostas es preciso dejar como mínimo, entre el frente y la hilera de aquellas, una distancia igual a la anchura del cuerpo de la rozadora. Las características de la capa

a explotar deben poder permitir la existencia de un techo descubierto variable según el diseño de la máquina y que conviene sea el menor posible, pudiendo considerarse en el orden de 1,2 m.

El tratamiento posterior del techo se realiza, habitualmente con relleno calibrado, cuyo tamaño está comprendido entre 10 y 150 mm. Ocasionalmente se emplean también llaves de madera.

La línea del relleno es paralela a la del frente.

Dado que aquella va adelantada con respecto a la de máxima pendiente, es preciso colocar una tela metálica de alambre clavada a la hilera de mampostas, que sirva de sujeción a la tierra del relleno. Cuanto mayor sea la pendiente y por lo tanto la inversión del frente, la colocación de la tela metálica debe ser más cuidadosa, pues la presión del relleno sobre ella es mayor. La distancia entre dos telas seguidas es la de 2 a 6 calles de mampostas.

El desplazamiento de la rozadora a lo largo del taller, se consigue por medio de un cabrestante de dos tambores, situado en la galería de cabeza, que acciona dos cables anclados en la máquina.

El reparto de la madera dentro del taller se efectúa por medio de un contenedor en forma de canoa, accionado por un cabrestante situado en la galería de cabeza.

Otros trabajos auxiliares a realizar, son la colocación de tableros para proteger a los obreros de la caída de objetos y las operaciones de mantenimiento necesarias para el buen funcionamiento de la maquinaria.

Después del arranque de una calle de carbón, se baja la rozadora a la parte inferior del tajo y se introduce en el nicho. El bastidor de poleas, instalado en la galería de cabeza, se desplaza en el sentido de avance del taller en función de la profundidad de corte de la rozadora. Durante el descenso de la máquina el operador la acompaña por el tajo y realiza su introducción en el nicho. Los restantes obreros, ocupan sus lugares de trabajo para iniciar la tarea de posteo, colocando los tableros aproximadamente cada 10 m según la pendiente, y realizando la entibación del espacio extraído por la rozadora.

En las capas que presentan riesgo de desprendimientos instantáneos de carbón y de gas, el arranque del carbón con rozadora se hace sin la presencia de los obreros en el tajo, y las operaciones de mando y servicio se realizan a distancia.

0.2 CARACTERISTICAS GEOLOGICAS DE LAS CAPAS A EXPLOTAR

Los factores geológicos de las capas, limitan no solamente el empleo de la rozadora en el arranque del carbón sino que condicionan también fuertemente el sistema de sostenimiento y el método de trabajo a utilizar. Por ello, se estudian a continuación aquellas características que tienen una influencia decisiva en el empleo de las máquinas.

Independientemente de la corrida de las capas, de los trastornos locales, y de algún otro factor que indudablemente influye sobre los resultados alcanzados con estas máquinas, existen tres aspectos que condicionan el empleo de las rozadoras. Son los siguientes:

- Pendiente*
- Potencia*
- Características de los hastiales.*

2.1 Pendiente

Las rozadoras rusas, primeras que, de una forma masiva se utilizaron en las minas españolas, están

concebidas para trabajar en capas con inclinaciones comprendidas entre 45° y 65°. No obstante, mediante transformaciones y reformas, se ha conseguido ampliar su campo de aplicación desde los 35° a los 90°.

Los métodos de sostenimiento empleados, así como la organización de los trabajos, difieren fundamentalmente en función de la pendiente. Por la experiencia adquirida en estos años, se pueden clasificar las capas, de acuerdo con su pendiente y a efectos del método a aplicar, en los siguiente grupos:

- 1) Capas cuya inclinación está comprendida entre 35° y 45°
- 2) " " " " " " 45° y 65°
- 3) " " " " " " 65° y 75°
- 4) " " " " " " 75° y 90°

Capas con inclinación comprendida entre 35° y 45°

El funcionamiento de la rozadora en capas con esta pendiente no ofrece en principio ninguna dificultad. No obstante, tanto la bajada del carbón, como el tratamiento posterior de los hastiales suelen tener frecuentes complicaciones.

Los diferentes tipos de sostenimiento que se emplean normalmente en este tipo de talleres son los siguientes:

- a) Con posteo metálico y hundimiento.
- b) Con posteo metálico y llaves de madera.
- c) Con posteo de madera y llaves de madera
- d) Con posteo de madera y relleno.

En cuanto a potencia y hastiales, la máquina tiene muy pocas limitaciones de empleo en el conjunto de capas pertenecientes a este grupo.

Capas con inclinación comprendida entre 45° y 65°

Esta pendiente es la ideal para el trabajo de la rozadora, permitiendo gran flexibilidad en la organización del mismo.

El sostenimiento del taller normalmente se realiza con posteo de madera y relleno. El escombros se lleva paralelo al frente del carbón y generalmente según la máxima pendiente, sostenido por tela metálica que no queda así sometida prácticamente a ningún esfuerzo. Ello representa una gran economía, tanto en lo que se refiere a materiales como a mano de obra, permitiendo incluso el relleno sin calibrar.

En esta pendiente se puede considerar que no existe límite práctico superior de potencia, ya si ésta es importante solo se requiere un posteo especial de la tela. El límite inferior viene marcado por las características de la máquina empleada.

En cuanto a consistencia de los hastiales, se admiten los normales que puedan mantener el vano de 1,20 m sin posteo durante un tiempo de 2 horas, aproximadamente.

Capas con inclinación comprendida entre 65° y 75°

Para poder trabajar con las rozadoras a medida que aumenta la pendiente, se hace necesario realizar ciertas modificaciones en las máquinas de origen ruso. El talud del frente es preciso alejarlo de la línea de máxima pendiente, lo cual perjudica notablemente el sostenimiento del relleno, y el trabajo de la rozadora.

La inclinación del talud de trabajo viene determinada por las características de los hastiales, y del carbón a arrancar. Si la tendencia de éste es a desprenderse en grandes bloques, es preciso reducir la inclinación para evitar el derribo de la madera de la parte inferior del taller, siendo éste el principal factor que determina la inclinación del frente.

Con estas pendientes se requieren hastiales más consistentes que en los casos anteriores, ya que el desprendimiento de costeros es más peligroso y el sostenimiento del relleno también lo hacen preciso.

La tela necesita un refuerzo especial, que dificulta la organización de los trabajos y encarece los resultados económicos del taller.

Para los talleres de estas características, la potencia de la capa no debería sobrepasar el límite máximo de unos dos metros.

Capas con inclinación comprendida entre 75° y 90°

Las máquinas de origen ruso, en principio, no están diseñadas para trabajar con estas pendientes, por lo cual, es preciso hacerles una serie de modificaciones que originan

- Complicaciones en el circuito hidráulico.
- Dificultades en su manejo
- Producción de frecuentes averías.

Dado que la inclinación del frente de trabajo en estos talleres ha de reducirse a unos 50 grados sobre la horizontal, la máquina funciona apoyada sobre los rodillos (rozadora KT) o sobre la cadena y rodillos

(rozadora TEMP) lo que da lugar a que sus mecanismos trabajen forzados, originando grandes desgastes en sus rodamientos y frecuentes averías.

La exigencia en cuanto a características de los hastiales, por las razones apuntadas en el apartado anterior y teniendo en cuenta que las condiciones de trabajo son más extremas, resultan aún mayores, debiendo emplearse la máquina tan solo en talleres con buenos hastiales.

En cuanto a potencia de la capa, no suele pasarse de 2 m con estas pendientes, siendo preciso el refuerzo de la tela metálica y la práctica, en general, de un laboreo difícil que agrava considerablemente el costo del taller.

La rozadora H-1 que más adelante se describirá elimina parte de los problemas aludidos puesto que, ya inicialmente, fue diseñada para trabajar con inclinaciones hasta 90°.

■ 2.2 Potencia

Los límites inferiores de potencia donde pueden

trabajar estas máquinas vienen determinados por las dimensiones de las rozadoras empleadas. Así tenemos 0,40 m para la MALISH, 0,50 m para la KT, 0,65 m para la TEMP, 0,70 para la POISK-2 y 0,65 para la H-1.

Si la capa en cuestión presenta frecuentes oscilaciones de pendiente así como repueigos, los mínimos anteriores deben aumentarse ligeramente para asegurar el trabajo correcto de la máquina y evitar los disparos de franqueo en el taller.

El límite superior de potencia en el que se trabaja con las rozadoras, está estrechamente relacionado con el buzamiento, no existiendo prácticamente ningún límite hasta los 65°.

2.2.3 Características de los hastiales

Para poder emplear una rozadora en el arranque del carbón de una determinada capa, es preciso que ésta posea unos hastiales capaces de soportar sin posteo un descubierto de 1,20 m.

Estas condiciones son tanto más estrictas cuanto mayor sea la pendiente de la capa en cuestión.

En el caso de talleres de hasta 65", son admisibles techos de menor calidad ya que es posible realizar un ligero posteo provisional a medida que se va rozando.

0.3 GALERIAS PARA LAS EXPLOTACIONES MECANIZADAS CON ROZADORA

La instalación de la rozadora en un taller, requiere que las galerías de cabeza y de pie reúnan unas condiciones mínimas para el buen funcionamiento general de la misma.

0.3.1 Galería de cabeza

Debido a la instalación del cabrestante de la rozadora, monorraíl (caso de rozadora eléctrica), manguera (caso de rozadora neumática), tubería de ventilación secundaria, restantes elementos de la instalación mecanizada, así como para evitar cualquier interrupción para el avance de la guía, la galería superior debe estar avanzada con respecto al frente del taller un mínimo de 100 m. Asimismo la sección mínima útil de esta galería ha de ser de 8-9 m².

Las razones que aconsejan adoptar estos criterios se pueden concretar en los siguientes puntos:

- a) La galería debe permitir un servicio adecuado para el avance del frente de preparación. Aunque el ensanche necesario para ello es suficiente con la*

sección 1 UF de 6,6 m², el paso de trenes y unidades por la zona de explotación se haría en la mayoría de los casos con la vía sobre la caja de la capa, con el consiguiente peligro y perjuicio para los trabajos en el taller mecanizado.

Con una sección de 8-9 m², llevando el franqueo al muro de la capa, se puede realizar el paso de vagones por el citado muro, evitándose así los inconvenientes mencionados.

- b) En la mayor parte de los casos, el aporte de relleno a las explotaciones mecanizadas deberá hacerse en espacios de tiempos cortos. Ello aconseja el disponer de ensanches amplios a efectos de almacenamiento y maniobra de vagones.
- c) Asimismo deberá preverse que las deformaciones que se produzcan en la galería no impidan la circulación, por ella, de los vagones de tierra, sobre todo a la altura de cabrestantes, cofres y monorraíl de la rozadora.
- d) Los 100 m aconsejables de fondo de saco son el resultado de la siguiente suma:
 - 50 m de apartadero para el avance del frente de perforación.

- 10 m de distancia del apartadero al frente.
- 40 m de separación entre el cabrestante y el taller de la explotación.

En la figura **2** que se acompaña se muestra la disposición del equipo instalado en la galería de cabeza, con la sección de ésta galería y de su fondo de saco.

3.2 Galería de Base

Teniendo en cuenta que estas máquinas tienen una producción diaria importante, es preciso que el dimensionado de la galería de base tenga la amplitud suficiente para permitir un cargue cómodo y rápido, para lo cual se recomienda la sección de 8-9 m².

En general, es deseable disponer de una preparación lo suficientemente adelantada para permitir la entrada del vacío por un recorte y la salida del cargado por el inmediato. De no darse esta circunstancia, es preciso tener un cambio próximo al punto de cargue, para eliminar al máximo los tiempos muertos en éste y como consecuencia las paradas de la rozadora.

Teniendo en cuenta la disposición del taller, con una gran superficie descubierta en su parte inferior que suele afectar a la galería con frecuentes deslizamientos del muro, es preciso que los cuadros estén bien atresillonados y forrados. Por el mismo motivo resulta conveniente la protección con llaves de madera, llevadas al corte de la sobreguía.

En el caso de producciones horarias superiores a 150 t^(brutas), es aconsejable el empleo de un panzer, suspendido de la entibación de la galería, para facilitar el cargue.

4 EQUIPO DE UNA EXPLOTACION CON ROZADORA

4.1 Equipo mecánico

En las instalaciones de una explotación mecanizada como la que nos ocupa, el equipo mecánico está compuesto fundamentalmente por:

- 1 - Una rozadora que realiza el arranque.*
- 2 - Un cabrestante de dos tambores para efectuar los desplazamientos de la rozadora dentro del taller.*
- 3 - Un torno y skip para realizar la tira de la madera.*
- 4 - Un monocarril, cuya misión principal consiste en desplazar los cables a lo largo de la galería.*
- 5 - Un torno anclado en el monocarril que desplaza a lo largo de éste la polea horizontal.*

Se describen con más detalle cada uno de los elementos anteriormente citados.

4.2 Rozadoras

Se encuentra en servicio un número importante de tipos de rozadoras cuyas características más notables se describen a continuación.

Rozadoras rusas (TEMP-1 y KT-1)

Son máquinas de fabricación soviética, especialmente diseñadas para mecanizar el arranque del carbón en talleres cuya inclinación oscila entre 35-70°, con potencias variables desde 0,40 m hasta 2 m, realizando el arranque por franjas de 0,90 m de profundidad.

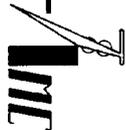
Trabajan de abajo hacia arriba en un tajo largo, no exigiendo galerías especialmente preparadas. El deshulle se realiza por medio de dos rodillos, uno de los cuales es fijo y el otro regulable, lo que permite ir adaptándose a la potencia de la capa. Los mandos de este rodillo regulable están colocados en la parte anterior del cuerpo reductor, detrás del órgano de arranque, lo cual permite, de una forma cómoda y sin detener el avance, ir aumentando o disminuyendo la potencia arrancada según las variaciones de la capa.

La rozadora se desplaza en el taller sobre patines de guiado y con ayuda de un cabrestante colocado en la galería superior.

La velocidad de deshulle varía en función de la dureza del carbón y de las características de los hastiales del taller, sobre todo del de apoyo.

Para eliminar el polvo que se produce durante el arranque, la rozadora dispone de un sistema de rociado de agua con 5 pulverizadores que efectúan el regado del carbón arrancado.

En el cuadro siguiente se destacan las características más importantes de estas máquinas.



Espesor arrancado mínimo
Espesor arrancado máximo
Peso
Longitud
Potencia en C.V.
Potencia horaria en ~~kW~~ kW
Potencia continua en ~~kW~~ kW
Consumo
Resistencia carbón al arranque
Velocidad de corte

TEMP Eléctrica	KT-1 Eléctrica	KT-1 Neumática
0,65 m	0,50 m	0,50 m
1,20 m	0,80 m	0,80 m
4.063 kg	3.459 kg kg	3.540 kg kg
4,980 m	5,160 m	5,160 m
---	---	40
70	32	--
23	11	--
82 ^{kW} kW /h	40 ^{kW} kW /h	0,75 m ³ /min/CV
300 kg /cm ² k	250 kg /cm ² k	250 kg /cm ² k
---	1,72 m/s	1,28 m/s

*

Como elementos más importantes de estas rozadoras se distinguen los siguientes:

- Motor.
- Bloque hidráulico con la bomba de alimentación del circuito hidráulico.
- Cuerpo central con el reductor.
- Tambores de trabajo y franqueo.
- Cadena.
- Patines.

El motor, que puede ser eléctrico o neumático, está colocado en su parte inferior.

En la versión eléctrica el motor es asíncrono con el inducido en cortocircuito trifásico, en ejecución antideflagrante y a la tensión de 380/660 o 500 V.

Por medio de un inversor puede hacerse girar en uno u otro sentido de marcha.

Su potencia viene expresada por:

Tipo de Rozadora	<u>KT-1</u>	<u>TEMP-1</u>
Potencia en servicio continuo ^{kW} (HP)	11	23
Potencia horaria ^{kW} (HP)	32	70

En la versión neumática, el motor es de rotores, con una potencia de 40 CV a 1.425 r.p.m. en el eje de salida.

El bloque hidráulico se encuentra a continuación del motor. Su función es alimentar el sistema hidráulico de la rozadora.

La carcasa del bloque hace de depósito de aceite. Dentro de ella se encuentra una bomba, accionada por el motor, con el cometido de dar al aceite la presión necesaria para mover los cilindros hidráulicos, así como para engrasar todos los engranajes y rodamientos de la rozadora.

El aceite se introduce en el reductor, engrasa todos los engranajes y rodamientos y vuelve libremente al bloque hidráulico.

En el bloque hidráulico se encuentran también los pulsadores o equipos de mando de la rozadora para hacer subir o bajar los cilindros hidráulicos así como la válvula de seguridad. El bloque hidráulico tiene montado en su eje un piñón para recibir el movimiento del motor.

El cuerpo central se encuentra a continuación, conteniendo en su interior un sistema reductor de

piñones que termina en un par cónico. A partir de éste, según se trate de los tipos de rozadora KT ó TEMP, se trasmite el movimiento por un tren de engranajes, bien al tambor de trabajo y a un eje independiente que, por medio de la cadena cortante acciona el tambor de franqueo (rozadora KT-1), o bien al tambor de trabajo y por mediación de este y de la cadena, al tambor de franqueo (rozadora TEMP-1).

El tambor de trabajo es el que realiza primeramente el deshulle por medio de las cuchillas o picas intercambiables de que está provisto.

Las picas tienen en su extremo una pequeña pastilla de widia a fin de que el ángulo de corte se mantenga favorable al arranque el mayor tiempo posible.

Este tambor recibe el movimiento a través de una transmisión de 6 piñones y su sentido de giro es de muro a techo sobre la superficie rozada.

El tambor de franqueo abate la vena de capa que ha dejado libre, a su paso, el de trabajo. Está provisto de cuchillas análogas a las del otro tambor, recibiendo el movimiento por mediación de la cadena cortante que le comunica un movimiento rotativo sobre su eje.

Para colocarlo a mayor o menor altura, necesidad que nace de la potencia de la capa, se dispone de un cilindro hidráulico que actúa sobre un brazo, al cual está solidariamente unido el tambor.

La cadena cortante sin fin está formada por una serie de piezas metálicas, unidas y articuladas entre sí, con agujeros portacuchillas que forman ángulos diferentes respecto al plano de la cadena. Las picas o cuchillas son todas iguales, con widia en un extremo, pero diferentes a las de los tambores de trabajo y de franqueo.

En el tipo de rozadora TEMP, la cadena trasmite el movimiento del órgano de trabajo al de franqueo mientras que en la KT se trasmite igualmente, pero a partir de un eje paralelo al rodillo de trabajo.

Para conseguir flexibilidad en los movimientos, tanto ascendentes como descendentes, en el taller de explotación, la rozadora está dotada de patines con diferentes funciones.

El colchón o patín de soporte es una robusta placa de acero que sirve de base de apoyo de la máquina sobre el muro durante el trabajo.

El patín de conducción permite fijar sobre él los cables que tiran de la rozadora, estando situado en el extremo superior de la máquina y en contacto con el muro de la capa.

El patín de elevación, accionado hidráulicamente, permite elevar o hacer bajar de atrás la rozadora si, por condiciones geológicas de los hastiales o circunstancias del trabajo, resultara necesario.

El patín de descenso tiene por objeto facilitar el deslizamiento sobre el frente cuando se baja la rozadora, evitando que los rodillos se atasquen contra el carbón.

La construcción de la máquina asegura la posibilidad de trabajar en frentes izquierdos y derechos con unas simples operaciones mecánicas de cambio del colchón e inversión del árbol de salida.

En las figuras 103 a 106 se representan, en dibujos de conjunto, las dos rozadoras descritas así como los esquemas cinemáticos de las mismas.

Rozadora inglesa ANDERSON BOYES

La primera rozadora utilizada, de esta Firma inglesa fue el prototipo denominado MARK-1. En esencia era una rozadora accionada eléctricamente, con un tambor fijo que permitía una roza descendente de 0,60 m y grandes dimensiones, en general, requiriendo secciones de galería muy amplias para la instalación de sus plataformas de trabajo.

Un conjunto de pruebas y ensayos realizados en HUNOSA, en cooperación con el fabricante, permitieron modificar sustancialmente la rozadora primitiva hasta conseguir el modelo denominado MARK-II (Figura 7).

Dicha máquina comprende, esencialmente, un motor eléctrico de 70 CV, alimentado a 500 V, en el que un eje de doble salida acciona, por un lado, la bomba hidráulica y por otro el tambor de rozado, por mediación de un reductor.

El primer elemento, la bomba, alimenta el circuito hidráulico que permite por una parte el movimiento de 6 cilindros de doble efecto, 3 a cada hastial, para el ripado de la máquina y por otra, la elevación y descenso del tambor de franqueo por mediación de un cilindro y un brazo.

El tambor de rozado o franqueo, de 0,9 m de diámetro y eje perpendicular a los hastiales de la capa, es móvil por mediación del correspondiente cilindro, lo que le permite desplazarse del cuerpo de la máquina y realizar la roza tanto ascendente como descendente con profundidad regulable y máxima de 0,65 m en cada ciclo. La anchura del rodillo de rozado que determina la potencia mínima de la capa a rozar, es de 720 mm, pudiendo acoplársele otros suplementos hasta alcanzar 950 mm para capas de potencia superiores.

La traslación de la rozadora en el taller se realiza por mediación de una cadena sin fin de 22 mm de diámetro accionada por un motor hidráulico colocado en la parte superior de la cuna de recepción de la máquina. (Figuras 8 y 9).

El motor es alimentado por una estación hidráulica, a 180 kg/cm², colocada en la galería de cabeza, delante de la plataforma principal que sostiene la cuna. Una polea de reenvío, anclada a la entibación de la galería de base, permite el movimiento de la cadena.

En previsión de la posible rotura de la cadena, la rozadora está suspendida también de un cable de seguridad que se recoge en un tambor situado encima de la plataforma principal de cabeza y que es accionado,

a través de un reductor, por un pequeño motor de aire comprimido.

La estación hidráulica consta esencialmente de 2 bombas de baja y alta presión, accionadas por un motor eléctrico de 25 CV, las cuales alimentan el motor hidráulico y el cilindro que permite el giro de la cuna sobre la plataforma.

La plataforma principal, situada en la galería de cabeza, es desplazada después de cada roza por mediación de unos patines con la ayuda de un diferencial.

La instalación dispone, al igual que las rozadoras rusas, de un monocarril para el desplazamiento del cable en la galería de cabeza.

Un operario, en la galería, conduce la rozadora en su traslación a lo largo del taller, accionando la estación hidráulica, así como los tornos de seguridad y del cable eléctrico. El sistema de mando en la rozadora, permite, al conductor de ésta, el arranque y parada del rodillo de franqueo.

Rozadora rusa MALISH

Es una rozadora muy flexible y adaptable a capas de pequeña potencia, dadas sus reducidas dimen-

siones. Sin embargo resulta apta solamente para
 + carbones de resistencia al arranque hasta $100 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$.

Posee un solo tambor de trabajo en el que están
 situados cuatro eyectores para la eliminación del
 polvo. No dispone de patín de cola, llevando solamente
 un patín de apoyo en el frente de carbón, sujeto al
 colchón de la máquina.

+ Como su peso es pequeño ($1.500 \frac{\text{kg}}{\text{kg}}$ aproxima-
 damente), la parte posterior puede desalinearse al encon-
 trar resistencia el tambor en el carbón. Para evitar
 esto, la rozadora se completa con un contrapeso
 compuesto de 2 cuerpos.

El torno de retención y de avance es el mismo
 utilizado para la rozadora KT-1 en su versión neumáti-
 ca.

Cabe destacar las siguientes características,
 de la máquina:

	<u>Sin contrapeso</u>	<u>Con contrapeso</u>
Longitud	2,55	4,06 m
Peso	1.500	2.750 kg
Espesor arrancado mínimo		0,40 m
Espesor arrancado máximo		0,40 m
Potencia en CV		25
Consumo		0,83 m ³ /min/CV
Resistencia del carbón al arranque		100 kg/cm ²

Rozadora rusa POISK-2

Es una rozadora más moderna, desde el punto de vista constructivo, que las anteriormente descritas de origen ruso.

Su disposición general es la representada en la figura 10.

El reductor (1) está dotado de elementos hidráulicos y en un compartimiento especial están situados los motores eléctricos o neumáticos (2) y (3) mecánicamente acoplados. Del lado del frente de arranque, el reductor tiene un asiento (4) con el patín (5) y los dispositivos giratorios (6) para facilitar el transporte de carbón desde el tambor delantero (7) y el fraccionamiento de trozos de carbón de tamaño excesivo. En los laterales están situados la manilla de mando (11) del tambor delantero (7) y la manilla de giro (10) correspondiente al tambor posterior (8).

El tambor delantero puede penetrar hacia el muro con relación a la placa de asiento hasta una profundidad de 30 mm, mediante el gato hidráulico (12). El tambor posterior a su vez, por medio del gato hidráulico (9), puede elevarse hacia el techo, en 470 mm. La manilla del tambor delantero está situada en el sistema de tracción donde se encuentran los elementos

de la manguera de aire (13) y el dispositivo de riego. El reductor y el sistema de tracción llevan escudos protectores.

Las características técnicas de la rozadora mecánica "Poisk-2" son las siguientes:

<u>Tipos según sus dimensiones</u>	<u>I</u>	<u>II</u>	
Rendimiento kg/min	2.000	3000	
Potencia de la capa en m	0,33-0,80	0,70-1,10	
<u>Motor neumático</u>			
Cantidad en unidades	2	2	
Potencia en kw kW	18,387	35,304	X
<u>Motor eléctrico</u>			
Cantidad en unidades	2	2	
Potencia en kw kW	30	40	X
Peso de la rozadora mecánica en kg kg	2.650	3.500	X

Las ventajas de la rozadora mecánica "Poisk-2" con relación a los tipos de fabricación soviética anteriores son las siguientes:

- Posibilidad de utilización en capas de 0,33-0,80 m.

- Menor longitud de la parte rígida inferior de la base que es de 1,9 m.
- Altura de 0,27 m, solamente.
- Elevada potencia específica 11,1 ^{kW} ~~kg~~/t. ✓

La altura reducida permite una mejor adaptabilidad de la máquina a las características geológicas de la capa. Además, la rozadora dispone de una zona libre más amplia entre el cuerpo y el diámetro rozado (0,4 m) y como consecuencia de esto mejoran las condiciones de evacuación del carbón desde el tambor delantero. Tiene también la ventaja de una menor producción de polvo en el arranque del carbón, debido a la situación de los pulverizadores de agua en los propios tambores.

El sistema de refrigeración de origen incluye una bomba de impulsión de agua accionada por motor eléctrico con sus correspondientes cofres de arranque, parada y protección. Estos elementos se sitúan en la galería de cabeza, junto con el cabrestante de tracción y aparellaje eléctrico por lo cual la circulación por ella, con las secciones habitualmente empleadas, se hace dificultosa.

A ello se añade la necesidad de manipulación

de las mangueras en el taller y su fijación al cable portador.

Con el fin de resolver los problemas señaladas, se ha diseñado y ensayando con éxito un nuevo sistema de refrigeración en circuito cerrado, incorporado a la propia máquina.

El equipo consta en esencia de una bomba accionada por motor hidráulico de engranajes para impulsar el agua de refrigeración. Ambos elementos están montados debajo del cuerpo de la rozadora sobre un bastidor suplementario que sirve a su vez de depósito, con capacidad de 120 l.

En este caso, la máquina está equipada con tambores de \varnothing 600 mm lo que, unido a los 170 mm de altura del bastidor suplementario, permite aumentar el alcance de los órganos de corte y ampliar así, hasta 1.200 mm de potencia, el campo de aplicación de la máquina. Por contra el límite inferior no podrá bajar de los 600 mm.

Las modificaciones introducidas imponen un incremento de peso del orden del 42% respecto al de la rozadora original alcanzado la máquina reformada un peso próximo a los 5.500 kg.

kg

X

Rozadora española HUNOSA-1 (H-1)

La rozadora H-1 es una máquina apta en general, para el arranque en capas de inclinación variable entre 35° y 90° y potencias desde 600 a 1.200 mm pudiendo trabajar también con potencias superiores cuando se produce fácilmente el despegue de la vena del techo.

En el dibujo de conjunto de la figura 11 se representan la disposición y dimensiones generales de la máquina mientras que la figura 12 detalla el esquema cinemático de transmisión de movimiento a los tambores de arranque.

Consta de las siguientes partes fundamentales:

- Motor
- Reductores
- Brazos soporte de los tambores
- Organos de trabajo
- Cilindros de accionamiento de los brazos
- Patines de descenso
- Cabezal de enganche.

El motor, situado en el centro de la rozadora, es asíncrono, con inducido en cortocircuito y de las siguientes características:

Potencia nominal	120 ^{AW} Kw ✓
Tensión	500 V
Velocidad a plena carga	1.450 r.p.m.

El motor esta diseñado para refrigeración por agua, con una temperatura máxima no superior a 30°.

Acoplados a ambos lados del motor se encuentran los reductores, los cuales, mediante un grupo cónico y un tren de engranajes rectos, transforman la velocidad del motor (1.450 rpm) en 130,5 rpm.

Los brazos, acoplados a la salida de los reductores, realizan las funciones siguientes:

- Servir de soportes a los órganos de trabajo.*
- Reducir la velocidad de 130,5 rpm a 65,25 rpm en los ejes de los tambores.*
- Permitir la unión con el cabezal de tracción para conseguir el desplazamiento de la rozadora.*

Los órganos de trabajo están constituidos por dos tambores iguales, situados en los extremos de la máquina. El diámetro del tambor, medido en la punta de las picas, es de 600 mm, y su longitud útil de rozado de 900 mm ó 1.000 mm.

El tambor de cabeza gira siempre de muro a techo sobre la superficie rozada. De esta forma, las fuerzas de reacción mantienen presionada la rozadora contra el muro, aumentando su estabilidad, al mismo tiempo que se facilita la salida del producto arrancado.

El tambor posterior gira en cambio de techo a muro, sobre la superficie de trabajo, es decir, hacia la franja ya arrancada, por lo cual, el esfuerzo de corte va dirigido hacia una superficie sin apoyo y el arranque se realiza entonces con el mínimo consumo de energía.

Se ha diseñado la distribución de las picas sobre el tambor a base de 66 unidades para el tambor de 900 mm, y de 72 para el de 1.000 mm. Dichas picas van dispuestas en doble hélice o en "V" de ramas helicoidales.

El movimiento de oscilación de los brazos que soportan los tambores, se consigue mediante cilindros hidráulicos. La oscilación de ambos brazos está comprendida entre $-8^{\circ}11'$ y $+38^{\circ}10'$, respecto al eje longitudinal de la máquina, correspondiendo las posiciones extremas a vástago extendido y recogido respectivamente.

Los patines tienen como misión principal deslizar sobre el frente de carbón cuando desciende la rozadora, evitando que las picas se claven sobre el mismo y se produzcan deterioros o pérdidas de las plaquetas de carburo de tungsteno, así como atascos de los tambores.

El patín delantero es desplazable mientras que el trasero, es fijo.

El cabezal de suspensión está situado en el extremo superior de la máquina y en contacto con el frente de carbón. Permite fijar sobre él los cables de trabajo y de seguridad de la rozadora.

A continuación se relacionan las principales características técnicas de la máquina y del equipo auxiliar:

	<u>Rozadora</u>	<u>Cabrestante</u>
<i>Dimensiones:</i>		
Longitud	6.182 mm	
Altura	595 mm	
Anchura	1.374 mm	
Peso	9.500 kg Kg	X
Potencia de la capa	0,65/1,16 mm	
Anchura de corte	650/900 mm	

Inclinación - Mín.	40°		
- Máx.	90°		
Potencia de motor eléctrico	120 KW kW	55 KW kW	X
Esfuerzo de tracción total		210 KW kW	X
Velocidad de avance de la rozadora	0-4,5 m/min		

Rozadora rusa POISK-3

La rozadora POISK-3 es una máquina de diseño reciente, apta para mecanizar el arranque de carbón en capas de inclinación comprendida entre 35° y 85°.

Como en el caso de la rozadora H-1, el amplio margen de potencia que proporciona el motor de 140 KW con que está equipada, permite el arranque de carbón duro así como el franqueo de rocas de dureza media para paso de estrechones o zonas estériles.

En la figura 13 se representa la disposición de conjunto y dimensiones básicas de la máquina cuyas características más notables son las siguientes:

La rozadora POISK-3 realiza el arranque en franjas de 0,90 m de anchura con potencias variables entre 0,70 y 1,25 m. El ajuste de posición de los tambores, montados sobre brazos, accionados por cilindros hidráulicos, permite adaptarse a las irregularidades de potencia y características de la capa.

El cuerpo general de la máquina contiene en su parte central el motor eléctrico de 140 KW, refrigerado por agua y situado en posición longitudinal. Acoplados a este por ambos lados se encuentran los reductores que están equipados con un sistema de lubricación forzada.

Los tambores de arranque tienen 0,90 m de longitud y 0,70 m de diámetro en la punta de las picas. Reciben el movimiento del grupo reductor correspondiente a través del sistema de engranajes, alojado en cada uno de los brazos de soporte.

La superficie de trabajo de los tambores está provista de picas redondas autoafilables e intercambiables, montadas en disposición helicoidal.

Los tambores delantero y trasero giran en sentido contrario por lo cual, tanto la distribución de las picas como la disposición general de los dos tambores son simétricas.

Los movimientos de elevación y descenso de los brazos se consiguen por medio de dos cilindros hidráulicos cuyo control se efectúa desde el puesto de mando, emplazado en el dispositivo de amarre del cable. La unidad hidráulica incorporada a la máquina proporciona la presión necesaria para el accionamiento de los cilindros.

La rozadora está equipada con un sistema eficaz para reducir la producción de polvo durante el arranque. Los difusores de riego del frente con agua pulverizada están situados en el cuerpo de la máquina, evitándose con ello las dificultades de pulverización a través de las partes rotativas que se presentan en otros modelos.

Se resumen a continuación las principales características técnicas:

- Intervalo de potencias de capa en que es aplicable..... Entre 0,70 y 1,25 m
- Inclinación de la capa 35° - 85°
- Anchura de la roza 0,90 m
- Potencia del motor eléctrico 140 ^{kW} KW X
- Dimensiones de la máquina
 - Longitud 5.407 mm
 - Anchura 1.285 mm
 - Altura 440 mm
- Peso 7.220 ^{kg} KG X

Destaca la elevada relación potencia/peso de esta máquina, muy superior a la de los tipos de diseño similar anteriores.

Rozadora española HUNOSA-2 (H-2)

La rozadora H-2 corresponde también al tipo de máquinas diseñado para el arranque de carbón en capas fuertemente inclinadas (40° - 90°) y potencias con límite inferior por debajo de 1 m.

Con su desarrollo, realizado conjuntamente por HUNOSA y la Firma MACKINA-WESTFALIA, se ha buscado la solución a una serie de problemas deducidos de la experiencia durante un largo período de trabajo con máquinas rozadoras.

Además de un conjunto de mejoras de detalle a introducir en los equipos eléctrico mecánico e hidráulico a lo largo de la realización del proyecto se han establecido para este desarrollo varias premisas o directrices básicas según el resumen que sigue.

- Rozadora de tambores, adecuada para trabajar en capas de inclinación 40° - 90° y potencia irregular con mínimo de 0,60 - 0,65 m.
- Disposición y funcionalidad similares a las de las

rozadoras H-1 y POISK con dos tambores móviles soportados por brazos articulados.

- Accionamiento eléctrico de los órganos de trabajo, apto para minas de carbón con grisú.
- Potencia máxima de accionamiento, compatible con las dimensiones de la máquina requeridas. En principio se ha calculado y fijado una potencia de 90 ~~kw~~ ^{RW} ✗
- Las dimensiones máximas admitidas para introducción de la máquina en la mina con desmontaje solamente de uno de los tambores se establecen en 3.500 x 930 x 2.000 mm.
- En el cuerpo central, rígido, estarán situados el equipamiento eléctrico e hidráulico.
- El diseño será de tipo modular y fácilmente reversible a fin de poder trabajar indistintamente en frentes derechos o izquierdos.
- Equipamiento con un sistema eficaz de riego de agua pulverizada para combatir el polvo.
- Posibilidad de mando manual o por radio para permitir su conducción a distancia en el taller según el sistema ensayado ya, con éxito, en el modelo H-1.

- El cabrestante para desplazamiento de la rozadora se situará en la galería de cabeza, con un galibo tal que permita su instalación en la sección de 9 m². El accionamiento será electrohidráulico. En principio, se considera adecuado el cabrestante tipo PRHU, desarrollado por PROMINING-HUNOSA, suficientemente probado ya con las rozadoras H-1.

La figura 14 representa el conjunto de la máquina con las dimensiones básicas principales. Sus características técnicas son las siguientes:

Potencia	90 ^{kW} HP
Velocidad de los tambores	77,91 rpm
Velocidad tangencial (para tambor de Ø 650 mm)..	2,7 m/s
Longitud total	4.388 mm
Longitud de transporte (1 brazo plegado)	3.474 mm
Altura	470 mm
Diámetro de los tambores	650 mm
Longitud efectiva de los tambores	1.000 mm
Altura máxima de corte	1.127 mm
Profundidad máxima de corte respecto al muro	151 mm
Peso	aprox 8.500 ^{kg} kg ✓
Accionamiento de brazos	manual/mando por radio

Dentro de las particularidades de diseño moderno y margen de potencia suficiente, destaca en el proyecto de esta máquina la preocupación por conseguir

un dimensionamiento adecuado para su transporte al interior, en las jaulas de extracción normales.

4.3 Cabrestante de la rozadora

Los tipos de rozadora anteriormente descritos carecen de dispositivo propio que les permita desplazarse por el taller, ya sea para efectuar el arranque del carbón o bien para colocarse en posición de trabajo. Por lo tanto, es necesario el empleo de un elemento de tracción para realizar estas funciones.

En general se utiliza un cabrestante de dos tambores con accionamiento eléctrico, neumático o electrohidráulico, el cual mueve dos cables anclados a la rozadora. Uno de ellos es el cable de trabajo, previsto para desarrollar un esfuerzo de 10 t o superior y otro, de seguridad, ~~destinado~~ destinado a retener la rozadora en el caso de rotura del primero, debiendo desarrollar un esfuerzo no inferior a 1,5 t. X

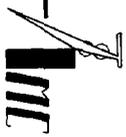
Cabrestante 1LGKN

Es un cabrestante de accionamiento eléctrico o neumático que ha venido utilizándose normalmente con las rozadoras de origen ruso.

La sincronización de las velocidades de arrollamiento de los dos cables sobre los tambores, se realiza mediante el deslizamiento de los discos de acoplamiento o fricción, en el reductor del tambor de seguridad, lo que hace que, en ningún momento, la rozadora esté trabajando sobre el cable correspondiente a este tambor. Un sistema de embragues y un sistema inversor de alimentación, permiten en el cabrestante que ambos tambores trabajen juntos o independientes, así como también en un sentido o en otro.

El cabrestante se sitúa en la galería de cabeza, a 30 - 40 m por delante del frente de trabajo.

Las características de los tipos de cabrestante y cables de acero más frecuentemente usados se relacionan en el cuadro ~~de la página~~ siguiente.



Cabrestante de rozadora 1LGKN. Características

	<u>Versión eléctrica</u>	<u>Versión neumática</u>
Peso sin cable en ^{kg} kg <i>kg</i>	2.722	2.833
<u>Dimensiones</u>		
Largo en mm	3.115	3.115
Ancho en mm	700	700
Alto en mm	1.066	1.066
<u>Potencia</u>		
Consumo	13 CV ^{kw}	20 CV
Esfuerzo de tracción sobre el cable de trabajo en t	20 CV ^{CV/h}	16 m ³ /min
Esfuerzo de tracción sobre el cable de seguridad en t	10 ± 1,5	10 ± 1,5
Velocidad de avance de trabajo en m/minuto	1,5	1,5
	1,06-1,85-2,7	0,76-1,33-1,95
	0,43-0,76-1,1	
<u>Velocidad de maniobra en m/minuto</u>	1,45-5,88	1,45-5,88
Numero de tambores	2	2
Diámetro de tambores en mm	550/325	550/325
Capacidad de cable de los tambores en m	230/200	230/200
Diámetro de los cables en mm	25	25
Composición de los cables	6x19 + 0	6x19+ 0
Paso en mm	200	200
Sección metálica en mm ²	275	275
Peso del cable en kg ^{kg} <i>kg</i> /m	2,56	2,56

La figura 15 representa el conjunto de cabrestante 1 LGKN, en su versión neumática.

Cabrestante electrohidráulico PRHU

Para la rozadora H-1, así como para su empleo con otras rozadoras de origen ruso, se ha desarrollado, construido y probado otro dispositivo que, si bien realiza sustancialmente las mismas funciones que el ya descrito, es de concepción más moderna en su funcionamiento y operatividad general.

Como en el caso anterior, el desplazamiento de la rozadora a lo largo del taller, se consigue por medio de un cabrestante de dos tambores, situado en la galería de cabeza, el cual mueve dos cables anclados a la máquina.

En el modelo PRHU los tambores son accionados por dos motores hidráulicos, alimentados por la central, situada en la misma galería.

El equipo hidráulico se compone básicamente de la central hidráulica y dos motores hidráulicos que son los encargados de realizar el movimiento de rotación de los tambores del cabrestante. La central hidráulica está formada por un grupo moto-bomba con motor de 55 (KW) 1.500 rpm a 500 V, en ejecución antideflagrante y bomba de pistones, de caudal variable.

VI

X

La velocidad de desplazamiento de la rozadora, es regulable mediante el equipo hidráulico entre 0 y 4,5 m/min.

En el diseño de este aparato se ha partido del cálculo de los esfuerzos de rozado y de los pesos de los distintos componentes de la máquina.

Las especificaciones que se exigieron al cabrestante, hacen referencia a la consecución de la máxima seguridad en el trabajo con rozadoras sobre capas verticales y son:

- Trabajo con dos tambores que arrollan dos cables tractores, de los cuales uno actúa como de seguridad, reteniendo la máquina si el otro se rompe.
- Retención automática de la rozadora en el caso de falta de alimentación o desconexión del motor de arrastre.
- Detención automática de los tambores en el caso de no existir tensión en los cables de la rozadora, evitando que estos continúen desarrollándose, en el supuesto de retención de la rozadora, cuando esta desciende por el taller.

Las características del cabrestante citado son las siguientes:



- Denominación. Tipo.....	PRHU
- Potencia del motor eléctrico.....	55 ^{kW} KW ✓
- Esfuerzo de tracción total del cabrestante	21 t
- Esfuerzo del cable de trabajo.....	13 t
- Esfuerzo del cable de seguridad.....	8 t
- Velocidad de avance de la rozadora..	0-4,5 m/min
- Número de tambores.....	2
- Diámetro de referencia.....	825 mm
- Capacidad de arrollamiento.....	180 m
- Diámetro de los cables.....	25 mm
- Composición.....	6x36+(7x7+0)
- Carga de rotura del cable.....	39 t
- Tensión del equipo eléctrico.....	500 V
- Capacidad del depósito de aceite.....	500 l

- Bomba de caudal variable. Caudal a 1.800 rpm..... 0-170 l/min

- Motores hidráulicos de pistones radiales.
Par 25 Nm

En trabajo normal ascendente, el cabrestante puede desarrollar el esfuerzo máximo de 21 t, el cual se reparte al 60 y 40% entre los dos tambores.

La velocidad es regulada manualmente entre 0 y 4,5 m/min, manteniéndose constante el límite de tensión máxima de 21 t, lo cual supone una protección efectiva para la seguridad del cable.

Funcionan en todo momento las protecciones de seguridad ya citadas, produciéndose el bloqueo automático en caso de rotura de un cable o fallo del accionamiento del cabrestante.

En movimiento descendente, se elimina la posibilidad de embalamiento así como el aflojamiento de los cables por enganche de la rozadora, manteniéndose estos, en tal caso, con una tensión mínima ($\approx 1t$).

Cabrestante DF-2

Como el anterior, se trata de un cabrestante de dos tambores y accionamiento electrohidráulico, de diseño reciente, para el trabajo con rozadoras.

Entre las principales ventajas con respecto a tipos anteriores destacan la posibilidad de una mayor velocidad de marcha (11 m/min), aprovechable en el recorrido de descenso de la rozadora.

Cabe anotar además, las mejores condiciones de mantenimiento que proporciona la incorporación de los frenos de disco a los motores hidráulicos así como también la disposición de los reductores, acoplados lateralmente a los tambores de arrollamiento.

Se resumen a continuación las características técnicas de la máquina:

Esfuerzo de tracción	18 t
Velocidad de trabajo del cable	0-11 m/min
Número de tambores	2
Diámetro de arrollamiento	800 mm

Capacidad de arrollamiento	200 m
Diámetro del cable de tracción	30 mm
Frenos	De disco, incorporados a los motores hidráulicos.
Bomba hidráulica	Pistones axiales y caudal variable.
Reductor	Planetario de dos etapas acoplado lateralmente a cada tambor.
Motores hidráulicos	De pistones radiales
Potencia del motor eléctrico antideflagrante ...	30 ^{kW} kW y
Tensión de alimentación	380, 500 o 660 V

4.4.4 Torno y canoa para tira de la madera

Independientemente de la instalación mecanizada propia de la rozadora, se adopta en todas las instala

ciones un sistema sencillo para el abastecimiento de la madera que requiere el posteo del taller.

Consiste éste en una canoa o skip, que se desplaza por mediación de una pequeña polea vertical suspendida de la entibación de la galería y de un torno situado en la galería de cabeza. La canoa realiza su recorrido a lo largo del taller apoyándose en una de las calles de la entibación definitiva, sobre la propia entibación (talleres verticales) o bien sobre el muro de la capa y la entibación (talleres inclinados).

El torno normalmente utilizado en estas instalaciones es de pequeña potencia, (8 CV), 425 kg de fuerza de elevación y velocidad de 0,5 m/s, accionado por motor neumático de engranajes, con 2 velocidades de giro. Para la seguridad del personal que trabaja en la maniobra, es necesario disponga de freno normal de mano y de freno de seguridad de tipo "hombre muerto".

El skip o canoa en el cual se carga la madera, consta de una estructura sencilla y manejable con los extremos en forma de cono. (Figura 16)

Para facilitar las maniobras de la canoa en su recorrido, se emplea un sistema de comunicación telefónica entre el operario que maneja el torno y el que efectúa la descarga de madera en la explotación.

4.5 Monorraíl de recogida del cable eléctrico

Su función consiste, en el caso de las rozadoras de accionamiento eléctrico, en desplazar los cables a lo largo de la galería. Con ello puede conseguirse también el desplazamiento de los cables por la explotación, basándose en el principio de la polea móvil.

El monorraíl está formado por tramos de carril de 20 kg/m, de tres metros de longitud, colocados en posición invertida y unidos entre sí con bridas por su parte superior (patín). Cada elemento pesa 62 ^{kg} y admite una carga suspendida de 1.350 ^{kg}. Los tramos de carril están sujetos a la entibación de la galería por mediación de cadenas. De los carriles cuelgan a su vez unos carros que pueden rodar a lo largo de ellos y están unidos entre sí por cadenas de 6-7 m, de longitud.

Los carros según su posición, están equipados con perchas o soportes de apoyo (para la manguera de agua, y cables eléctrico y fiador), con la polea horizontal de 500 mm de diámetro que permite a los cables dar vuelta en ella y con la polea vertical que desvía los cables hacia la explotación.

El conjunto anterior se complementa con un torno de aire comprimido que mantiene tenso y suspen-

dido el paquete de cables y mangueras, permitiendo el movimiento simultáneo de todos ellos con la rozadora.

Manteniéndose fijo el extremo que sale del cofre de la rozadora y apoyado sobre los brazos de los carros-guía por un lado del monorraíl, el cable eléctrico da la vuelta alrededor de la polea de tracción y regresa hacia la boca del taller sobre los brazos del otro lado de los carros-guía. Después de pasar la polea vertical, desciende, por la explotación, hasta la rozadora.

Con este sistema, la polea de tracción solo recorre la mitad de la longitud de los cables que recoge o suelta. El número de carros montados es variable según la altura del taller en explotación. Estos se van separando o acercando, según suba o baje el cable eléctrico, hasta una separación máxima dada por la longitud de la cadena de unión de los carros.

Para evitar, esfuerzos excesivos sobre el cable eléctrico, debido principalmente a la dificultad en la regulación del torno neumático que tira de la polea horizontal y del monorraíl, se grapa dicho cable a un cable fiador de acero que absorbe finalmente, los esfuerzos mencionados.

La disposición de conjunto puede verse en los dibujos de la figura 17

El conjunto de carros, perchas y soportes de cables, así como la polea horizontal del monorraíl necesitan un elemento de tracción capaz de desplazarlos a lo largo del mismo.

Dicha función se efectúa por medio del torno neumático antes citado. Para ello se instala este, por mediación de 2 carros, suspendido del monorraíl y anclado fuertemente a la entibación de la galería. Un cable de 14 mm de diámetro trasmite los esfuerzos a la polea horizontal, permitiendo el movimiento de todo el conjunto.

El torno habrá de ser de tipo neumático, a efectos de conseguir las mismas velocidades de subida del cable eléctrico y de la rozadora en el frente de explotación.

Regulado el caudal de alimentación de aire comprimido, por mediación de una llave de mando, se consigue fácilmente este efecto.

El torno deberá tener una potencia aproximada de 17 CV, capacidad de tracción de 3.700 ^{kg} y velocidad de 0,35 m/s. Estará equipado con freno manual y podrá funcionar con giro en ambos sentidos.

Aunque la instalación descrita es adecuada

para la resolución del problema de *manutención del cable eléctrico de las rozadoras, no está exenta de problemas, por lo cual se han desarrollado otros procedimientos que se aplican también en cierta medida.*

El más extendido es el dispositivo formado por los elementos siguientes:

- *Polea de entrada de la galería al taller.*
- *Polea de arrastre del cable eléctrico.*
- *Mecanismo de recogida del cable.*

Su funcionamiento es como sigue:

Al girar el cabrestante de la rozadora, arrastra por fricción el cable eléctrico que abraza 360° una polea adosada lateralmente al tambor del cable de seguridad.

Para que éste arrastre sea posible, es necesario tirar, con esfuerzo muy reducido, del ramal del cable eléctrico que va hacia los cofres. De ello se encarga un mecanismo de ruedas de fricción, arrastrado por un pequeño motor, de accionamiento neumático o hidráulico, comandado, a su vez, por una válvula situada a la entrada del cabrestante.

El descenso de la rozadora y del cable eléctrico se produce de la misma forma, si bien el mecanismo de arrastre actúa ahora reteniendo.

La instalación se completa con unas poleas de entrada al taller, donde el cable eléctrico apoya sobre rodillos de radio de curvatura adecuado para su buena conservación. Las poleas se anclan con estemples hidráulicos, lo que permite un ahorro de tiempo en esta operación.

4.6 Equipo eléctrico

La energía es conducida a 5 ^kV por un cable rígido armado hasta la subestación de transformación antideflagrante 5.000/500 V, que tiene a la entrada un seccionador y a la salida un disyuntor trifásico.

Incorporado al transformador, en la salida de 500 V, se encuentra el control de aislamiento, previsto para una instalación de neutro aislado. A continuación y muy próximas a la salida, existen celdas de distribución para las máquinas que estén alimentadas por el transformador. Estas celdas constan de un seccionador, un disyuntor trifásico y el equipo de relés. Su misión

es la protección del cable que alimenta a la máquina correspondiente.

De cada celda parte un cable semiflexible que conduce la energía a 500 V hasta los cofres de tajo.

En el tajo se encuentran dos cofres, uno para la rozadora y otro para el cabrestante. En el caso de tener electrificado algún elemento más, habrán de añadirse los cofres correspondientes.

El cofre desempeña las funciones de maniobra y protección de la rozadora y de su cable de alimentación. Fundamentalmente consta de un seccionador inversor, un contactor, relés térmicos, fusibles y un control de defecto a tierra de la pantalla del cable que alimenta a la máquina. El cofre correspondiente al cabrestante es de características similares.

De los cofres respectivos, parten los cables flexibles que alimentan a la rozadora y al cabrestante.

Conectado al cofre de la rozadora se instala un aparato G.T.M. que vigila permanentemente el contenido de grisú existente, cortando la alimentación de energía cuando aquel sube por encima de un valor prefijado.

La figura 18 muestra un esquema simplificado donde se resume la descripción anterior.

5 MÉTODOS DE EXPLOTACION CON ROZADORA

A continuación se describen, en términos generales, los diferentes métodos de explotación con este tipo de máquinas en función de la pendiente de las capas.

Atendiendo a éste concepto clasificamos aquellos métodos en cuatro apartados:

1. Explotaciones sobre capas con inclinación entre 35° - 45°
2. Explotaciones sobre capas con inclinación entre 45° - 65°
3. Explotaciones sobre capas con inclinación entre 65° - 75°
4. Explotaciones sobre capas con inclinación entre 75° - 90°

5.1 Capas con inclinación entre 35° y 45° .

Las capas cuya inclinación está comprendida entre 35° y 45° no presentan, en principio, inconveniente alguno para el trabajo propio de la rozadora,

ya que las tolerancias, tanto en lo que se refiere a hastiales como a potencias, son amplias.

No obstante, se presentan problemas en este tipo de talleres, fundamentalmente en el descenso del carbón y en el sostenimiento posterior del taller.

En cuanto al descenso del carbón arrancado, hemos de decir que es preciso evitar al máximo la humedad en el taller. En los casos en que aquel no desliza, se suele adosar a la máquina un conjunto de chapas, de 10 a 15 m de longitud, para dar al carbón impulso suficiente, facilitando su bajada y evacuación. En otras ocasiones se emplea un "chapeo" completo a lo largo del taller, que trae consigo diversos inconvenientes así como el empleo de jornales adicionales dedicados a su colocación y maniobra.

En cuanto al sostenimiento posterior del taller, hasta una potencia de 1,50 m no presenta dificultad, pudiéndose emplearse cualquiera de los sistemas anteriormente mencionados en el apartado 3.2.1, estudiando en cada caso, de acuerdo con las características de la capa, el sistema más idóneo. En potencias superiores, debe evitarse el sostenimiento a base de llaves de madera que resulta costoso y de poca estabilidad. Por ello, conviene adoptar en este caso, el hundimiento controlado, si los hastiales lo permiten, o bien el relleno total.

Para las consideraciones que expondremos en lo sucesivo, se adoptan los datos básicos o de partida siguientes:

a: longitud del frente de explotación del taller = 100m

b: potencia media del taller = 1,30 m

Organización y ciclos de trabajo para efectuar una roza diaria

Como ya se ha dicho, los dos problemas fundamentales que presentan estos talleres son la bajada del carbón y el sostenimiento posterior de la explotación.

Función de estas dificultades será el número de jornales a emplear. El número de operarios precisos, tanto en el caso de utilizar relleno como en el de llaves de madera es, en líneas generales, similar.

Dada la escasa inclinación de estas explotaciones, es factible en ellas, solapar diferentes trabajos lo cual representa una gran ventaja ya que el tratamiento posterior del techo, bien a base de madera o relleno, es lento y ocupa generalmente, una gran parte del tiempo disponible.

La organización y personal necesario en el taller responden al desarrollo sucesivo de los siguientes ciclos de trabajo:

- Arranque del carbón
- Tira de la madera
- Posteo del frente deshullado
- Colocación de la tela metálica
- Fortificación posterior del techo
- Puesta a cero de la explotación

El ciclo de arranque comprende el trabajo efectuado por la rozadora y el avance de la serie o series inferiores del taller.

A partir del nicho inferior, la rozadora realiza el deshulle en franjas de 0,90 m de profundidad y en sentido ascendente. El avance de la serie o series inferiores, que a su vez hacen de nicho, se realiza a martillo picador.

El personal necesario para estos cometidos es, normalmente de 7 productores.

El ciclo de tira de la madera se realiza con la ayuda de la canoa o skip que desliza por el muro de la capa y que se desplaza dentro del taller mediante

un torno de aire comprimido situado en la galería de cabeza.

El personal necesario para el desarrollo del ciclo se compone de 4 hombres.

Dada la escasa pendiente de los talleres, es posible en este caso, el solape total entre el ciclo de arranque y el de tira de la madera.

Normalmente, el ciclo de tira no satura toda la jornada del personal mencionado, (sobre todo en el caso de no emplear llaves) por lo cual este personal realiza otras funciones auxiliares como son la limpieza de carbón del taller, colocación de la tela metálica, y colocación de chapas.

El posteo del frente se realiza por un equipo de picadores, que se distribuyen a lo largo de aquel. La composición del equipo estará en función del número de mampostas a colocar por cada picador.

Como término medio para estas pendientes, se puede considerar que la cifra oscila entre 21 y 30. Por tanto, el número de picadores necesarios para el posteo del frente, puede estar comprendido entre 4 y 6.

El ciclo de trabajo de colocación de la tela

metálica consiste en extender una banda de dicha tela a lo largo de la totalidad del taller y paralela al frente, clavándola a una hilera de mampostas. La operación se realiza por 2 hombres, que también se encargan de la colocación de las bocarrampas o compuertas de carga en la galería inferior.

Dada la pendiente moderada de estas explotaciones, el ciclo anterior puede solaparse totalmente con el de posteo.

La fortificación posterior del techo se puede realizar de varias formas:

- Con llaves de madera
- Con relleno
- Con llaves de madera y relleno.

Como ya se ha dicho anteriormente, el personal necesario para realizar el ciclo es sensiblemente el mismo en las tres modalidades, estando formado en su totalidad por 5 hombres que realizan la colocación de las llaves así como también la colocación y el manejo de las chapas para la bajada del relleno.

La fortificación posterior del techo es una operación larga, en la cual se invierten normalmente 14 horas.

Por último, en el ciclo de puesta a cero del taller, el personal ultima todas las operaciones con objeto de que quede dispuesto para su perfecto funcionamiento al día siguiente.

Los trabajos que normalmente se realizan son: relevo de madera, limpieza del taller, acondicionamiento de pozos de cargue y preparación y colocación de chapas metálicas.

El personal necesario para llevar a cabo estos trabajos está formado por 3 obreros.

En el cuadro **II** siguiente, se representa graficamente la organización diaria de los ciclos de trabajo descritos.

Para la determinación de resultados, de acuerdo con los supuestos establecidos, se parte de un taller de 100 m de longitud y 1,30 m de potencia media. Con estos condicionantes y considerando un peso de 1,6 tb/m³ la producción media diaria sería:

$$P = 100 \times 1,3 \times 0,9 \times 1,6 = 187 \text{ t}^{\text{(bruto)}}$$

El total de personal necesario para esta producción diaria es de unos 30 hombres de los que 16 son picadores. Por tanto, los rendimientos que se obtienen son:

$$\text{Rendimiento de picador} = \frac{187.000}{16} = 11.687 \text{ kg/jornal}$$

$$\text{Rendimiento del taller} = \frac{187.000}{30} = 6.233 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \quad \times$$

Organización y ciclos de trabajo para efectuar dos rozas diarias

Para alcanzar las dos rozas día, en talleres de estas características, es preciso superar fundamentalmente dos tipos de problemas: Los que se derivan de las características particulares de la explotación y los que son función de la organización general de la mina.

En el primer grupo de dificultades, destacan, al igual que en el caso de una roza diaria, la bajada del carbón y la fortificación posterior del techo, tanto si se utiliza relleno como llaves de madera.

En el segundo grupo, lo más importante son los horarios de los disparos que la mina deberá realizar para el avance de sus labores de preparación ya que es necesario evitar la circulación de los humos por el taller, en un período comprendido entre las 6 de la mañana y las 11 de la noche. Ello obliga a disparar entre las 11 de la noche y las 4 de la mañana, o bien a buscar una evacuación eficaz de los humos, de forma que no interfieran el trabajo de la explotación.

Si la capa tiene hastiales de buena consistencia que permitan, durante algún tiempo, un descubierto del techo de 2,30 m de anchura sin posteo, lo más adecuado es dar las 2 rozas seguidas. Ello permite una organización más perfecta, con un importante ahorro de tiempo y jornales. No obstante, como este tipo de talleres es excepcional, se considera la organización más adecuada para aquellos en que es preciso dar una roza y postearla seguidamente.

Para lograr las dos rozas diarias, es condición imprescindible que los relevos se turnen en el lugar de trabajo. Se recomienda también en estos talleres el empleo de un panzer en la galería inferior para facilitar el cargue y evitar paradas en la máquina. Estas paradas ocasionan, indudablemente, retrasos en la organización general del taller, lo cual impide, con relativa frecuencia, conseguir el objetivo marcado.

La organización y el personal necesario en el taller son los correspondientes al desarrollo sucesivo de los mismos ciclos de trabajo que en el caso de explotación con una roza al día.

La dotación de personal para realizar los distintos ciclos es, según esto, la siguiente:

<u>Ciclo</u>	<u>nº de ciclos</u>	<u>Productores</u> <u>por ciclo</u>	<u>Total</u>
Arranque	2	8	16
Tira de madera	1	4	4
Posteo del frente	2	6	12
Tela metálica	1	4	4
Fortificación techo	3	-	11
Puesta a cero del taller	1	4	4
Varios			4
TOTAL			55

El cuadro II muestra el organigrama de los ciclos de trabajo correspondientes a la marcha con dos rozas/día.

Los resultados, partiendo de los mismos supuestos que en el caso de una roza/día, en cuanto a longitud del frente de explotación y potencia media, son los siguientes.

Se obtendrá una producción media diaria:

$$P = 2 \times 100 \times 1,3 \times 0,9 \times 1,6 = 374 \text{ t}^{\text{(bruto)}/\text{día}}$$

El personal utilizado en el taller para conseguir esta producción es de 55 hombres de los que normalmente 30 son picadores. Por tanto los rendimientos que se obtienen son:

$$\text{Rendimiento de picador} = \frac{374.000}{30} = 12.466 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \quad \times$$

$$\text{Rendimiento del taller} = \frac{374.000}{55} = 6.800 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \quad \checkmark$$

Los resultados son mejores que los obtenidos con una roza al día, pero debe tenerse en cuenta que, en este caso, se trabaja con tiempos más ajustados y por lo tanto, el riesgo de perder la roza es mayor.

5.2 Capas con inclinación entre 45° y 65°.

Las inclinaciones de capa comprendidas entre 45°-65° son las más idóneas para el empleo de las rozadoras que estamos considerando.

No suelen presentarse problemas de bajada del carbón ni de tratamiento posterior del techo. Este se hace normalmente por medio de relleno que desliza sin grandes dificultades por el muro. Evidentemente estas facilidades son tanto mayores cuanto más cerca se está del límite superior del intervalo de pendientes.

La mayor inclinación facilita el descenso del carbón y de las tierras de relleno pero se plantean dos nuevos problemas:

- a) La protección del personal que circula y trabaja dentro del taller contra el deslizamiento de materiales (costeros, carbón, madera, etc)
- b) La protección, (exigiendo frecuentemente el refuerzo) de la tela metálica que sujeta el relleno, sobre todo en potencias superiores a 1,50 m. Entre 1,50 m y 2 m es necesario cuidar al máximo la tela metálica ya que la componente del peso del relleno sobre aquella empieza a ser considerable, especialmente con inclinaciones próximas a los 65°.

Organización y ciclos de trabajo para efectuar una roza diaria

En un taller de condiciones medias no existe especial dificultad para lograr una roza al día. El personal necesario sigue siendo el mismo que en el caso de talleres inclinados. Únicamente si la fortificación posterior del techo se hace, en parte, con llaves de madera, será preciso invertir algún jornal más.

La organización del taller responde al criterio de distribuir y coordinar los siguientes ciclos de trabajo:

- Arranque del carbón
- Tira de la madera

- Posteo del frente deshullado
- Colocación de la tela metálica
- Fortificación posterior del techo.

El ciclo de arranque corresponde al trabajo de la rozadora y al avance de las series inferiores.

El equipo de personal necesario está formado por 8 obreros y 1 vigilante.

En el caso de que la potencia del taller sobrepase los 1,50 m, puede ser necesario un hombre más para subir con la rozadora, ya que si queda parte de vena de carbón al techo sin arrancar, es preciso picarla.

Con el ciclo de tira de la madera se dejan distribuidas las piezas necesarias para el posteo del frente rozado. En el caso de que la fortificación posterior del techo se haga con llaves de madera, también se reparte la que resulte necesaria.

En total participan 4 productores.

El posteo del frente lo realiza un grupo de picadores que se distribuyen a lo largo de aquél, una vez efectuada su división en varios tramos (uno para cada picador) por medio de tableros o "trancas".

Normalmente esta operación la realizan 6 ó 7 hombres.

Durante el ciclo de colocación de la tela metálica se extiende ésta paralelamente y se clava a las mampostas por la cara opuesta al frente de arranque.

La tela tiene las siguientes características:

- alambre galvanizado de diámetro 1 mm.
- luz de malla 8,2 mm.

La distancia entre dos telas es de 2 a 4 huecos o calles (cada hueco tiene 0,90 m). Esta separación depende de la calidad de la tierra y de la cantidad de que se disponga. Si el relleno es calibrado y hay cantidad suficiente, la distancia deberá ser de 2 huecos. Si procede, en cambio de las labores de preparación deberá llegarse a 4 huecos.

En caso de escasez de relleno se suele colocar una hilera de llaves de madera de 2,50 m, adosadas a la tela por la parte externa. Su distancia en vertical oscila entre 10 y 15 m.

En la figura 19 se representa la disposición de un taller de rozadora con la pendiente considerada.

Dentro de este ciclo y por el mismo equipo, se realizan también los trabajos de refuerzo de la tela metálica y colocación de los tableros o "trancas" para el equipo de posteo.

Se entiende por refuerzo de la tela el poner tantas mampostas de rasgado como mampostas rotas o en malas condiciones haya en la hilera de la tela, y además clavar en esa hilera por la parte interior dos filas de tablas o bastidores (una al techo y otra al muro).

En potencias mayores de 1,50 m puede ser precisa la colocación de mampostas de rasgado independientemente de que la hilera de la tela esté en buenas o malas condiciones.

El personal necesario para todas estas operaciones es de 2 hombres.

La fortificación del techo se hace normalmente con relleno total o con relleno y llaves de madera, ya que entre 45° y 65° la bajada de la tierra no ofrece dificultades. Mientras se basculan las tierras de relleno no hay personal dentro del taller.

Cuando es necesario hacer llaves de madera, esta operación es realizada por el personal de la tira y de colocación de la tela metálica.

En el cuadro siguiente **4.III** se recoge la organización de los ciclos de trabajo descritos anteriormente.

Para la determinación de los resultados, con un taller medio de 100 m de longitud del frente y 1,30 m de potencia, se parte de una producción:

$$P = 100 \times 1,30 \times 0,90 \times 1,6 = 187 \text{ t}^{\text{(benton)}}/\text{día} \quad \checkmark$$

Totalizando el personal necesario para dar esta producción se llega a 22 hombres de los que 16 son picadores.

$$\text{Rendimiento de picador} = \frac{187.000}{16} = 11.687 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \quad \times$$

$$\text{Rendimiento del taller} = \frac{187.000}{22} = 8.500 \text{ kg/jornal} \quad \times$$

No están considerados, en estos resultados los jornales correspondientes a la introducción del relleno.

Organización y ciclos de trabajo para efectuar dos rozas diarias.

Para conseguir las dos rozas diarias continúa existiendo en este caso, el problema de evacuación de

los humos de los disparos de preparación, ya comentado anteriormente.

En los talleres de 45"-65" los solapes de los diferentes ciclos son más problemáticos que en los de 35-45" ya que el riesgo de caída de materiales (madera, costeros, etc) es mayor y puede resultar peligroso. Por ello, es importante que los tiempos de rozado y de relleno sean lo más cortos posible.

Si la capa permite un vano desposteado de 2,30 m es preferible dar las dos rozas seguidas, pero estos casos son excepcionales.

En condiciones normales, la dotación de personal para realizar los distintos tipos de trabajo sería la siguiente:

<u>Ciclo</u>	<u>nº de ciclos</u>	<u>Productores por ciclo</u>	<u>Total</u>
Arranque	2	9	18
Tira de madera	1	4	4
Posteo del frente	2	7	14
Tela metálica	2	3	6
Fortificación techo	-	-	-
	TOTAL		42

No se consideran los jornales de introducción de rellenos.

En el cuadro IV figura la distribución de los diferentes ciclos de trabajo para dar dos rozas al día.

Los resultados, en el taller medio de comparación anteriormente definido, serían los siguientes, partiendo de una producción:

$$P = 2 \times 100 \times 1,30 \times 0,90 \times 1,6 = 374 \text{ t}^{\text{(buzos)}}/\text{día}$$

El personal necesario para lograr esta producción es de 42 hombres, de ellos 29 son picadores y 2 son vigilantes. Los rendimientos correspondientes son:

$$\text{Rendimiento de picador} = \frac{374.000}{29} = 12.896 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \quad \checkmark$$

$$\text{Rendimiento del taller} = \frac{374.000}{42} = 8.904 \text{ kg/jornal}$$

5.3 Capas con inclinación entre 65° y 75°

Dentro de este campo de pendientes, empiezan a plantearse seriamente los problemas de riesgo de

caída de materiales en el interior del taller así como las necesidades de puntos de apoyo y protección del personal para realizar los trabajos.

Por otro lado, los 8" de adelanto de la línea del frente respecto a la vertical resultan insuficientes, para la estabilidad de la rozadora. Esta apoya con menor firmeza en el muro de la capa y como consecuencia, aparecen esfuerzos que tienden a separarla del carbón durante su funcionamiento.

Para solucionar el inconveniente se aumenta la inclinación de la línea del frente hasta 20" (en el caso de los 75" de pendiente). Con ello se logra que el apoyo de la rozadora se reparta entre el frente de carbón y el muro de capa, consiguiéndose así una mayor regularidad en su movimiento.

Dado que la línea del relleno es paralela a la del frente, al inclinar ésta última se obliga a llevar un relleno más colgado que en los campos de pendiente 35"-45" y 45"-65".

Ello trae como consecuencia la necesidad de una mayor atención y cuidado en el refuerzo de la tela metálica.

Los riesgos de caída de materiales y del propio

personal complican, en este caso, las posibilidades de simultanear los diferentes trabajos dentro de la explotación.

Continuamos, en los que sigue, con la referencia a un taller de tipo medio cuya longitud del frente es de 100 m y potencia media de 1,30 m.

Organización y ciclos de trabajo para efectuar una roza diaria

Se han señalado ya las principales dificultades que plantean los talleres de buzamiento de 65°-75° para su explotación.

Los ciclos de trabajo a lo largo de la jornada, para dar una roza al día son, como en los casos anteriores.

- Arranque del carbón
- Tira de la madera
- Posteo del frente deshullado
- Colocación y refuerzo de la tela metálica
- Fortificación del techo
- Puesta a cero de la explotación

El ciclo de arranque responde, en su desarrollo, a lo expuesto en casos anteriores.

El personal necesario es de 6 operarios, uno de ellos vigilante.

En el ciclo de la tira se distribuye la madera para el posteo del frente y la que se necesita para el refuerzo de la tela.

Además se colocan los tableros o "trancas" para los obreros del posteo.

El número de jornales necesarios es de 4.

En el ciclo de posteo del frente deshullado, el personal postea el frente, distribuyéndose a lo largo de él y a continuación, retira los tableros, dejando el frente libre para el trabajo de la rozadora.

Se necesitan 8 hombres para estas operaciones.

Durante el ciclo de colocación y refuerzo de la tela, los trabajos que se realizan son:

- Clavar la tela metálica a lo largo del taller.*
- Colocar las tablas de protección (generalmente dos hileras, una al techo y una al muro) por la parte interior de la calle de la tela.*

- Poner los retenes necesarios. Los retenes son tableros o "trancas" hechos con bastidores o tela metálica que ocupan una calle. Su misión es formar un colchón de tierra que proteja la tela de la caída de este material cuando se efectúa el vertido.

- Reforzar la tela con mampostas de rasgado. Normalmente se colocan 2 por bastidor.

Las telas por lo general, van colocadas cada tres calles o huecos.

El personal necesario para estas operaciones es de 5 hombres.

La fortificación del techo se hace con relleno. Durante la operación de vertido no hay personal de arranque en el taller.

Es fundamental en este caso, que la tierra de relleno sea calibrada ya que, debido a la menor inclinación de la tela, ésta sufre mucho al rellenar.

El ciclo de puesta a cero permite realizar las siguientes operaciones.

- Preparar la calle de bajada de la canoa o skip para la madera.

- Limpiar los pozos de cargue.
- Acondicionar el frente para evitar problemas al subir la rozadora
- Mover las instalaciones.
- Ultimar trabajos que hayan quedado pendientes por haber surgido alguna dificultad.

Para realizar los trabajos citados se necesitan, normalmente, 4 operarios.

La organización de los ciclos de trabajo, para conseguir una roza diaria en este campo de inclinación es de capa, se detalla en el cuadro I.V.

Como los casos anteriores, la producción obtenida con una roza día es:

$$P = 100 \times 1,30 \times 0,90 \times 1,6 = 187 \text{ t}^{\text{(buntas)}/\text{día}} \quad \times$$

En total, los jornales necesarios son 27 de los que 15 son picadores.

$$\text{Rendimiento de picador} = \frac{187.000}{15} = 12.466 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \quad \checkmark$$

$$\text{Rendimiento del taller} = \frac{187.000}{27} = 6.926 \text{ kg/jornal}$$

Organización y ciclos de trabajo para efectuar dos rozas diarias

Para alcanzar de manera continuada 2 rozas diarias en un taller con estas pendientes, se requiere que la capa reúna unas condiciones especiales que pueden resumirse como sigue:

- a) Hastiales lo suficientemente consistentes, para permitir un vano descubierto sin postear de 2,30 m.

De esa manera se pueden picar las dos calles seguidas, reduciéndose notablemente el tiempo de posteo.

- b) Carbón de consistencia blanda y gran regularidad en el conjunto del taller.

En tales circunstancias, se pueden alcanzar velocidades de deshullado de 2,50 metros/minuto llegándose a rozar y postear el taller en un relevo de 7 horas.

Dado que las condiciones anteriores no son frecuentes, no se estudia más detenidamente esta organización.

5.4 Capas con inclinación entre 75° y 90°.

En estos talleres, la fuerte pendiente de la capa impone necesariamente una inclinación hacia adelante del frente de arranque, debido, por una parte, a las continuas caídas de carbón y costeros que en su descenso vertical dañarían la entibación y, por otra, a los problemas de estabilidad de la rozadora en el arranque del carbón.

Si el recorrido de la máquina está próximo a la línea de máxima pendiente, predominan durante el arranque los esfuerzos de reacción sobre la resultante del peso y del esfuerzo de tracción del cable con lo cual la rozadora tiende a separarse del frente de trabajo.

La inclinación a la que es necesario llevar el frente en los talleres verticales, oscila normalmente entre 50° y 52° teniendo este parámetro una gran importancia en la marcha de la explotación mecanizada.

El ángulo más conveniente de inclinación del frente depende fundamentalmente, de la potencia del taller y del comportamiento de los hastiales. En talleres de hastiales poco consistentes, con continuos desprendimientos de costeros y carbón blando, la inclinación deberá ser la menor posible, 45°-48° para

evitar el desposteo de la fortificación de la explotación. Con la adopción de un ángulo correcto de inclinación del frente, se regulan también la velocidad de bajada del carbón y la alineación del talud.

A medida que aumenta la potencia y la consistencia de los hastiales, puede aumentarse el ángulo de inclinación del frente hasta los 55°-60°, límite que podría considerarse como óptimo para el buen funcionamiento de la rozadora y para la retención del relleno en las telas.

Como resumen, puede decirse que, es de verdadera importancia en las explotaciones verticales, la elección del ángulo de inclinación del frente el cual estará normalmente afectado por:

- a) factores de funcionamiento de la rozadora.
- b) factores geológicos de la explotación.

La absoluta necesidad de inclinar el frente de arranque en los talleres verticales, obliga en principio, a que la rozadora trabaje en condiciones adversas y distintas de aquellas para las que originalmente fue diseñada, con la excepción de la H-1 y otros modelos modernos ya descritos.

Por ello, para la utilización, en el campo vertical, de las conocidas rozadoras de origen ruso, hubieran de realizarse en ellas algunas modificaciones, al objeto de adaptarlas a este tipo de yacimientos.

Estas reformas se resumen como sigue:

1. Colocación de un patín suplementario que protege parcialmente los órganos de trabajo de la máquina en su descenso por la explotación y evita en parte el riesgo de vuelco aumentando la estabilidad de la misma.

Este patín no elimina totalmente el que la rozadora haya de trabajar apoyada sobre los rodillos (caso de la KT) o sobre la cadena y rodillo (caso de la TEMP), operación que da lugar a que los mecanismos de la máquina marchen forzados originando grandes desgastes en sus rodamientos y frecuentes averías.

No elimina tampoco, de forma total, el riesgo de vuelco de la máquina.

Toda la superficie de apoyo de la rozadora durante el trabajo, que en capas de mediana pendiente es el colchón de base, queda aquí sustituida por la superficie del nuevo patín diseñado.

2. Para reforzar la estabilidad de la máquina, en la conducción por la explotación es absolutamente necesario adaptarle un patín lateral, accionado por cilindro hidráulico que evite el vuelco de la rozadora en el taller, permitiendo que este apoye contra el techo. Este dispositivo ayuda extraordinariamente a la conducción de la rozadora, sobre todo en el caso frecuente de irregularidades de los hastiales.

3. Con motivo de la instalación del patín lateral suplementario, que se acciona hidráulicamente, ha sido necesario realizar modificaciones en el circuito hidráulico primitivo y original de las máquinas. Por otra parte, también se han instalado nuevos pulsadores o mandos para el accionamiento de dicho patín.

Organización y ciclos de trabajo para efectuar una roza diaria en un taller vertical.

La organización de un taller vertical no cuenta con un ciclo de puesta a cero como es frecuente en otras pendientes. Ello no se debe a que sea superfluo, sino a la falta material de tiempo para realizarlo, como se deduce de los distintos solapes que es necesario hacer entre ciclos para conseguir una roza/ día.

En el taller vertical mecanizado con rozadora no es posible realizar simultáneamente más de un ciclo completo de trabajo o parte del mismo, fundamentalmente por razones de seguridad.

Como consecuencia se recurre a efectuar solapes entre los relevos de personal a efectos de aprovechar los tiempos no productivos de entrada y salida y conseguir así un relevo casi continuo en el puesto de trabajo. Ello trae consigo en algunos casos, debido a no haberse completado el ciclo, una incompleta saturación del personal y un retraso en cadena de los ciclos siguientes:

La organización y personal necesario en el taller para conseguir una roza diaria responden a los siguientes planteamientos:

La roza se realiza en sentido ascendente a lo largo del frente invertido, inclinado hacia adelante 52° sobre la horizontal como ángulo más frecuente, pero variable de acuerdo con las características de la capa. (Figura 20).

En la parte inferior del taller se avanzan a martillo picador una serie y un tajo de rasgado con objeto de servir como caldera y para posicionar la máquina al iniciar la roza al día siguiente. En algunos

casos, cuando los hastiales son poco resistentes, se le hace además un nicho en la parte inferior, para evitar que se despostee ésta al iniciar la roza siguiente. (Figura 21).

A diferencia de lo que ocurre en los talleres menos inclinados, la rozadora trabaja aquí apoyada sobre los rodillos y no sobre el colchón.

El personal necesario para el ciclo de arranque es de 8 productores.

En el ciclo de tira de la madera, la canoa realiza su recorrido a lo largo del taller apoyándose en una de las calles de la entibación definitiva, o bien por el talud del frente de carbón. Indistintamente se utilizan los dos métodos.

En ambos casos, el proceso consiste en repartir la madera necesaria para el posteo y refuerzo de la tela a lo largo del taller, colocándola en cada jugada para favorecer los movimientos de los picadores del ciclo de posteo. El desplazamiento de la canoa se realiza siempre de abajo hacia arriba.

En el caso de dar la tira por el talud, se colocan al mismo tiempo los tableros necesarios para la protección de los picadores del frente durante el ciclo de posteo. (Figura 22).

Este sistema tiene como ventaja la rapidez en la colocación de la mamposta de rasgado (mamposta previa, necesaria para la colocación del tablero de protección), al realizarse esta operación desde la canoa que al mismo tiempo sirve de elemento de protección.

Como contrapartida, se produce un roce desfavorable del skip con el cable eléctrico. Este inconveniente puede atenuarse instalando el cable en el interior de un mangón adecuado a lo largo de todo el recorrido por el taller.

El realizar la tira por una de las calles de la entibación definitiva, supone un tiempo más largo en las operaciones de descarga de madera en la explotación así como mayores dificultades en el recorrido de la canoa, si no se ha conseguido previamente una buena alineación de las mampostas. Deberá contarse además con un equipo independiente de dos hombres para la colocación de los tableros (equipo que habrá de colocar la mamposta de rasgado sin protección).

A pesar de estos inconvenientes, se utiliza el sistema ya que tiene como ventaja importante conseguir una mayor protección y duración del cable eléctrico.

El personal necesario para el reparto de madera se compone de 5 hombres.

Durante el ciclo de posteo se realizan la entibación o fortificación del frente previamente deshullado así como el avance a martillo picador de la serie y tajo de la parte inferior del taller.

Se postea paralelamente al frente de arranque, de balsa o de chulana según la naturaleza de los hastiales del taller, con jugadas de 3 metros de longitud y 4 mampostas por jugada, a fin de tener una mayor densidad de posteo.

Los picadores se distribuyen a lo largo del frente en tramos de 12 a 16 m, estando separados por los tableros que, al mismo tiempo, independizan los espacios de trabajo y sirven de protección contra posibles desprendimientos en el frente deshullado y en los hastiales. La colocación de estos tableros, debe ser esmerada dada la importante función que realizan.

El ciclo de trabajo descrito requiere, normalmente, 1 vigilante y 10 picadores para su realización.

En el ciclo de colocación de la tela metálica deben distinguirse dos fases: La colocación propiamente dicha de la tela y el refuerzo o posteo adicional de la misma.

El trabajo de colocación consiste esencialmente

en extender, sobre una de las calles de la entibación definitiva, una tela metálica de las características antes mencionadas, a lo largo de todo el taller y paralelamente al frente de arranque, sobre la cual descansará más tarde el relleno.

Esta tela se coloca cada tres calles o hileras de jugadas, sujeta con grampillones a bastidores clavados a las mampostas de las jugadas. El número de bastidores varía con la potencia del taller al ir normalmente colocados cada 30 ó 40 cm de forma que coincida uno en cada límite de contacto con los hastiales.

Cada 8-10 m de longitud de recorrido de la tela se dejan en esta unos bucles (Figura 4.20) a fin de retener el escombros, para que este, al deslizarse, lo haga sobre si mismo, no deteriorando la malla de la tela y evitando así su pérdida de resistencia.

Debido a las fuertes pendientes de estos talleres, así como a la inclinación relativamente reducida del frente de arranque, el relleno descansa totalmente sobre las jugadas de la entibación normal del taller. Por tal motivo se refuerzan éstas para hacer frente al peso que han de soportar.

El refuerzo consiste en la colocación de 2 ó 3 mampostas de rasgado adicionales, por cada una de las

jugadas en que descansa la tela, según la potencia del taller, de forma que estén completamente forradas y solidarias por medio de cuñas con las jugadas a las cuales se pretende reforzar. El límite de transición, de 2 a 3 mampostas de rasgado, se fija para estos talleres en 1,50 m de potencia.

El personal necesario para realizar el ciclo se compone de un vigilante y 5 obreros.

La operación de relleno se efectúa a continuación por el servicio de transporte de la mina, con escombros triturados y calibrados.

Cuando se introduce relleno sobre una tela del taller, se encuentra ya preparada por delante otra tela denominada "tela de seguridad" que actúa en caso necesario, como elemento de retención de las tierras.

En el gráfico del cuadro VI se representa la organización de los ciclos de trabajo necesarios para conseguir 1 roza/día en un taller de las características de pendiente indicadas. Las posibilidades de superposición de ciclos de trabajo son, en este caso, mínimas.

Con supuestos análogos a los casos anteriormente citados de 100 m de longitud de frente, 1,30 m



de potencia media y $1,6 \text{ t}^{\text{(brutos)}/\text{m}^3}$ se obtiene una producción de:

$$P = 100 \times 1,30 \times 0,90 \times 1,6 = 187 \text{ t}^{\text{(brutos)}/\text{día}}$$

La dotación de personal necesario para esta producción diaria es de 30 hombres, de los cuales 18 son picadores.

Por ello, los rendimientos que se obtienen con los supuestos citados, son:

$$\text{Rendimiento de picador} = \frac{187.000}{18} = 10.388 \frac{\text{kg}}{\text{jornal}} \times$$

$$\text{Rendimiento del taller} = \frac{187.000}{30} = 6.233 \text{ kg/jornal}$$

6 RESULTADOS GLOBALES

En cada intervalo de pendientes consideradas, se ha estudiado la organización necesaria para lograr alcanzar una o dos rozas/día, según los casos.

Asimismo se han consignado las producciones y rendimientos que es posible alcanzar.

En la práctica, tanto unas como otras son ligeramente inferiores en un 20%, para los casos de trabajo con una roza/día, si bien Empresas concretas superan con creces las cifras reseñadas.

Las capas y métodos de organización que se explotan, de forma sostenida, mediante dos rozas/día, son excepciones que, no obstante, deben tratar de extenderse.

A tal efecto es necesario profundizar en tres líneas bien determinadas.

- Aceptación por los productores de tales métodos de trabajo.*
- Organización de los sistemas adecuados.*
- Mejora de varios de los equipos a utilizar.*