

e. n. adaro

PREPARACION DE GALERIAS EN ROCA Y CARBON
INFORME FINAL
TOMO I

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

JUNIO, 1985

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

50164

TITULO	PREPARACION DE GALERIAS EN ROCA Y CARBON INFORME FINAL <u> </u> TOMO I
CLIENTE	COMISION DEL P.E.N. MINISTERIO DE INDUSTRIA Y ENERGIA
FECHA	JUNIO, 1985

Referencia : P8-21-001

Departamento : Minería

PREPARACION DE GALERIAS EN ROCA Y CARBON

T O M O I - INFORME FINAL

T O M O II - ESTUDIO SOBRE LAS MEJORAS
EN EL EMPLEO DE LOS EX-
PLOSIVOS, TANTO EN SU EFEC-
TIVIDAD COMO EN LA SEGU-
RIDAD

T O M O III - PERFIL DE UNA MAQUINA DE
ATAQUE PUNTUAL PARA AVAN-
CE DE GALERIAS EN LAS MI-
NAS ESPAÑOLAS DE CARBON

PREPARACION DE GALERIAS EN ROCA Y CARBON

INFORME FINAL

INDICE

	<u>Pág.</u>
1. INTRODUCCION	1
2. ANTECEDENTES	2
2.1 Situación actual del avance de galerías en la minería española del carbón.....	3
2.2 Acciones para mejorar los rendimientos en los avances de galerías en la minería española del carbón.....	4
3. TRABAJOS REALIZADOS EN MATERIA DE MEJORA DEL AVANCE CON EXPLOSIVOS.....	6
3.1 Factores relacionados con la seguridad de los explosivos.....	8
3.1.1 Causas de inflamación del grisú por explosivos.....	9
3.1.2 Factores que modifican la inflamación del grisú.....	10
3.1.3 Polvo de carbón.....	12
3.1.4 Explosivos de seguridad.....	13
3.1.5 Explosivos de intercambio iónico...	15
3.1.6 Acciones de mejora de la seguridad de los explosivos.....	15
3.2 Efectos y control de los gases producidos en las voladuras.....	16
3.2.1 Gases nocivos desprendidos en la explosión.....	17
3.2.1.1 Monóxido de carbono.....	17
3.2.1.2 Anhídrico carbónico.....	19
3.2.1.3 Gases nitrosos.....	20
3.2.2 Indices de tolerancia.....	21

	<u>Pág.</u>	
3.2.2.1	Indices T.L.V.....	21
3.2.2.2	Indices M.A.C.....	23
3.2.3	Tapón de humos en las voladuras sub- terráneas.....	24
3.2.3.1	Tapón en un fondo de saco sin ventilación.....	24
3.2.3.2	Tapón en un fondo de saco con ventilación.....	25
3.2.4	Evolución del tapón de humos.....	25
3.2.5	Medidas para disminuir la concentra- ción de los gases nocivos.....	26
3.2.5.1	Influencia del balance de oxígeno.....	26
3.2.5.2	Influencia del tipo de ex- plosivo.....	28
3.2.5.3	Influencia del papel y la parafina de la envuelta...	28
3.2.5.4	Influencia del confinamien- to.....	28
3.2.5.5	Influencia de la presencia de agua.....	28
3.2.5.6	Influencia del carbón del frente.....	29
3.2.5.7	Influencia de la pulveriza- ción de agua durante el disparo.....	29
3.2.5.8	Influencia del tipo de re- tacado.....	30
4.	TRABAJOS REALIZADOS SOBRE LA MECANIZACION INTE- GRAL DEL AVANCE DE GALERIAS.....	31
4.1	Máquinas integrales para el avance de ga- lerías.....	31
4.2	Elementos de corte de los minadores.....	32
4.2.1	Picas renovables.....	32
4.2.2	Picas autoafilables.....	33
4.2.3	Picas asistidas.....	35

	<u>Pág.</u>
4.3 Cabezas de corte.....	36
4.4 Tipos de minadores.....	38
4.5 Criterios para la utilización de minadores	40
4.5.1 Escuela de minas de Loeben (Austria)	42
4.5.2 Índice de Fourmaitreaux.....	43
4.5.3 Ensayo del Cone Indenter Number (NCB)	44
4.5.4 Medida de la abrasividad.....	46
4.5.4.1 Coeficiente de SCHIMAZEK..	46
4.5.4.2 Índice del NCB.....	49
4.5.4.3 Índice de CERCHAR.....	51
4.6 Oferta actual de minadores.....	53
4.6.1 Características actuales de los sistemas de corte.....	53
4.6.2 Características actuales de los sistemas de carga.....	55
4.6.3 Características actuales del sistema de traslación y servicios.....	57
4.6.4 Estudio de los parámetros de diseño	59
4.6.4.1 Relación entre la potencia de corte y la resistencia a compresión simple de la roca a arrancar.....	60
4.6.4.2 Relación entre el peso del del minador y la resistencia a compresión simple de la roca a arrancar.....	62
4.6.4.3 Relación entre la potencia de corte y la potencia total del minador.....	64
5. PROPUESTASQUE SE DERIVAN DE LOS TRABAJOS REALIZADOS.....	67
5.1 Acciones para mejorar el rendimiento de los avances con explosivos.....	67
5.1.1 Resultados de los ensayos de control de humos.....	68
5.1.2 Influencia de las vibraciones producidas por las pegas.....	71

	<u>Pág.</u>
5.1.3 Propuesta de normas para autorizar el disparo de las pegas con independencia de horario de los relevos	74
5.1.4 Homologación de nuevos explosivos..	77
5.2 Propuesta de ensayos de minadores en las minas españolas.....	78
5.2.1 Características de las rocas de algunos yacimientos españoles.....	79
5.2.1.1 Litotipos existentes.....	79
5.2.1.2 Resistencia de los litotipos.....	80
5.2.2 Posibles minadores a utilizar.....	83
6. PRESUPUESTO PARA LOS ENSAYOS DE AVANCE MECANIZADO.....	84
6.1 Ingeniería, selección, maquinaria y servicios.....	85
6.2 Gastos en mina (A cargo de las Empresas)..	86
6.3 Presupuesto total.....	87
ANEXO I	88

1. INTRODUCCION

Este trabajo recoge las actuaciones desarrolladas en el proyecto sobre "PREPARACION DE GALERIAS EN ROCA Y CARBON", realizado al amparo del PLAN ENERGETICO NACIONAL.

En este informe se resumen los trabajos realizados que afectan a la mejora en el uso de los explosivos, y a la posibilidad de aplicar los minadores continuos en el avance de galerías en la minería española del carbón.

Para el primer tema se contó con la colaboración de la Empresa Unión Explosivos Río Tinto, S.A., cuyo trabajo se compendia en el Tomo II:

- Estudio sobre las mejoras en el empleo de los explosivos, tanto en su efectividad como en la seguridad.

El segundo tema se realizó con la colaboración de AITEMIN, y corresponde a la elaboración del Tomo III:

- Perfil de una máquina de ataque puntual para avance de galerías en las minas españolas de carbón.

El resumen de estos trabajos comprende este Tomo I, y en él se incluyen como resultados, dos propuestas concretas:

- Una en materia de legislación sobre el uso de explosivos que tienen por objeto facilitar el disparo de las pegas a cualquier hora, sin disminuir las condiciones de seguridad.
- Otra sobre la mecanización de los avances, que se concreta en la realización de dos ensayos de aplicación de estas máquinas en la minería española.

2. ANTECEDENTES

En 1.981 la producción de carbón en España ha sido, sin considerar el lignito pardo, de 21,1 Mt vendibles. Según estimaciones del Ministerio de Industria y Energía (*) el 31% de esta producción se ha obtenido a cielo abierto y, por lo tanto, la producción subterránea de carbón ha sido durante 1.981 de unas 14,5 Mt. vendibles.

En general la densidad de capas de carbón en los yacimientos españoles es baja y por ello es necesario trazar un mayor número de galerías que en otros yacimientos del extranjero. En la situación actual pueden admitirse como válidos unos índices de

9,5 $\frac{\text{mm.}}{\text{t v}}$ para galerías en roca y

12 $\frac{\text{mm.}}{\text{t v}}$ para galerías en carbón.

Con estos datos resulta que en 1.981 se han trazado en la minería subterránea española del carbón del orden de 137 Km. de galerías en roca y 174 Km. de galerías en carbón. Considerando un coste medio de 120.000,- Pts/m. para las galerías en roca y de 105.000,- Pts/m. para las galerías en carbón resulta que anualmente en España se gastan por este concepto unos 34.710,- MPts.

(*) La Minería en España, hoy.
Ministerio de Industria y Energía
Comisaría de la Energía y Recursos Minerales
Dirección General de Minas, Octubre 1.982

En estos momentos resulta aventurado establecer la evolución de la producción de carbón en España ya que por un lado la producción obtenida en 1.981 está próxima a la prevista, en la última revisión del PEN, para 1.985 y por otro lado el propio P.E.N. está en revisión.

En cualquier caso, dada la conveniencia de disminuir las importaciones, parece prudente prever un incremento de la producción subterránea de carbón durante los próximos años; aunque este incremento estará condicionado por la inercia de las explotaciones y por la exigencia de obtener un producto a precios competitivos.

Por todo ello resulta del máximo interés intensificar los esfuerzos conducentes a lograr unos mayores rendimientos en las labores de preparación que, dada la importancia económica de este aspecto, redundarán inmediatamente en unos costes finales más competitivos.

2.1 SITUACION ACTUAL DEL AVANCE DE GALERIAS EN LA MINERIA ESPAÑOLA DEL CARBON.

En general en la minería española del carbón el avance de galerías se efectúa con el siguiente equipo:

- Arranque: Perforación con martillos de 23 Kg. de peso accionados por aire comprimido y con empujador de columna.

- Cargue: Pala de descarga hacia atrás, accionada por aire comprimido, con capacidad de cuchara de 230 litros.
- Transporte del escombros: Mediante vagones de unos 1.000 litros arrastrados por locomotoras de acumuladores hasta las proximidades del frente y, en los últimos metros, por cabrestantes neumáticos o la propia pala cargadora del frente de avance.
- Sostenimientos: cuadros metálicos, deslizantes o rígidos, fabricados con perfiles ligeros.
- Ventilación: Turbina accionada por aire comprimido.

Consecuentemente con los medios tecnológicos empleados los resultados obtenidos son bastante pobres ya que, por término medio, los avances obtenidos son del orden de 1 metro por relevo de trabajo empleándose en ello una pareja de barrenistas más el personal necesario para realizar los servicios auxiliares, como tuberos y camineros.

2.2. ACCIONES PARA MEJORAR LOS RENDIMIENTOS EN LOS AVANCES DE GALERIAS EN LA MINERIA ESPAÑOLA DEL CARBON.

En el momento actual parece que las acciones que deban tomarse para mejorar los avances de galerías en la minería española del carbón deben estar dirigidas a potenciar la mecanización, empleando tecnología más moderna que esté

accionada por energía eléctrica o electro-hidráulica en vez de utilizar la tradicional energía a base de aire comprimido que, además de tener un rendimiento extraordinariamente bajo, impide el empleo de potencias elevadas en los frentes de avance. Paralelamente a esta renovación tecnológica hay que allanar las trabas que impidan un grado de utilización acorde con la mayor inversión que será preciso realizar en cada frente de avance.

También habrá que profundizar en el conocimiento de las propiedades mecánicas de los terrenos de tal forma que el sostenimiento de las galerías, que es una parte importante del ciclo de avance, se realice utilizando los elementos de fortificación más apropiados a las características mecánicas de los macizos rocosos.

Para ilustrar las posibles acciones a emprender, el marco en que se mueven los avances de galerías en la minería europea del carbón puede perfilarse de la siguiente forma:

- Arranque : Mediante minadores continuos de brazo, fundamentalmente aunque también a sección completa, con martillos hidráulicos de impacto o perforación mediante martillos electro-hidráulicos sobre yumbos.

- Cargue : Mediante un sistema mecánico incorporado a las máquinas de avance o por medio de palas cargadoras electro-hidráulicas de gran capacidad.

- Transporte : En general el transporte es continuo mediante transportadores o cintas y, eventualmente, en vagones de gran capacidad.
- Sostenimiento : Mediante cuadros metálicos de perfiles pesados y, aisladamente, mediante bulones de anclaje repartido.
- Ventilación : Turbinas accionadas electricamente.

La menor sección de las galerías que se excavan en España respecto a las habituales en otros países mineros, ha supuesto un freno importante a la mecanización. Sin embargo hoy la sección media de las galerías en España es de unos 9 m.² que, aun siendo inferior a lo habitual en otros países europeos, permite la adopción de nueva tecnología y, sobre todo, no debe suponer un freno importante para la sustitución del aire comprimido como energía fundamental.

Este proyecto se ha desarrollado fundamentalmente en aspectos tecnológicos relacionados con la mejora en el empleo de explosivos y la posible utilización de los minadores continuos.

3. TRABAJOS REALIZADOS EN MATERIA DE MEJORA DEL AVANCE CON EXPLOSIVOS.

En el momento actual la gran mayoría de las galerías realizadas en las minas españolas de carbón se avanzan con

la ayuda de explosivos y por ello la primera parte de este proyecto se ha dirigido al estudio de las medidas que pueden adoptarse para mejorar los resultados obtenidos con el empleo de explosivos.

En este sentido uno de los inconvenientes más graves que plantea el uso de explosivos es la obligatoriedad "de dar las pegas a horas en que no esté el personal en el interior" conforme se indica en el Artículo 32 del vigente Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica. Este aspecto limita sensiblemente la posibilidad de aumentar notablemente los rendimientos en los frentes avanzados con explosivos ya que en el caso de que se produzca un retraso en cualquiera de los trabajos del ciclo necesariamente se perderá la pega al tener la obligación de disparar a un tiempo predeterminado.

En el Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica que se encuentra en revisión se ha modificado esta obligación ya que en el Artículo 41 se dice que "En los trabajos subterráneos, las pegas se darán ordinariamente a horas preestablecidas. No obstante, a petición razonada de la Dirección Facultativa, la Delegación Provincial podrá autorizar condiciones distintas de disparo".

Esta nueva propuesta de redacción del Artículo 41 del R.P.M.M. aunque es menos restrictiva que la del artículo 32 del vigente R.P.M.M. todavía coarta notablemente la posibilidad de mejorar los rendimientos en los frentes avanzados

con explosivos. Por ello los primeros trabajos de este proyecto de investigación se dirigieron a esclarecer los parámetros que condicionan el uso del explosivo en materia de seguridad con objeto de proponer unas condiciones de trabajo en las cuales fuera factible el disparo de las pegas con personal en la mina. Estas condiciones podrían servir de base para conceder las autorizaciones necesarias o, incluso, para modificar la redacción de la propuesta actual del Artículo 42 del R.P.M.M.

3.1 FACTORES RELACIONADOS CON LA SEGURIDAD DE LOS EXPLOSIVOS.

El grisú es una mezcla de metano y aire en proporciones variables, en la que normalmente aparecen otros gases, tales como anhídrico carbónico, nitrógeno, hidrógeno, etc., aunque en porcentajes muy pequeños.

Es un gas inodoro, más ligero que el aire y no tiene efectos tóxicos sobre el organismo. Se presenta en las minas de carbón de forma continuada y uniforme en el frente, a través de fallas o roturas en el carbón o de una forma instantánea asociado a proyecciones de grandes cantidades de carbón. Por sus consecuencias, esta última forma de presentarse es la más peligrosa.

El metano que es un gas combustible forma en el aire mezclas inflamables. El riesgo de explosión de las mezclas metano-aire se puede determinar a partir del conocido triángulo de Coward, que se representa en la figura nº 1 en condiciones de presión atmosférica.

DIAGRAMA DE EXPLOSION DE MEZCLAS GASEOSAS
Diagrama estandar.

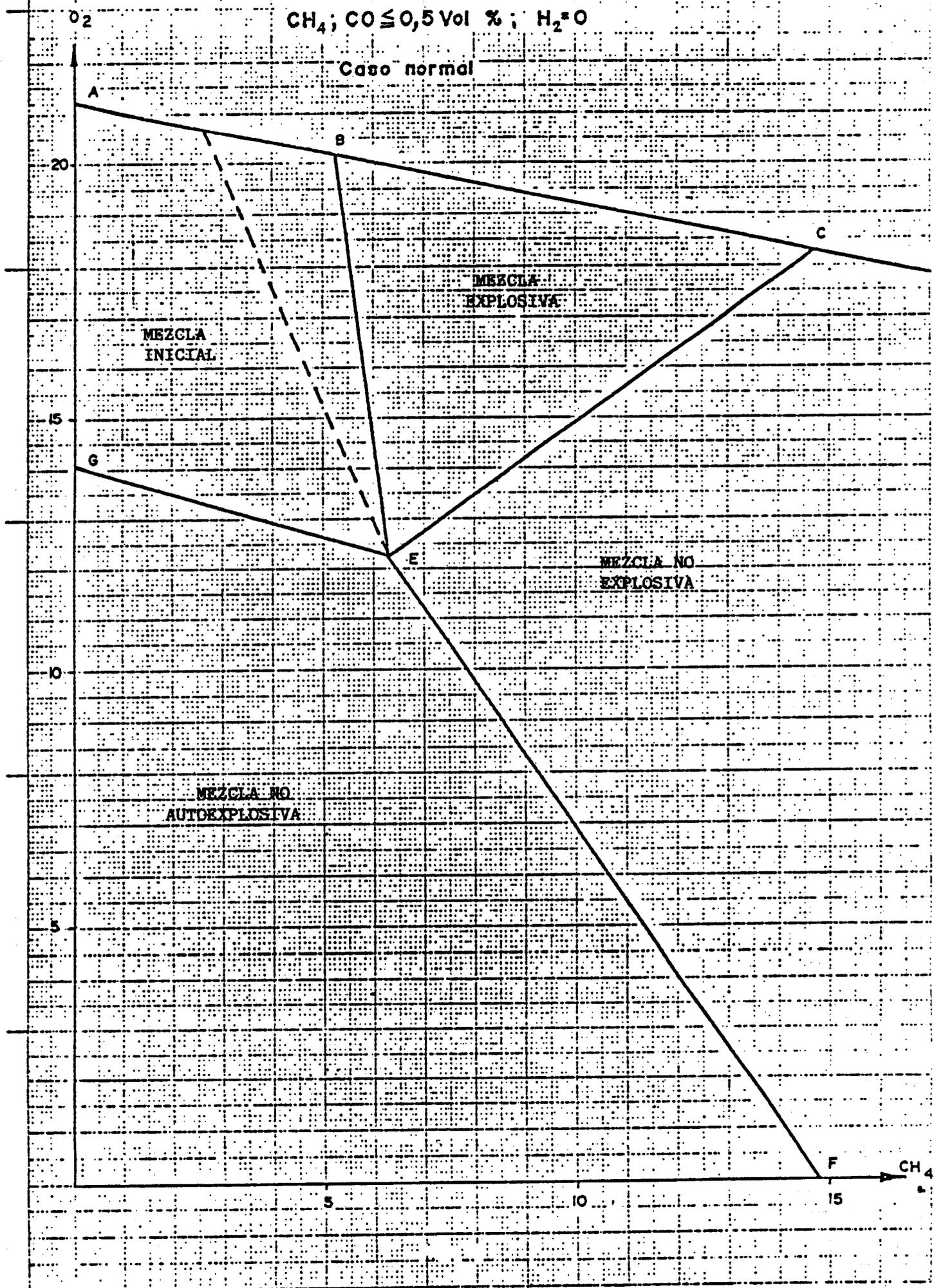


Fig. Nº 1.- Diagrama de COWARD para el grisú.

También se ha observado que para inflamar el grisú era necesario mantenerlo por encima de su temperatura de inflamación un cierto tiempo ("retardo a la inflamación") que es función de la temperatura y de la presión de gas.

Así se ha determinado que el tiempo necesario para la inflamación del metano, a distintas temperaturas puede ser el siguiente:

- A 650°C algunos segundos.
- A 600°C algunos minutos.
- A 500°C algunas horas.

Como veremos más adelante, en esta peculiar característica se basaron en un principio para fabricar los llamados explosivos "explosivos de seguridad".

3.1.1 Causas de inflamación del grisú por explosivos.

De lo visto anteriormente parece lógico que el incremento de la temperatura sea el agente causante de una inflamación de grisú, aunque en el estado actual de conocimiento se ha determinado que existen otros agentes iniciadores de la inflamación.

Por otro lado hay muchas causas que pueden producir un incremento adecuado de temperatura para la inflamación y hay que decir que no son independientes, sino que se inter-

fieren, de manera que la inflamación del grisú suele resultar de la combinación de varios factores, que a continuación enumeraremos:

- a/ Gases calientes de la explosión, que se mezclan con la atmósfera con aporte de calor.
- b/ Llamas proyectadas por la boca del barreno, que ponen de manifiesto la continuación de reacciones retardadas en el exterior del barreno y que son altamente exotérmicas.
- c/ Partículas incandescentes que se proyectan al exterior del barreno.
- d/ Onda de detonación que se propaga a través de la atmósfera grisúosa y la caliente al comprimirla adiabáticamente.
- e/ Llama que acompaña a la onda de detonación y en la que se desarrolla una temperatura elevada. Este factor no es demasiado importante, salvo cuando al explosivo detona al aire libre.

3.1.2 Factores que modifican la inflamación del grisú.

Anteriormente se han visto las causas que producen la inflamación del grisú; sin embargo hay una serie de factores internos y externos al propio explosivo que hacen variar las condiciones de inflamabilidad. Conviene conocerlos para

optimizar, de este modo, el empleo de los explosivos en atmósferas grisuosas:

- a/ Agentes inhibidores de la inflamación, que hacen que la inflamación sea más difícil. Esta acción se consigue con ciertas sustancias sólidas en suspensión tanto más eficaces cuanto menor es su diámetro. Algunas de estas sustancias inhibidoras pueden ser: compuestos alcalinos-halogenados, sales hidratadas, derivados organo-sódicos, etc...
- b/ Velocidad de detonación. Se considera que una alta velocidad de detonación va unida a una mayor probabilidad de inflamación del grisú por explosivos.
- c/ Confinamiento del explosivo. Un buen retacado garantiza la realización completa de todas las reacciones secundarias y disminuye la cantidad de partículas incandescentes que se proyectan fuera del barreno.
- d/ Cebado. El cebado posterior parece que puede dar una frecuencia mayor de inflamación, aunque por otra parte presenta claras ventajas con respecto al anterior, en el caso de disparos con retardo de tiempo.
- e/ Densidad el explosivo. El uso de explosivos de baja densidad reduce la posibilidad de inflamación del grisú. Este concepto va asociado al de co-volumen y a la completa realización de la reacción de explosión al paso de la onda de choque.

3.1.3 Polvo de carbón.

Las explosiones de polvo de carbón son mucho más peligrosas que la deflagración del grisú, aunque en general, las nubes de polvo del carbón son más difíciles de inflamar por un explosivo que las mezcla de aire-metano. Sin embargo; apuntaremos algunos factores que intervienen en esta inflamabilidad:

- a/ Contenido en volátiles. La inflamabilidad va creciendo con el contenido en volátiles del carbón hasta que estos llegan al 20-26%. Por encima no hay aumento del riesgo, aunque a veces si hay una ligera disminución.
- b/ Granulometría. Evidentemente la inflamabilidad de los polvos de carbón aumenta con su finura.
- c/ Concentración. La inflamabilidad crece con el aumento de la concentración de polvo hasta un máximo, a partir del cual disminuye.
- d/ Estéril y humedad. Estos factores absorben parte del calor emitido, bajando la temperatura de la llama y frenando el calentamiento de las partículas de carbón. El agua posee una eficacia 4 o 10 veces superior que el estéril. En general un contenido en humedad del 50% puede ser considerado como un margen de seguridad suficiente.
- e/ Grisú. Cuando la atmósfera polvorienta presenta grisú, aumenta el riesgo de inflamabilidad.

3.1.4 Explosivos de seguridad.

La utilización de explosivos en minas de carbón, en muchos casos en atmósferas potencialmente explosivas, ha obligado a poner a punto explosivos con un comportamiento muy seguro ante las posibles inflamaciones del grisú.

La evolución ha sido lenta y difícil, sin embargo en la actualidad se han conseguido unos explosivos denominados de seguridad cuyo comportamiento es aceptable ante el riesgo que se plantea.

La evolución tecnológica de los explosivos de seguridad se ha apoyado en los siguientes aspectos:

- Reducción de la temperatura de explosión.
- Descubrimiento de la acción favorable del nitrato amónico y de la homogenización de los ingredientes, así como de su granulometría.
- Experimentación en galerías de ensayos.
- Descubrimiento de ciertas sustancias inertes, inhibidores, al ser volatilizadas por el calor de explosión.
- Necesidad de conseguir que las reacciones se produzcan completamente en el barrenado, para lo cual es preciso un adecuado balance de oxígeno y un buen retacado.

Sin embargo se descubre que la seguridad generalmente va reñida con la potencia y por ello se tiende a disminuir la cantidad de sensibilizador (nitroglicerina). Además cuanto más seguro es el explosivo, es decir, con más proporción de

inhibidor, más riesgo existe de deflagración y de envejecimiento debido a la gran higroscopicidad de sus componentes. De todas formas estos problemas pueden ser resueltos con la utilización de inhibidores previamente aglomerados que se desintegran en la detonación y con los explosivos de intercambio iónico.

En el cuadro I mostramos los explosivos de seguridad fabricados en España con sus características más importantes.

Clase de explosivo	Nombre Comercial	Potencia relativa %	Densidad de encartuchado g/cm^3	Velocidad de detonación m/s	Energía específica Kgm/kg.	Resistencia al agua
ROCA	Expl. seg. 2 bis	68	1,35	4000	72.170	Buena
CAPA	Expl. seg. 9	45	1,50	4500	49.150	Excelente
	Expl. seg. 12	55	1,01	2500	58.310	Mala
CAPA DE SEGURIDAD REFORZADA	Expl. seg. 20SR.	40	1,15	2500	36.650	Mala
	Expl. seg. 30 SR	37	1,10	2.000	30.190	Mala

CUADRO I.- Características de los explosivos de seguridad españoles.

3.1 5 Explosivos de intercambio iónico.

A diferencia del concepto normalmente seguido en los explosivos de Seguridad Capa o Reforzada, constituidos a base de una sustancia explosiva sensibilizante (nitroglicerina), oxidantes (nitrato amónico), combustibles (celulosa) e inhibidores (cloruro sódico), los explosivos de Intercambio Iónico están formados por un pequeño porcentaje de sensibilizador (nitroglicerina) del orden del 10-11%, un combustible y una mezcla de nitrato sódico y cloruro amónico cuya reacción, en el momento de la explosión, produce el oxidante y el inhibidor en estado naciente por lo que son extremadamente activos.

A fin de mejorar la resistencia a la humedad y disminuir la tendencia al rápido envejecimiento se les puede añadir algún agente hidrófugo. Estos explosivos son altamente seguros y eliminan algunos inconvenientes de los explosivos de seguridad convencionales.

3.1.6 Acciones de mejora de la seguridad de los explosivos.

El minero que debe utilizar explosivos, y en particular el que debe utilizar explosivos de seguridad, puede tomar diversas medidas para mantener o aumentar la seguridad del explosivo.

Estas medidas estarán, en unos casos, impuestas por la propia legislación vigente; y en otros casos serán opcionales y consistirán en el empleo de ciertos elementos que mejoran la seguridad.

Las medidas opcionales han quedado esbozadas en los apartados precedentes; pero entre todas ellas la más importante es la correcta realización del retacado y por ello a continuación se hace alguna referencia al empleo de tacos a base de cloruro sódico y de gelatina acuosa.

Estos últimos son los que más ventajas presentaban y son los siguientes:

- Efecto de fijación del polvo producido en la voladura.
- Mejora de humos.
- Buena adherencia del relleno y perfecto llenado del barrenos.
- No crean cargas electrostáticas, ni deterioran los hilos del detonador.
- Facilidad de colocación.
- Incrementan la seguridad ante el grisú y polvo de carbón.

3.2 EFECTOS Y CONTROL DE LOS GASES PRODUCIDOS EN LAS VOLADURAS.

Las voladuras con explosivos en labores subterráneas producen "tapones" de humo que permanecen en el interior

durante un tiempo variable. Estos tapones están constituidos por una masa gaseosa que contiene en suspensión polvo, gotículas líquidas y una cierta cantidad de gases nocivos además de los componentes normales de la atmósfera.

En los apartados siguientes se presentará el problema de la toxicidad de los gases y se analizarán los parámetros sobre los cuales, en el estado actual de conocimientos, se puede actuar para disminuir la concentración de estos gases nocivos en la atmósfera de la mina.

3.2.1 Gases nocivos desprendidos en la explosión.

Dentro de los gases nocivos que se desprenden en la explosión, los más importantes son: el monóxido de carbono, anhídrido carbónico y los vapores nitrosos.

3.2.1.1 Monóxido de carbono.

Es el resultado de oxidar carbono en atmósferas deficientes de oxígeno. Es un gas tóxico que sustituye al oxígeno en la hemoglobina de la sangre.

Su toxicidad depende de la concentración y del tiempo de exposición de la persona al mismo. Se puede definir el índice de toxicidad como $T = c \times t$ expresando c en milésimas y t en segundos.

Henderson y Haggard admiten los criterios, contenidos en el Cuadro II, para evaluar la toxicidad de CO.

Indice de toxicidad	Efectos
T = 2160	Efectos apenas perceptibles
T = 3240	Dolores de cabeza y molestias
T = 5400	Riesgo mortal

Cuadro II.- Criterios de toxicidad del CO.

En este cuadro III se presentan los grados de intoxicación que producen el CO en la persona humana en función del tiempo de exposición y de la concentración.

Concentración de CO (p.p.m.)	Efectos
< 100	Soportable durante algunas horas
400 a 500	Soportable durante 1 hora sin consecuencias
600 a 700	Después de 1 hora se empiezan a notar síntomas
1.000 a 1.200	Concentración que después de estar 1 hora expuesto a ella da sensación desagradable pero sin señales de intoxicación.
1.500 a 2.000	Concentración peligrosa después de una hora de exposición.
4.000 <	Concentración mortal en menos de 1 hora

Cuadro III.- Efectos de la exposición al CO.

3.2.1.2 Anhidrido carbónico.

La toxicidad del CO₂ es muy débil y su efecto es asfisiante por anoxia. En el Cuadro IV se presentan los efectos producidos en el cuerpo humano según Lehman y Heiss.

CONCENTRACIONES		EFECTOS
mg/l	p.p.m.	
10	5.500	Se soportan durante 6 horas sin síntomas.
20 - 30	11.000 - 16.700	Valor límite para varias horas sin síntomas.
60 - 70	33.500 - 39.000	Se soportan de 30 a 60 minutos sin síntomas graves. La lámpara de la ma empieza a apagarse.
60 - 80	33.500 - 44.500	Posibles consecuencias graves después de 30 a 60 minutos de exposición. Respiración laboriosa.
90 - 120	30.000 - 67.000	Consecuencias mortales después de 30 a 60 minutos de exposición. La lámpara se apaga.
	6,7% - 20%	Sólo soportables algunos minutos. Puede producirse estado comatoso.
	20% - 25%	Muerte en algunos segundos.

Cuadro IV.- Efectos de la exposición al CO₂

3.2.1.3 Gases nitrosos.

El más peligroso es el peróxido de nitrógeno (NO_2) por su acción corrosiva sobre las vías respiratorias ya que reacciona con el líquido de la superficie de los alveolos pulmonares formando ácido nítrico, que ataca los tejidos. Otro gas nitroso que se forma en la explosión es el óxido nitroso (NO) aunque es bastante menos peligroso que el NO_2 .

En algunas ocasiones se evalúa conjuntamente la toxicidad de los dos gases nitrosos citados refiriéndose al compuesto genérico NO_x . En el cuadro V se muestran los efectos de la exposición del ser humano a la acción de los gases nitrosos.

Concentraciones p.p.m.	Efectos
< 20	Inofensivo
20 - 40	Soportable durante un tiempo prolongado.
40 - 62	Molestias en la garganta
62 - 80	Se puede soportar sin daño durante 3 horas.
80 - 100	Tos, expectoración.
100 - 150	Dosis peligrosa, incluso para un tiempo de exposición muy corto.
150 - 275	Dosis mortal después de un tiempo de exposición muy corto.

Cuadro V.- Efectos de las concentraciones de gases Nitrosos (NO_x) sobre los seres humanos.

3.2.2 Indices de tolerancia.

En los apartados anteriores se ha evaluado la toxicidad de los gases desprendidos en las explosiones y se ha evidenciado que la permanencia en una atmósfera de este tipo puede provocar trastornos e incluso la muerte de las personas si se sobrepasan determinadas concentraciones.

Con vistas a resolver este tipo de problemas que se presentan normalmente en las minas, resulta imprescindible fijar unos índices que expresen las concentraciones de estas sustancias en el aire, por debajo de las cuales las personas puedan trabajar, día tras día, sin sufrir efectos adversos.

3.2.2.1 Indices T.L.V.

Los valores límites de tolerancia son elaborados, anualmente por la AMERICAN CONFERENCE OF GOVERNMENTAL INDUSTRIAL HYGIENISTS. Existen tres tipos de índices T.L.V. según se indica a continuación.

a/ T.L.V. - Media ponderada en el tiempo (T.L.V.-T.V.A.).

Concentración media ponderada en el tiempo, para una jornada de 8 horas diarias y 40 horas semanales, a la cual la mayoría de trabajadores puede estar expuesta día tras día sin sufrir efectos negativos.

b/ T.L.V.- Límite de exposición para cortos periodos de tiempo (T.L.V. - S.T.E.L.).

El S.T.E.L. se considera como la máxima concentración permitida o techo, que no debe ser rebasada en ningún momento durante un período de 15 minutos.

c/ T.L.V.- Valor techo (T.L.V. - C.).

Es la concentración que no debería ser sobrepasada en ningún instante.

Se considera que existe un riesgo potencial derivado de la exposición a una determinada sustancia cuando se sobrepasa uno cualquiera de los tres tipos de T.L.V. Esto no es absolutamente cierto si se utiliza el índice T.W.A. que por tratarse de una media ponderal en el tiempo permite desviaciones de los valores prefijados si estos van acompañados de desviaciones en sentido opuesto durante la misma jornada de trabajo. Para sustancias que tienen efectos agudos parece más conveniente realizar el control con el T.L.V. - "C".

Los valores T.L.V. para los gases presentes en las voladuras son los indicados en el Cuadro VI.

	T.W.A.		S.T.E.L.	
	P.P.M.	mg/m ³	P.P.M.	mg/m ³
CO ₂	5000	9000	15.000	18.000
CO	50	55	400	440
NO ₂	5 (3)*	9 (5)*	(5)*	(10)*
NO	25	30	35	45

(Los valores marcados con * son los propuestos más recientemente.)

Cuadro VI.- Indices T.L.V. para los gases de la voladura.

3.2.2.2 Indices M.A.C.

Los valores M.A.C. definen las concentraciones de gas, vapor o materia pulverulenta en el aire que, de acuerdo con los conocimientos actuales, no llega a ser dañina en general para las personas que en el lugar de trabajo, aún sometidos a su acción durante largo tiempo, por término medio 8 horas diarias, dentro de un total de 48 horas semanales. El valor M.A.C. no permite sacar conclusiones sobre la peligrosidad o inocuidad del efecto de concentraciones más altas durante un corto tiempo. Los valores M.A.C. no son, por lo tanto, valores de validez general; su utilización a otros tiempos de exposición más corto no es admisible.

En lo que se refiere a los gases tóxicos aquí estudiados, los índices M.A.C. son los siguientes:

Anhídrico carbónico (CO ₂).....	5000 p.p.m.
Monóxido de carbono (CO).....	50 p.p.m.
Vapores nitrosos (NO + NO ₂).....	20 p.p.m.
Peróxido de nitrógeno (NO ₂).....	5 p.p.m.

En el caso de España la O.M.I. de 7-7-61 limita a pie de tajo el contenido en CO a 20 p.p.m., el CO₂ a 0,5% y el NO₂ a 5 p.p.m.

3.2.3 Tapón de humos en las voladuras subterráneas.

Los humos producidos en las voladuras subterráneas constituyen lo que se denomina un "tapón" en la galería donde se da la pega. A continuación se resúmen los conocimientos actuales relativos a su formación y a su posterior dilución.

3.2.3.1 Tapón en un fondo de saco sin ventilación.

La formación del tapón dura de 5 a 10 minutos después de la pega. El frente de humos avanza a una velocidad de unos 5-8 m/min. hasta una longitud del orden de 50 m. momento en el cual se detiene bruscamente. La concentración de gases es máxima tanto en el frente de trabajo como en el frente de avance del tapón.

Una vez formado el tapón, las cantidades medias de los gases decrecen desde el frente hasta el extremo del tapón, pero se observa una importante cresta en las proximidades de dicho punto.

3.2.3.2 Tapón en un fondo de saco con ventilación.

Si la ventilación es soplante el tapón se formará rápidamente y la máxima concentración se producirá en el frente. La longitud del tapón variará en relación directa con la distancia de la tubería al frente. Si la ventilación es aspirante; ayudada por otra de corta longitud soplando en el frente; el tapón inicial se extiende rápidamente hasta alcanzar la cola de la instalación soplante.

3.2.4 Evolución del tapón de humos.

En las figuras 2 a 5 se pueden ver las evoluciones en el tiempo de las concentraciones de CO y la mezcla de vapores nitrosos, en el caso de explosionar 100 gr. de diversos explosivos según el balance de oxígeno. La primera observación que puede hacerse es la gran estabilidad de los gases de CO en función del tiempo, lo que se traduce en una mayor peligrosidad, incluso después de un periodo de tiempo importante, en el caso de que este gas se quede ocluido. Por el contrario, los vapores nitrosos, tan graves para el organismo, disminuyen su concentración hasta valores por debajo del umbral de toxicidad en un período de tiempo relativamente pequeño.

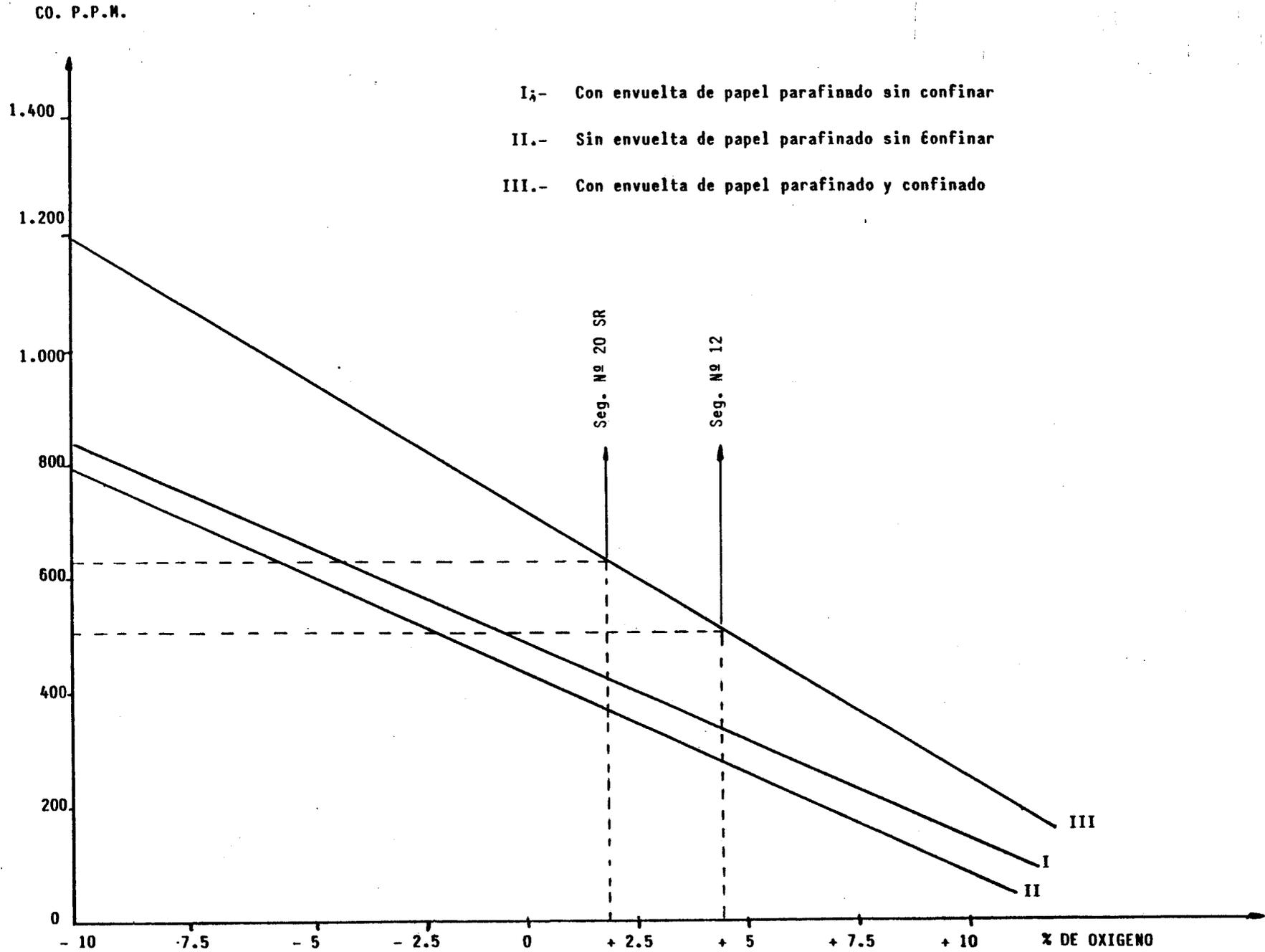


Fig. No 7. Variación de la concentración de CO en los productos.

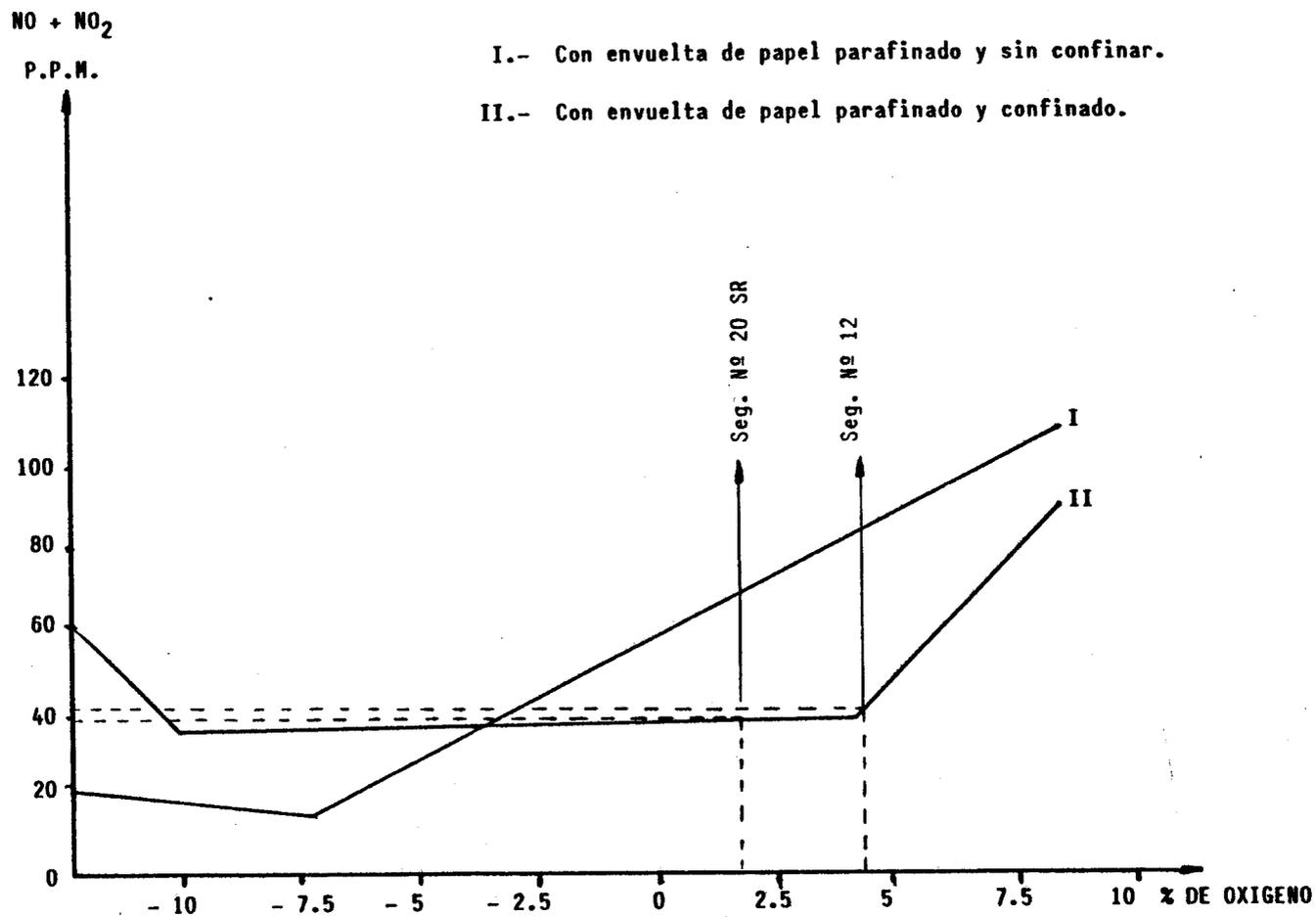


Fig. Nº 3.- Variación de la concentración de NO_x en explosivos pulverulentos.

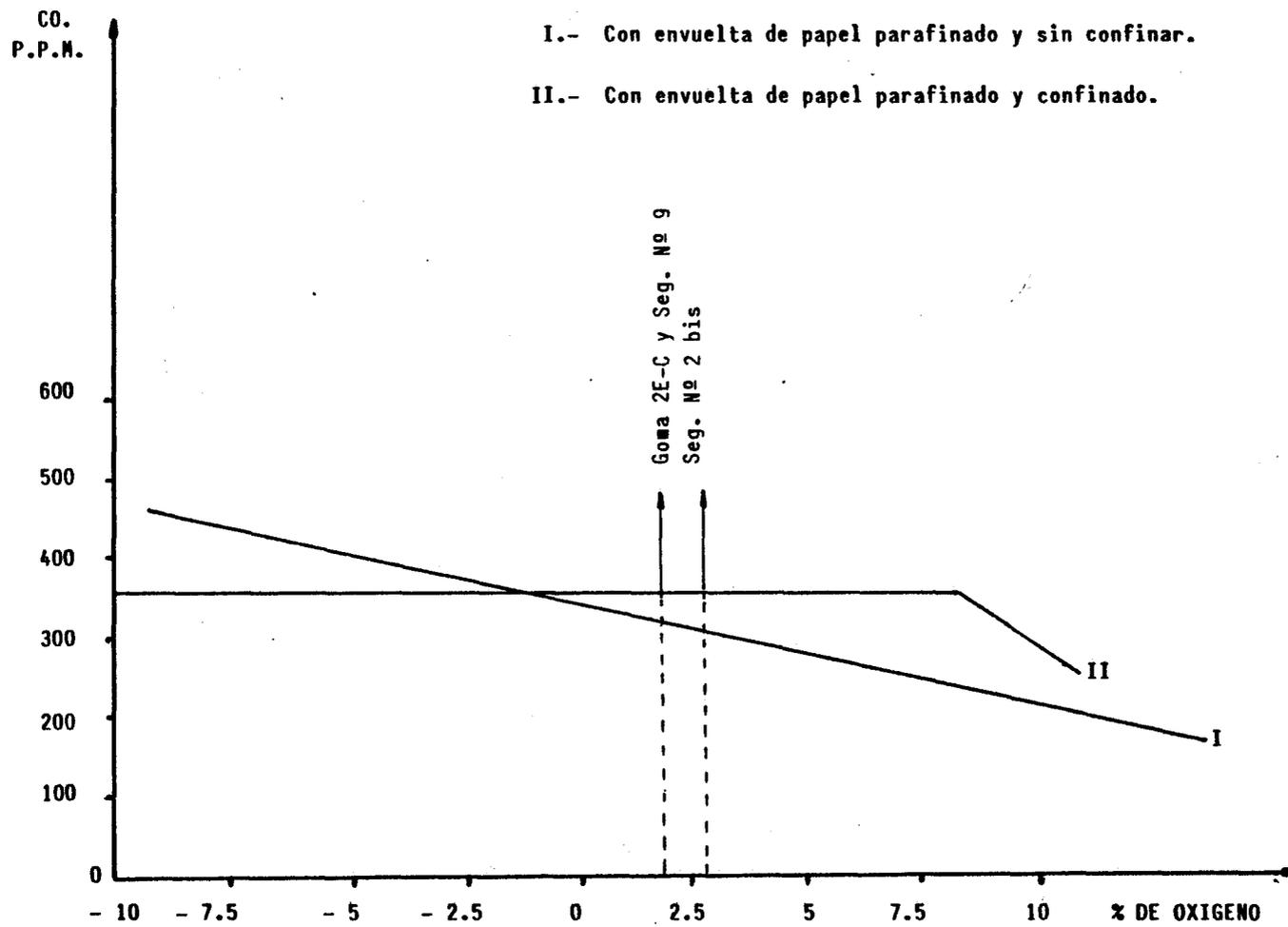


Fig. No 4.- Variación de la concentración de CO en explosivos gelatinosos.

I.- Con envuelta de papel parafinado y sin confinar.

II.- Con envuelta de papel parafinado y confinado.

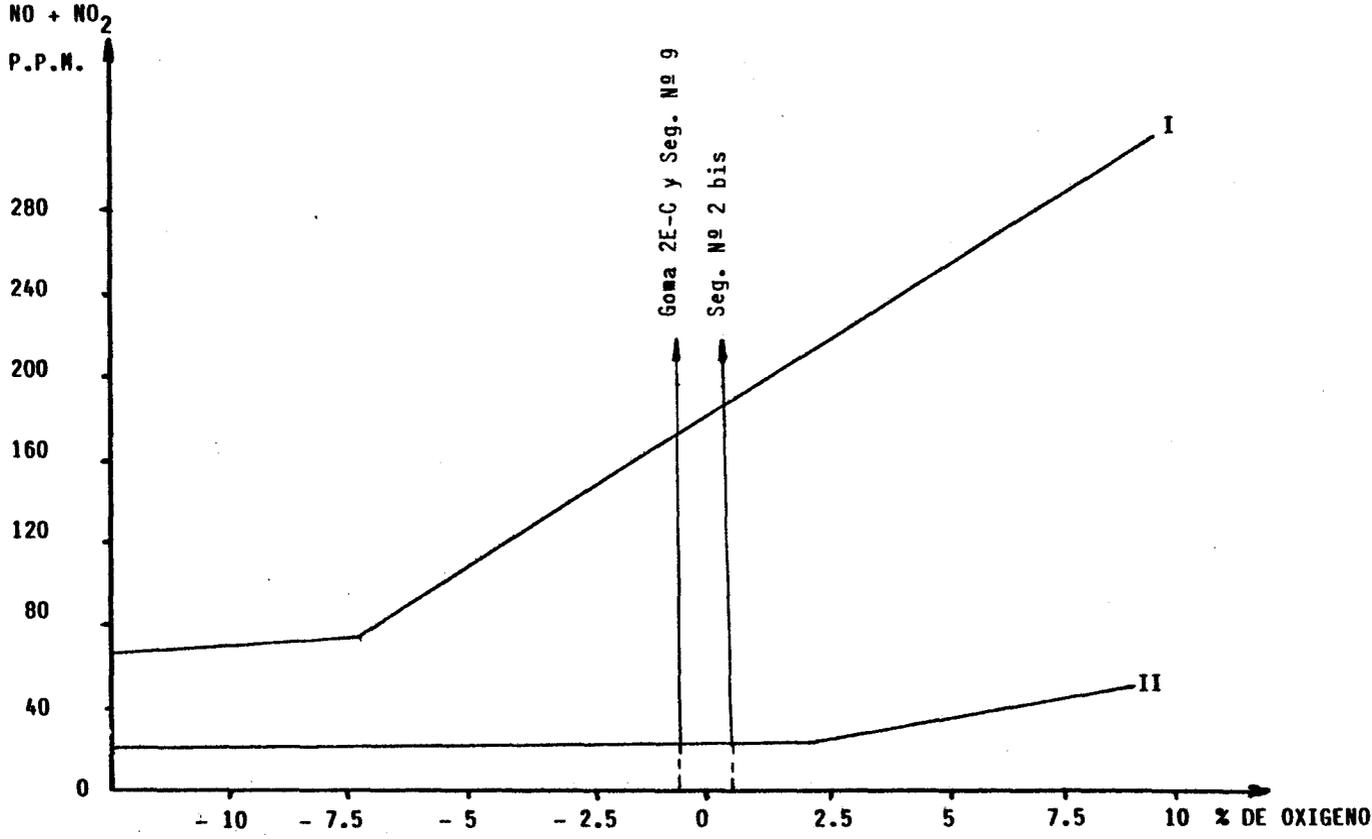


Fig. Nº 5.- Variación de la concentración de NO_x en explosivos gelatinosos.

De los ensayos realizados se puede deducir que los contenidos en vapores nocivos en el tapón decrecen exponencialmente y la característica de la exponencial es más fuerte si:

- La superficie es más grande (es decir si la galería es de mayor sección).
- La presión total es más débil (por tanto, interesarán ventilaciones aspirantes).
- Si hay gran diferencia de temperatura y presión de una parte a otra de la superficie de contacto (con un motor trabajando en el frente o cualquier otra frente de calor, el tapón se disipa más rápidamente).

3.2.5 Medidas para disminuir la concentración de los gases nocivos.

Es evidente que tanto por la seguridad del personal como por la propia marcha de la operación minera, interesa reducir la concentración de gases nocivos producidos en la voladura. Para ello se puede actuar en dos sentidos: por una parte se tratará de producir la menor concentración posible y por otra eliminarlos tan rápido como se pueda.

3.2.5.1 Influencia del balance de oxígeno.

El contenido en monóxido de carbono de los gases de explosión varía linealmente con el balance de oxígeno y va disminuyendo a medida que este último se va haciendo posi-

tivo, si bien siempre se produce CO en los gases de explosión incluso para balances de oxígeno extraordinariamente elevados (+ 10%).

El contenido en óxido de nitrógeno varía linealmente con el balance de oxígeno, aumentando al irse haciéndose éste más positivo. Sin embargo siempre se producen óxidos de nitrógeno aún en el caso de que los explosivos tengan un balance de oxígeno extraordinariamente negativo (- 10%).

En el cuadro VII se muestran los balances de oxígeno de los distintos tipos de explosivos actualmente comercializados.

TIPOS DE EXPLOSIVOS (DENOMINACION CATALOGO)	BALANCE DE OXIGENO % EN PESO
GOMA 1 E-D	+ 1,63
GOMA 2 E-C	+ 2,1
GOMA 1 E-AGV	+ 3,2
GOMA 2-BD	+ 2,41
AMONITA 2-I	+ 2,21
LIGAMITA 1	+ 2
SABULITA 0	- 1,95
EXPL. SEGURIDAD 2 BIS	+ 2,73
EXPL. SEGURIDAD 9	+ 2,24
EXPL. SEGURIDAD 12	+ 4,6
EXPL. SEGURIDAD 20 SR	+ 2,1
NAGOLITA	+ 0,6
ALNAFO	+ 0,05
NAURITA	+ 1,7
RIOGEL 0	+ 2
RIOGEL 1	- 1
RIOGEL 2	- 2,1

Cuadro VII.- Balance de óxígeno de algunos explosivos.

3.2.5.2 Influencia del tipo de explosivo.

Se puede decir al respecto que los explosivos pulverulentos dan más cantidad de gases de CO que los gelatinosos y la concentración de los mismos disminuye al aumentar el balance de oxígeno. Con respecto a los vapores nitrosos ocurre exactamente lo contrario.

3.2.5.3 Influencia del papel y de la parafina de la envuelta.

Como normalmente el cartucho detona bajo confinamiento es pequeño el exceso de oxígeno existente en el interior de la nube de gases de explosión y esta cantidad es insuficiente para quemar la envuelta de papel. En todo caso, para explosivos con balances de oxígeno muy positivos se producirá un aumento del contenido en CO.

3.2.5.4 Influencia del Confinamiento.

Aunque en este caso tiene una gran importancia el tipo de explosivo, ya que (cuanto más nitroglicerina contenga, más completas serán las reacciones) se puede decir que el contenido de CO aumentará con el grado de confinamiento y con los vapores nitrosos ocurrirá lo contrario.

3.2.5.5 Influencia de la presencia de agua.

En el caso de que exista presencia de agua durante la explosión el contenido en CO aumenta con respecto al que

se obtendría con disparo al aire y el contenido en óxido de nitrógeno disminuye. Sin embargo si el disparo se produce bajo presión de agua el contenido en gases disminuye muy considerablemente situándose por debajo de las concentraciones obtenidas con disparo al aire.

3.2.5.6 Influencia del carbón del frente.

El carácter oxidante o reductor de la roca a volar debe influir en el contenido en gases nocivos. El carbón es un potente reductor y por tanto producirá un aumento de la concentración de CO. Si el disparo se realiza confinado en presencia de carbón los vapores nitrosos deberán disminuir según se ha comentado en el apartado 3.2.5.4.

3.2.5.7 Influencia de la pulverización de agua durante el disparo.

Con la pulverización de agua se trata de crear una "niebla" muy densa que llene totalmente el volumen libre, momentos antes del disparo. El objetivo es disminuir el tiempo de limpieza de humos en el frente y eliminar en parte el polvo que se manifiesta en suspensión durante la carga del escombros.

En las figuras nº 6 y 7 se puede ver la evolución del CO y de los vapores nitrosos con pulverización y sin ella. En ambos casos se puede ver que las concentraciones disminuyen rápidamente llegando mucho antes a los niveles admisibles.

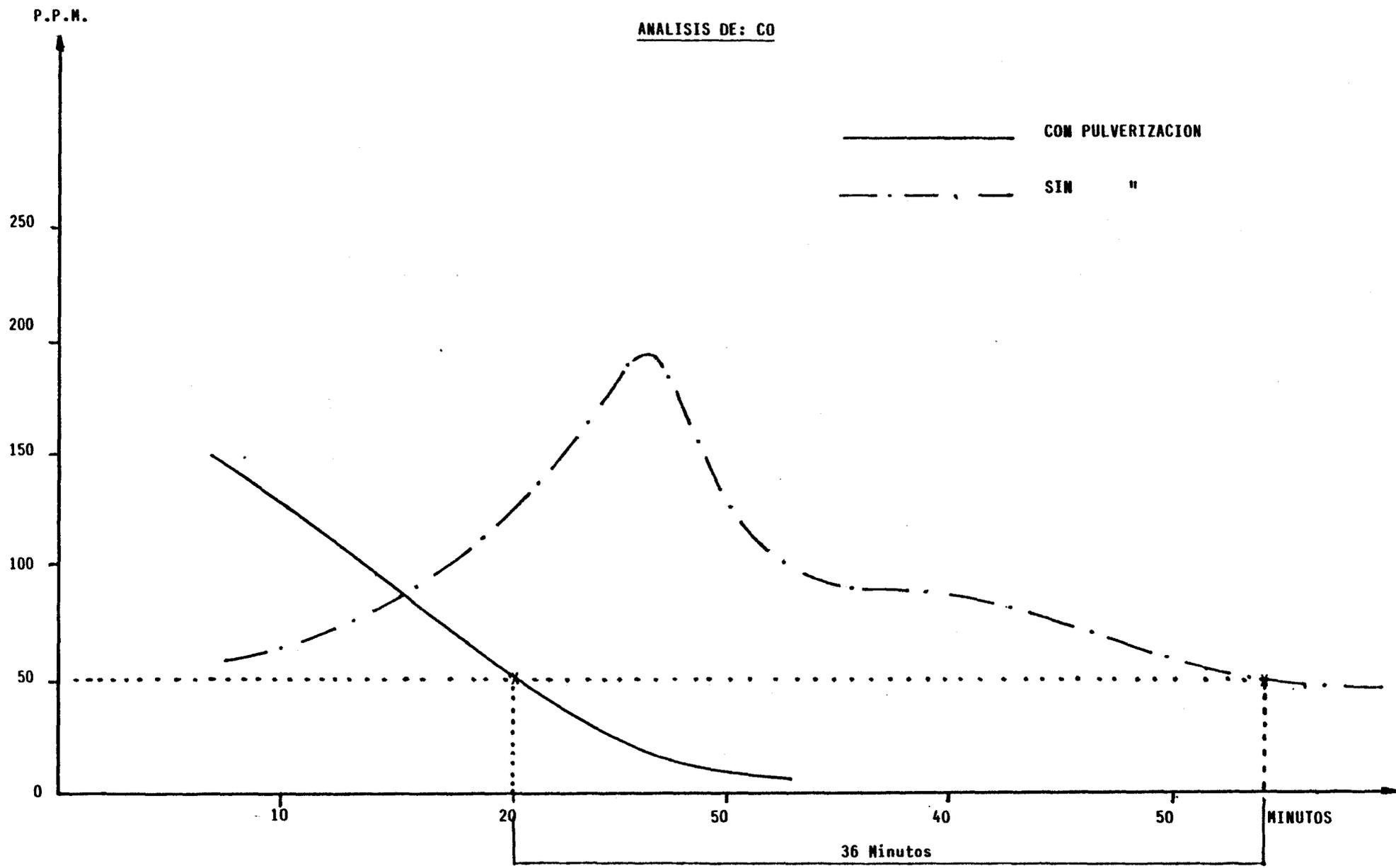


Fig. Nº 6.- Efecto de la pulverización de agua sobre la concentración de CO.

ANALISIS DE NO + NO₂

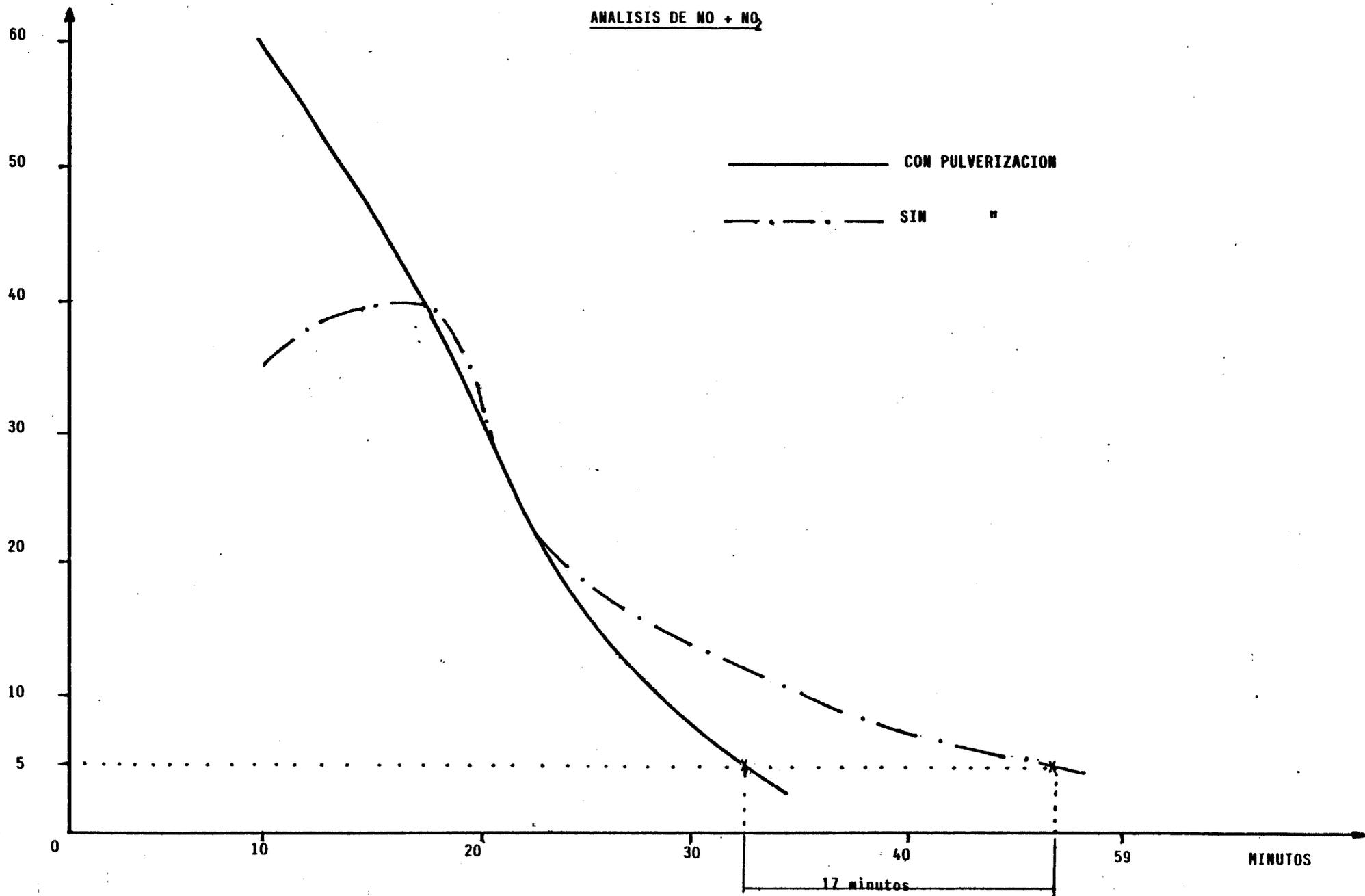


Fig. Nº 7.- Efecto de la pulverización de agua sobre la concentración de NO_x.

En el caso del CO, parece discutible la eficacia del riego de agua debido a la gran estabilidad química del CO en el tiempo, como anteriormente se ha apuntado.

De todas formas se ha comprobado que con el empleo de una "cortina de niebla" durante el disparo, se podría entrar en el frente, por término medio, a los 25 minutos sin peligro. Por el contrario, cuando no se utilizaba la pulverización de agua no se debía acceder al frente hasta aproximadamente 1 hora después del disparo.

El consumo de aire del pulverizador es del orden de 14 l /min., con un consumo total de 1.260 l. para 90 minutos; 15 antes y 75 después de la pega.

Otra consideración importante que se puede hacer es que generalmente los pulverizadores utilizados en las minas son seleccionados arbitrariamente, ya que no existen directrices claras que determinen su elección. Se sabe que la precipitación de partículas de polvo suspendidas en el aire, por medio de gotas de agua, depende de la dimensión, concentración y velocidad de las gotas de agua. Convendría, pues, determinar los parámetros de pulverización, para que los sistemas de rociado alcancen un rendimiento máximo.

3.2.5.8 Influencia del tipo de retacado.

Se han realizado ensayos comparando retacados a base de tacos de gelatina, arcilla y polvo inerte. A la vista de los resultados se puede decir que las diferencias en cuanto a concentraciones de óxidos de nitrógeno y carbono conte-

nidos en los gases son inapreciables entre uno y otro sistema. Sin embargo, en ambos casos el contenido en gases nocivos de los humos de la explosión disminuye más rápidamente hasta quedar por debajo de los valores M.A.C., que en el caso de no emplear retacado.

4. TRABAJOS REALIZADOS SOBRE LA MECANIZACION INTEGRAL DEL AVANCE DE GALERIAS.

Actualmente la mecanización integral de los avances de galerías puede abordarse por dos caminos distintos: el de la integración de máquinas distintas dentro del ciclo de avance para realizar las operaciones necesarias y la utilización de máquinas integrales que puedan realizar ellas mismas el mayor número posible de las operaciones de que se compone el ciclo de avance.

Los trabajos realizados al amparo de este proyecto se han dirigido por el camino de la utilización de máquinas integrales por entender que esta vía es la que ofrece la posibilidad de obtener los más altos rendimientos y los costes más reducidos.

4.1 MAQUINAS INTEGRALES PARA EL AVANCE DE GALERIAS.

Las máquinas más frecuentemente empleadas para mecanizar integralmente los avances de las galerías son los minadores continuos, figura Nº 8, que a través de una cabeza de

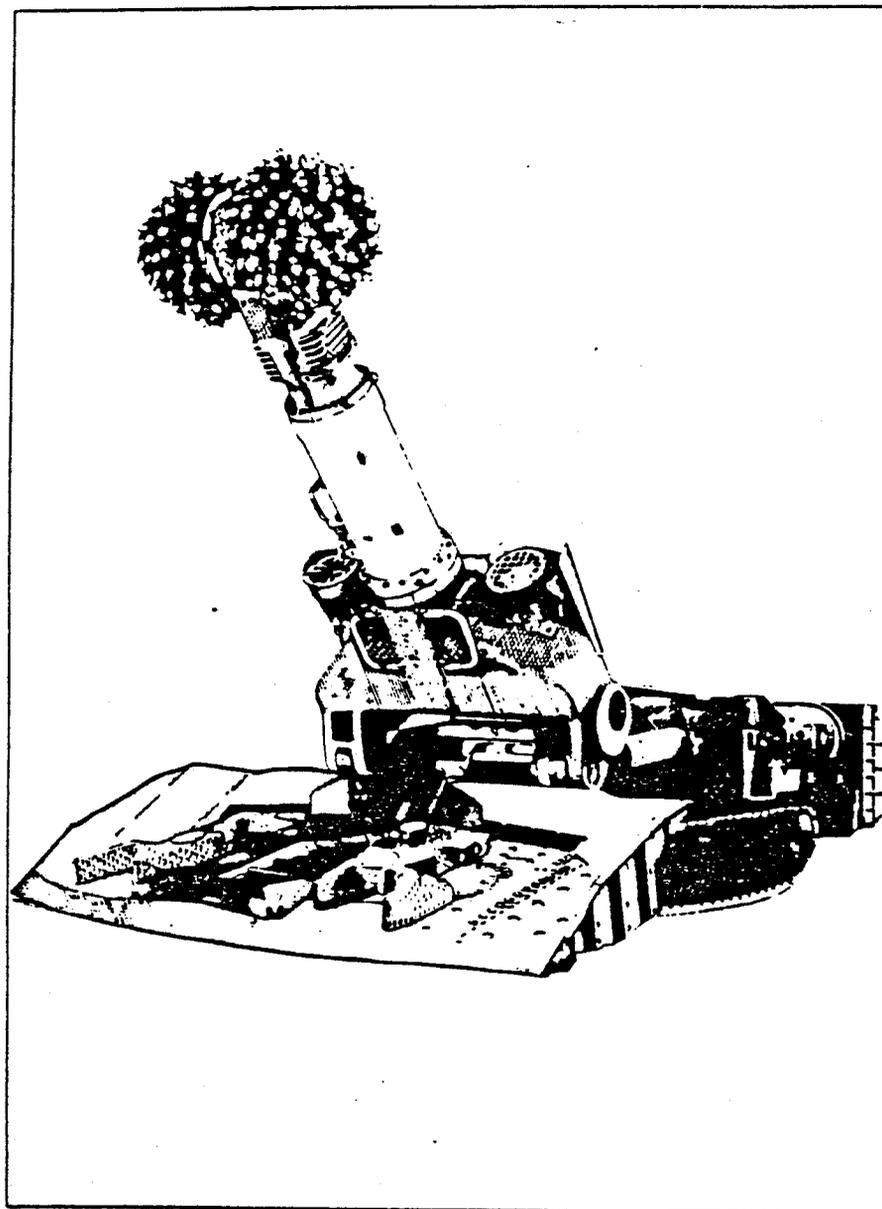


Fig. nº 8.- MINADOR CONTINUO DE ATAQUE PUNTUAL

corte montada sobre un brazo rígido tienen la posibilidad de arrancar las rocas de forma selectiva.

Los minadores continuos son máquinas integrales que resuelven todos los problemas del avance de galerías: arranque, carga y transporte de las rocas excavadas en el frente. Por ello además de los útiles de arranque, llamados picas, disponen de elementos de cargue y un sistema para evacuar los escombros arrancados.

Existen otras máquinas integrales para el avance de galerías como los minadores de tambor, las tuneladoras y los escudos de avance.

La tecnología actual ofrece soluciones válidas para cada uno de estos tres tipos de máquinas pero su aplicación al avance de galerías de mina es muy relativa y por ello en este estudio no se han considerado.

4.2 ELEMENTOS DE CORTE DE LOS MINADORES.

Los minadores continuos arrancan las rocas fundamentalmente por la acción de corte de unos elementos mecánicos denominados picas que clasificaremos en renovables y autoafilables. Las picas están constituidas por una pieza de carburo de tungsteno (WIDIA) engastada en un mango de acero.

4.2.1 Picas renovables.

Las picas renovables son las que pueden ser afiladas varias veces, normalmente entre 6 y 10, cuando los ángulos

de corte ya se han desgastado.

La figura N° 9 muestra el esquema típico de una pica renovable que está caracterizada por tres ángulos fundamentales.

ANGULO DE INCIDENCIA (β)

ANGULO DE FILO (γ)

ANGULO DE ATAQUE (α)

Evidentemente se cumple

$$\alpha + \beta + \gamma = 90^\circ$$

Los valores más característicos de estos ángulos son:

$$\alpha = - 5 \qquad \beta = 10^\circ \qquad \text{y} \qquad \gamma = 85^\circ$$

El ángulo de ataque (α) puede variar entre $+ 10^\circ$ y $- 15^\circ$; pero cuanto más negativo es, mayor es la masa de roca arrancada.

A partir de $\alpha = 15^\circ$ los esfuerzos sobre la pica aumentan considerablemente, por lo que éste debe ser considerado como el límite del ángulo de ataque.

Estas picas pueden tener una posición FIJA o VARIABLE; en el primer caso la pica se fija en la cabeza de corte

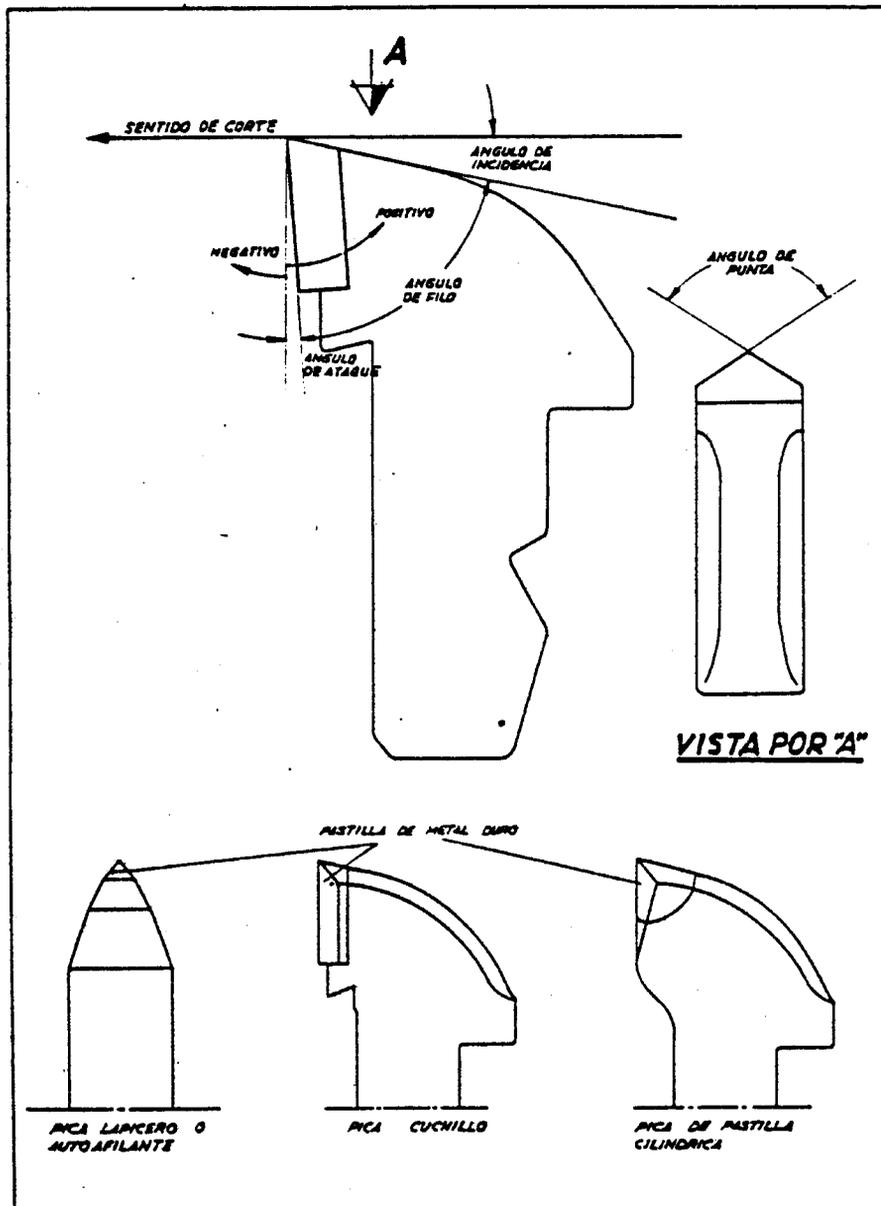


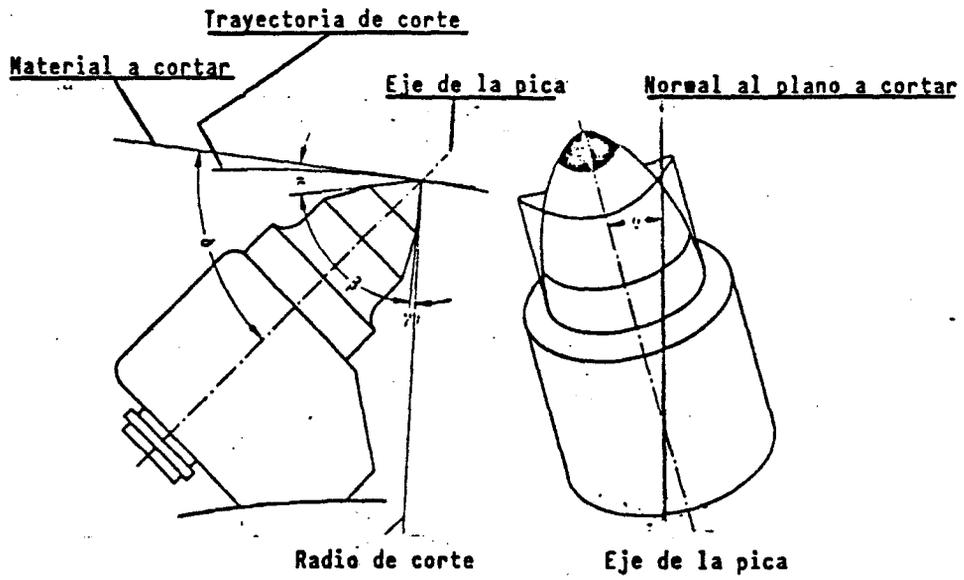
Fig. nº 9.- PICAS RENOVABLES.

mediante un tetón elástico o un manguito a presión, en el segundo caso la pica se fija por medio de un tornillo. Las picas de posición fija son más fáciles de cambiar pero presentan el inconveniente de que al afilarlas hay que clasificarlas por alturas para conseguir un corte uniforme y al trabajar con rocas muy resistentes los alojamientos acaban por deformarse y se pierden las picas. Las picas de posición variable eliminan estos problemas a costa de ser más laboriosa la operación del cambio de picas.

4.2.2 Picas autoafilables.

Las picas autoafilables tienen la posibilidad de girar en su alojamiento, figura N°10, con lo cual, con una elección adecuada de las dimensiones de la WIDIA y de la calidad del acero del mango, se pensaba que a medida que se desgastaran los ángulos iniciales la pica giraría con lo cual se produciría un autoafilado. La realidad es que con las picas autoafilables se consigue una duración dos a tres veces superior a la de las picas renovables pero sin alcanzar totalmente el agotamiento de la WIDIA. A pesar de esto actualmente en Alemania Federal existe una tendencia unánime a utilizar picas autoafilables.

En estas picas se pueden definir unos ángulos similares a los de las picas renovables, aunque, como han puesto de manifiesto unas investigaciones realizadas en el BERGBAU-FORSCHUNG (R.F.A.), el ángulo de ataque debe estar comprendido entre 45° y 48°.



α = ángulo de corte

β = ángulo de filo

γ = ángulo de salida

δ = ángulo de ataque

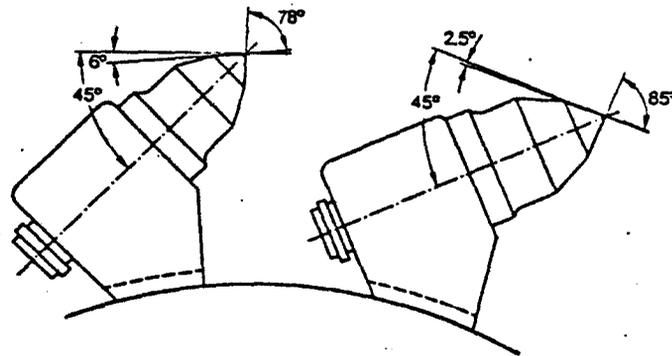


Fig. Nº 10 Angulos característicos de una pica autoafilable.

El empleo de picas autoafilables exige un rediseño de la cabeza de corte modificando totalmente la implantación de las picas, que debe ser optimizada con ensayos "in situ".

4.2.3 Picas asistidas.

Los minadores continuos de brazo presentan unas limitaciones muy importantes en su rendimiento cuando las rocas a arrancar son muy resistentes.

A pesar de los esfuerzos realizados por los diseñadores, hasta ahora el límite de 100 MPa no se ha podido superar de una forma eficaz y por ello se están investigando nuevas tecnologías que permitan un mayor campo de aplicación de estas máquinas.

La tecnología más prometedora es la asistencia a las picas con dardos de agua a presión comprendida entre 70 y 250 MPa.

En Alemania se han hecho experiencias y construido prototipos para realizar el arranque en los tajos por este procedimiento a partir de una colaboración entre la BERGBAU-FORSCHUNG y MAN - GHH - Sterkrade. Se han utilizado dardos de agua con una presión de 220 MPa que permiten reducir en un 70% la potencia requerida en el arranque.

En Inglaterra el MRDE ha realizado ensayos con un DOSCO MK-2A equipada con dardos de agua a una presión superior

a 70 MPa y se ha podido rozar con éxito en rocas de resistencia a compresión simple superior a 120 MPa.

Otra técnica, en desarrollo menos avanzado, es la de asistir a las picas con un movimiento vibratorio de tal forma que las fuerzas de corte estáticas sean reemplazadas por otras dinámicas de magnitud inferior.

4.3 CABEZAS DE CORTE.

La posibilidad de que un minador pueda arrancar económicamente en un determinado macizo rocoso radica en la potencia que es capaz de transmitir mediante los útiles de corte. Estos se hayan alojados en la cabeza de corte que adopta la forma de una piña con disposición helicoidal de las picas y que está unida inmediatamente al reductor y motor de rozado que, en conjunto, forman el árbol o brazo de corte.

Se dice que un minador continuo tiene una cabeza de corte radial, figura N° 11A, cuando el plano de la pica al atacar la roca es oblicuo respecto al eje del minador continuo; por otro lado la cabeza se llama de corte axial cuando el plano de la pica al cortar la roca es paralelo al eje del minador. Figura N° 11B. Ambos tipos se conocen en inglés por las palabras MILLING y RIPPER respectivamente.

En los minadores continuos con corte radial la reacción de corte debe ser absorbida por la fuerza de rozamiento que se opone al deslizamiento lateral del minador,

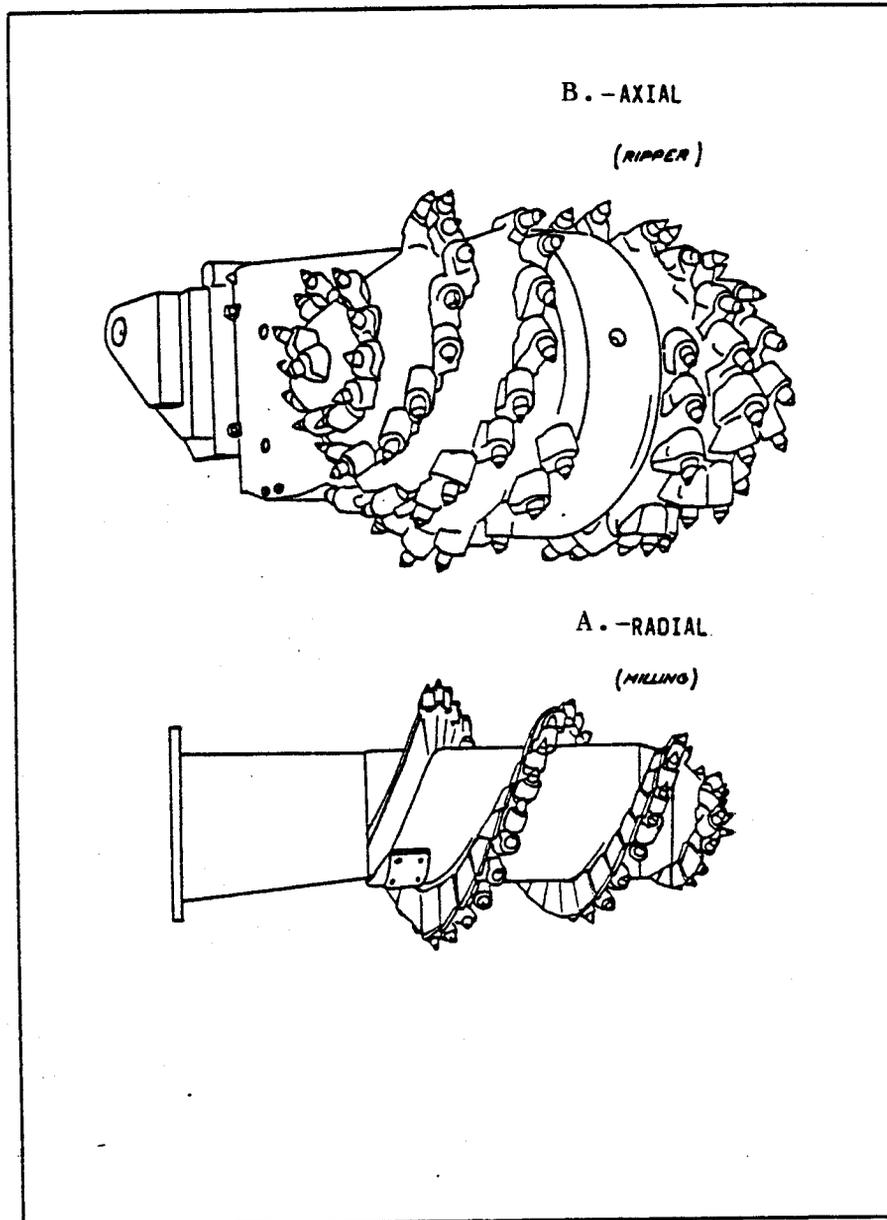


Fig. nº 11.- TIPOS DE CABEZAS DE CORTE

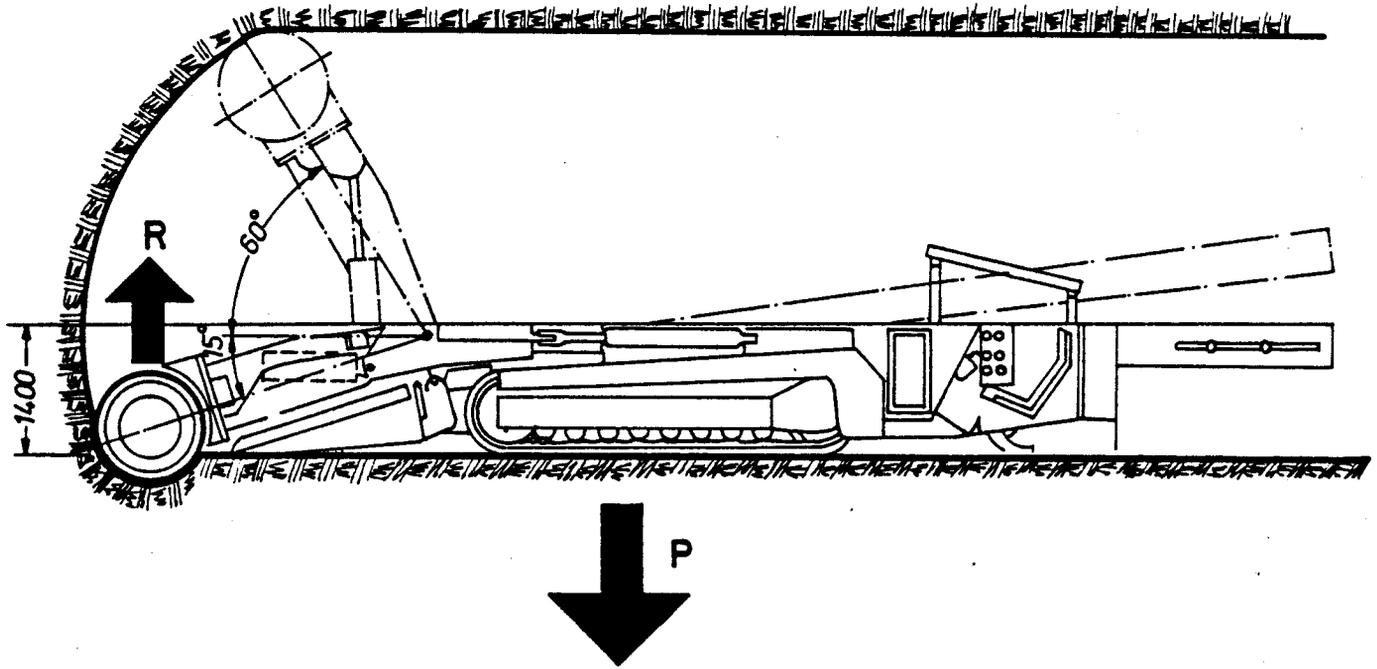
figura N° 12B; suponiendo que el coeficiente de fricción entre el acero y la roca sea $\mu = 0,25$ para un minador de peso $p = 24 \text{ t}$ la máxima reacción posible será:

$$R = \mu \cdot P = 0,25 \cdot 24 = 6\text{t}.$$

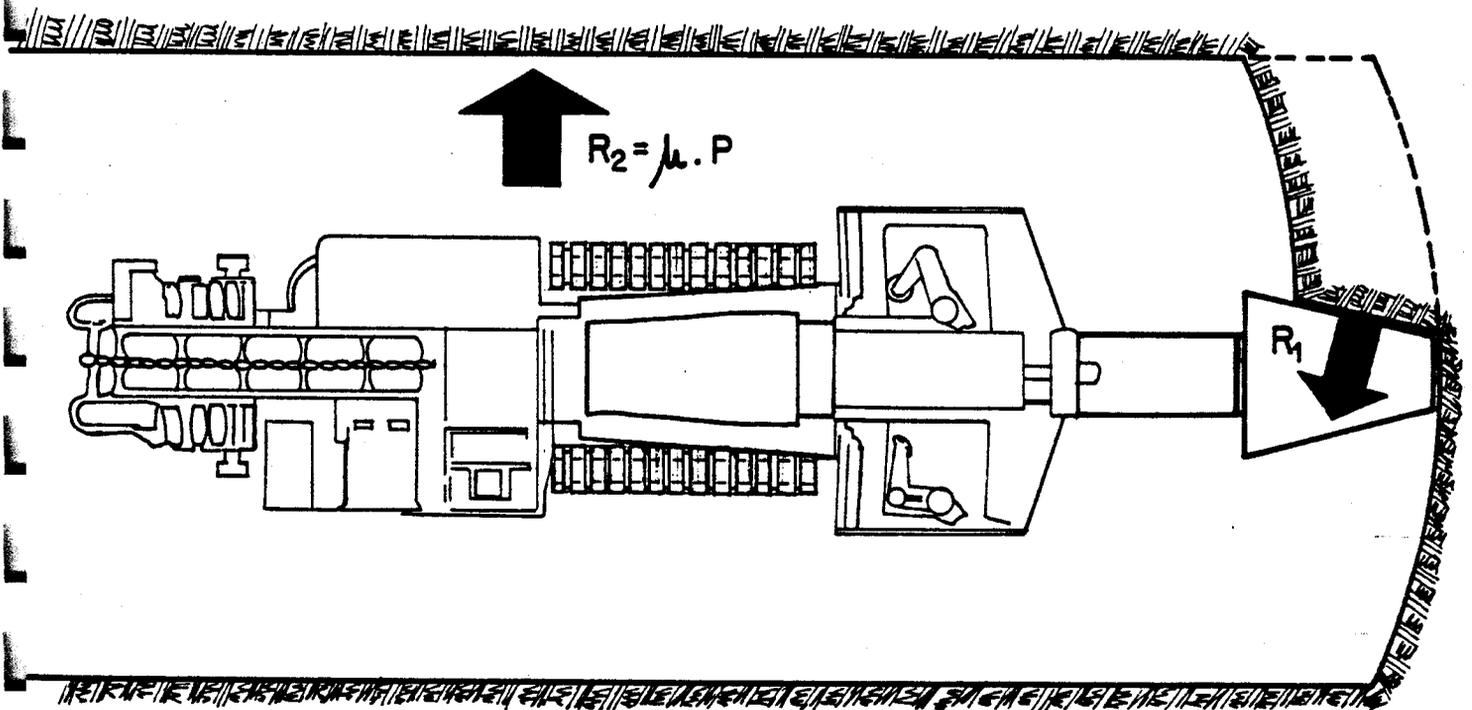
Esta reacción es muchas veces insuficiente cuando las rocas son excesivamente resistentes y, en este caso, se produce un rebote del minador al intentar entrar en roza. En este tipo de máquinas para aumentar la reacción R se tiende a aumentar el peso del minador lo cual, aunque puede mejorar su estabilidad y robustez, produce un encarecimiento de la máquina y unas dimensiones mayores del conjunto.

Con carácter general los minadores con cabeza de corte radial disponen de unos cilindros hidráulicos horizontales que anclan la máquina contra los paramentos de las galerías para aumentar la reacción. Esto disminuye notablemente la movilidad del minador y su capacidad de corte a no ser que se disponga de un brazo de roza telescópico; lo cual a su vez limita la potencia de roza por la menor rigidez del brazo de corte. Para combatir la falta de movilidad este tipo de minadores tienen una cabeza de corte con una profundidad de pasada mucho mayor que la de los de corte axial.

En los minadores continuos con corte axial figura N° 12A la reacción de corte puede ser absorbida por todo el peso de la máquina con lo cual este tipo de minadores puede



A.- MINADOR CON CABEZA DE CORTE AXIAL (RIPPER.)



B.- MINADOR CON CABEZA DE CORTE RADIAL (MILLING)

FIG. N^o 12.- REACCIONES SOBRE LOS MINADORES CONTINUOS SEGUN SU CABEZA DE CORTE.

cortar rocas sensiblemente más duras que las máquinas radiales a igualdad de peso.

En general los minadores con cabeza de corte axial son mucho más compactos, maniobrables y ligeros que los de corte radial.

Hace unos pocos años, se afirmaba que las grandes potencias de corte estaban reservadas a las cabezas de tipo radial. Sin embargo la aparición posterior del ALPINE AM - 100, con cabeza de corte de 225 Kw, y del WESTFALIA BISONTE con 200 Kw en la cabeza, ambas de tipo axial, se encargaron de invalidar esta afirmación. En la actualidad la supremacía de un tipo de minador sobre otro no está muy clara pues de hecho coexisten ambos en el mercado. A título de anécdota indicaremos que la gran mayoría de los minadores de brazo ingleses y rusos son de corte radial mientras que los alemanes, austriacos y húngaros suelen ser de corte axial.

De hecho varios fabricantes como EICHHOFF, SALZGITTER, AEC... ofrece para un mismo modelo tanto cabezas de corte axial como radial.

4.4 TIPOS DE MINADORES.

Probablemente fue el Ingeniero de Minas húngaro ZOLTAN AJTAY el padre de los actuales minadores continuos cuando en 1.950 puso en servicio las máquinas F-4 que tan sólo pesaban 6,3 t. y tenían una potencia de 50 Kw.

Desde esa fecha la evolución de los minadores continuos ha sido muy intensa y hoy los podemos clasificar en cuatro generaciones o clases según los criterios que se indican en el cuadro IX.

Tipo	Peso (t)	Potencia de corte (Kw)	Resistencia a compresión simple de las rocas (MPa)	Sección de galería (m ²)
Pequeño	< 15	< 50	< 40	5-12
Medio	15-30	50-110	< 70	6-23
Intermedio	30-70	110-200	< 100	8-45
Grande	> 70	> 200	< 130	12-60

Cuadro IX.- Tipos de minadores.

Cronológicamente la primera generación está constituida por los minadores de tipo pequeño que fundamentalmente se desarrollaron para abrir galerías en las minas subterráneas del lignito y para el avance de túneles en rocas blandas. El representante más característico lo constituye el F6 A;

originario de Hungría donde sucedió al F.5 y luego construido en Austria por VOEST-ALPINE. En España han trabajado estas unidades en la Hullera Vasco-Leonesa, Sta. Lucía, y en muchos túneles trazados en terrenos terciarios. También hay que señalar la presencia del PK-3 soviético que ha dado origen a las máquinas DOSCO y MRDE.

La segunda generación corresponde a los minadores de tipo medio que se desarrollaron a finales de los años 60 y de los que los representantes más extendidos son el DOSCO MK-2A, el ALPINE AM-50 y la PK-9 rusa.

Desde este nivel la tecnología dió un paso, probablemente excesivo, que llevó a la puesta a punto de minadores de la tercera generación: los más grandes entre los existentes. Este hito puede situarse a mediados de los años 70 con la aparición del ALPINE AM-100. La diferencia entre los minadores de tipo medio y los grandes era demasiado amplia, razón por la que en 1.980 han aparecido los minadores de tipo intermedio que pretenden trabajar en rocas con resistencia a compresión simple de hasta 100 MPa. Los representantes más característicos de este grupo son por orden de aparición: SUPER ROC (AEC); STM-160 (SALZGITZER) y AM-75 (VOEST-ALPINE).

4.5 CRITERIOS PARA LA UTILIZACION DE MINADORES.

Para que un minador cumpla satisfactoriamente su trabajo debe trazar una galería de dimensiones determinadas,

en un macizo rocoso concreto y de una forma económicamente ventajosa respecto a los métodos tradicionales.

Los condicionantes geométricos de las galerías en las que se debe mover un minador se pueden especificar fácilmente. Los condicionantes económicos son mucho más difíciles de acotar, pues además del precio de coste de cada metro de galería avanzada intervienen factores de tan difícil evaluación como: el mejor comportamiento de las galerías avanzadas por medios mecánicos respecto a las avanzadas con explosivos y la ventaja que supone sustituir a los barrenistas, que desarrollan un trabajo muy duro que exige una alta profesionalidad, muchas veces difícil de encontrar.

Interviene también la facilidad del montaje y desmontaje de los minadores cuando estos no pueden trasladarse por sí mismos de un frente de trabajo a otro. En el momento actual la National Coal Board, para las condiciones de la minería inglesa del carbón, admite que el empleo de un minador es rentable si la longitud de galería que debe trazar es superior a 9 m. por cada tonelada de peso del minador. Así un AM-50 de 24 t. de peso exigiría como mínimo a trazar galerías de 216 m. de longitud para que esta operación fuera económica.

La definición de los parámetros geomecánicos no debiera presentar, una dificultad apreciable ya que en el estado actual de conocimientos la caracterización de los macizos rocosos está muy evolucionada. Sin embargo el avance

de galerías con minadores ha tenido un auge relativamente reciente y por ello se puede explicar el hecho de que actualmente no hay un criterio universalmente aceptado para relacionar las características del macizo rocoso y los rendimientos de los minadores. En lo que sigue expondremos algunos de los más aceptados en el momento actual.

4.5.1 Escuela de Minas de Loeben (Austria).

Es uno de los criterios más antiguos que se conocen y utiliza dos parámetros, F y H, definidos a continuación:

$$F = \frac{\sigma_T \cdot D_C \cdot \% C}{100} \quad \text{siendo}$$

σ_T = resistencia a compresión simple (Kg/cm^2)

D_C = diámetro de los granos de cuarzo (cm)

$\%C$ = contenido en cuarzo de la roca

H es el índice de fragilidad de Hino, ya mencionado, definido por

$$H = \frac{\sigma_c}{\sigma_T} \quad \text{donde}$$

σ_c = resistencia a compresión simple (Kg/cm^2)

Se considera que la roca puede ser rozable si se cumple simultáneamente que:

$$F < 0,04$$

$$H \approx 7$$

Estos índices fueron introducidos por VOEST ALPINE.

4.5.2 Indice de Fourmaintreaux.

FOURMAINTREAUX sostiene que son las discontinuidades del macizo rocoso las que gobiernan el trabajo de las máquinas de avance de galerías y define el índice de avance (IA) como

$$IA = \sigma_c \cdot \frac{V_{IM}}{V_{1m}} \times 100 \quad \text{siendo}$$

σ_c = resistencia a compresión simple (MPa).

V_{1M} = velocidad de propagación de las ondas longitudinales en el macizo (m/seg)

V_{1m} = velocidad de propagación de las ondas longitudinales en la matriz rocosa (m/seg)

En el caso de los mineros continuos de ataque puntual su campo de aplicación está definido, de acuerdo con la expresión (4), por:

$$50 < 1A < 500 \quad (5)$$

4.5.3 Ensayo del Cone Indenter Number (NCB).

El Cone Indenter Number (CIN) es un ensayo de indentación bajo carga puntual puesto a punto por el MINING RESEARCH AND DEVELOPMENT ESTABLISHMENT (MRDE) para determinar de una forma rápida la resistencia a compresión de la roca intacta con vistas a predecir la posibilidad del empleo de máquinas de arranque mecánico en galerías.

El aparato para realizar el CIN trabaja de forma similar a los esclerómetros que determinan la dureza superficial de los metales. El aparato está constituido por un bastidor metálico, cuya mayor dimensión es 175 mm., sobre el que actúa un tornillo micrométrico encargado de comunicar la fuerza del ensayo a la muestra de roca a través de un cono de carburo de tungsteno con un ángulo en la punta de 40°. La fuerza que se ejerce se mide por la flexión que se produce en un muelle laminar, sobre el que se apoya la muestra, que se mide por un comparador de esfera. El CIN se define como

$$I = \frac{D}{P} \quad \text{donde}$$

D = flecha laminar, que se mide en el comparador de esfera.

P = penetración del cono en la muestra, que se mide por el tornillo micrométrico.

Las muestras de roca no deben ser mayores que 12 x 12 x 6 mm. El ensayo debe realizarse procurando que el cono de tungsteno ataque a la muestra próximo a uno de los bordes, tal como se indica en la figura N° 13.

Este ensayo se considera representativo en rocas con diámetro medio de grano de 0,05 mm. que corresponde a los granos que son visibles a simple vista. Para rocas con granos de mayor diámetro el ensayo no es representativo ya que el punzón puede penetrar por los espacios intergranulares.

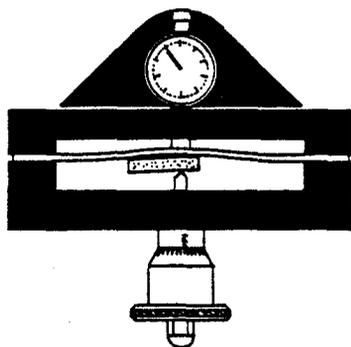
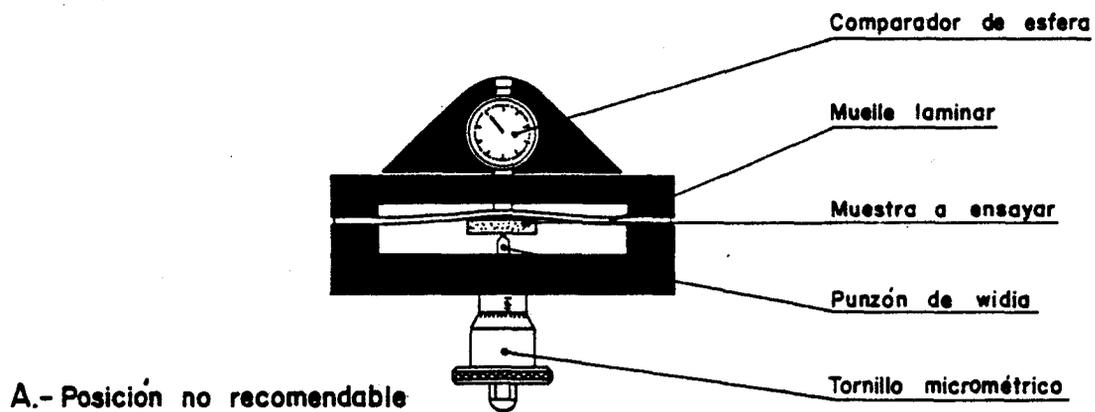
Si se hace el ensayo con cuarzo se obtendrá un CIN estandar que cumplirá la relación

$$8 < I_S < 12$$

El CIN fue puesto a punto por el MRDE para la NCB en 1.969 y desde entonces se emplea habitualmente en la minería británica.

Se ha correlacionado el CIN, con la resistencia a compresión simple de la roca intacta mediante la expresión:

$$\sigma_c = 24,8 \cdot I_S \quad (\text{MN/m}^2)$$



B.- Posición correcta de la muestra para el ensayo

FIG. Nº 13.- ENSAYO DEL CONE IDENTER NUMBER (C. I. N.)

En el cuadro X se muestra la relación entre el CIN y el tipo de máquina que se puede emplear para arrancar la roca.

4.5.4 Medida de la abrasividad.

La abrasividad de las rocas es un parámetro, tan importante o más que su resistencia, para definir las posibilidades de que un minador trabaje económicamente en un macizo rocoso determinado.

Una roca abrasiva puede llegar a ser fácilmente arrancable pero el excesivo desgaste que impone a los elementos de corte, cargue y transporte, puede hacer antieconómico el empleo de un minador.

Por ello se han puesto a punto diversos ensayos para cuantificar la abrasividad de las rocas, de las cuales a continuación se exponen las más relevantes en el momento actual.

4.5.4.1 Coeficiente de SCHIMAZEK.

Este coeficiente, empleado en STKBV, se clacula mediante la fórmula siguiente:

$$F = \frac{Q \cdot c_t \cdot d}{100}$$

donde

TIPO DE ROCA	σ_c (MN/m ²)	C. I. N.		TIPO DE MAQUINA DE CORTE
		I _S	I _M	
BLANDA Arcilla compacta Arcilla calcinada Carbón	10 20 30	0.5 1	0.5	Cualquier tipo de máquina.
MEDIA Arcilla dura Rocas sedimentarias Pizarras	40 50 60 70 80	2 2.5 3	1.5 2	Si el frente no es masivo los minadores de brazo trabajan bien. Si hay bancos de más de 100 mm. se produzcan roturas de picas. Rocas ripables salvo los últimos lugares de la escala.
DURA Rocas sedimentarias abigarradas Areniscas medias Calizas	90 100 110 120	4 4.5	2.5 3	A partir de la mitad de la escala los minadores continuos no pueden trabajar económicamente
MUY DURA Arenisca muy cementada Caliza Mineral de hierro Rocas ígneas y metamórficas	130 140 150 160 170	5.5 6 6.5 7	4 4.5	Límite de los topes equipados con moletas. En otros casos hay que perforar con barrenas de widia.
EXTREMADAMENTE DURAS Cuarzitas Rocas ígneas metamórficas compactas	190 200	7.5	5.5	Dominio exclusiva de la perforación con percusión

Cuadro X.- Relacion entre los C.I.N. el tipo de roca, σ_c y el tipo de máquina a emplear en el avance.

Q = contenido en cuarzo de la roca en %.

σ_t = resistencia a tracción de la roca en Kp/cm^2 .

d = diámetro medio de los granos de cuarzo en cm.

Las dificultades que presenta este índice son las siguientes:

- a/ Con rocas de grano muy fino, como calizas silíceas, F tiende a 0; incluso en calizas de sílice extremadamente abrasivas.
- b/ Con rocas cristalinas de cuarzo libre, como anfibolitas, etc... El contenido de cuarzo será uno, a pesar del alto contenido de minerales abrasivos como granate, hornablenda, epidota, etc.
- c/ Con rocas exfoliadas; el diámetro de minerales laminados es difícil de medir en secciones delgadas.

A pesar de todo ello es un índice muy utilizado actualmente. Para determinar el contenido de minerales abrasivos en la roca se procede de la siguiente manera:

En primer lugar, se hace un análisis cuantitativo de los minerales presentes, por ejemplo: cuarzo el 30%, feldespato el 50%, filosilicatos el 20%. Hay que tener en cuenta que todos los minerales cuyo tamaño de grano sea inferior a 20μ se consideraran siempre como filosilicatos.

En segundo lugar, hay que tener en cuenta una serie de factores de equivalencia en cuarzo para los minerales que componen la roca; en el cuadro XI se indican los factores a algunos de los minerales más importantes:

MINERAL	EQUIVALENCIA EN CUARZO
CUARZO	100
FELDESPATO	33
FILOSILICATOS	4
MAGNETITA	31
HEMATITES	51
PIROXENOS	56
CALCITA	2,9
PIRITA	50
HORNABLENDA	23
OLIVINO	72

Cuadro XI.- Factores de equivalencia en cuarzo.

De acuerdo con el Cuadro XI en el caso del ejemplo anterior el equivalente en cuarzo sera:

$$Q = \frac{30 \times 100 + 50 \times 33 + 20 \times 4}{100} = 47,3\%$$

Para el cálculo del diámetro medio de los granos de cuarzo sólo se tienen en cuenta los granos que se presentan en forma de Si O_2 libre. Para ello, se hace una preparación de lámina delgada de la roca y se cuenta con el microscópio, mediante el llamado procedimiento de medición de la cuerda, el número de granos de cuarzo n , así como los largos de la cuerda " l ". El microscópio no se tiene que enfocar en el centro de los granos.

El diámetro medio se calcula de la manera siguiente:

$$d = \frac{1,5 \sum_{i=1}^{i=n} l_i}{n}$$

4.5.4.2 Índice del N.C.B.

El NCB para determinar la abrasividad utilizada un instrumento normalizado de 6,4 mm. de diámetro con carburo de tungsteno en la punta, con un ángulo en la punta de 12° y un ángulo de incidencia de 7° , que gira contra la roca a 1.380 r.p.m., con una carga axial de 623 N, hasta que perfora un agujero de 8,1 mm. de profundidad; calculándose el par transmitido a la muestra por la barrena y el tiempo requerido para perforar el agujero. La relación entre la energía necesaria para perforar el agujero y el volumen de roca arrancado se define como la energía específica, la cual es expresada en J/cm^3 .

Según avanza la perforación, la barrena se va des-puntando y la energía requerida para perforar un volumen de roca dado cada vez es mayor. Se perforaron diez agujeros sucesivos con las mismas dimensiones, sin afilar la barrena, y a continuación se calcula una línea de regresión por el método de mínimos cuadrados. Esta regresión tiene la siguiente forma:

$$Y = mx + c$$

donde

Y = energía específica para cada agujero (variable dependiente)

x = número de agujero (variable independiente)

m = grado medio de aumento en la energía específica necesaria para perforar agujeros consecutivos.

El desgaste del util al taladrar la roca es producido por un aumento de la energía específica, lo cual da una medida de la abrasividad de la roca, que es expresada por un índice de abrasividad medido en J/cm^3 /agujero estándar. El índice de energía específica para la roca es el valor de "y" para el primer agujero e igual a $m + c$.

En la práctica se encontró que barrenas aparentemente iguales pueden dar resultados muy diferentes en este ensayo, por lo que los resultados de cada barrena nueva ensayada son comparados con los resultados de una barrena estándar, de la siguiente forma:

Las dos barrenas son utilizadas para medir el índice de abrasividad de la misma muestra de roca. La varianza con respecto a la recta de regresión puede ser calculada para los dos grupos de lectura. Si la varianza de las cifras de la nueva barrena es mayor que tres veces la de las cifras de la barrena estándar, entonces la nueva barrena es rechazada.

Si la varianza de la nueva barrena es menor que tres veces la de la estándar, entonces se comparan los índices de abrasividad dados por las dos barrenas. Si la diferencia entre los dos índices es mayor que el 10% del valor dado por la barrena estándar, entonces esta nueva barrena es también rechazada. Así, la nueva barrena debe satisfacer dos criterios antes de ser aceptada para su utilización: la varianza y la pendiente de la línea de regresión deben caer dentro de los límites descritos.

4.5.4.3 Índice del CERCHAR.

El índice del CERCHAR se determina por un ensayo de perforabilidad similar al normalizado por el NCB.

El ensayo del CERCHAR para determinar la abrasividad se lleva a cabo con una barrena de acero que termina en un cono de ángulo en el vértice de 90°, sometida a un empuje de 7 Kg. La muestra se desplaza bajo la punta de la barrena 1 cm. a velocidad lenta.

Para determinar la abrasividad se mide el diámetro del plano de desgaste de la punta de la barrena producido por el rozamiento. La medida se expresa en décimas de mm. y se adopta como índice la abrasividad. Así los carbones presentan una abrasividad entre 0 y 1. La de las areniscas del Carbonífero, que dependen de la proporción de cuarzo y de la dimensión de sus granos, alcanza 4 y a veces 8.

Para medir el plano de desgaste se utiliza un instrumento óptico de aumento suficiente (lupa binocular de aumento 70, provista de un micrómetro ocular).

En este estudio aparecen dos fenómenos de desgaste muy diferentes según el momento del ensayo:

- a/ En un principio hay un desgaste muy rápido en el curso del cual el plano de desgaste aparece entallado de estriás profundas ahondadas por los granos duros de la roca; durante esta fase la barrena penetra en la roca y el fondo de la marca que ha dejado está erizado de granos abrasivos con aristas vivas.
- b/ En una segunda fase, el desgaste disminuye y no hay más destrucción de la roca. El útil desliza sobre una superficie pulida y no penetra más, por consiguiente el desgaste del mismo no tiene ninguna relación con la abrasividad de la roca.

4.6 OFERTA ACTUAL DE MINADORES.

Se ha realizado un análisis de las características más importantes de los minadores que actualmente se ofrecen en el mercado. Como base de este estudio se ha empleado la información recogida en la exposición mundial de maquinaria para minas que se celebró, en DUSSELDORF, con ocasión de la BERG BAU 81. Se han analizado las características de 27 minadores, de acuerdo con el contenido del Cuadro XII, estableciendo las características tecnológicas actuales de cada uno de los sistemas que integran estas máquinas.

4.6.1 Características actuales de los sistemas de corte.

La tendencia actual se dirige hacia cabezas de corte con potencia cada vez mayores lo cual plantea importantes problemas mecánicos ya que la potencia que hay que transmitir es elevada.

Por lo que se refiere a las picas hay práctica unanimidad en que sean del tipo autoafilables fundamentalmente por la mayor robustez que se consigue en su fijación a la cabeza de corte. Es práctica generalizada el riego de agua durante el corte pues, además de favorecer la eliminación del polvo que se produce en el corte, es necesario refrigerar las picas para facilitar su trabajo y mejorar su eficacia.

En cuanto a la disposición de las picas hay que decir que no parece que haya ventajas esenciales que diferencien las de corte axial de las radiales. Más adelante veremos

Nº	MODELO	FABRICANTE	NACIONALIDAD	TIPO (Cuadro IX)
1	ROC - MINER	A.E.C.	U.S.A.	MEDIO
2	SUPER-ROC	A.E.C.	U.S.A.	INTERMEDIO
3	F - 6A	VOEST-ALPINE	AUSTRIA	PEQUEÑO
4	AM - 50	VOEST-ALPINE	AUSTRIA	MEDIO
5	AM - 75	VOEST-ALPINE	AUSTRIA	INTERMEDIO
6	RH 13	ANDERSON-MAVOR	U.K.	MEDIO
7	RH 22	ANDERSON-MAVOR	U.K.	MEDIO
8	BOOM MINER	ANDERSON-MAVOR	U.K.	MEDIO
9	WEBSTER 2000	ATLAS-COPCO	SUECIA	PEQUEÑO
10	VS - 3/2	DEMAG	R.F.A.	INTERMEDIO
11	VS - 4	DEMAG	R.F.A.	INTERMEDIO
12	MK - 2A	DOSCO	U.K.	MEDIO
13	MK - 2B	DOSCO	U.K.	MEDIO
14	MK - III	DOSCO	U.K.	INTERMEDIO
15	ET - 160	EICKHOFF	R.F.A.	INTERMEDIO
16	PK - 3	MACHINO EXPORT	U.R.S.S.	PEQUEÑO
17	PK - 7	MACHINO EXPORT	U.R.S.S.	MEDIO
18	PK - 9	MACHINO EXPORT	U.R.S.S.	MEDIO
19	F6 - HKF	N.K.V.	HUNGRIA	PEQUEÑO
20	F8 - 1	N.K.V.	HUNGRIA	MEDIO
21	TITAN E-134	PAURAT/THYSSEN	RFA/U.K.	INTERMEDIO
22	TITAN E-169	PAURAT/THYSSEN	RFA/UK	MEDIO
23	S.T.M. 160	SALZGITTER	R.F.A.	INTERMEDIO
24	FUCHS	WESTFALIA-LUNEN	R.F.A.	PEQUEÑO
25	DACHS	WESTFALIA-LUNEN	R.F.A.	PEQUEÑO
26	LUCHS	WESTFALIA-LUNEN	R.F.A.	MEDIO
27	BUFFEL	WESTFALIA-LUNEN	R.F.A.	INTERMEDIO

Cuadro XII- MINADORES SELECCIONADOS

que existe una incidencia en el peso de los minadores que, a igualdad de potencia, es mayor en los de cabeza radial. De hecho ambos tipos de cabezas de corte coexisten pues los fabricantes tradicionales de minadores de cabeza radial (DOSCO, ANDERSON...) y los de cabeza axial (ALPINE, WESTFALIA...) siguen sin variar sus posturas mientras que los nuevos fabricantes (SALZGITER, EICKHOFF, PAURAT...) ofrecen ambas versiones.

Las velocidades tangenciales de corte suelen estar comprendidas entre 1,31 y 4,5 m/seg. Muchos de los fabricantes ofrecen la posibilidad de modificar las velocidades de corte, dentro del margen indicado, cambiando las relaciones del reductor de corte. Ningún minador entre los encuestados dispone de caja de cambios para modificar sobre la marcha la velocidad de corte. Merece la pena destacar las posibilidades de la cabeza de corte del WEBSTER 2000 que al estar accionada directamente, sin reductor de rozado, por motor hidráulico STAFFA permite variar el régimen de rotación conservando el par máximo.

Si consideramos por separado las cabezas de corte axial y las de corte radial y si tenemos en cuenta la velocidad más baja cuando existe opción entre varias; tenemos los siguientes resultados:

TIPO DE CABEZA	VELOCIDAD TANGENCIAL
AXIAL	2,77 m/seg.
RADIAL	1,94 m/seg.

Esta apreciable diferencia puede deberse, en muchos casos, al mayor diámetro de las cabezas de corte radial respecto a las axiales.

Se aprecia una clara tendencia a la desaparición de los brazos telescópicos, lo cual es lógico pues esta disposición es incompatible con las grandes potencias que se deben transmitir.

Como líneas de desarrollo futuro se pueden enunciar el empleo de agua a alta presión, más de 70 MPa, con lo cual conseguirá aumentar la capacidad de corte. En el momento actual no hay un minador comercial que disponga de esta tecnología. También es preciso destacar la posibilidad de lograr a corto plazo una orientación total de la cabeza de corte en el espacio, caso del WEBSTER 2000, con lo cual se puede conseguir en todas las posiciones el mejor ángulo de ataque.

4.6.2 Características actuales de los sistemas de carga.

En el momento actual hay unánimemente una tendencia a emplear como sistema de carga una mesa móvil equipada con pinzas en detrimento de los transportadores periféricos de racletas que equipaban por ejemplo a los DOSCO MK-2B. Esto es debido a la gran rigidez que supone el transportador periférico que prácticamente condiciona la anchura del minador; por el contrario la mesa de carga puede ser ampliada, si es necesario, con suplementos fácilmente desmontables.

Como transporte intermedio se emplea en todos los casos un transportador de racletas de una o dos cadenas aunque hay cierta tendencia hacia el transportador monocadena que, al permitir abordar curvas de radio reducido, facilita notablemente los movimientos de la cola del minador en la operación de cargue.

Como novedad podemos destacar el sistema adoptado por WESTFALIA-LUNEN para el cargue que lo realiza directamente la cabeza de corte hasta la que llega el propio transportador intermedio que, con sus racletas, se encarga de conducir el escombro hacia atrás. A este sistema se puede oponer un inconveniente: el cargue es incompatible con el arranque y el transportador debe funcionar de forma continuada. El hecho de que no se pueda simultanear el arranque y cargue no es, en general grave, máxime si tenemos en cuenta que el tiempo real de funcionamiento de un minador supera raras veces el 50% del tiempo de presencia y que la capacidad del sistema de carga es importante, superior a los 200 m³/h., de tal forma que el cargue se realiza rápidamente y el tiempo perdido es mínimo.

Queda por resolver un problema importante: el paso de los costeros gruesos por el interior del minador. Para resolverlo hay dos tendencias; la más general consiste en aumentar el paso del "túnel" que necesita el transportador intermedio al pasar de la mesa de carga a la cola. En este

caso se tiende a que la posición del transportador al pasar bajo la torreta sea lo más baja posible para que la sección del "túnel" sea la mayor posible. La otra solución consiste en hacer pasar el transportador por el exterior del minador, como hace WESTFALIA-LUNEN, en casi todos sus modelos con lo cual el problema de atascos desaparece radicalmente.

4.6.3 Características actuales del sistema de traslación y servicios.

Tradicionalmente los minadores se apoyan en el suelo mediante orugas que transmiten una presión próxima a 0,1 MPa y son capaces de desplazarse a una velocidad comprendida entre 5 y 30 m/min. Frecuentemente las orugas tienen dos escalones de velocidad; uno lento para los desplazamientos dentro del frente de trabajo y otro más rápido para ir de un frente a otro.

Casi todos los minadores son capaces de trabajar en pendiente de hasta 18° en sentido descendente sin montar mecanismos especiales de retención. Las posibilidades de trabajo en pendiente ascendente son algo menores pudiéndose cifrar en unos 16° salvo en el caso de los minadores de WESTFALIA-LUNEN que tienen teóricamente un campo de utilización mucho mayor. Los minadores son muy sensibles a las pendientes transversales que en general deben limitarse a unos 7° .

Como tendencias observadas cabe señalar el escalonamiento progresivo de la velocidad de traslación mediante motores hidráulicos; esto no es muy difícil de conseguir habida cuenta que la potencia consumida por las orugas raras veces supera los 25 Kw., y la adopción de trenes de orugas totalmente comerciales como son los CARTERPILLAR que emplea el SUPER-ROC de AEC y el MK-III de DOSCO.

Por lo que se refiere a los servicios generales de los minadores, en el capítulo de energía hay que señalar la tendencia clara a emplear dos únicos motores: el de corte y el de accionamiento de una potente bomba hidráulica que se encarga de mover los motores hidráulicos del transportador, las orugas y el sistema de carga. La tensión de alimentación puede escojerse entre 500 y 1000 V.

Todos los minadores están provistos de un equipo de iluminación, de riego de agua para refrigerar las picas y combatir el polvo en el frente y algunos disponen de un sistema propio de captación de polvo.

Dado que las operaciones de sostenimiento son las que ocupan la mayor parte del tiempo en el ciclo de trabajo y, además, su mecanización no está conseguida; en algunos minadores se ha previsto la posibilidad de mecanizar la colocación del sostenimiento. Así una de las ventajas del STM-160 de Salzgitter es su pequeña altura que permite la adopción de una torreta de bulonaje. En otros casos los minadores

están equipados con plataformas accionadas hidráulicamente, a veces como en los DEMAG telescópicas, que facilitan la colocación de los cuadros metálicos.

4.6.4 Estudio de los parámetros de diseño.

Para intentar cuantificar más aún las diferencias existentes entre los tipos de minadores que actualmente se ofrecen en el mercado y para facilitar su elección a partir de unas necesidades de utilización concretas se han definido los siguientes parámetros de diseño:

$$* \quad A = \frac{\text{Potencia de corte (KW)}}{\text{Resistencia a compresión de las rocas (MPa)}}$$

$$* \quad B = \frac{\text{Peso del minador (t)}}{\text{Resistencia a compresión de las rocas (MPa)}}$$

$$* \quad C = \frac{\text{Potencia del corte (KW)}}{\text{Potencia total}}$$

En los apartados siguientes se analizarán estos parámetros para el conjunto de minadores estudiados.

4.6.4.1 Relación entre la potencia de corte y la resistencia a compresión simple de la roca a arrancar.

En el cuadro XIII se muestran, para cada uno de los minadores estudiados, la potencia disponible en cabeza de corte (PC) expresada en Kw y la resistencia a compresión máxima de las rocas (σ_c) expresada en MPa que cada minador es capaz de cortar con éxito.

También se incluye el tipo de cabeza de corte y el cociente entre los dos primeros parámetros.

Si hacemos la distinción entre los minadores que tienen cabeza de corte axial y radial tenemos las siguientes relaciones:

	$A = \frac{PC}{\sigma_c} \left(\frac{KW}{MPa} \right)$	COEFICIENTE DE VARIACION
MINADORES DE CORTE AXIAL	1,34	29,7%
MINADORES DE CORTE RADIAL	1,54	32,3%

De acuerdo con estos datos resulta que los minadores equipados con cabeza de corte axial exigen menos potencia para cortar rocas de la misma resistencia a compresión simple.

Nº	MINADOR	POTENCIA CORTE PC (KW)	RESISTENCIA A COMPRESION σ_c (MPa)	TIPO DE CABEZA	$A=PC/\sigma_c$ (KW/MPa)
1	ROC - MINER	112	70	AXIAL	1,6
2	SUPER - ROC	160	126,5	AXIAL	1,26
3	ALPINE F6 A	33	50	AXIAL	0,66
4	ALPINE AM-50	100	70	AXIAL	1,42
5	ALPINE AM-75	160	100	AXIAL	1,6
6	RH - 13	90	70	RADIAL	1,28
7	RH - 22	90	70	RADIAL	1,28
8	BOOM - MINER	60	60	RADIAL	1,00
9	WEBSTER	45	--	RADIAL	--
10	VS - 3/2	200	100	RADIAL	2,0
11	VS - 4	200	100	RADIAL	2,0
12	MK - 2A	67	60	RADIAL	1,116
13	MK - 2B	81	--	--	--
14	MK - III	142,5	100	RADIAL	1,425
15	ET - 160	200	80	RAD/AXI	2,5
16	PK - 3	32	40	RADIAL	0,8
17	PK - 7	22 (?)	40	RADIAL	0,55
18	PK - 9	93	60	RADIAL	1,55
19	F6 - HKF	30	50	AXIAL	0,6
20	F8 - 1	70	60	AXIAL	1,166
21	TITAN E - 134	200	100	RADIAL	2
22	TITAN E - 169	80	50	RADIAL	1,6
23	STM - 160	160	100	AXIAL	1,6
24	FUCHS	40	30	AXIAL	1,33
25	DACHS	53	40	AXIAL	1,325
26	LUCHS	110	70	AXIAL	1,57
27	BUFFEL	200	100	AXIAL	2,0

Cuadro XIII.- POTENCIA DE CORTE PC (KW) Y RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE σ_c (MPa) EN LOS MINADORES ESTUDIADOS

Los minadores que tienen un mejor diseño desde este punto de vista son el F6-HKF (A = 0,6); ALPINE F6-A (A = 0,66) y PK-3 (A = 0,8). Todos estos minadores corresponden al tipo pequeño. Entre los que son capaces de afrontar el corte de las rocas de mayor resistencia destacan el SUPER-ROC (A = 1,26), el MK - III (A = 1,42) y el ALPINE AM-75 (A = 1,6).

Si se efectua un ajuste por mínimos cuadrados se obtienen en el caso de una regresión lineal los siguientes resultados, cuya representación se muestra en las figuras Nº 14 y 15.

	AJUSTE OBTENIDO	COEFICIENTE DE CORRELACION
MINADOR DE CORTE AXIAL	$PC = 28,87 + 1,817 \cdot \sigma_c$	$r = 0,906$
MINADOR DE CORTE RADIAL	$PC = 80,7 + 2,7 \cdot \sigma_c$	$r = 0,877$

Los coeficientes de correlación obtenidos son realmente altos y, por lo tanto, las expresiones anteriores pueden emplearse para estimar la potencia de corte de que es necesario disponer para poder cortar rocas de una resistencia determinada. A título de ejemplo si las rocas a arrancar tienen

LINEAR

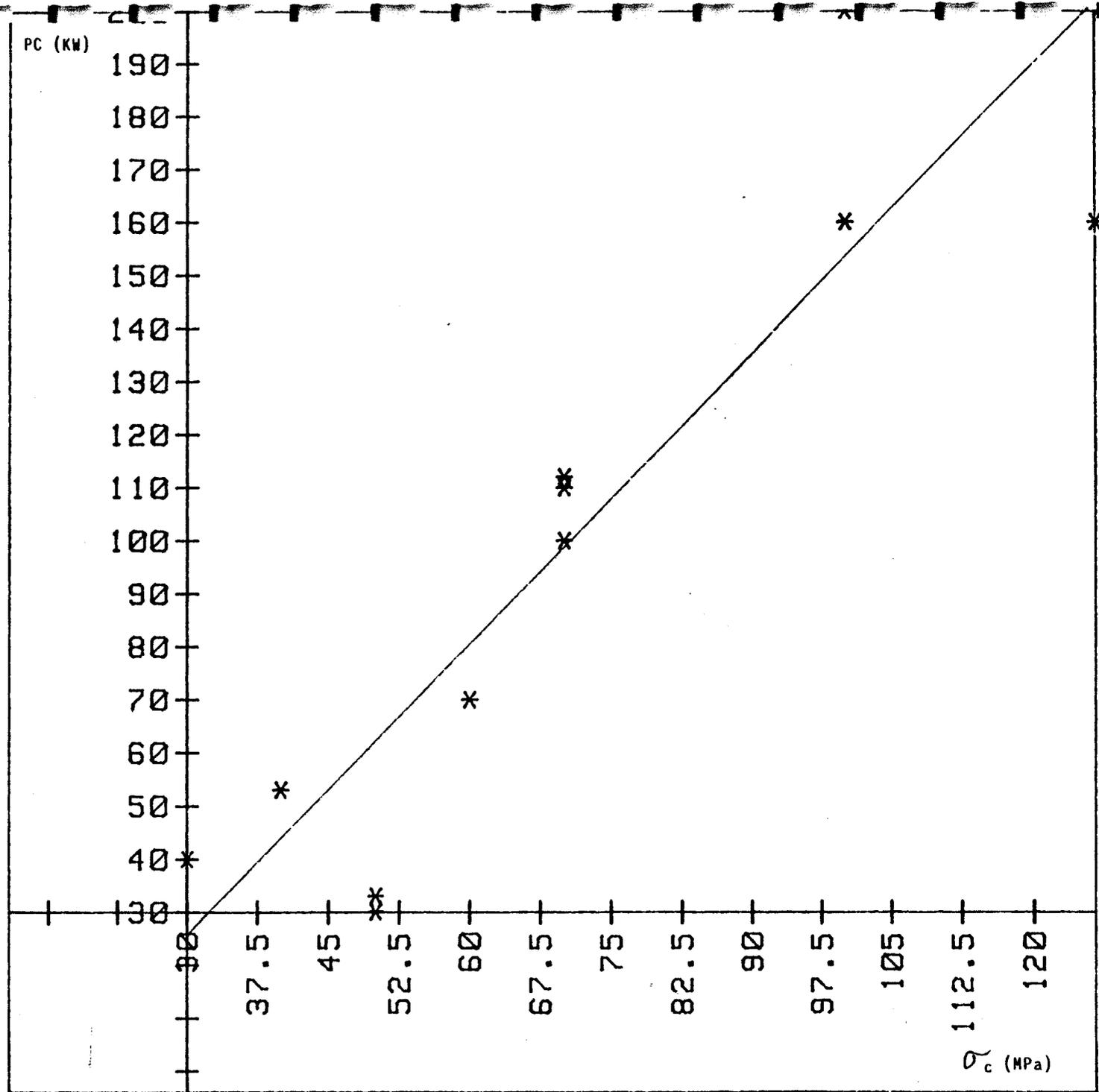


Fig nº 14.- Relación entre la potencia de corte (PC) y la resistencia a compresión simple (σ_c) en los minadores de corte axial

$$PC = 28,87 + 1,817 \cdot \sigma_c$$

$r = 0,906$

LINEAR

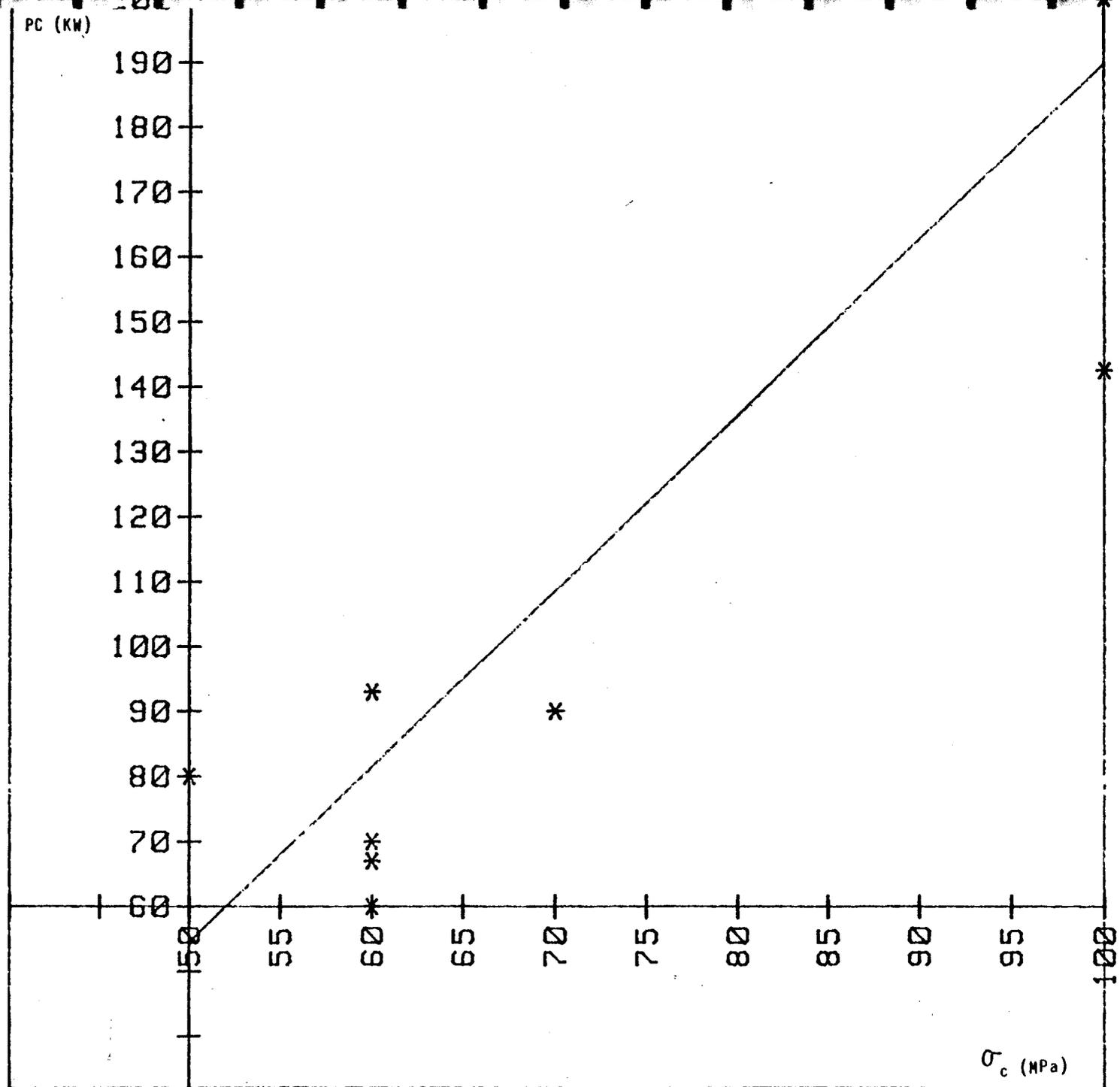


Fig nº 15.- Relación entre la potencia de corte (PC) y la resistencia a compresión simple (σ_c) en los minadores de corte radial

$$PC = 80,7 + 2,7 \cdot \sigma_c$$

$$r = 0,877$$

Nº	MINADOR	PESO MINADOR PM (t)	RESISTENCIA A COMPRESION σ_c (MPa)	TIPO DE CABEZA	$B = PM/\sigma_c$ (t/MPa)
1	ROCK-MINER	23,5	70	AXIAL	0,335
2	SUPER-ROC	41	126,5	AXIAL	0,324
3	ALPINE F6 A	12	50	AXIAL	0,24
4	ALPINE AM-50	24	70	AXIAL	0,34
5	ALPINE AM-75	43	100	AXIAL	0,43
6	RH - 13	32	70	RADIAL	0,45
7	RH - 22	30	70	RADIAL	0,428
8	BOOM MINER	18	60	RADIAL	0,300
9	WEBSTER	10	--	RADIAL	---
10	VS - 3/2	75	100	RADIAL	0,75
11	VS - 4	45	100	RADIAL	0,45
12	MK - 2A	23,4	60	RADIAL	0,39
13	MK - 2B	37	--	RADIAL	---
14	MK - III	71	100	RADIAL	0,71
15	ET - 160	70	80	RAD/AXI	0,875
16	PK - 3	12,5	40	RADIAL	0,312
17	PK - 7	12,14	40	RADIAL	0,30
18	PK - 9	30	60	RADIAL	0,5
19	F6 - HKF	11	50	AXIAL	0,22
20	F8 - 1	20	60	AXIAL	0,332
21	TITAN E-134	65	100	RADIAL	0,65
22	TITAN E-169	46	50	RADIAL	0,92
23	STM - 160	45	100	AXIAL	0,45
24	FUCHS	9	30	AXIAL	0,3
25	DACHS	13	40	AXIAL	0,325
26	LUCHS	25	70	AXIAL	0,357
27	BUFFEL	55	100	AXIAL	0,55

Cuadro XIV.- PESO DEL MINADOR PM(t) Y RESISTENCIA A COMPRESION
SIMPLE σ_c (MPa) EN LOS MINADORES ESTUDIADOS

una resistencia a compresión simple de unos 100 MPa serán necesarios 152,83 Kw en la cabeza de corte si esta es axial y 189,3 Kw si es radial. Estos valores se reducen respectivamente a 98,32 Kw y a 108,3 Kw si la resistencia de las rocas baja a 70 MPa.

4.6.4.2 Relación entre el peso del minador y la resistencia a compresión simple de las rocas a arrancar.

En el Cuadro XIV se muestran, para cada uno de los minadores estudiados, los valores del peso del minador (PM) expresado en t. y el de la resistencia a compresión simple de las rocas a arrancar (σ_c) expresada en MPa que cada minador es capaz de cortar con éxito. Se indica también el tipo de cabeza de corte de cada minador y el valor del parámetro B definido como el cociente de los dos anteriores.

Distinguiendo nuevamente entre los minadores con cabeza axial y cabeza radial encontramos los siguientes valores medidos para el grupo estudiado.

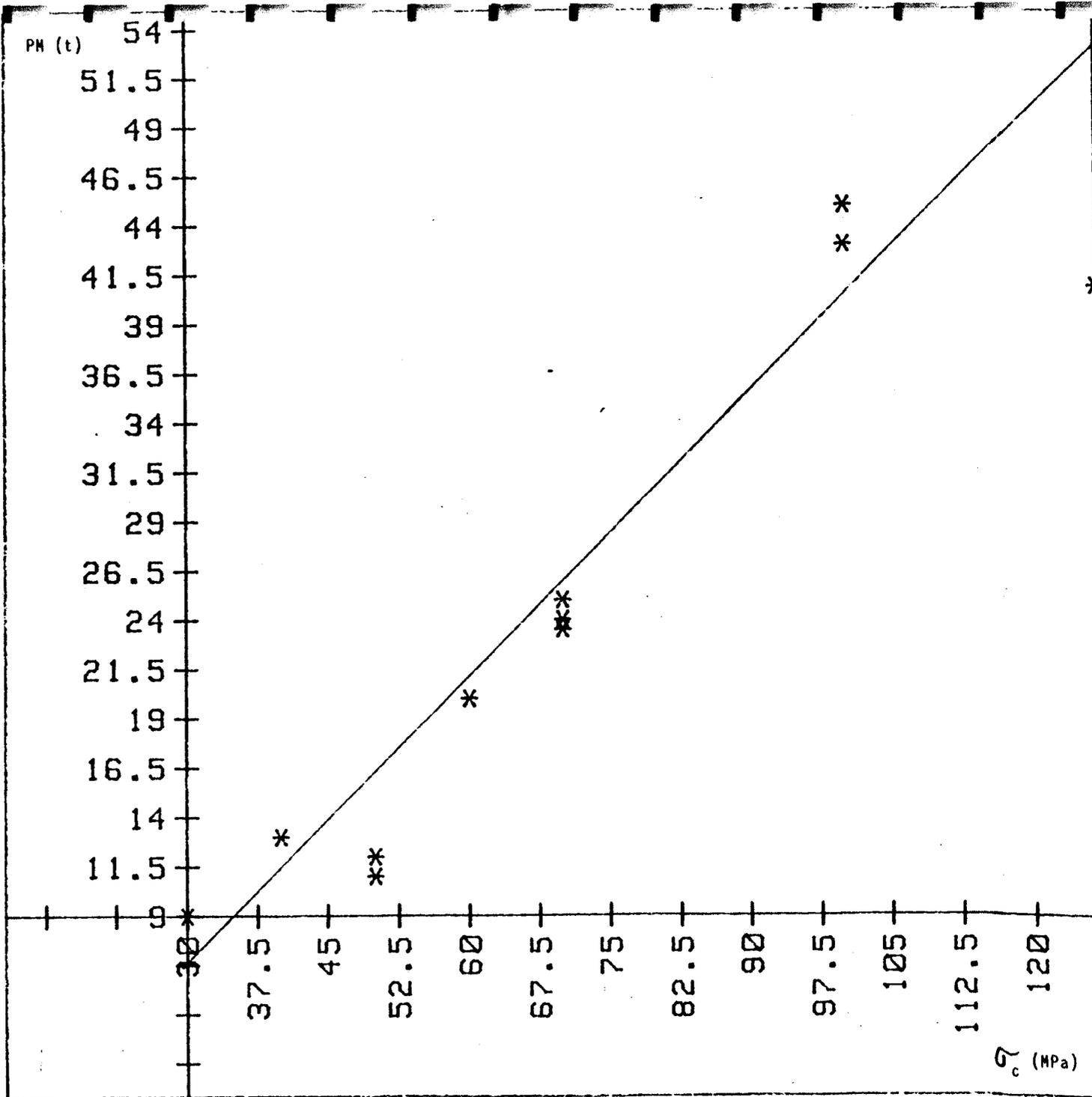
	$B = \frac{PM}{\sigma_c} \left(\frac{t}{MPa} \right)$	COEFICIENTE DE VARIACION
MINADORES DE CORTE AXIAL	0,354	26,3%
MINADORES DE CORTE RADIAL	0,541	39,9%

LINEAR

Fig nº 16.- Relación entre el peso del minador (PM) y la resistencia a compresión simple (σ_c) en los minadores de corte axial

$$PM = 8,29 + 0,485 \cdot \sigma_c$$

$$r = 0,909$$



De estos datos podemos deducir que para poder cortar una roca de la misma resistencia a compresión simple un minador con cabeza de corte axial tendrá que tener un peso menor que uno de corte axial.

Los minadores que tienen menor parámetro B, que corresponderían a los de mejor diseño, son el F6-HKF (B=0,22); ALPINE F-6A (B = 0,24) y WESTFALIA FUCHS (B = 0,3) todos ellos también pertenecientes al grupo denominado de pequeños conforme a la clasificación que se ha hecho. En el caso de las rocas de elevada resistencia los minadores de mejor diseño, en este aspecto, corresponden al ALPINE AM-75 (B = 0,43), SALZGITTER STM-160 (B = 0,45) y DEMAG VS-4 (B = 0,45). Entre todos ellos la mayoría están equipados con cabeza de corte axial.

Efectuado un ajuste por mínimos cuadrados se obtienen en el caso de una regresión lineal los siguientes resultados cuya representación se muestra en las figuras Nº 16 y 17.

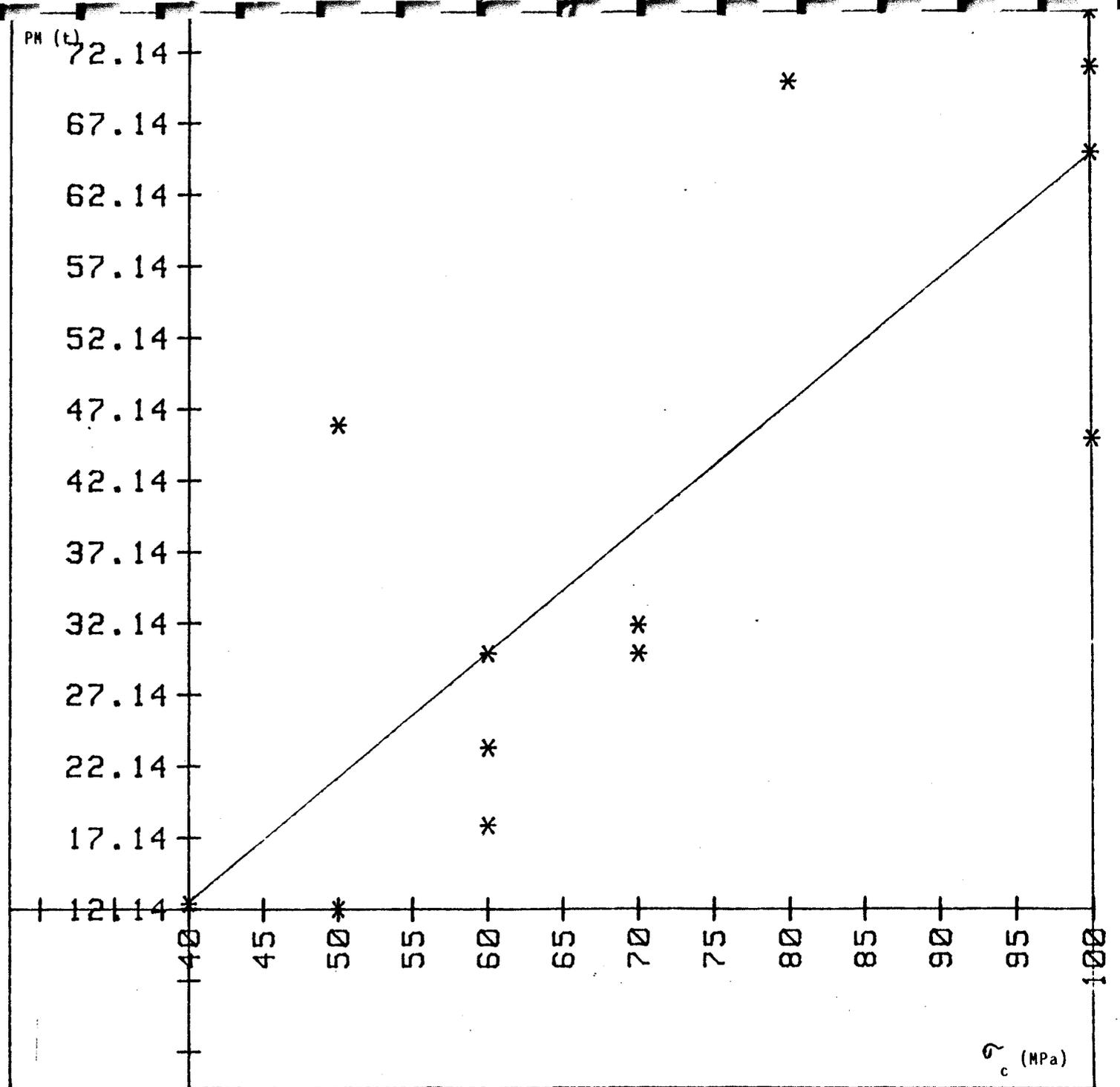
	AJUSTE OBTENIDO	COEFICIENTE DE CORRELACION
MINADOR DE CORTE AXIAL	$PM = 8,29 + 0,485 \cdot \sigma_c$	$r = 0,909$
MINADOR DE CORTE RADIAL	$PM = 22,21 + 0,871 \cdot \sigma_c$	$r = 0,822$

LINEAR

Fig nº 17.- Relación entre el peso del minador (PM) y la resistencia a compresión simple (σ_c) en los minadores de corte radial

$$PM = 22,21 + 0,871 \cdot \sigma_c$$

$$r = 0,822$$



Los coeficientes de correlación obtenidos son también altos y por lo tanto la fiabilidad de las expresiones anteriores es alta y se puede emplear para definir el peso de que es necesario dotar a los minadores a fin de que estos puedan hacer frente al arranque de rocas de una determinada resistencia.

En el caso de que las rocas tuvieran una resistencia a compresión simple de unos 100 MPa sería necesario un minador de cabeza axial que pesara del orden de 40,21 t. mientras que si la cabeza es de corte radial el peso deberá ser de 64,89 t. En el caso de rocas de 70 MPa de resistencia a compresión simple estos valores se reducen respectivamente a 25,61 t. y 38,76 t.

4.6.4.3 Relación entre la potencia de corte y la potencia total del minador.

Dado que el principal problema de los minadores lo constituye la competencia de las rocas que se deben arrancar interesa que la potencia de corte del minador sea la mayor posible en cada caso. Como evidentemente la potencia total a instalar en un minador está limitada, se ha definido un tercer parámetro de diseño C, que es igual al cociente entre la potencia disponible en la cabeza de corte PC y la potencia instalada (PT). En el cuadro XV se muestran los datos para calcular el parámetro C en cada uno de los minadores estudiados.

Si se calcula el valor medido del parámetro C para los minadores de corte axial, radial y para el conjunto de todos ellos obtenemos los siguientes datos.

Nº	MINADOR	POTENCIA CORTE PC (KW)	POTENCIA TOTAL (x) PT (KW)	TIPO DE CABEZA	$C = \frac{PC}{PT}$
1	ROC-MINER	112	187	AXIAL	0,598
2	SUPER-ROC	160	321	AXIAL	0,498
3	ALPINE F-6A	33	66	AXIAL	0,5
4	ALPINE AM-50	100	155	AXIAL	0,64
5	ALPINE AM-75	160	295	AXIAL	0,54
6	RH - 13	90	180	RADIAL	0,5
7	RH - 22	90	138	RADIAL	0,65
8	BOOM MINER	60	120	RADIAL	0,5
9	WEBSTER	45	45	RADIAL	1,0
10	VS 3/2	200	---	RADIAL	---
11	VS - 4	200	300	RADIAL	0,66
12	MK - 2A	67	150	RADIAL	0,446
13	MK - 2B	81	---	RADIAL	---
14	MK - III	142,5	300	RADIAL	0,475
15	ET - 160	200	397	RAD/AXI	0,50
16	PK - 3	32	---	RADIAL	---
17	PK - 7	22 (?)	---	RADIAL	---
18	PK - 9	93	175	RADIAL	0,53
19	F6 - HKF	30	65,8	AXIAL	0,455
20	F8 - I	70	132,2	AXIAL	0,529
21	TITAN E-134	200	290	RADIAL	0,689
22	TITAN E-169	80	165	RADIAL	0,48
23	STM - 160	160	257	AXIAL	0,622
24	FUCHS	40	73	AXIAL	0,547
25	DACHS	53	101	AXIAL	0,524
26	LUCHS	110	195	AXIAL	0,564
27	BUFFEL	200	290	AXIAL	0,689

Cuadro XV.- POTENCIA DE CORTE PC (KW) Y POTENCIA TOTAL
PT (KW) EN LOS MINADORES ESTUDIADOS

	$C = \frac{PC}{PT}$	COEFICIENTE DE VARIACION
MINADORES DE CORTE AXIAL	0,558	12%
MINADORES DE CORTE RADIAL	0,543	16%
TOTAL DE MINADORES	0,551	13,7%

Puede comprobarse que tanto en los minadores con cabeza radial como axial se emplea, por término medio, el mismo porcentaje de la potencia total instalada para accionar la cabeza de corte. Esto es lógico pues éste parámetro depende fundamentalmente del diseño del conjunto de la máquina y no sólo de la cabeza de corte. A la vista de lo anterior resulta más significativo retener la cifra media relativa al total de minadores que nos indica que el 55% de la potencia instalada en los minadores se dedica a accionar la cabeza de corte.

Si se analiza el Cuadro XV observamos que el WEBSTER 2000 es el que mejor valor tiene para el parámetro C ya que en este caso al ser el motor de roza hidráulico se puede aprovechar toda la potencia instalada. Este es una solución a

tener en cuenta en los futuros desarrollos. Conviene destacar que los minadores que tienen un parámetro C claramente por encima de la media: ALPINE AM-50 (C = 0,64); ANDERSON RH-22 (C = 0,65), DEMAG V-S4 (C = 0,66); TITAN E-134 (C = 0,689); SALZGITTER STM-160 (C = 0,622) y WESTFALIA BUFFEL (C = 0,689) son precisamente los de diseño más moderno en los que o bien se ha aquilatado muy bien la potencia necesaria para los servicios generales, caso del ALPINE AM-50, o se va a un diseño con dos motores uno de rozado y otro hidráulico para atender a los servicios.

En la figura Nº 18 se muestra el ajuste lineal por mínimos cuadrados entre la potencia de corte (PC) y la potencia total (PT), expresada en KW, que está establecido por la relación.

$$PT = 17,98 + 1,596 \cdot PC$$

con un coeficiente de correlación $r = 0,95$ que es muy alto.

En el caso de los ejemplos típicos anteriormente establecidos las potencias totales que debieran tener los minadores, para trabajar en condiciones normales, serían:

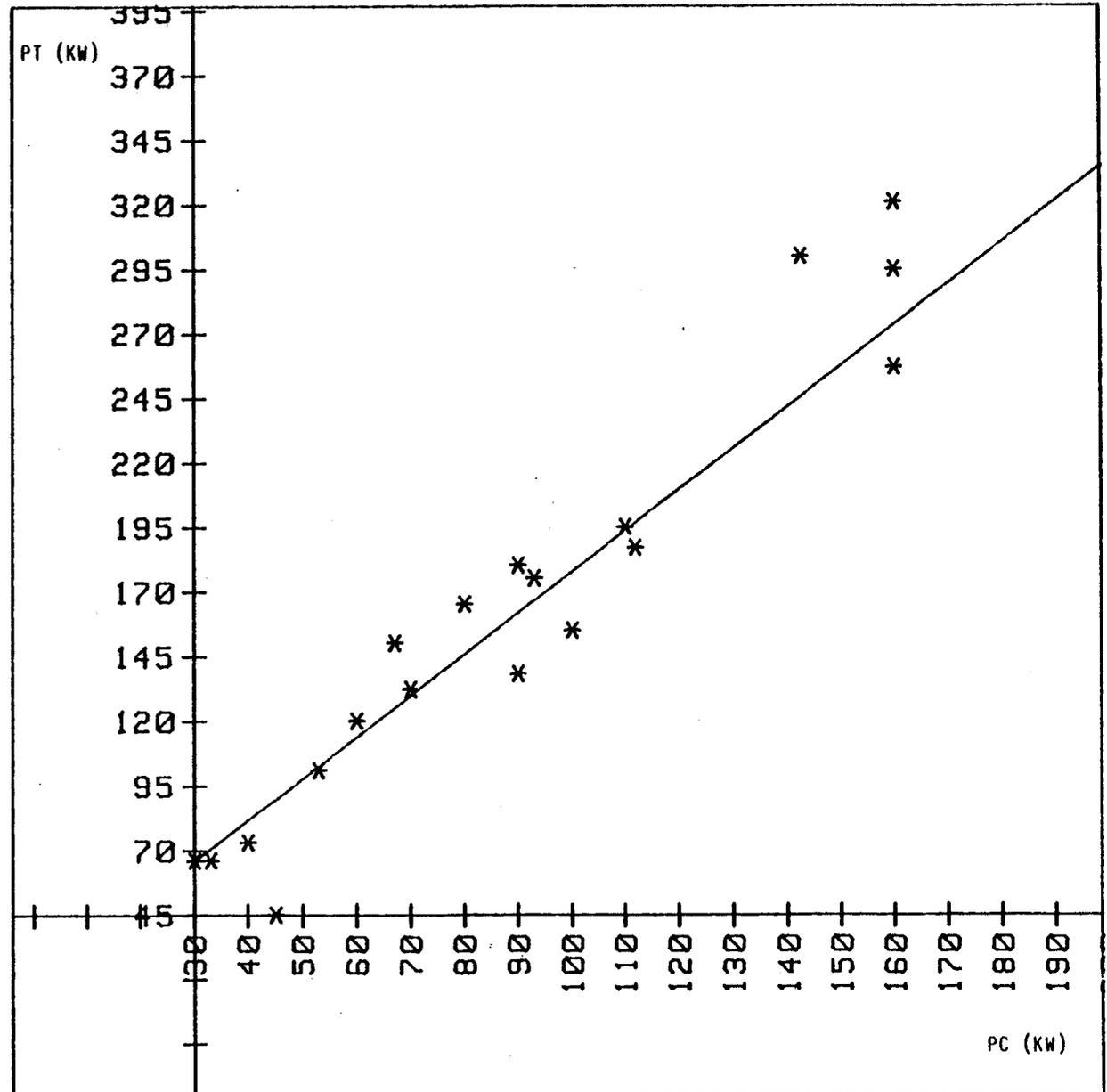
RESISTENCIA A COMPRESION DE LA ROCA	POTENCIA DE CORTE (KW)		POTENCIA TOTAL (KW)	
	AXIAL	RADIAL	AXIAL	RADIAL
$\sigma_c < 100$ MPa	152,83	189,3	262	320
$\sigma_c < 70$ MPa	98,32	108,3	174,9	191

LINEAR

Fig nº 18.- Relación entre la potencia total del minador (PT) y la potencia de corte (PC)

$$PT = 17,98 + 1,596 PC$$

$$r = 0,95$$



5. PROPUESTAS QUE SE DERIVAN DE LOS TRABAJOS REALIZADOS.

En lo expuesto anteriormente se ha realizado un resumen de los trabajos efectuados en este proyecto en relación con la mejora de los avances de galerías en la minería del carbón en España. En lo que sigue se expondrán las acciones que se proponen, basadas en los trabajos realizados, para mejorar el rendimiento de los trabajos objeto de este estudio.

5.1 ACCIONES PARA MEJORAR EL RENDIMIENTO DE LOS AVANCES CON EXPLOSIVOS.

Se ha indicado en el apartado 2.1 que la situación de los frentes avanzados con explosivos en España es, en general, precaria en cuanto a los medios tecnológicos existentes. Por ello las medidas a tomar para mejorar los rendimientos en estas labores deben ir encaminadas hacia la adquisición de un material de tecnología avanzada adecuado para trabajar en este tipo de galerías. Esto implica la necesidad de realizar unas fuertes inversiones y, por lo tanto, para hacer rentable estas operaciones será necesario garantizar un elevado grado de utilización de estas máquinas. Llegados a este punto la legislación actual impone serias restricciones a esta vía de progreso ante la obligación de dar las pegas a horas establecidas salvo situaciones que obtengan especial autorización.

Por ello a continuación se van a exponer las conclusiones obtenidas en los ensayos realizados que avalan la conveniencia de proponer una nueva redacción para algún artículo del vigente Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica.

5.1.1 Resultado de los ensayos de control de humos.

En Enero de 1.982 se realizaron controles de la concentración NO_x y CO en diez voladuras efectuadas en el Pozo S. NICOLAS de HUNOSA. En las figuras Nº 19 a 28 se recogen las características y datos tomados en cada una de las voladuras controladas.

Al observar las curvas de concentración de NO_x y CO en función del tiempo llama la atención al hecho de que, en varios casos, las curvas de concentración sean sensiblemente diferentes según se trate de mediciones realizadas sobre muestras tomadas en el frente o en la cola de la tubería de ventilación. En la realidad ambas curvas debieran ser sensiblemente paralelas con un desplazamiento proporcional al tiempo de recorrido de los gases por el interior de la tubería.

Estas anomalías pueden deberse a dos razones:

- * Dilución de gases por fugas en la tubería de ventilación.
- * Diferencias debidas al método de determinación de la concentración empleado.

Fig. Nº 19

VOLADURA Nº 1

Fecha: Enero 1.982

Lugar: Pozo San Nicolás, de HUNOSA

Labor: Estéril 7ª Oeste 4ª Planta

Sección 2UA $S^2 = 9 \text{ m}^2$

Roca: Arenisca

Pega, n = 43 barrenos

Explosivo: Goma 2E - C

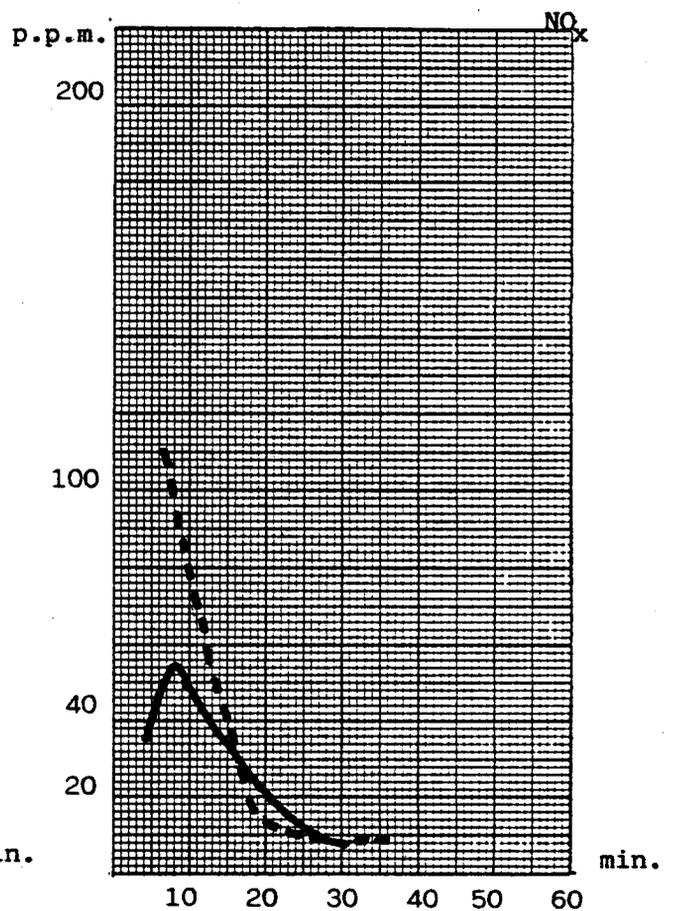
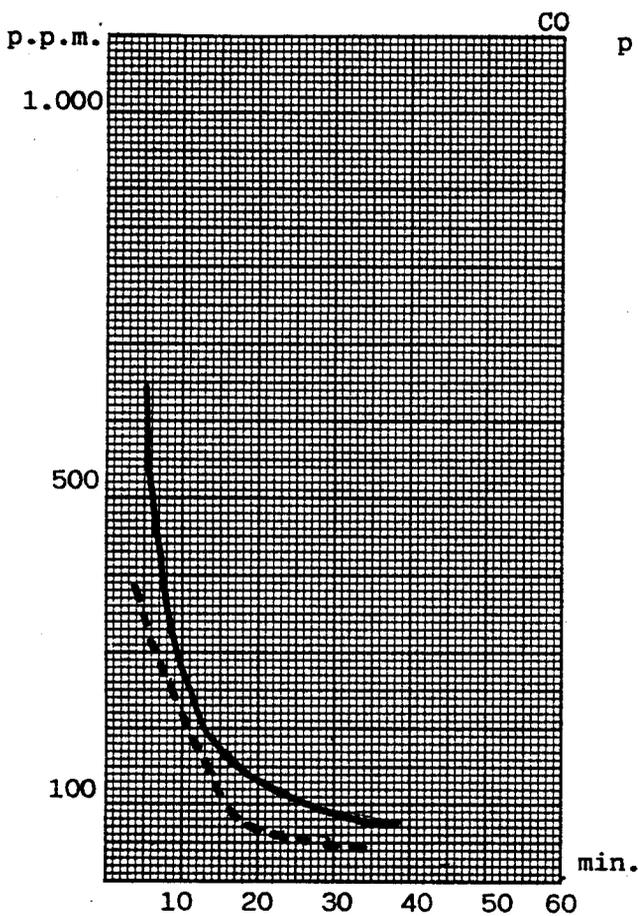
Q_F 32,5 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 258 m

Aforos A = 1,53

impelente 20 m

m^3/S 1,22 0,98



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 3,0 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,17 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 32 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 21 \text{ min.}$$

Fig. N° 20

VOLADURA N° 2

Fecha: Enero 1.982

Lugar: Pozo San Nicolas

Labor: Estéril 7ª Oeste 4ª Planta

Sección 2UA $S^2 = 10,5m^2$

Roca: Arenisca

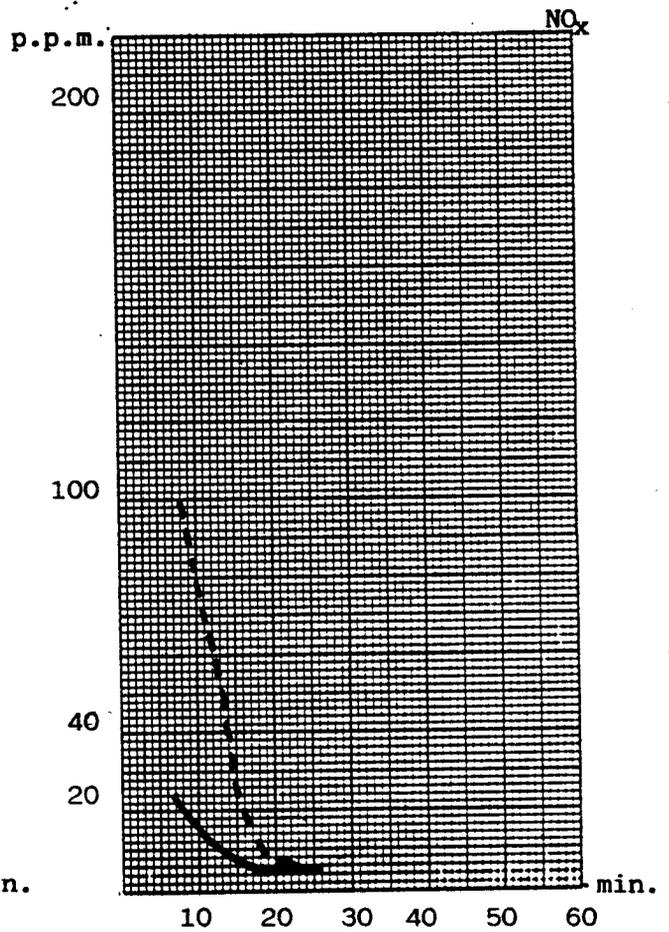
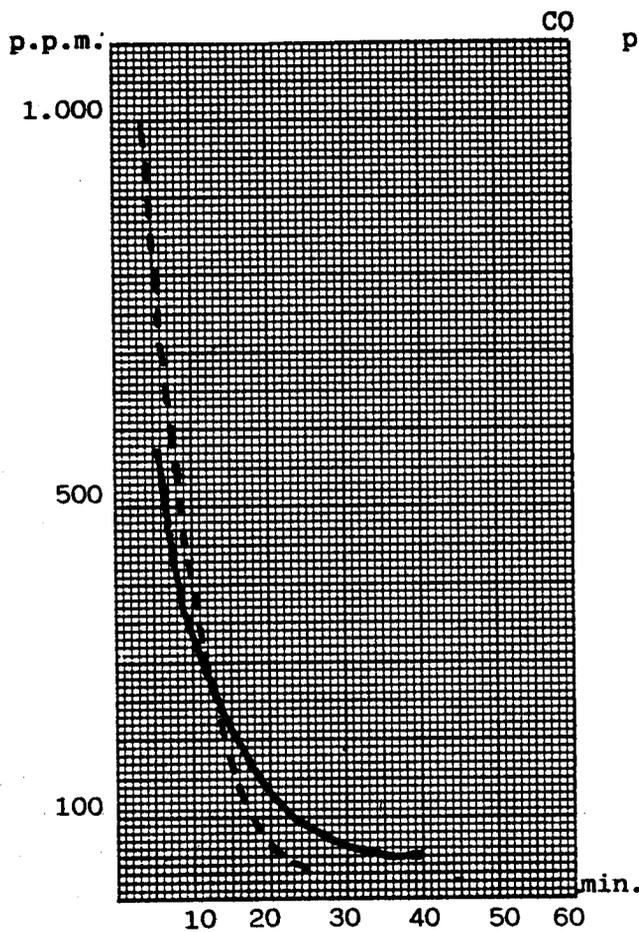
Pega, n = 45 barrenos

Explosivo: Goma 2E - C

Q_f 35 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 258 m
impelente 20 m

Aforos A = 1,526
 m^3/S 1,216 0,98



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 3,33 \quad \text{Kg}/m^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,145 \quad \text{m}/s$$

$$t(CO_{100}) = 22 \quad \text{min.}$$

$$t(NO_{x20}) = 15 \quad \text{min.}$$

Fig. N° 21

VOLADURA N° 3

Fecha: Enero 1.982

Lugar:

Labor: Estéril 7ª Oeste 4ª Planta

Sección 2UA $S^2 = m^2$

Roca: Arenisca

Pega, n = 46 barrenos

Explosivo: Riogel 2

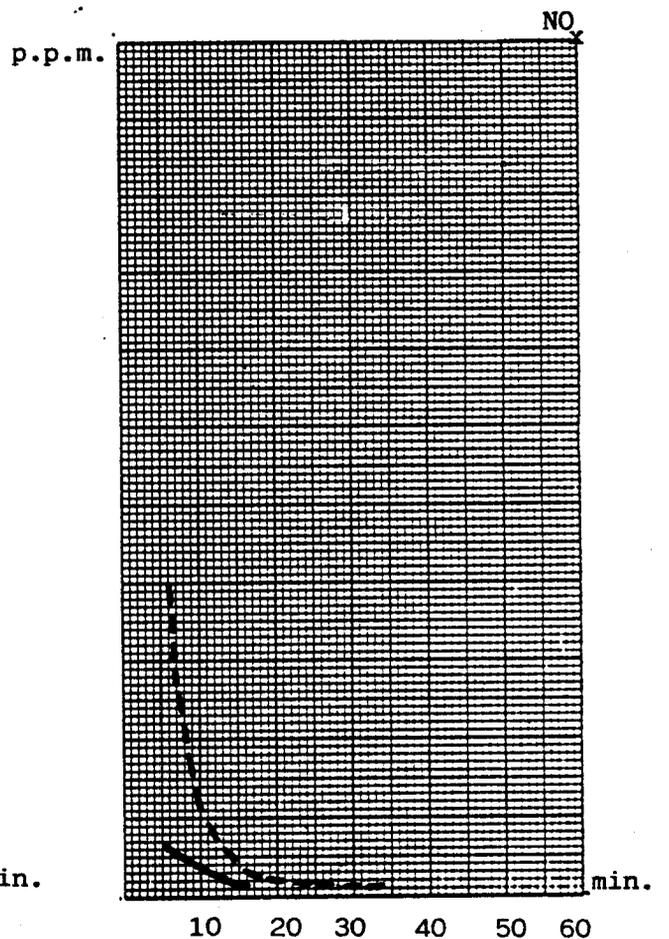
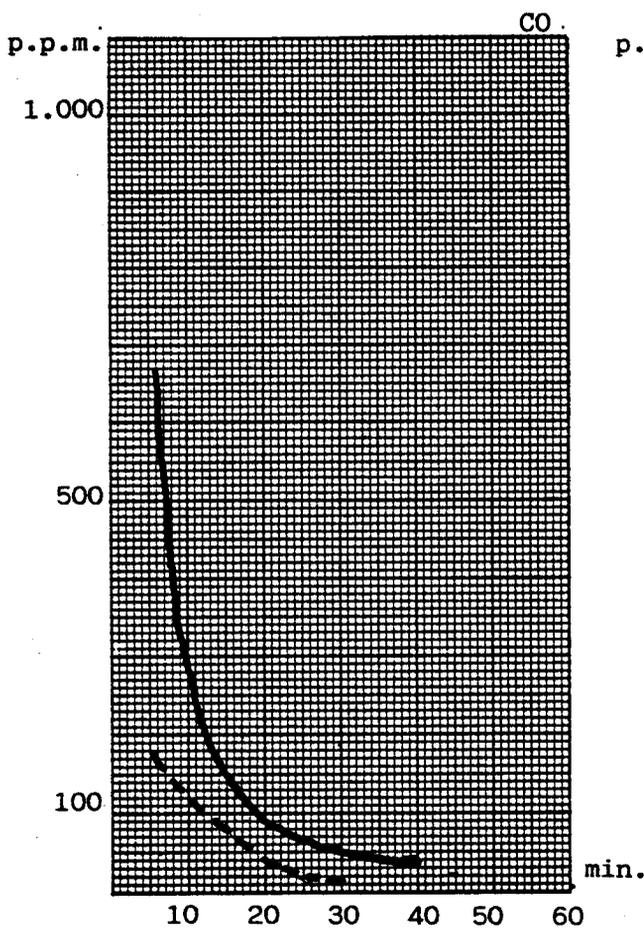
Q_F 55,7 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 258 m

Aforos A = 1.526

impelente 20 m

m^3/S 1.216 0,980



— en el frente

- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 5,3 \quad \text{Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,145 \quad \text{m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 18 \quad \text{min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 10 \quad \text{min.}$$

Fig. N° 22

VOLADURA N° 4

Fecha: Enero 1.982

Lugar: Pozo San Nicolas

Labor: Estéril 7ª Oeste 4ª Planta

Sección 2UA S² = m²

Roca: Arenisca

Pega, n = 58 barrenos

Explosivo: Riogel 2

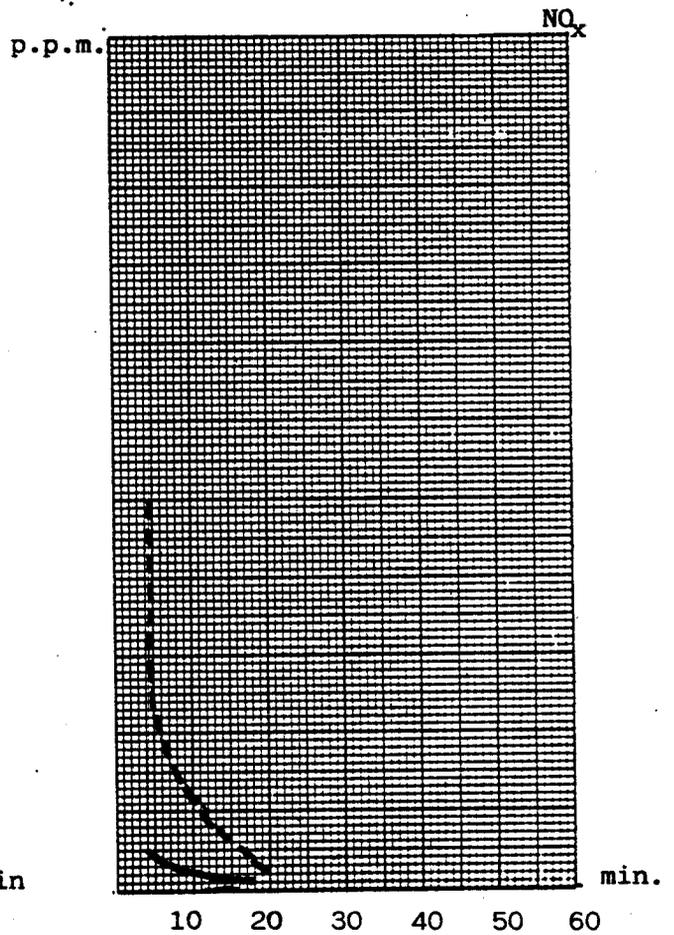
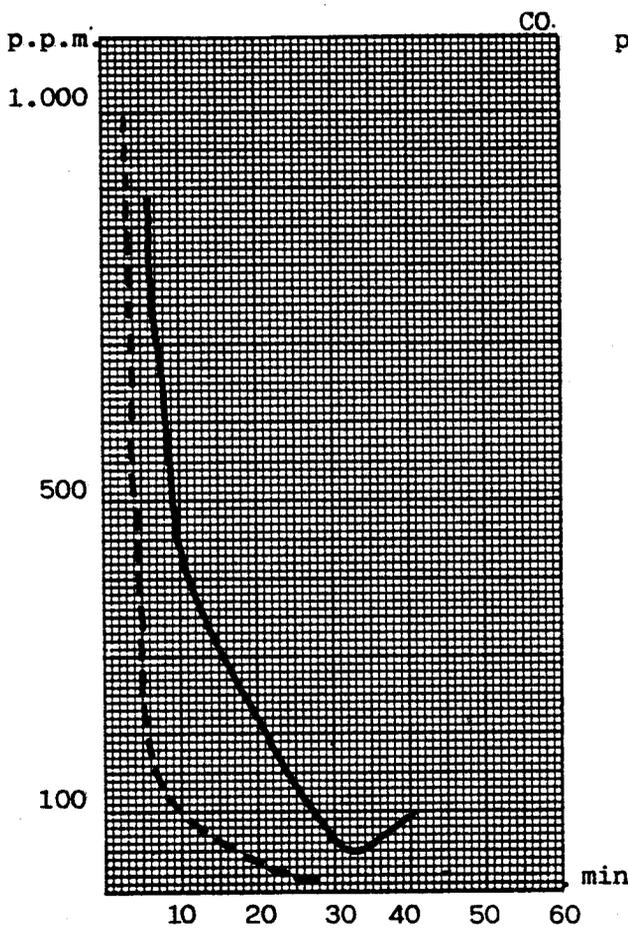
Q_F 58,6 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 258 m

Aforos A =

impelente 20 m

m³/S



— en el frente
 - - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 5,58 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,145 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 27 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 12 \text{ min.}$$

Fig. Nº 23

VOLADURA Nº 5

Fecha: Enero 1.982

Lugar:

Labor: Estéril 7ª Oeste 4ª Planta

Sección 450 C S² = 12 m²

Roca: Pudinga

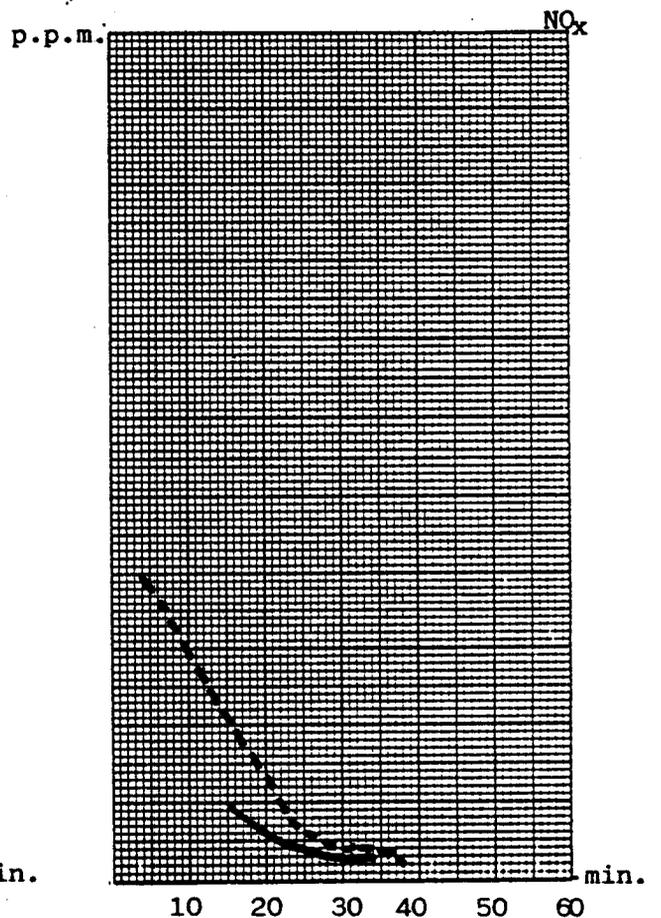
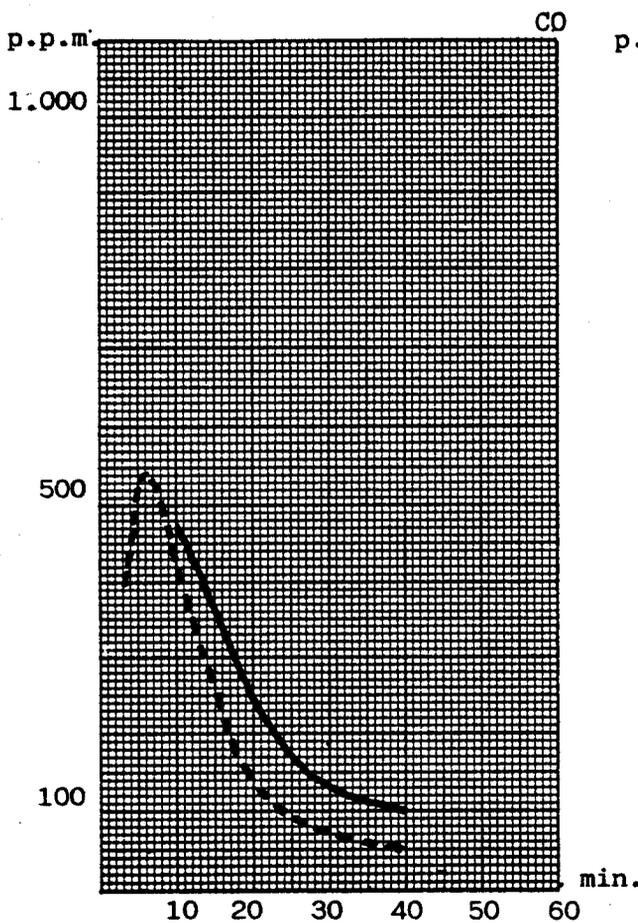
Pega, n = 55 barrenos

Explosivo: Goma 2E - C

Q_f 42,5 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 1020 m
impelente 30 m

Aforos A = 0,989
m³/S 4,5 3,8



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 3,5 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,082 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 40 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 21 \text{ min.}$$

Fig. N° 24

VOLADURA N° 6

Fecha: Enero 1.982

Lugar: Gufa 14 Oeste 3ª Planta

Labor:

Sección 2UA $S^2 = 9 \text{ m}^2$

Roca: Capa 1,5 m.

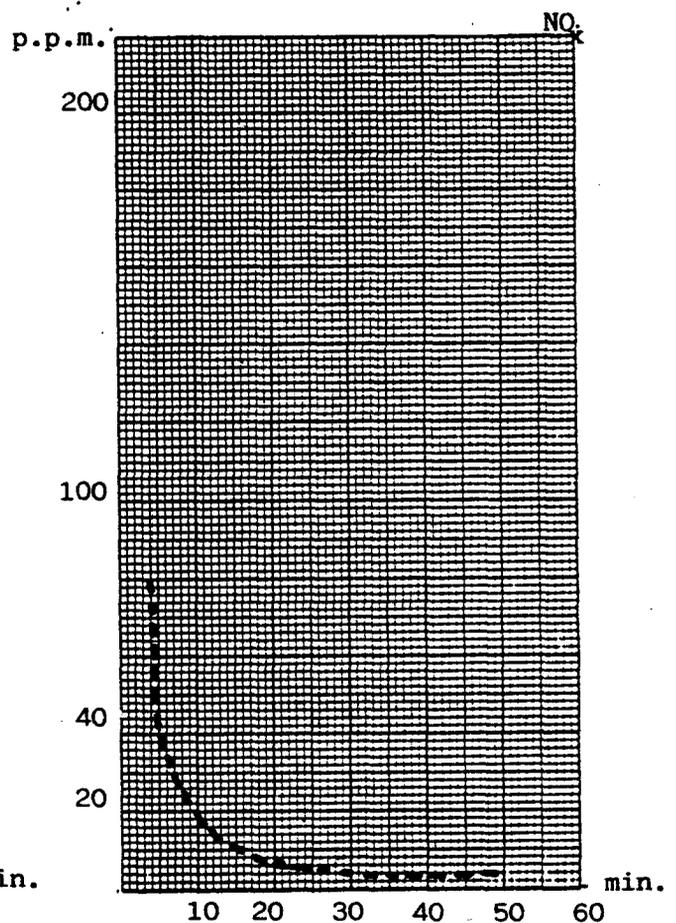
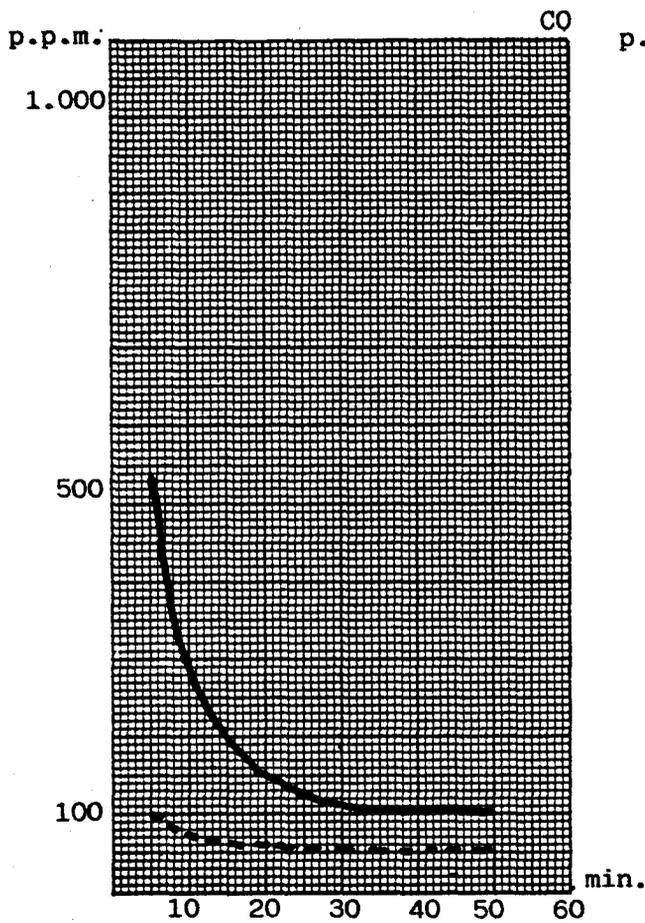
Pega, n = 41 barrenos

Explosivo: Seg. N° 9

Q_F 22,5 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 160 m
impelente 14 m

Aforos $A = 0,55$
 m^3/s 0,635



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 2,14 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,06 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 47 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 10 \text{ min.}$$

Fig. Nº 25

VOLADURA Nº 7

Fecha: Enero 1.982

Lugar:

Labor: Guía 14 Oeste 3ª Planta

Sección $S^2 = 9 \text{ m}^2$

Roca:

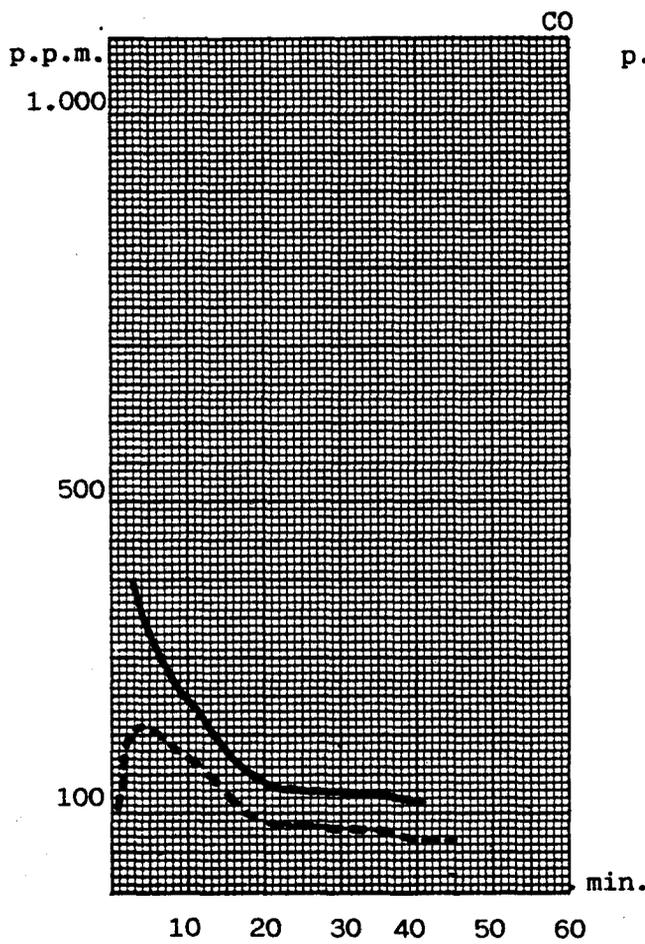
Pega, n = 46 barrenos

Explosivo: Seg. Nº 9

Q_F 25 Kg.
Cola Frente

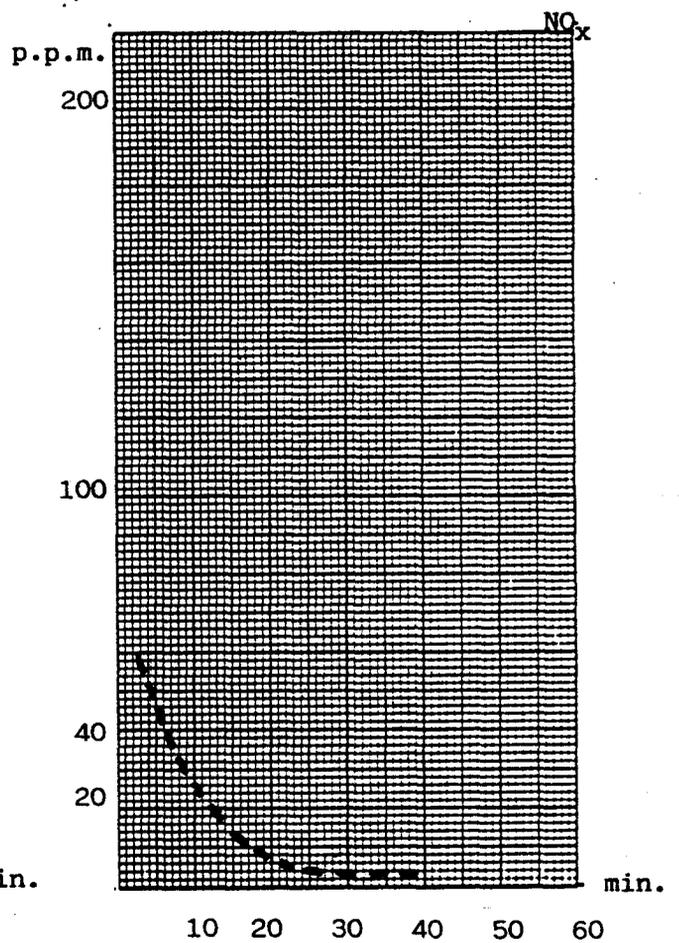
Ventilación aspirante 160 m
impelente 19 m

Aforos A =
m³/S



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:



$$q = \frac{Q}{S} = 2,38 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,06 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 50 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 12 \text{ min.}$$

Fig. Nº 26

VOLADURA Nº 8

Fecha:

Lugar:

Labor: Guía 14 Oeste 4ª Planta

Sección 2UA $S^2 = 9 \text{ m}^2$

Roca: Carbón 0,7 m.

Pega, n = 43 barrenos

Explosivo: Seg. 20 SR

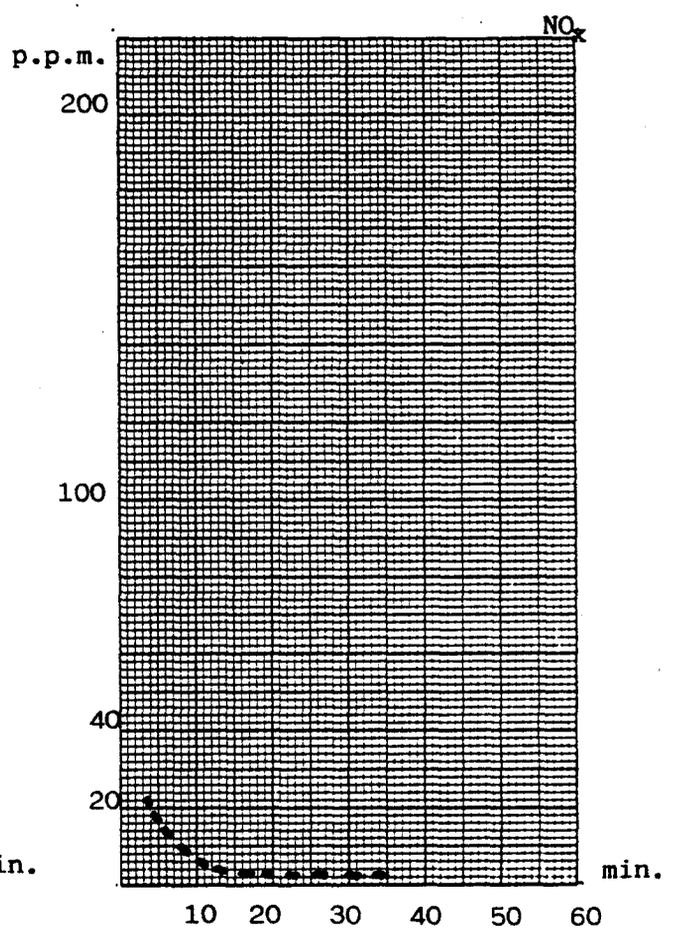
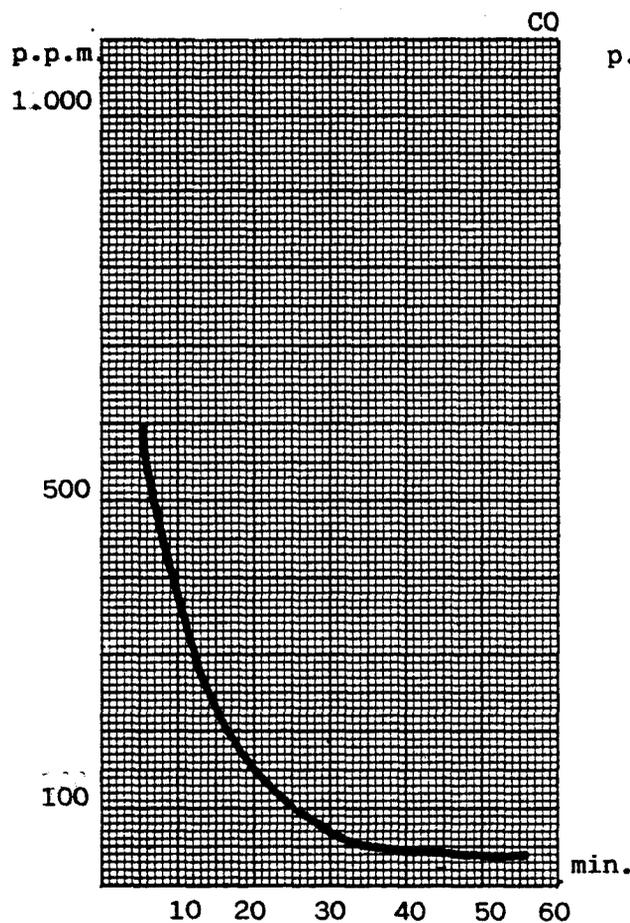
Q_F 30 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 13 m

Aforos A = 1,11

impelente 10 m

m^3/S 0,5



— en el frente

- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 2,86 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,12 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 24 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = \text{min.}$$

Fig. Nº 27

VOLADURA Nº 9

Fecha: Enero 1.982

Lugar:

Labor: Guía 14 Oeste 3ª Planta

Sección $S^2 = 9 \text{ m}^2$

Roca: Carbón 1,5 m.

Pega, n = 44 barrenos

Explosivo: Seg. 20 SR

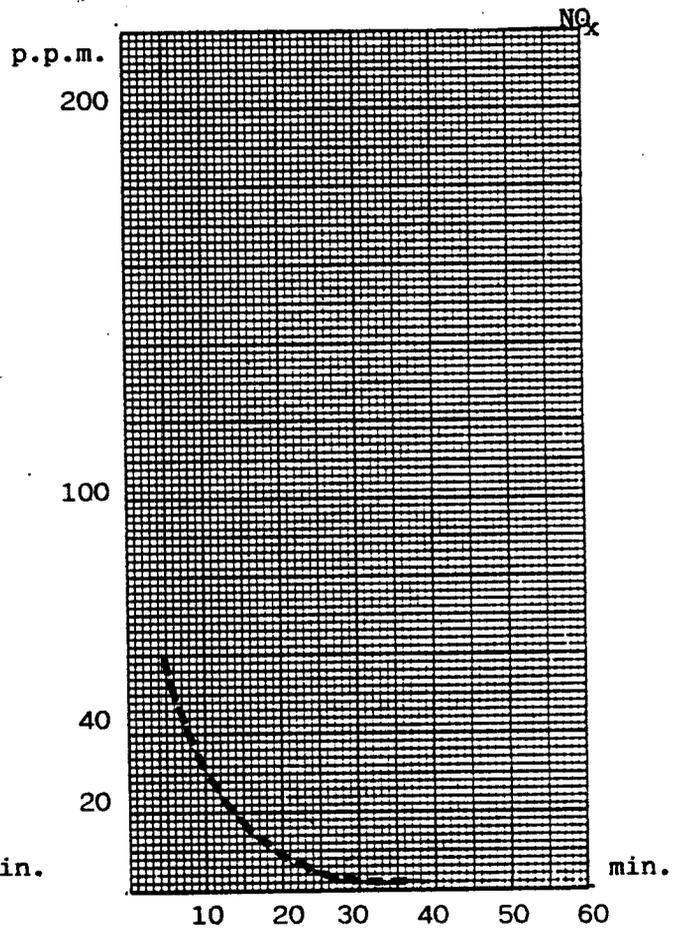
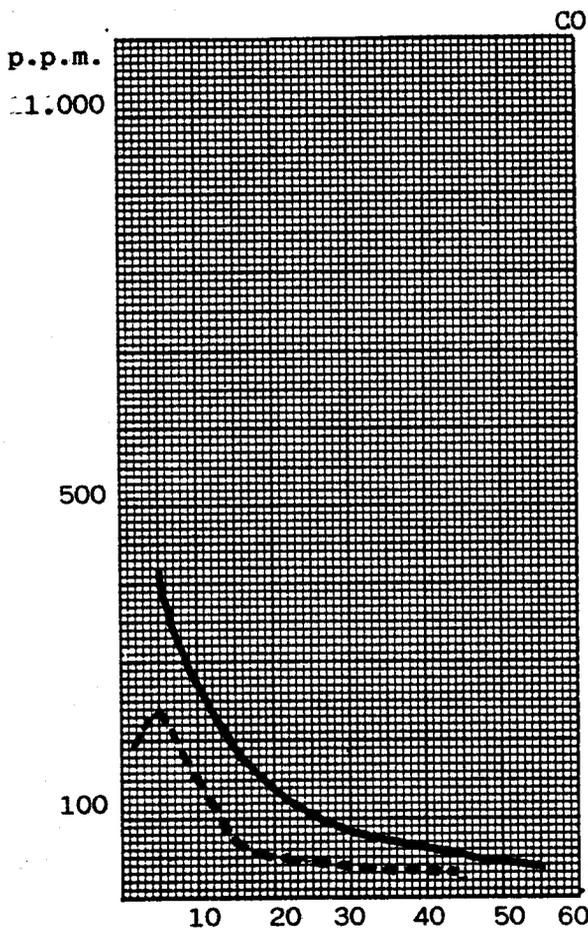
Q_F 27,5 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 160 m

Aforos $A = 0,549$

impelente 19 m

m^3/s 0.635



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 2,62 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,06 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 28 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 13 \text{ min.}$$

Fig. Nº 28

VOLADURA Nº 10

Fecha: Enero 1.982

Lugar:

Labor: Guía 14 Oeste 3ª Planta

Sección 2UA $S^2 = 9 \text{ m}^2$

Roca: Carbón 1,5 m.

Pega, n = 45 barrenos

Explosivo: Seg. 20 Sr

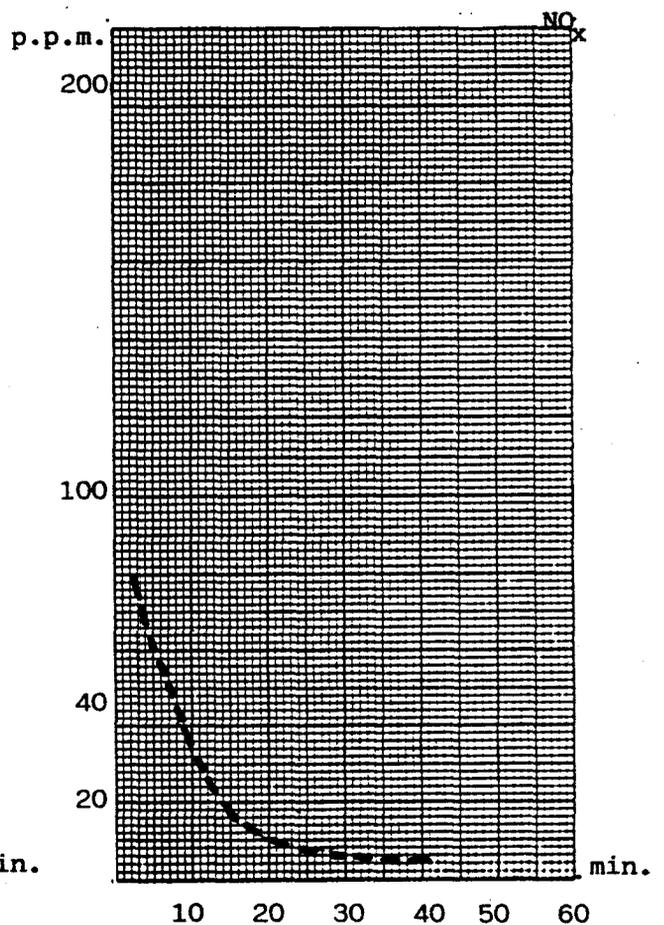
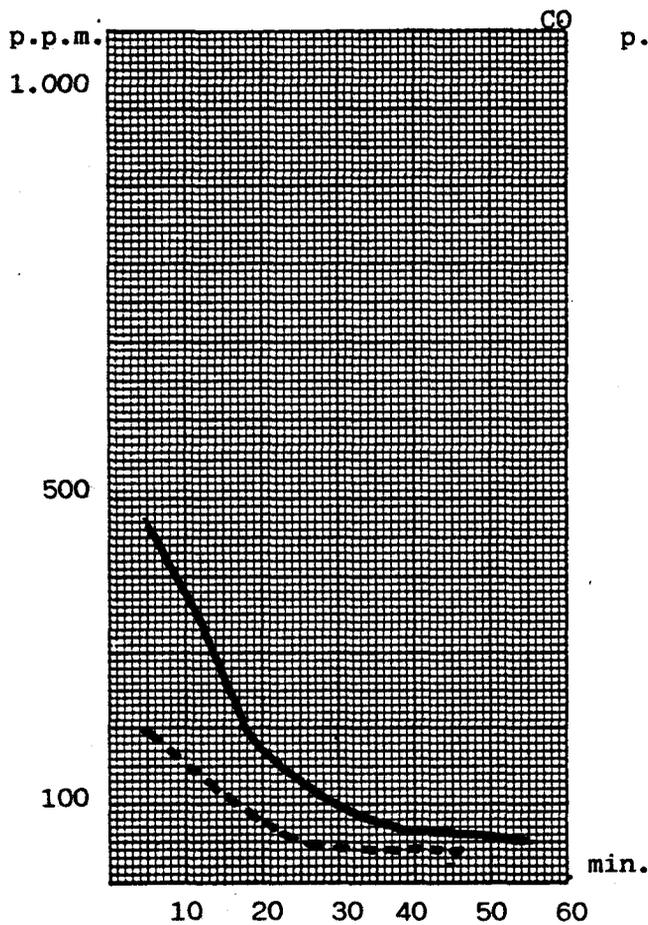
Q_F 30 Kg.
Cola Frente

Ventilación aspirante 160 m

Aforos A = 0,55

impelente 19 m

m^3/S 0,64



— en el frente
- - - en cola

OBSERVACIONES:

$$q = \frac{Q}{S} = 2,85 \text{ Kg/m}^2$$

$$v = \frac{A}{S} = 0,06 \text{ m/s}$$

$$t(\text{CO}_{100}) = 30 \text{ min.}$$

$$t(\text{NO}_{x20}) = 14 \text{ min.}$$

La dilución provocada por las posibles fugas en la tubería de ventilación no pudo evaluarse por carecer de los necesarios aforos en la cola de la tubería de aspiración.

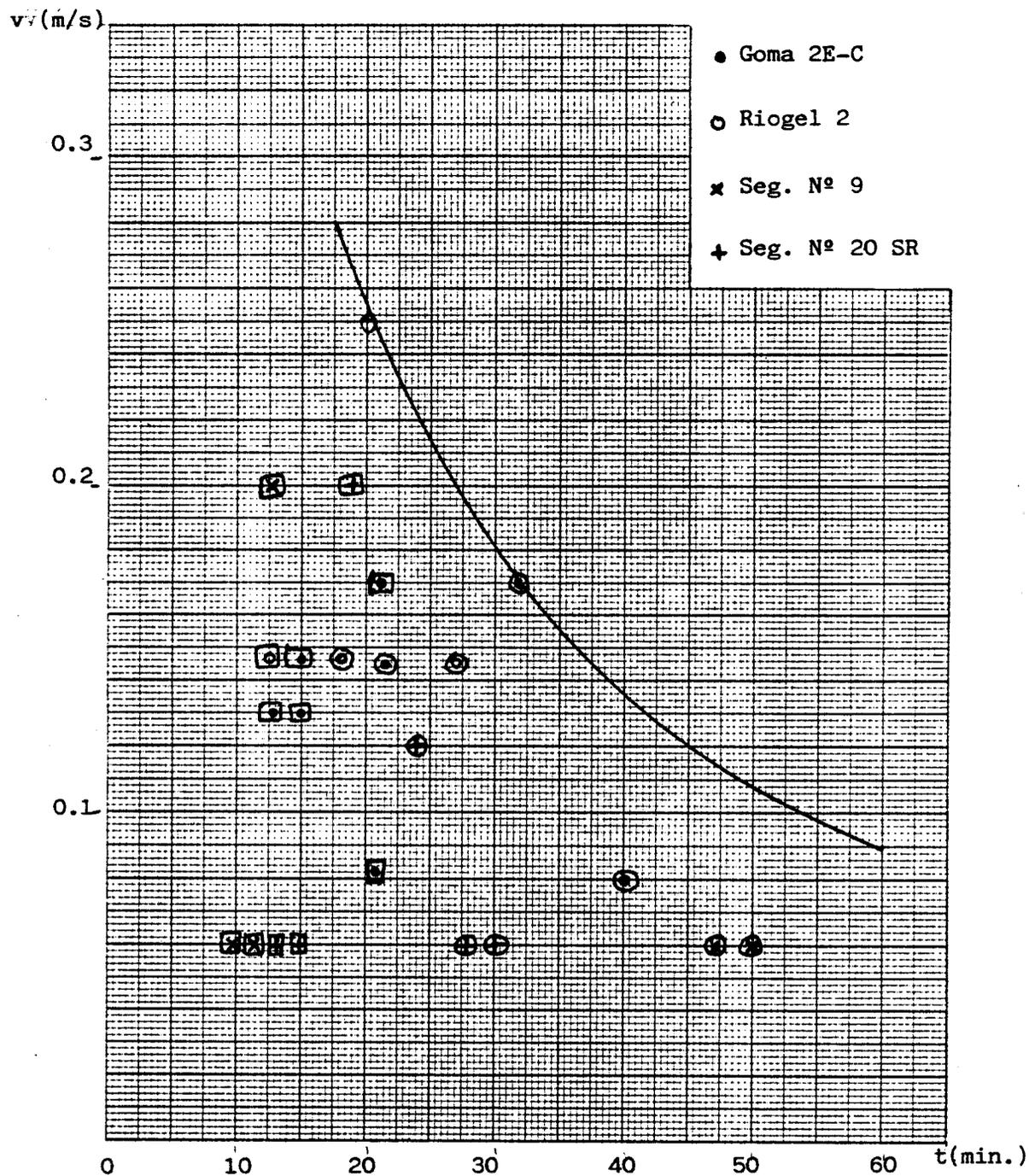
En cuanto al método de análisis hay que decir que la determinación de la concentración de CO se ha realizado en el frente mediante el ECOLYZER operado por la Brigada de Salvamento siguiendo indicaciones de los Técnicos de Explosivos Río Tinto. En la cola de la tubería de ventilación se ha empleado el sistema DRAGER tradicional. En general las curvas de concentración de CO presentan pequeñas anomalías entre el frente y la cola de la tubería de ventilación.

Por lo que se refiere a las curvas de concentración de gases nitrosos los resultados son bastantes más dispares. Las concentraciones en el frente se han medido por el método de PATT y PETTY, manejando los aparatos los componentes de la Brigada de Salvamento. En la cola de la tubería de ventilación la concentración de NO_x se ha efectuado mediante el sistema DRAGER. Según los análisis efectuados por los Técnicos de Explosivos Río Tinto sobre los resultados obtenidos por el método de PATT y PETTY se deduce que estas cifras tienen poca credibilidad y por ello se han retenido los datos obtenidos en los medidores DRAGER.

En el Cuadro XVI se resúmen las características más importantes de las diez voladuras controladas. En la figura Nº 29 se ha representado, para cada voladura, la velocidad del aire de ventilación frente al tiempo en que se tarda

PARAMETROS DE LA PEGA	Nº DE VOLADURAS									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
TIPO DE ROCA	Arenisca	Arenisca	Arenisca	---	Pudinga	Carbón	Carbón	Carbón	Carbón	Carbón
TIPO DE EXPLOSIVO	6-2 EC	6-2 EC	Riogel 2	Riogel 2	6-2 EC	S-9	S-9	20 SR	20 SR	20 SR
CONSUMO ESPECIFICO (Kg/m ³)	3	3,33	5,3	5,58	3,5	2,14	2,4	2,86	2,62	2,85
VELOCIDAD VENTILACION (V) (m/seg)	0,17	0,145	0,145	0,145	0,08	0,06	0,06	0,12	0,06	0,06
TIEMPO EN LLEGAR A 100 p.p.m. de CO (T _C) (min)	32	22	18	27	40	47	50	24	28	30
TIEMPO EN LLEGAR A 20 p.p.m. de NO _x (T _N) (min)	21	15	10	12	21	10	12	--	13	14
T _C . 60 V	326	191	157	235	192	162	180	173	101	108
$\frac{t_c \cdot V}{q}$	109	57	30	42	55	79	75	38	38	60

Cuadro XVI.- Características más importantes del control de gases en las voladuras efectuadas.



- En ordenadas se indica la velocidad del aire de ventilación en m/seg.
- En abscisas se representa el tiempo necesario (min.) para rebajar la concentración de CO a 100 p.p.m. (○), y la de NO_x a 20 p.p.m. (□)

Fig. Nº 29.- Relación entre la velocidad del aire y el tiempo para restablecer las condiciones normales en los ensayos realizados.

en alcanzar una concentración de 20 p.p.m. para los gases nitrosos y de 100 p.p.m. para el monóxido de carbono. Estos son los índices M.A.C., definidos en el apartado 3.2.2.2, que indican la máxima concentración tolerable por el organismo humano para un trabajo continuado de ocho horas.

Del análisis del contenido de la figura N° 29, se deduce claramente que, en todos los casos, los tiempos necesarios para rebajar la concentración de gases nitrosos hasta el índice M.A.C. son claramente inferiores a los que se necesitan para que la concentración de CO llegue a alcanzar el índice M.A.C. correspondiente.

Por ello resulta que, en las voladuras controladas, el límite para que se restablezca una atmósfera en la galería que sea tolerable esta marcado por la concentración del monóxido de carbono.

Con los datos obtenidos en los ensayos efectuados que se han representado en la figura N° 29 se puede determinar la envolvente de los valores considerados que resulta ajustarse a la expresión

$$V \cdot T_c = 5,44 \quad \text{siendo}$$

V = velocidad del aire en la galería (m/seg.)

T_c = tiempo para alcanzar el índice M.A.C. para el CO (20 p.p.m.) en (minutos).

Por ejemplo, si fijamos un tiempo de retorno al frente de 30 minutos, de acuerdo con la expresión anterior la velocidad del aire de ventilación deberá ser de

$$v = \frac{5,44}{30} = 0,18 \text{ m/seg.}$$

Que para una galería de sección disparada de $10,8 \text{ m}^2$ supone un caudal de $1,94 \text{ m}^3/\text{seg.}$ que se puede garantizar sin problemas.

5.1.2 Influencia de las vibraciones producidas por las pegas.

Uno de los inconvenientes que puede objetarse a la medida de dar las pegas a cualquier hora, con personal en el interior de la mina por lo tanto, radica en la posibilidad de que las vibraciones producidas por la voladura ejerzan un efecto desestabilizador sobre las galerías y los elementos de sostenimiento.

Para poder evaluar la incidencia de las vibraciones producidas por las voladuras en los frentes de avance de las galerías en carbón se pueden utilizar los datos de un proyecto de investigación desarrollado por el I.G.M.E. en 1.982 (*) en Hulleras de Sabero y Anexas S.A.

(*) Establecimiento de recomendaciones para el control de daños producidos por vibraciones generadas por voladuras en explotaciones subterráneas de carbón.
INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA.
División de Geología Aplicada a la Ingeniería.
Madrid, 1.982

Habitualmente se admite que el mejor parámetro para estimar los daños producidos por las voladuras lo constituye la velocidad de vibración (V) que está relacionada con la carga máxima explosionada por retardo y convertida a goma pura (Q) y con la distancia (D) del punto de observación al centro de gravedad de la voladura por una expresión, llamada ley de propagación, que es del tipo:

$$V = A \cdot \left[\frac{D}{Q^x} \right]^B$$

A y B son constantes que deben ser ajustadas en cada caso.

x Es un coeficiente que vale $\frac{1}{2}$ si se adopta la ley del Bureau of Mines, $\frac{2}{3}$ si se escoje la expresión sueca y $\frac{1}{3}$ si se utiliza la expresión de AMBRASEYS y HENDRON.

En el trabajo realizado por el IGME se han instrumentado 18 voladuras subterráneas y con los picos de velocidad de vibraciones obtenidos se han ajustado las tres expresiones antes señaladas encontrándose el mejor ajuste con la expresión

$$V = 1914 \left[\frac{D}{Q^{2/3}} \right]^{-1.66}$$

donde

V = velocidad de vibraciones (mm/seg)

D = distancia del punto de observación a la voladura (m)

Q = máxima carga reducida a goma pura disparada por retardo (Kg)

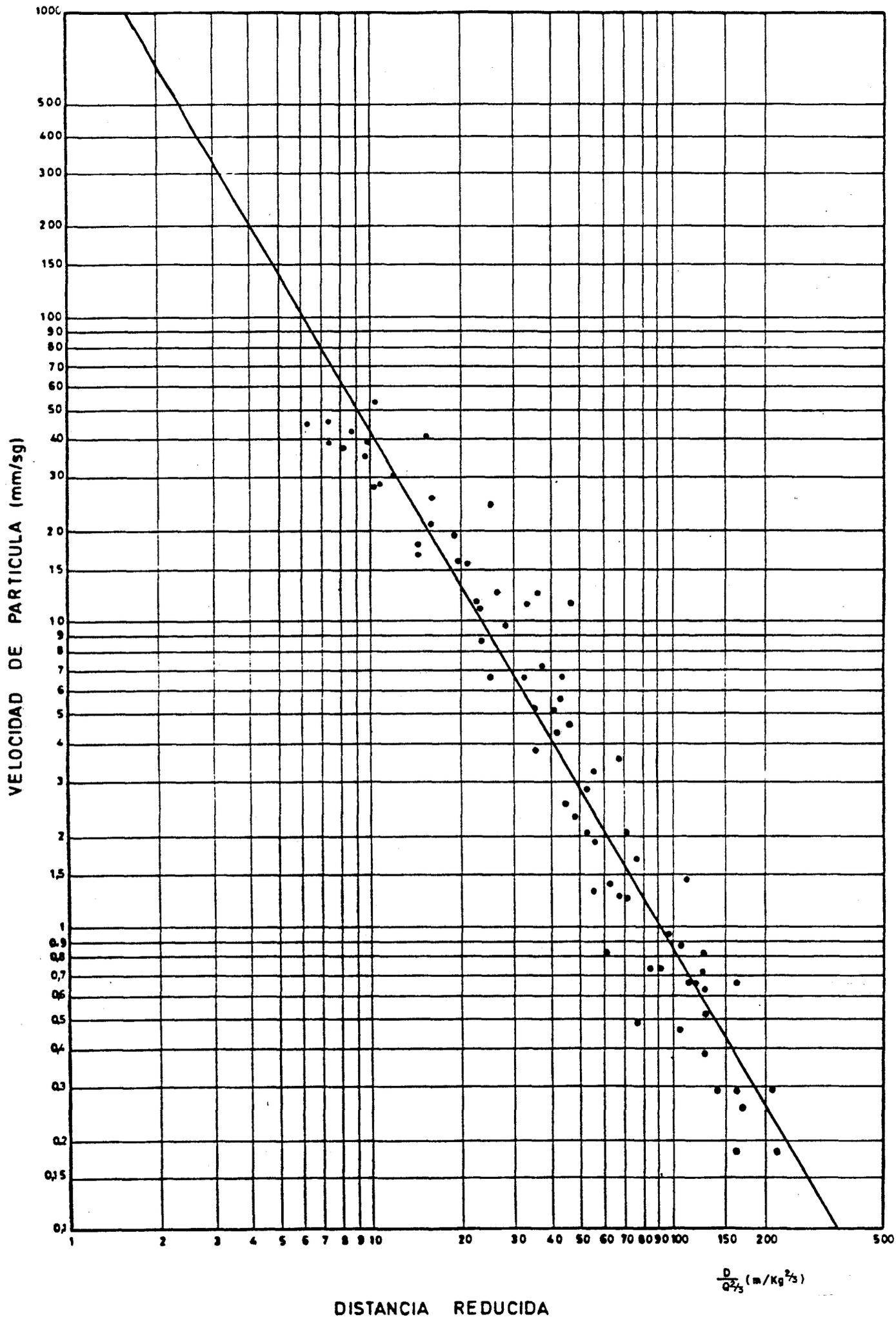
En este caso el coeficiente de correlación encontrado ha sido $r = 0,959$ que es muy elevado.

En la figura N° 30 se muestra la representación de la nube de puntos obtenidos y del ajuste realizado.

A título de ejemplo si consideramos una galería de 11 m^2 de sección disparada, para un avance de 2,4 m., con un consumo específico de $3,5 \text{ Kg/m}^3$ necesitaremos 92,4 Kg. de explosivos. Si consideramos un coeficiente medio de equivalencia a goma pura de 0,8 resulta que los explosivos empleados equivalen a 74 Kg. de goma pura. Si se supone que se utiliza cinco número de detonador la carga máxima disparada será de 14,8 Kg/goma pura.

Si fijamos un valor límite de la velocidad de vibración de 20 mm/seg., que es realmente conservador para los sostenimientos de las galerías de mina, utilizando la expresión ajustada por el IGME y despejando resulta que a una distancia del frente de 94 m. ya no se harán sentir los efectos de la voladura de acuerdo con el criterio de daños adoptados.

Estas condiciones, que son bastantes severas, muestran que en el caso de los frentes de avance de las galerías de la minería del carbón los efectos de las vibraciones no ejercen influencia apreciable a partir de distancias moderadas. En cualquier caso con la misma metodología de cálculo



regresión determinada en los
subterráneo realizados en SABERO.

se puede evaluar la incidencia de las vibraciones provocadas por pegas de otras características.

5.1.3 Propuesta de normas para autorizar el disparo de las pegas con independencia de horario en los relevos.

Ya se ha indicado que la mejora en el rendimiento de los frentes avanzados con explosivos exigirá fuertes inversiones en tecnología moderna lo cual trae consigo garantizar el grado mayor de utilización de la maquinaria. Una de las condiciones indispensables para que esto sea posible lo constituye la posibilidad del disparo de la pega con independencia del horario de los relevos.

La redacción propuesta para el Artículo 41 del nuevo Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica indica que "...a petición razonada de la Dirección Facultativa, la Delegación Provincial podrá autorizar condiciones distintas de disparo". Esto es indudablemente una puerta abierta al progreso; pero el problema radica en que no existe un criterio uniforme para que las Delegaciones Provinciales concedan las necesarias autorizaciones.

Conviene resaltar el hecho de que la legislación vigente, aplicable al empleo de explosivos, en Alemania, Francia, Belgica y Reino Unido permite el disparo de la pega en cualquier momento del ciclo del trabajador, según se indica en los documentos del Anejo I.

Por todo lo anterior, basándose en los trabajos citados realizados al amparo de estos reglamentos y en las experiencias habidas en algunas minas españolas, se considera conveniente proponer una nueva redacción para los Artículos 41 y 42 del Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica de acuerdo con el texto siguiente:

REGLAMENTO DE POLICIA MINERA Y METALURGICA

CAPITULO X - EXPLOSIVOS

Propuesta de reforma de los Arts. 41 y 42

Artº 41 - El responsable de dar una pega, antes de conectar la línea de tiro de explosor, si se utiliza pega eléctrica, o de encender las mechas, si se emplean éstas, comprobará que todo el perímetro o accesos a la zona peligrosa donde se va a producir la explosión, estarán debidamente acordonados o cubiertos.

Dicha vigilancia se ejercerá por operarios, preferentemente, o por medio de señales ópticas o acústicas, o instalando barreras debidamente señalizadas con el letrero "se da fuego".

En todos los casos, antes de proceder a la pega, el artillero o la persona responsable, deberá asegurarse de que todo el personal de las inmediaciones está convenientemente resguardado, y será el último en abandonar la labor,

situándose a continuación en refugio apropiado para disparar el explosor. Dará la voz de "fuego" y después de transcurrido un período mínimo de cinco segundos procederá a dar la pega.

En todos los frentes y galerías en que se dispare deberá circular una corriente media de aire de 0,2 metros x segundos, ya sea ventilado por circuito principal o secundario, y asegurando que los gases no retornen hacia el frente.

Artº 42 - Una vez dada la pega, el responsable dará la orden de retirada de las barreras que cubren la zona peligrosa de la pega y, cuando lo considere aconsejable, ordenará el regreso del personal al frente.

El frente deberá ser reconocido por un vigilante o persona autorizada, con anterioridad a la reanudación de los trabajos, comprobando que el tapón de humos ha sido disipado a concentraciones de óxido de carbono no peligrosas, cerciorándose de que no existe riesgo alguno, y tomando en su caso las medidas convenientes.

5.1.4 Homologación de nuevos explosivos.

Desde 1.962, año en que se promulgó el Decreto por el que se modificaba y ampliaba el Reglamento de Policía Minera y Metalúrgica en materia de explosivos, hay que resaltar que la lista de explosivos autorizados ha aumentado notablemente y, sobre todo, en lo que se refiere a los explosivos de seguridad antigrisú.

A partir de 1.962 se han homologado los siguientes explosivos:

- * El 17-6-67 Explosivo de Seguridad Capa Nº 9
- * El 4-7-68 Explosivo de Seguridad Capa Nº 8
 - " " " EBA-Nº 1
 - Explosivo de Seguridad Reforzada 14 SR-I
 - " " " 15 SR
 - " " " 20 SR
- * Entre 1.973 y 1.977 se ha desarrollado el 30 SR

No obstante esta importante actividad homologadora se hecha de menos, en estos momentos, la posibilidad de disponer de explosivos a granel que permitan una carga mecánica de la pega en las labores de avance en las minas españolas de carbón.

Se ha indicado, en el apartado 5.2.1, que una pega capaz de proporcionar notables rendimientos supone el manejo de una cantidad importante de explosivos que es del orden de 90 Kg. lo cual lleva consigo que la operación de la carga de barrenos tenga una duración apreciable dentro del ciclo de trabajo. Por ello sería muy interesante disponer de explosivos a granel homologados para su empleo en minas de carbón que complementados con los correspondientes equipos mecánicos de carga de barrenos, que también deberán ser homologados, permitirán incrementar los rendimientos de avance con explosivos.

5.2 PROPUESTA DE ENSAYOS DE MINADORES EN LAS MINAS ESPAÑOLAS.

Se ha expuesto en los apartados dedicados a analizar la oferta actual de minadores del mercado que en los últimos años se han producido importantes novedades tecnológicas que han conducido a minadores más compactos y más potentes con lo que, en definitiva, se ha ampliado el campo de aplicación de estas máquinas.

Por ello se considera muy necesario realizar ensayos de utilización en las minas españolas empleando en estos ensayos los minadores que resulten más idóneos.

Para ello, utilizando los datos obtenidos en esta investigación, se estimará en primer lugar las características medias de las rocas de algunos yacimientos españoles y a continuación se analizará el tipo de minador que puede tener más posibilidades de éxito.

5.2.1 Características de las rocas de algunos yacimientos españoles.

Para poder evaluar la aplicabilidad de los minadores continuos al avance de galerías en la minería del carbón española es necesario definir las características de las rocas presentes en las galerías que se avanzan.

La información que existe sobre las características resistentes de las rocas en la minería española no es muy completa y está diseminada en documentos diversos. No obstante se ha podido recopilar datos que son muy interesantes para acotar el problema y que se refieren a la composición de litotipos y a su resistencia a compresión simple.

5.2.1.1 Litotipos existentes.

Los litotipos presentes en el carbonífero español son muy variados: carbón, arenisca, pudinga, calizas y una gran diversidad de pizarras no metamórficas. No obstante los litotipos presentes con mayor frecuencia son: carbón, pizarras y areniscas.

De los abundantes trabajos realizados por el INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA durante los últimos diez años se han obtenido los datos que se exponen en el Cuadro XVII sobre alguna de las cuencas más representativas.

CUENCA	LITOTIPOS PRESENTES EN LOS FRENTE DE AVANCE		
	CARBON	PIZARRA	ARENISCA
HULLERA DEL NALON (HUNOSA)	24%	67%	9%
LA CAMOCHA (M.S.P.)	41%	56%	3%
PONFERRADA	41%	57%	2%

Cuadro XVII.- Litotipos más importantes en los frentes de avance de algunas cuencas.

De las cifras anteriores se deduce que el carbón y la pizarra son las rocas más frecuentes en el carbonífero español; esta situación que puede parecer favorable no lo es tanto si se tiene en cuenta las elevadas resistencias que alcanzan algunos tipos de pizarras.

5.2.1.2 Resistencia de los litotipos.

A partir de los datos contenidos en la bibliografía consultada se pueden estimar la resistencia a compresión simple de los litotipos habituales en algunas cuencas carboníferas españolas, según se indica en el Cuadro XVIII.

CUENCA	LITOTIPOS			
	PIZARRAS			ARENISCA
	Floja	Media	Fuerte	
ALLER	---	80	---	132 - 142
NALON	36-39	36-57	90-119	90-109
CAUDAL-TURON	---	70-74	---	109
STA. LUCIA	15	54	87	126
COTO-CORTES	44	65	152	73-148

Cuadro XVIII.- Valores de la resistencia a compresión simple en (MPa) de algunas rocas del carbonífero español.

De estos datos se puede deducir claramente que tanto las areniscas como las pizarras fuertes, sobrepasan la barrera de los 100 MPa que es el límite superior que actualmente se admite para el empleo de los minadores continuos de forma económica.

La Cuenca de Sabero presenta unas características muy distintas a las anteriores ya que los terrenos están muy tectonizados y las capas de carbón son absolutamente irregulares. Por esta razón no tiene mucho sentido clasificar los

litotipos presentes con el criterio anterior. De un estudio muy reciente realizado en Sabero sobre la clasificación geotécnica de las rocas existentes en el yacimiento se obtuvo, aplicando la clasificación de BIENIAWSKI la distribución que se indica en el Cuadro XIX.

CLASIFICACION DE LA ROCA DEL FRENTE	PROPORCION RESPECTO AL TOTAL	VALOR DEL R.M.R.	ESTIMACION DE LA RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE
BUENA	10%	80-61	100-250 MPa
MEDIA	45%	60-41	50-100 MPa
MALA	45%	40-21	25 -50 MPa

Cuadro XIX.- Evaluación de las características de las rocas presentes en Hulleras de Sabero.

A la vista de estos resultados parece que la cuenca de Sabero presenta unas características favorables para el empleo de los minadores continuos ya que a una resistencia moderada de las rocas se une una fuerte fracturación debido a los esfuerzos tectónicos que ha sufrido el yacimiento.

5.2.2 Posibles minadores a utilizar.

De lo expuesto en los apartados anteriores se deduce que en ningún frente que contenga arenisca o pizarra fuerte podrán emplearse con éxito los minadores que ofrece la tecnología actual.

Además de las limitaciones derivadas de la resistencia de las rocas del carbonífero español existe otra limitación derivada de la pequeña sección de las galerías que se trazan en la minería española que, por término medio, puede evaluarse entre 7 y 9 m.²

De acuerdo con el análisis sobre los parámetros de diseño estudiados en el apartado 4.6.4 en el caso de un minador que pudiera cortar económicamente rocas con resistencia a compresión simple de hasta 70 MPa sus características serían las siguientes:

Tipo de Cabeza : Axial
Potencia de corte : 98,3 Kw.
Peso del minador : 25,6 t.
Potencia total : 175 Kw.

Entre los minadores que actualmente ofrece el mercado los que mejor se acomodan a este perfil son: ALPINE-AM50, SALZGITTER STM-100 y WESTFALIA-LUCHS.

Dada la gran variación de las propiedades mecánicas de las rocas del carbonífero español será difícil que un minador no se encuentre con zonas donde localmente no pueda trabajar económicamente; por ello puede ser una solución aceptable dotar al minador de un equipo hidráulico para combinar la perforación con el trabajo del minador en las zonas más resistentes.

Dadas las buenas cualidades que ofrece el WEBSTER 2000 CL, por su versatilidad y reducidas dimensiones, sería también interesante plantear un ensayo con esta máquina. En este caso dada la reducida potencia de corte disponible sería conveniente estudiar la posibilidad de incrementar la potencia del motor Staffa que la acciona. Al igual que se ha recomendado en el caso del minador sería muy conveniente dotar a esta máquina de un martillo hidráulico de perforación.

6. PRESUPUESTO PARA LOS ENSAYOS DE AVANCE MECANIZADO.

De acuerdo con lo antes expuesto se propone la realización de los ensayos de avance con minadores en dos galerías de sendas minas de carbón. La duración de cada ensayo será de cuatro meses efectivos de trabajo y se ensayará una máquina WESTER 2000 y un minador de tipo medio. La duración total del proyecto se estima en 12 meses.

El presupuesto para la realización de los ensayos es el siguiente:

6.1 INGENIERIA, SELECCION, MAQUINARIA Y SERVICIOS.

	<u>PESETAS</u>
Jefe de Proyecto	
60 días a 40.000 Pts/día.....	2.400.000,-
<u>Ingeniero Superior</u>	
120 días a 32.500 Pts/día.....	3.900.000,-
Proyectista	
60 días a 15.000 Pts/día.....	900.000,-
Administrativos	
25 días a 14.000 Pts/día.....	350.000,-
	<hr/>
Planteamiento del ensayo, selección de las galerías, elección del minador y determinación de ciclos de avance.....	2.800.000,-
Alquiler de minador tipo medio 4 meses a 2.200.000 Pts/mes.....	8.800.000,-
Alquiler WEBSTER 2000 4 meses a 1.400.000 Pts/mes.....	5.600.000,-
Seguimiento de los ensayos, caracterización del macizo en el frente y toma de datos para evaluar rendimientos.....	6.200.000,-
40 jornales de especialista montador a 40.000 Pts/jornal.....	1.600.000,-

Visita a los lugares de ensayo.....	450.000,-
Bibliografía y documentación.....	220.000,-
Edición y redacción del informe final.....	580.000,-

Total selección de maquinaria y varios 33.800.000,-

6.2 GASTOS EN MINA (A cargo de las Empresas)

Montaje y desmontaje del minador de tipo medio 270 jornales a 12.000 Pts/jornal.....	3.240.000,-
Montaje y desmontaje del WEBSTER 180 jornales a 12.000 Pts/jornal.....	2.160.000,-
400 Cuadros Metálicos a 20.000 Pts/ud.....	8.000.000,-
Consumos.....	2.500.000,-
1360 Jornales para el manejo de los medidores e instalaciones auxiliares a 12.000 Pts/jornal...	16.320.000,-

Total gastos en mina 32.220.000,-

6.3 PRESUPUESTO TOTAL.

De acuerdo con lo anterior el presupuesto total para la realización de este proyecto asciende a la cantidad de 54.020.000,- Pts. que se desglosan en dos grandes capítulos.

- Ingeniería y maquinaria .. 33.800.000,-

- Gastos en mina (A cargo de las Empresas)..... 32.220.000,-

TOTAL GENERAL..... 66.020.000,-

ANEJO I

Artículos y comentarios sobre los Reglamentos
de empleo de explosivos en las minas de la C.E.E.

FRANCIA

En Francia, el Reglamento General sobre la explotación de combustibles minerales sólidos (Decreto nº 51-508, de 5 de Mayo 1951, Ed.1968), en el Artº 231, establece:

- 1º. Ningún barreno será disparado sin que el artillero haya adquirido la certeza de que todos los obreros del cuartel, así como los de la vecindad que puedan ser alcanzados por los efectos de la explosión, están debidamente advertidos y convenientemente guarecidos.

La orden de 16 de Mayo de 1963 es relativa a las condiciones especiales de empleo de explosivos y artificios de pegas en las minas clasificadas como grisutas o polvorientas.

- El Artº 5 establece las condiciones mínimas de ventilación que no deben ser inferiores a $0,1 \text{ m}^3/\text{s}$ por m^2 .
- El Artº 6 señala la inspección minuciosa del grisú, y mediante Circular, establece que el límite máximo a detectar es del 1%.
- El Artº 17 deroga las disposiciones de la presente orden que pueden ser acordadas por el Jefe de Minas cuando las pegas se efectúen:
 - a) A partir de la calle, con la mina evacuada, limitando

la presencia sólo al personal indispensable para la ejecución de los tiros; este personal deberá estar eficazmente refugiado.

- b) Sobre un frente de disparo separado del resto de la mina por una barrera estanca y resistente a una explosión; nadie quedará entre la barrera y el frente de tiro en el momento de la pega.

En estas condiciones pueden emplearse explosivos y cargas más potentes que las autorizadas, así como otras condiciones fuera del Reglamento.

ALEMANIA

Bergverordnung der Landes Oberbergamtes Nordrhein-Westfalen für die Steinkohlenbergwerke. (BVOST) de 20 Febrero 1970

202 - Comprobación firme del contenido de grisú en el ambiente, previamente a dar la pega.

1) El artillero, inmediatamente antes de dar la pega, comprobará el contenido de CH₄ en la atmósfera del frente, en una zona de 10 m de radio y en 30 m en sentido recto - del frente y al puesto de disparo.

2) Si el artillero comprueba un contenido inadmisibles de CH₄ en la atmósfera, deberá suspender la pega. Deberá interceptar el acceso al frente y avisará al jefe competente.

203 - Interrupción del frente y disparo de la pega.

1) Antes de conectar la línea de pega al explosor, el artillero interceptará los accesos al frente de disparo, con ayuda de personas o por medio de barrenos, de modo que nadie pueda pasar durante el disparo. Los barrenos presentará un letrero visible que diga "se da fuego".

2) El artillero previamente a dar fuego gritará "se da fuego" y disparará una vez esperado al menos que pasen 5 segundos.

GRAN BRETAÑAThe Coal Mines (Explosives) Regulations. 1961.

En sus artículos 40, 41 y 42 determina los avisos y refugios para cuando se va a dar la pega, que eviten que persona alguna pase a la zona peligrosa.

El artículo 43 establece las limitaciones del número de disparos de aquellas minas en las cuales sólo se deben emplear explosivos autorizados, y en el 47, en esta mina se establece que no se disparará cuando el contenido de grisú sea superior al 1,25 % y el director tomará las medidas para que nadie dispare en esta parte de la mina o en el lado de su retorno, hasta que no se hayan restablecido las condiciones en que el grisú esté por debajo del límite establecido.

BELGICAComentarios a la Reglamentación belga

Se fundamenta en una serie de Reglamentos establecidos por Decretos Reales, complementados por Ordenes Ministeriales y Circulares del Director General de Minas.

En lo referente al uso y empleo de explosivos en minas, comprende un Decreto Real de 12-9-1955, de 23 artículos, tres Ordenes Ministeriales y diversas circulares del Director General de Minas.

El Decreto Real determina, entre otros, los artículos siguientes:

Artº 9 - Ningún barreno podrá darse fuego antes de que el agente encargado se asegure que el personal está al abrigo de proyecciones, y que todas las comunicaciones que den acceso al disparo están bien guardadas de forma eficaz.

El agente encargado de la voladura deberá conservar la llave de maniobra del explosor durante todo el relevo. Inmediatamente después de su empleo debe desconectar los conductores y poner el explosor bajo seguro.

El acto de dar fuego debe estar precedido de un control manual de la conexión correcta de todos los detonadores, y

la verificación eléctrica del circuito de tiro. Esta verificación no puede ser realizada por medio de explosores, sino con la ayuda de un ohmímetro en buen estado, de tipo aprobado por el Director General de Minas. Durante esta verificación todo el personal estará alejado del frente de tiro.

El artillero (agente de disparo) encargado de dar fuego, debe conectar él mismo los cables a los detonadores y al explosor, y ser el último en abandonar el frente donde se encuentran los barrenos.

Artº 15 - El director de los trabajos establece las consignas - de disparo adaptadas a las condiciones particulares - de cada taller de minado.

Estas consignas son notificadas a los vigilantes y obreros interesados en la voladura, y puestos en conocimiento - del director divisionario de la cuenca.

El taller de minado comprende el frente a volar y el espacio accesible en un radio de 25 m en su alrededor.

La Orden Ministerial de 31-10-1958, se refiere a los tipos y a las condiciones de aprobación y cargas límites para los barrenos de explosivos en los trabajos subterráneos de minas.

Se clasifican en 4 tipos. A excepción del tipo I, los otros tres son autorizados por la D.G.M., de acuerdo con las pruebas respecto a la seguridad ante el grisú. La Circular del Director General de Minas, de 23-5-1960, reduce las cargas límite de los explosivos tipo III y IV momentáneamente.

La Orden Ministerial de 4-9-1958, se refiere a la clasi

ficación de las labores voladas y de los barrenos que pueden ser efectuados.

El Título II recoge las recomendaciones suplementarias concernientes a los yacimientos con desprendimientos instantáneos de grisú.

Dentro de dicho Título, y en su artículo 17, se fijan - las condiciones para los tiros de descubrimiento, de recortes y de conmoción. A este respecto cabe citar los siguientes apartados:

- b) No se puede proceder al disparo más que con la ausencia de todo el personal en las galerías y comunicaciones diversas de retorno de aire del trabajo que se trate, hasta el pozo de retorno de aire inclusive.
- c) El artillero encargado de la voladura estará acompañado al menos por un ayudante.

El artillero y sus ayudantes serán portadores de lámparas - eléctricas aprobadas, además de lámparas de seguridad, grisuscopios o grisúmetros, necesarios para la detección del grisú.

- d) Los encargados de disparo se situarán al abrigo, fuera de las galerías de retorno de aire de la zona de disparo, en un lugar desde el cual puedan alcanzar directamente una galería de entrada de aire.

Artº 23 - En ciertos talleres, particularmente sujetos a D.I. de grisú, especialmente designados por el director divisionario de minas se fija:

- a) No se podrá proceder al disparo más que con la ausencia de todo el personal en el retorno de aire particular del tajo de disparo.
- b) Las prescripciones de las letras c) y d) del artº 17 serán de aplicación a los encargados de disparo.