

PERFORACION DE TUNELES EN ROCA

Por FRANCISCO BARCELO,

Ingeniero de Caminos.

Presenta el autor interesantes detalles de la técnica actual de perforación de túneles en roca, que ha experimentado enormes progresos en los últimos años, y que se han puesto en práctica en la construcción de los túneles del salto de Moncabril con resultados satisfactorios, que se dan a conocer someramente en el presente artículo.

I. Preámbulo.

Los métodos de perforación de túneles han experimentado en el último decenio un considerable perfeccionamiento, que ha permitido conseguir avances diarios que hace unos años hubieran parecido inverosímiles.

El *record* de avance, en poder de los americanos desde el año 1940 con la construcción del Carlton Túnel (Colorado), ha sido ampliamente rebasado durante la perforación del Owens Gorge (California), realizado en los primeros meses de 1950. Tiene sección circular, de 3,50 m. de diámetro y una longitud de 7 Km., dividida en cinco trozos. El avance máximo en un día ha llegado a 31,75 m.; el avance medio diario ha sido de 24 m., conseguido mediante ocho voladuras diarias, con un avance de 3 m. por voladura.

El deseo de mejorar nuestros métodos de perforación en los túneles que actualmente construimos en el Salto Moncabril (Zamora), nos ha llevado a experimentar todos los procedimientos modernos que han estado a nuestro alcance. Dar a conocer someramente los resultados obtenidos y, en general, los últimos adelantos de esta técnica, es el objetivo que pretendemos conseguir al redactar este artículo.

Las tendencias actuales de los métodos de perforación de túneles pueden sintetizarse así:

Construcción de túneles de gran longitud, con supresión de ataques intermedios.

Avance a plena sección.

Mecanización intensiva de cada fase del ciclo

Organización racional del trabajo.

Para realizar cada voladura es necesario una serie de operaciones o fases, que se repiten indefinidamente en un orden determinado.

Estas operaciones son:

1.^a Perforación de los barrenos.

2.^a Voladura.

3.^a Ventilación.

4.^a Carga y extracción de escombros.

La aceleración de la ejecución del ciclo exige la aceleración de cada una de las fases; pues nada se

conseguiría obteniendo, por ejemplo, una gran velocidad de perforación de los barrenos, si luego la ventilación o los medios de carga y extracción no permitieran reanudar rápidamente la perforación de nuevos barrenos. De aquí se deduce como premisa fundamental la armonía o equilibrio que debe reinar entre las diversas fases del ciclo.

II. Perforación.

I. Martillos perforadores.

Se acusan dos técnicas diferentes: la americana, que tiende al uso de martillos pesados (de 30 a 100 kilogramos), y la europea, que prefiere los martillos ligeros.

Las ventajas de los martillos ligeros son:

a) Facilidad de maniobra y cambio de posición; resultando mayor porcentaje de tiempo de utilización práctica.

b) Requieren menos energía y, por tanto, compresores menos potentes.

c) Tienen menos desgaste y, en consecuencia, menor consumo de piezas de recambio.

d) Desgastan la vidia menos rápidamente que los pesados.

En cambio los martillos pesados presentan la enorme ventaja de ser mayor su velocidad instantánea de perforación, aunque hay que tener en cuenta el tiempo que a veces se pierde en maniobras y cambios de barrena. En consecuencia: para que la velocidad media de perforación supere a la de los martillos ligeros, deben usarse con dispositivos adecuados para soportar su elevado peso y fijar su dirección.

Aunque es difícil dar normas generales, creemos que la ventaja está de parte de los martillos pesados en galería de gran sección con energía abundante y barata y con un "jumbo" adecuado que permita desplazamientos rápidos del útil. En cambio, para secciones menores de 10 m.², los martillos ligeros, con empujadores neumáticos, son el dispositivo adecuado, hoy día, en nuestro país.

2. Soportes del martillo.

La tendencia actual, aun empleando martillos ligeros, es proscribir el sistema de que el obrero tenga que soportar el peso del útil; sustituyéndolo por dispositivos mecánicos de soporte del martillo, como son: la "columna", el "jackleg" o empujador y el "jumbo".

La *columna* puede sujetarse a la roca, bien mediante rosca o bien por aire comprimido; con este último sistema se coloca más rápidamente en su posición de trabajo. Las maniobras y los cambios de barrena son operaciones largas y costosas y, en consecuencia, se reducen considerablemente las ventajas de este dispositivo. No es apropiada para usarla con martillos ligeros; solamente puede ser conveniente con martillos pesados.

El *jackleg* o *empujador* consiste en un cilindro hueco con su correspondiente pistón o émbolo accionado por aire comprimido, el cual se une al martillo por medio de una abrazadera con articulación; se logra así un empuje neumático que sólo requiere un punto de apoyo, con lo que su empleo es multifacético. En la figura 1.^a puede verse un martillo sobre



Fig. 1.^a — Martillo sobre empujador o *jackleg*, trabajando en el frente de ataque de la galería forzada del Salto Moncabril.

empujador, trabajando en el frente de ataque de la galería forzada del Salto Moncabril.

El *jumbo* es un dispositivo, generalmente montado sobre un carretón, que lleva uno o más brazos articulados, con sus correspondientes martillos. Estos brazos pueden orientarse en todas direcciones por mando hidráulico o neumático. Para que los jumbos sean prácticos, es preciso que los desplazamientos de los martillos sean rápidos, para que la mejora obtenida en velocidad instantánea de perforación no se vea contrarrestada por el tiempo perdido en maniobras.

Con secciones grandes, los jumbos de varios martillos para trabajo a plena sección son indispensables para obtener grandes avances.

3. Avanzadores.

Son los dispositivos para hacer avanzar el martillo mecánicamente. Están formados por una montura que soporta el martillo y sobre la cual desliza éste a medida que avanza. El avance puede hacerse a mano, por medio de un tornillo sin fin, o automático, por medio de un motor neumático que mantiene permanentemente la barrena contra la roca.

Estos avanzadores son el complemento de los soportes de los martillos. En las columnas y "jumbos", como órgano independiente, y en los empujadores, el mismo pistón neumático hace de avanzador.

En túneles de pequeña sección (3 a 5 m.²) hemos utilizado la columna con avanzador manual y el "empujador"; decididamente, la ventaja de este último es clara y terminante.

Juzgamos interesante insertar el siguiente cuadro (según R. Jenkins), que indica, en condiciones medias, para los diferentes dispositivos descritos, la relación entre el tiempo real de perforación y el total necesario para perforar una voladura:

| Longitud del avanzador — Centímetros | Columna manual — Por 100 | Columna automática — Por 100 | Jumbo — Por 100 | Empujador — Por 100 |
|--|--------------------------------|------------------------------------|-----------------------|---------------------------|
| 90 | 30 | 40 | 50 | 50 |
| 120 | 40 | 50 | 60 | 60 |
| 240 | — | 60 | 75 | 70 |

Se puede observar la gran eficacia relativa del mecanismo del empujador, con el que se puede llegar a que el 70 % del tiempo total esté produciendo trabajo útil sobre la roca.

4. Widia.

Este tema ha sido ya objeto de un interesante artículo publicado en esta misma Revista por el Profesor J. Juan-Aracil en abril de 1949.

Aquí nos limitaremos a resaltar las ventajas del empleo de la widia y los resultados obtenidos por nos-

otros en la perforación de túneles en el Salto Moncabril, en donde desde hace dos años y medio se trabaja exclusivamente con este material, en roca muy dura, constituida por granito y gneis.

Hemos empleado tres tipos de widia, y los resultados obtenidos han sido los siguientes:

| Denominación. . . Tipo de boca. | Holbit Estrella | | Vulcanus Bisel | Carset Estrella |
|--|--------------------|-------------------|-------------------|--------------------|
| | Cono | Cono con cobre | Rígida | Rosca |
| Unión a la barrena. | | | | |
| M. l. perforados | 4 000 | 3 500 | 22 000 | 2 600 |
| Bocas consumidas. | 80 | 15 | 53 | 12 |
| M. l. perforados por cada boca | 63 | 233 | 145 | 217 |
| M. l. perforados en cada afilado. | — | 130 | 100 | 130 |

En los tres casos, la widia ha demostrado su potente capacidad de perforación. No obstante, la unión de la boca con la barrena presenta todavía algunas imperfecciones. Claro está que en el caso de la boca Vulcanus, este inconveniente no se presenta al no existir solución de continuidad entre la boca y la barrena.

Como puede deducirse del cuadro, la boca Holbit daba al principio poco rendimiento porque se rompía en su punto de unión con la barrena. Para paliar este inconveniente, la casa constructora realizó la unión por intermedio de una chapa cilíndrica de cobre, habiéndose conseguido una evidente mejora del sistema.

La boca Carset ha dado muy buenos resultados al exterior; pero en túnel con roca extremadamente dura, la rosca interior de la boca se desgasta con mayor rapidez que la widia.

Las principales ventajas de la widia son las siguientes:

a) Su capacidad para presentar constantemente una arista aguda durante la perforación, lo que permite el empleo de una sola barrena para perforar muchos agujeros.

b) Aumento de la velocidad de perforación; en nuestro caso, un 35 %.

c) La posibilidad de comenzar el barrenado con una boca de diámetro más pequeño, que se mantendrá constante hasta el fondo, reduciéndose así el volumen de roca a perforar y, en consecuencia, el trabajo del martillo.

d) Reducción de transporte de barrenas. Este aspecto es importante en obras de acceso difícil, como la nuestra.

e) Posibilidad de obtener buenos resultados en roca muy dura con martillos ligeros.

En resumen, estas ventajas se traducen en la economía que se obtiene en el coste del metro cúbico de excavación.

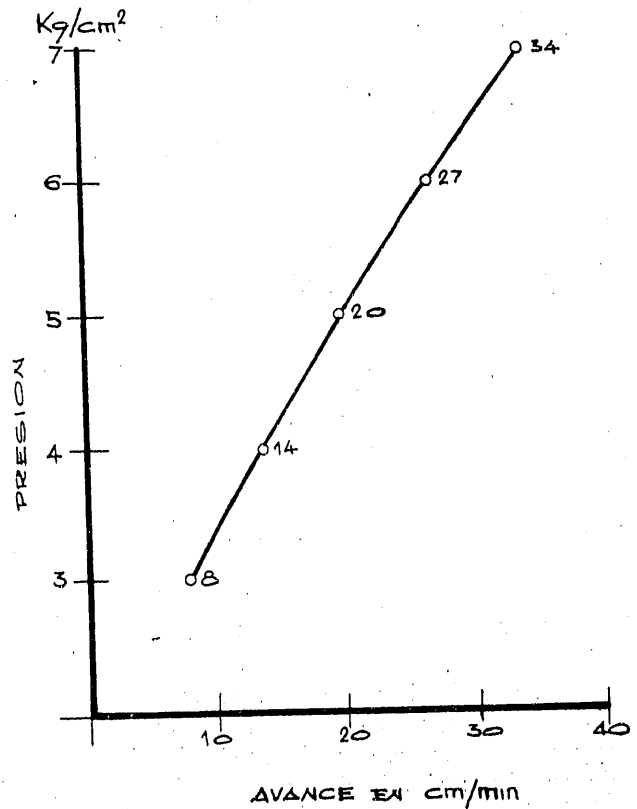


Figura 2.ª

Las velocidades de perforación obtenidas en nuestra obra han sido de 10 a 15 cm./min., con martillo Geis de 17 Kg. y presión de 4 Kg./cm.²; con martillo Ingersoll J. B. 4, de 22 Kg. y 5 Kg./cm.² de presión, se alcanzan velocidades de 20 cm./min. Estos valores son similares a los del gráfico indicado en la figura 2.ª, tomada de la *Technique de l'Ingenieur*; y ponen de manifiesto la importancia de mantener una presión alta en el aire comprimido.

Hay que destacar que esta velocidad de perforación se mantiene constante, aun después de haber perforado con la misma boca más de 75 m.; por el contrario, con acero ordinario, cada 30 cm., como máximo, teníamos que cambiar la barrena para aguzarla, por haber disminuido notablemente la velocidad de avance. Para una voladura en una sección de 4 m.² y con 20 barrenos de 2,40 m. de profundidad, se emplea una sola barrena de widia, que aun sirve para otra voladura, sin necesidad de afilarla; en cambio, para hacer este mismo trabajo con acero ordinario, necesitábamos cambiar de barrena 160 veces.

Aspecto económico del empleo de la widia. — Vamos a detallar el ahorro conseguido por nosotros en

el coste del metro cúbico de excavación en túnel al sustituir el acero ordinario (con aguce a mano) por la widia:

| | |
|---|--------------------------|
| Coste del acero ordinario (por m. ³ de excavación): | |
| Consumo de acero: 0,4 Kg./m. ³ , a 10 pesetas kilogramo | 4 |
| Consumo de carbón: 4 Kg./m. ³ , a 0,50 pesetas kilogramo | 2 |
| 1/2 jornal de un herrero, con cargas sociales | 18 |
| 1/4 jornal de un pinche, con cargas sociales | 5 |
| <hr/> | |
| TOTAL..... | 29 ptas. m. ³ |

Coste de la widia (por m.³):

Cada boca cuesta unas 400 pesetas y puede perforar 400 m. l. de barreno; luego el metro lineal de barreno cuesta 1 peseta, y como para excavar 1 m.³ en túnel de pequeña sección en granito necesitamos 6 m. l. de barreno, resulta que el consumo de widia por metro cúbico de excavación vale 6 pesetas; la economía obtenida es, por tanto, de 23 pesetas metro cúbico.

Pero, además, hay que tener en cuenta que con la widia se consigue una velocidad de perforación mayor y, en consecuencia, se acelera todo el ciclo del trabajo en túnel; ello implica una disminución en el capítulo de los gastos generales y amortizaciones que valoramos en 7 pesetas (por m.³), que se suma al ahorro en el coste de ejecución material valorado anteriormente.

En resumen, puede cifrarse en 30 ptas./m.³ el ahorro conseguido, lo cual representa, aproximadamente, un 75 % del coste total del metro cúbico de excavación en túnel.

Ahora bien: aquí nos referimos a un caso particular y concreto, del que no podemos sacar conclusiones generales, ya que es evidente que el coste de la perforación depende de la naturaleza de la roca; pero podemos afirmar que, a medida que aumenta su dureza, las ventajas de la widia son mayores.

Fraenkel, Ingeniero de la Dirección de la Energía Eléctrica del Estado en Suecia, afirma que la economía obtenida en dicho país con el uso de la widia se puede cifrar en unas 5 pesetas por metro de barreno. Esta cifra, aplicada a nuestro caso, nos da 30 pesetas, que concuerda con la obtenida por nosotros.

Así, pues, como las ventajas de la widia son indudables, su uso debe generalizarse. Actualmente empieza a fabricarse en España; aunque hemos utilizado algún tipo, no tenemos suficiente experiencia para poder sacar conclusiones.

III. Voladura.

1. Disposición de los barrenos.

Las rocas tienen gran resistencia a compresión y pequeña a tracción. Los explosivos para trabajar racionalmente deben actuar de acuerdo con estas propiedades de la roca.

La explosión de un barreno con poca carga perpendicularmente a una pared ilimitada en roca dura y homogénea, da un resultado sensiblemente nulo. Si colocamos una carga mayor o un explosivo más potente, o si se trata de roca más blanda, podemos obtener un agujero de forma cónica, pero el rendimiento será todavía malo.

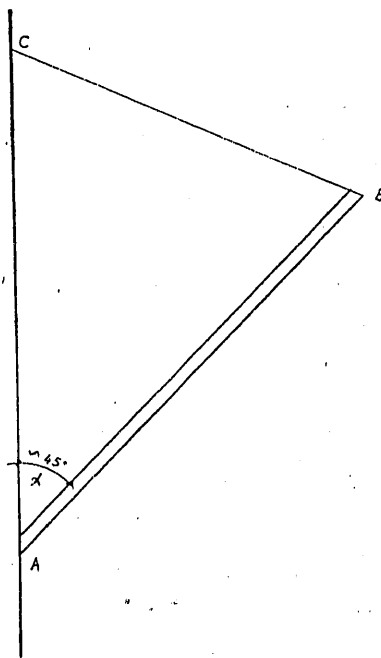


Figura 3.^a

Si, por el contrario, con la misma carga colocamos el barreno oblicuamente con relación al frente de ataque, la explosión produce una compresión de la roca del lado de la montaña y desgajamiento hacia la parte libre, obteniéndose un rendimiento del explosivo mucho mayor que en el caso anterior. La roca se desprende según *ABC*, como lo haría bajo la acción de una cuña actuando según *AB* (fig. 3.^a). El ángulo α debe reducirse a medida que la roca sea más dura y tenaz; su valor oscila alrededor de los 45°.

Este es el fundamento del método clásico de voladura en las galerías, mediante una serie de barrenos oblicuos llamados vulgarmente "chulanos". Para obtener un contorno regular, los agujeros laterales deben ser paralelos al eje de la galería. La explosión de los barrenos debe ser sucesiva, empezando por los chulanos y terminando por los del contorno (fig. 4.^a).

En un criterio semejante se funda el método de la "pirámide o cono central", que por medio de cuatro barrenos oblicuos concurrentes desgajan una pirámide cuadrangular en la parte central de la sección de la

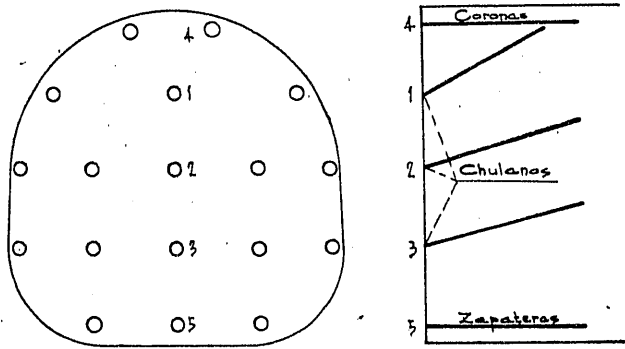


Fig. 4.^a — Cuele ordinario.

galería. Para que este sistema dé buen resultado, los cuatro barrenos centrales han de explotar simultáneamente (fig. 5.^a).

Estos dos sistemas tienen limitada su profundidad de avance por el gálibo de la sección, que no permite introducir barrenos oblicuos de longitud mayor que el ancho de la sección.

El sistema denominado "cuele en abanico" (figura 6.^a) consiste en perforar una hilada de agujeros horizontales, dispuestos en abanico; en el "cuele noruego" (fig. 7.^a) se disponen los barrenos formando una serie de tiros oblicuos concurrentes (de ángulos diferentes). Estos sistemas sólo pueden emplearse, adecuadamente, en galerías con ancho mayor de 5 m., por las razones indicadas anteriormente.

2. "Cuele canadiense".

Un método interesante, relativamente nuevo, adecuado en caso de galerías de pequeña sección y que

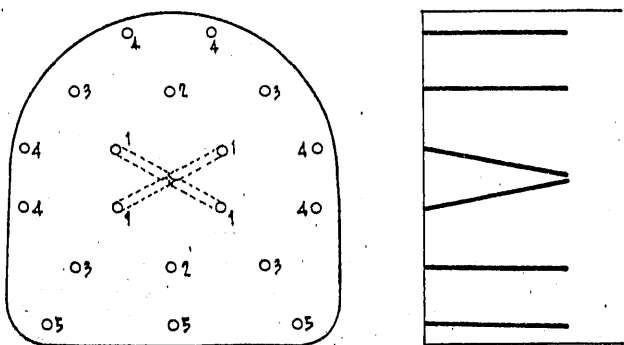


Fig. 5.^a

Fig. 5.^a — Cuele piramidal o en cono.

es substancialmente distinto a los anteriores, es el llamado "cuele canadiense" o "burn cut", que vamos a describir con más detalle, ya que su empleo todavía no es corriente en nuestro país.

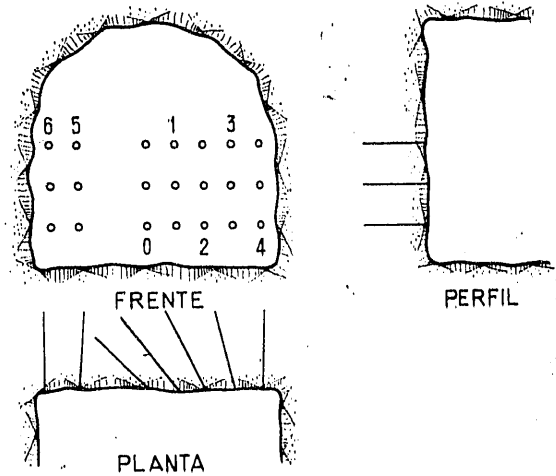


Figura 6.^a

Consiste, en síntesis: en perforar en el centro de la sección una serie de barrenos próximos entre sí y paralelos al eje de la galería; cargar tan sólo una parte de estos barrenos, teniendo cuidado de dejar siempre uno o varios agujeros vacíos al lado de un agujero cargado, de tal forma que, en el momento de la explosión, los gases actúen hacia el vacío de los agujeros vecinos. Esta expansión debe romper (pulverizar) las paredes existentes entre los agujeros. Como siempre se aprovecha la menor resistencia de la roca a tracción, pues de este modo rompe la pared entre agujeros. Los barrenos vacíos actúan como pe-

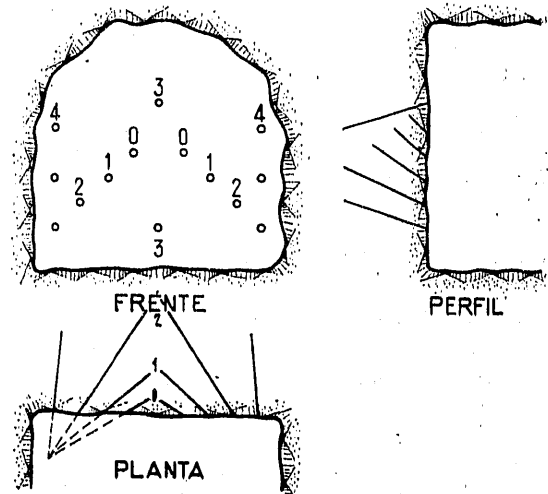
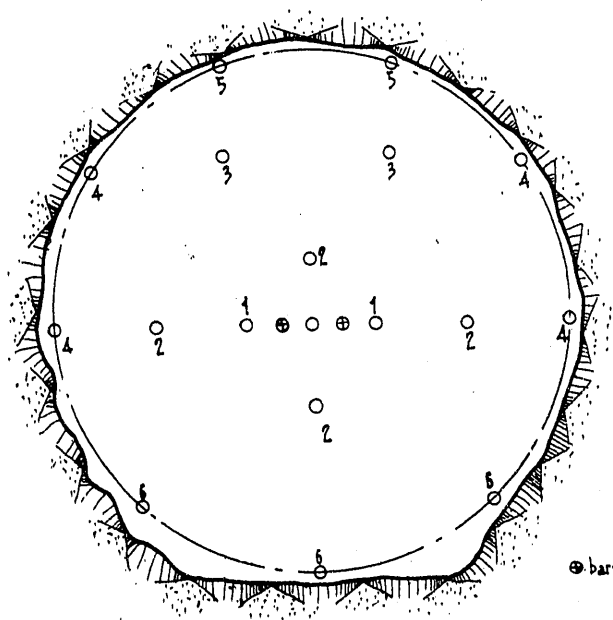


Fig. 7.^a — Cuele noruego.

queñas o elementales galerías de avance. La explosión de los barrenos centrales deja un hueco aproximadamente cilíndrico. Los demás barrenos se perforarán también paralelos a los anteriores y al explotar romperán hacia el hueco central (fig. 8.^a):



⊕ barrenos no cargados

cada caso hay que determinar esta distancia experimentalmente, pero pueden darse algunas reglas prácticas que sirvan de orientación. Es preferible que los agujeros cargados estén en la parte exterior del "cuele" y los no cargados en el interior, a fin de que

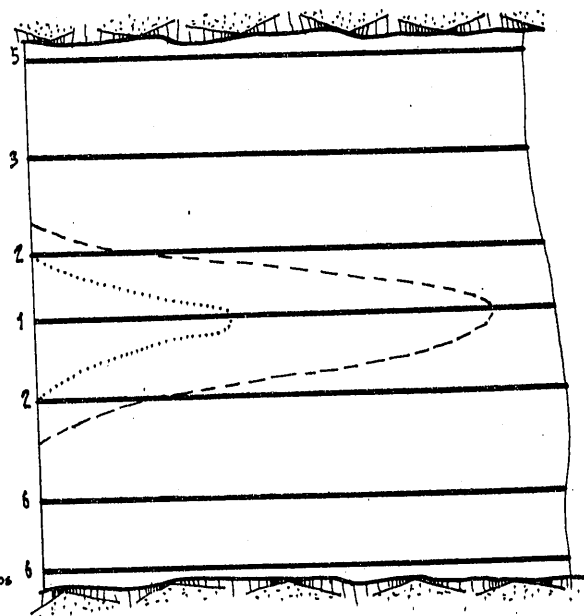


Fig. 8.^a — Cuele canadiense.

Las principales ventajas de este sistema de voladura son:

1.^a Los barrenos, al ser paralelos a la dirección de la galería, pueden ser, teóricamente, de longitud ilimitada; aunque se estima que la longitud práctica, para que la voladura sea eficaz, debe oscilar alrededor de 1,5 veces la dimensión mínima de la galería.

2.^a El paralelismo de los barrenos permite una concentración mayor de martillos en el frente y, por tanto, una reducción del tiempo total de perforación. Este paralelismo entraña una gran dificultad para ejecutar la perforación con martillos a mano, y por eso se impone el empleo de los "empujadores" o "jumbos".

3.^a Los escombros ocupan longitudes cortas, lo cual facilita la carga, especialmente con cargadores mecánicos.

En contrapartida, hay que hacer constar que el consumo de explosivos aumenta (en nuestro caso un 20 %); pero ello no altera la bondad del sistema, por las economías conseguidas al poder obtener un mayor ritmo de avance:

La cuestión más importante para el buen funcionamiento de este sistema es la correcta elección de la distancia entre los barrenos del "cuele" central. En

aquellos, además de romper las paredes de separación con los agujeros vacíos adyacentes, disgreguen la roca hacia la parte exterior del cilindro, facilitando la acción de los barrenos periféricos o del contorno. La distancia entre los barrenos del "cuele" varía de 5 a 20 cm., según el tipo de roca.

En los tanteos previos que hicimos para aplicar este método, comenzamos por una separación de 15 centímetros, que resultó ser excesiva, a causa de la gran dureza de la roca, y fué reducida, después de cuatro tanteos, a 10 cm. Para realizar estas experiencias previas, aconsejamos no se dé fuego a la voladura completa, sino que se haga sucesivamente, entrando a observar los resultados obtenidos, después de la voladura de cada serie de barrenos; así se obtiene una visión exacta de la forma de actuar de cada barreno, pudiendo, por aproximaciones sucesivas, llegar al resultado óptimo, consistente en obtener un avance igual a la profundidad máxima de los barrenos. En la galería forzada del Salto Moncabril, con 3,78 m.² de sección y pendiente del 43 %, venimos obteniendo, de un modo ininterrumpido, avances medios de 2,00 m. y máximos de 2,30 m. (con barrenas de 2,40 m. de longitud).

Aunque la disposición más usual de los barrenos

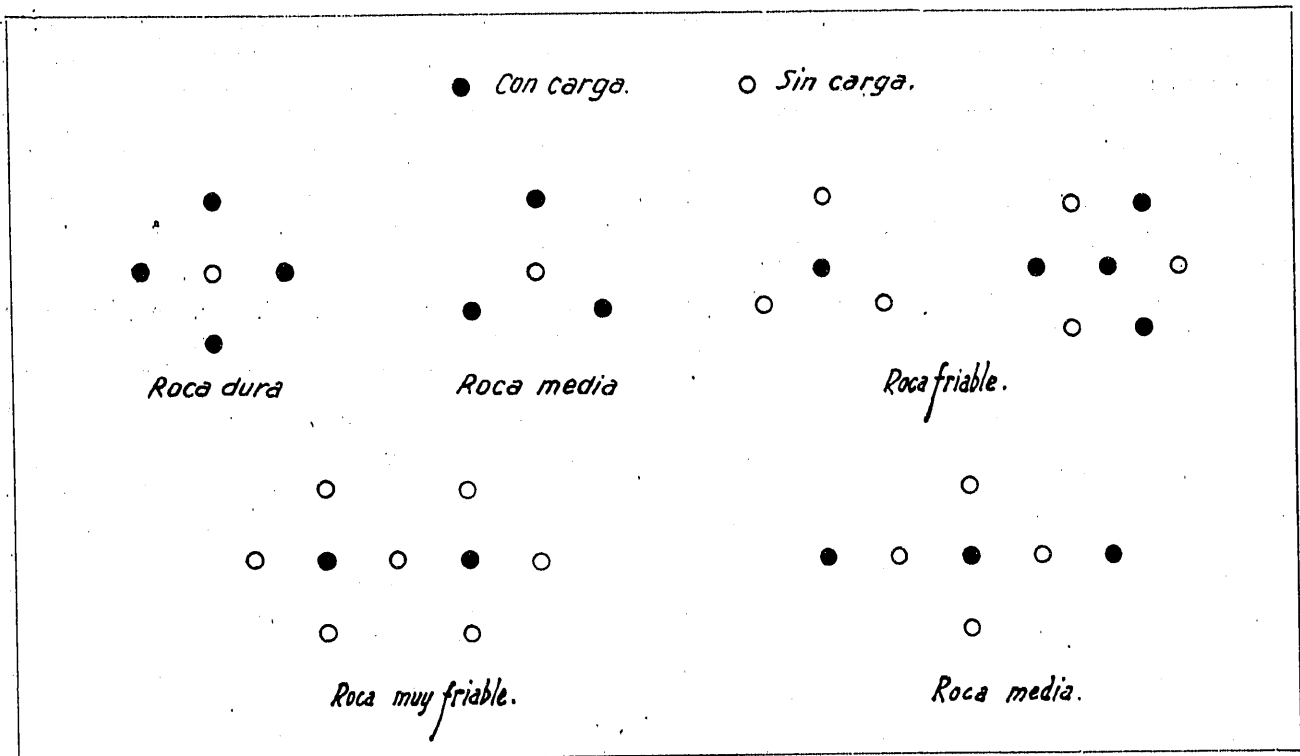


Figura 9.^a

del "cuele" sea en línea horizontal, aproximadamente en el centro de la sección, existen otros muchos tipos sobre los cuales no entramos en detalles, pues es suficiente para su comprensión examinar la figura 9.^a.

Para obtener resultados plenamente satisfactorios con este sistema, se debe abandonar la voladura con mecha y reemplazarla por la explosión eléctrica con detonadores retardados. En la figura 10 puede observarse el funcionamiento de estos detonadores. La longitud del elemento de demora es lo que determina el retardo de la explosión. Se dispone normalmente de 10 períodos de demora, con intervalos entre los diferentes barrenos de 10 a 50 milésimas de segundo.

Según las estadísticas de la "Electricité de France", el empleo de los detonadores eléctricos ha disminuido los accidentes, debidos a explosivos, en 1948, en un 40 % en relación a 1947. Nosotros llevamos más de un año usando exclusivamente estos detonadores, sin que se haya presentado un sólo caso de accidente debido a la dinamita.

Ultimamente se ha ensayado ejecutar el "cuele" con barrenos vacíos de gran diámetro (de 100 a 200 milímetros) (fig. 11), en lugar de los 30 a 40 mm. de las bocas normales. De los ensayos realizados en América y Francia se deduce que, con barrenos de gran diámetro, aumenta el rendimiento de la voladura, al mismo tiempo que disminuye el consumo de explosivos. Tienen el inconveniente de que requiere martillos especiales, o mejor, sondas y también bocas es-

peciales, de tal forma, que la velocidad de perforación, del agujero de gran diámetro, no retrase la eje-

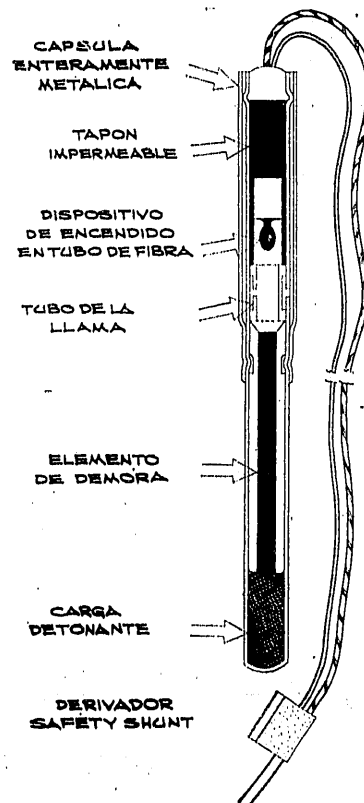


Figura 10.

cución del ciclo. Los americanos ensayan hoy en día este sistema, pero con la particularidad de que el agujero de gran diámetro se perfora con poderosas sondas, que de antemano y de una sola vez horadan longitudes del orden de los 50 m.

Como novedad interesante citaremos la ejecución en el aprovechamiento hidroeléctrico Della Santa (Perú) de cuatro pozos verticales de 400 m. de longitud y 1,80 m. de diámetro, perforados exclusivamente con sonda de corona tipo "Calix", con la sección total, por tanto, sin empleo de explosivos.

IV. Ventilación.

La actual tendencia a la construcción de túneles de gran longitud, con supresión de ataques intermedios, junto con las potentes y frecuentes voladuras que se practican en las galerías, ha traído consigo la necesidad de intensificar la ventilación.

Hoy día, al trabajar hasta 6 relevos diarios, se precisa que los mineros puedan volver al frente de ataque al cabo de un cuarto de hora, en una atmósfera limpia. Ello requiere una potente instalación de ventilación. Las resistencias a vencer, comprendidas las fugas, crecen con la longitud de la galería. Generalmente, la potencia instalada desde el comienzo de la perforación es la necesaria para la longitud total, con lo cual resulta que durante la mayor parte de la construcción la potencia instalada es superior a la requerida para la ventilación.

Para paliar este inconveniente se colocan, en el momento oportuno, ventiladores en paralelo, o, mejor todavía, en serie, que refuerzan el sistema de ventilación inicial. También se ha empleado el aumento paulatino de la velocidad del ventilador en función del avance, ya que dicha velocidad es proporcional al

caudal de aire aspirado o impulsado. Hay que tener en cuenta que si se quiere duplicar la velocidad y, por tanto, el caudal, hay que multiplicar por 8 la potencia necesaria, ya que ésta es proporcional al cubo de la velocidad, tal como nos lo indica la fórmula:

$$P = \frac{2QH}{75} = KV^3 \text{ en CV.};$$

en donde Q son m.³/seg.; H , mm. de columna de agua; V , m./seg., y K , una constante.

En cuanto a los tipos de ventiladores, ya sean helicoides o centrífugos, no hay que señalar ninguna innovación; no así en cuanto a los métodos de ventilación que actualmente están siendo objeto de experimentación en diversos países; por ejemplo, en Francia, en la Estación de Ensayos de Montluçon.

Se ha comprobado que la longitud de la zona afectada por los gases es constante e igual a unos 55 m., e independiente del peso del explosivo por metro cuadrado de sección. El límite de la zona afectada por los gases se desplaza después de un minuto de la voladura, con una velocidad aproximada de 2 metros/min. La cantidad de CO depende de la calidad y cantidad de explosivo, pudiendo llegar hasta el 1 %; cuando excede del 2 ‰ es muy perjudicial para el hombre.

Los sistemas de ventilación más usados hasta ahora son:

- 1) Impulsión sola. Su inconveniente consiste en que los gases tóxicos recorren toda la galería, molestando al personal que circula.
- 2) Aspiración sola. Su inconveniente radica en la insuficiente acción que ejerce sobre la zona comprendida entre el final de la tubería y el frente.
- 3) Aspiración seguida de impulsión. Más rápido

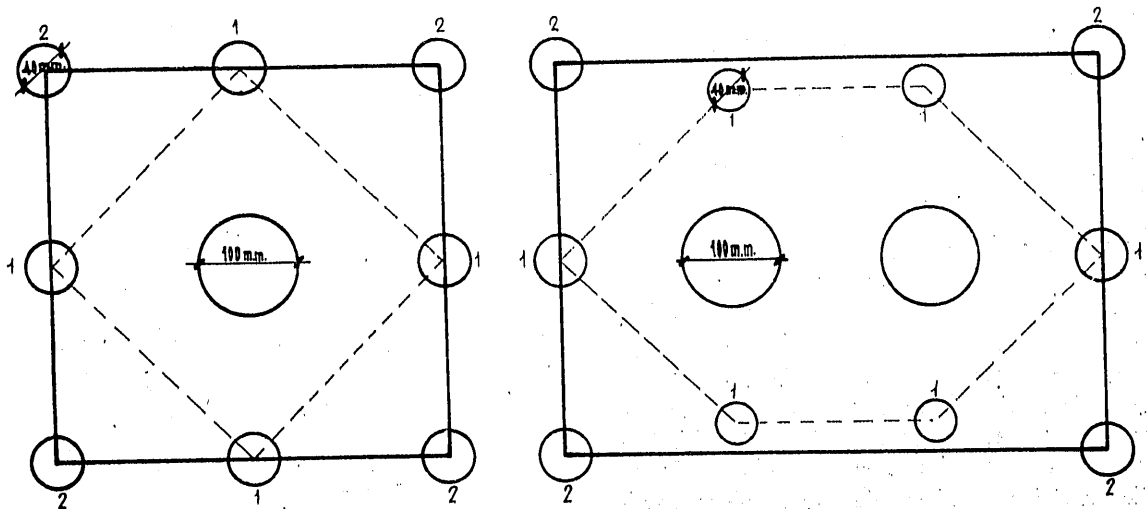


Fig. 11. — Cuele canadiense, con agujeros de gran diámetro.

que los anteriores, pero todavía lento para las necesidades actuales.

4) Impulsión y aspiración alternadas reiteradamente. Requiere mayor consumo de energía y tiempo para vencer la inercia de los gases en movimiento.

Hoy en día, el procedimiento que parece tener

resultado, regarlos abundantemente, pues con ello se consigue fijar bastante estos gases.

Inyección de agua.— La perforación produce gran cantidad de polvo, que dificulta extraordinariamente el trabajo en galería y produce la enfermedad

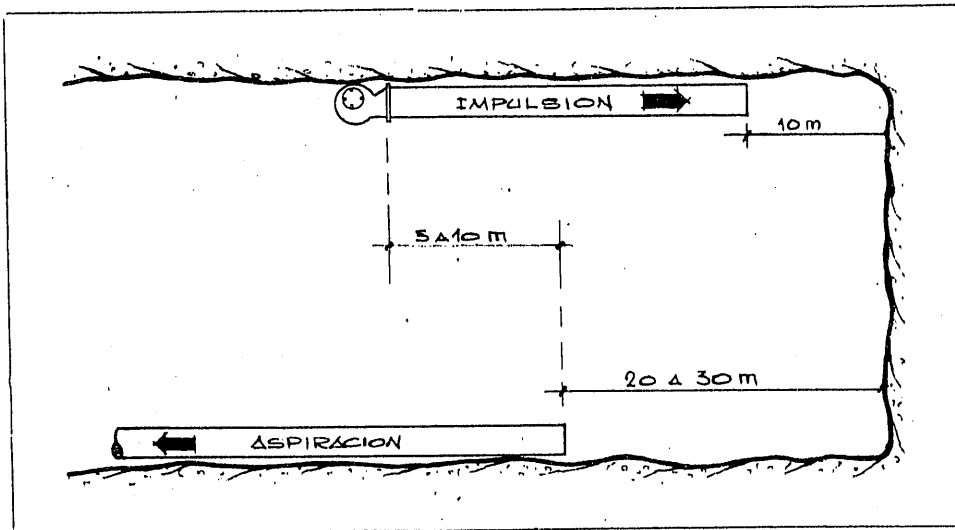


Figura 12.

más ventajas es el del ventilador auxiliar. Consiste en evacuar los gases con dos sistemas de ventilación: el principal, que aspira después de la voladura, está constituido por los ventiladores y la tubería normal de ventilación; el sistema auxiliar, constituido por un pequeño ventilador, que aspira el aire de la galería, y por una conducción corta, de unos 20 m., impulsa el aire hacia el frente. Este ventilador auxiliar puede ser sustituido por cualquier otro sistema de desplazamiento de aire (aire comprimido), etc.

En la figura 12 pueden verse las distancias y longitudes convenientes de ambas tuberías, según experiencias muy recientes de los autores del sistema, los americanos Weks y Wolfli. De este modo han obtenido la ventilación total del frente en un tiempo *record* de 5 a 9 minutos, en una galería de $1,50 \times 2,10$, con un caudal de aspiración de $1 \text{ m.}^3/\text{seg.}$ y de la impulsión auxiliar de $0,6 \text{ m.}^3/\text{seg.}$

En la galería forzada del Salto Moncabril, con una pendiente del 42 %, longitudes de hasta 500 m. y llevando la perforación de abajo arriba, nuestro sistema de ventilación por aspiración resultó ser insuficiente y hubo que reforzarlo utilizando la manguera del aire comprimido que trabaja simultáneamente con la aspiración.

Como entre los escombros quedaban parte de los gases de la explosión, que volvían a viciar la atmósfera al removerlos para su carga, nos ha dado buen

profesional de los mineros. Sólo las partículas de polvo inferiores a 5 micrones llegan hasta el fondo de los alvéolos pulmonares y produce la silicosis. El medio verdaderamente eficaz para suprimir el polvo es llevar el agua al punto donde se origina, mediante los martillos de inyección de agua a presión. El martillo es semejante al ordinario y sólo hay que modificar la varilla central, que debe ser hueca. Como capacidad del depósito de agua bastarán unos 70 litros por hora, con martillo de 22 Kg.

Nosotros hemos comprobado que en el granito la inyección de agua no disminuye en absoluto la velocidad de perforación, y parece que esta afirmación puede generalizarse, exceptuando los casos de rocas blandas y húmedas. Aunque parezca paradójico, hay que imponer a la fuerza este beneficioso método para la salud del obrero, pues toda innovación requiere un esfuerzo por parte del ejecutante que se aferra a la rutina.

En el extranjero se está ensayando actualmente añadir ciertos productos químicos capaces de entrar en reacción con los gases de la explosión de la dinamita, de tal forma que no se precisen ventiladores. Los explosivos de oxígeno líquido no producen gases tóxicos, pero no son aptos para rocas duras.

También se está ensayando la adición de ciertas sustancias productoras de humedad o pulverizaciones muy finas (aerosoles), para abatir fácilmente las partículas finas de polvo.

V. Carga y extracción de escombros.

El aumento de la velocidad de avance trae consigo el aumento del volumen de escombros y, como consecuencia, la necesidad de evacuarlos en plazo breve.

La carga a mano no puede dar ni el rendimiento ni la economía que la carga mecánica; razón por la cual cada día se extiende más el uso de las máquinas cargadoras, especialmente la pala, movida por aire comprimido o con motor eléctrico.

La capacidad de carga a mano y de las máquinas comerciales más corrientes es:

| | Capacidad teórica | Capacidad real |
|---------------------|---------------------------|-----------------------------|
| Dos hombres | — | 0,085 m. ³ /min. |
| Pala Eimco 21..... | 1,4 m. ³ /min. | 0,4 » |
| Pala Eimco 40..... | 1,7 » | 0,45 » |
| Pala Convay 50 y 75 | 2,0 » | 0,45 » |

Hoy día se han introducido en el mercado las cargadoras continuas y los cabrestantes de arrastre ("scraper") con rampa de carga.

Los factores que determinan la elección del medio de transporte son la sección y la longitud del túnel. La solución más corriente todavía en la mayoría de los casos es la vía, pero la tracción a mano va siendo sustituida por la tracción mecánica, mediante tractores de gas-oil o eléctricos, de acumuladores o con "trole".

La vagoneta de 750 litros de tipo "Decauville", de un empleo general, con tracción humana o animal, debe sustituirse por material de mayor capacidad y peso; el tiempo necesario para el cambio de un vagón detrás de la pala mecánica es un tiempo muerto y, por tanto, debe reducirse el número de vagones necesarios para la carga de escombros de una voladura. Así se llega a las vagonetas de 2 y 3 m.³, montadas sobre ejes con rodamientos a rodillos o bolas. El aumento

de la capacidad de las vagonetas y la velocidad de tracción trae consigo el empleo de vía más pesada, y el tipo "Decauville" de 7 a 10 Kg. debe sustituirse por vía de 12 a 24 Kg.

VI. Organización.

Hasta aquí hemos descrito las máquinas y las técnicas que nos permiten lograr altos rendimientos. Ellas son la materia que da cuerpo a los métodos modernos; pero el espíritu que los vivifica es la organización.

Estos métodos de perforación, para dar su pleno rendimiento, exigen planes concienzudamente estudiados y estrictamente observados. De este modo, la construcción de un túnel se convierte en una verdadera cadena de producción, en que cada máquina y cada hombre tiene en cada instante una misión perfectamente definida, con objeto de obtener un rendimiento determinado *a priori*.

Esto requiere, además, un control eficaz y preciso del trabajo, especialmente de las máquinas, previendo sus averías y las piezas de recambio necesarias, mediante una estadística detallada del funcionamiento de cada una.

El factor hombre es esencial, y como complemento a su encuadramiento y perfecto ajuste en el equipo se debe estimular su rendimiento mediante un equitativo y remunerador sistema de primas. La disposición de los barrenos no puede dejarse en manos del jefe de equipo, sino que debe surgir de la colaboración entre éste y el Ingeniero. La mecanización fastidia a los "viejos mineros", que creen, ante todo, en el esfuerzo muscular.

Hay que formar a los mineros y a los encargados, que siendo rutinarios, están convencidos de las ventajas de los viejos métodos, dándoles normas y enseñanzas para adaptarles a los nuevos sistemas.