

# salto de Miranda

JOSE LUIS VILANOVA BOSCH,  
ingeniero industrial

## trabajos de excavación de la galería

532 - 13

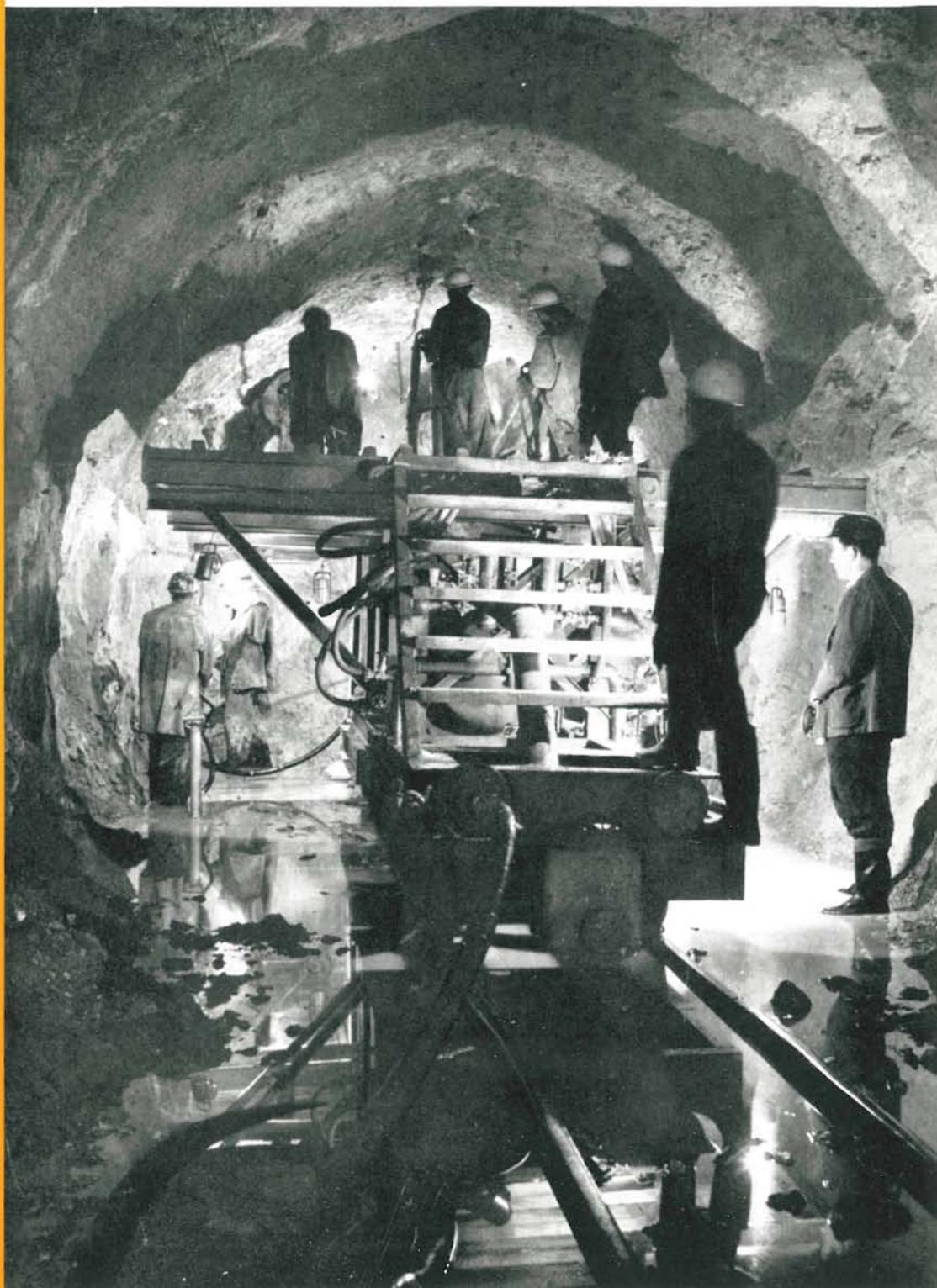
### sinopsis

En el número 162 de Informes de la Construcción se publicó el primer trabajo de esta serie, con el título de «Salto de Miranda». En éste se trata de la ejecución de la excavación en galería, para cuyo éxito las técnicas modernas exigen un depurado estudio del material auxiliar. En el número 164 apareció también un artículo titulado «Progresos recientes del material auxiliar en la perforación de galerías», en el cual se resumen las máquinas más modernas que se hallan en el mercado.

Desde la perforación del Grand Culé por el Bureau of Reclamation de Colorado (Estados Unidos), en la que se introdujo el jumbo por primera vez y los tiempos mínimos para avances máximos, los procedimientos y maquinaria se han generalizado en todo el mundo. Si a esto añadimos los intereses apremiantes de necesidades de energía, la importancia de las sumas invertidas y la influencia del tiempo, apreciaremos en mayor grado el automatismo de estos trabajos.

El autor se esfuerza en detallar y resumir cómo, partiendo de los elementos a su disposición, trató de coordinar las distintas labores para aproximarse a un ciclo ideal rentable.

La ventilación en subterráneos constituye un agudo problema de seguridad para cuantos trabajan en el subsuelo. Consciente el autor de esta responsabilidad, trata de exponer, vulgarizándola, la forma en que la teoría de flujos y corrientes puede afectar a una aplicación racional y práctica de aquella en la aportación del elemento clave: el aire para la respiración y confort del minero. Para asegurarlo se precisa un esfuerzo mecánico y económico importante.



## Introducción

La complejidad de los trabajos de excavación en galería se divide en cuatro fases u operaciones fundamentales:

- a) Perforación.
- b) Carga, encendido de tiros y explosión.
- c) Ventilación.
- d) Escombreo.
- e) Ciclo de trabajo.
- f) Medias de avance obtenidas.

Trataremos, someramente, de desarrollar cada una de estas operaciones.

### a) Perforación

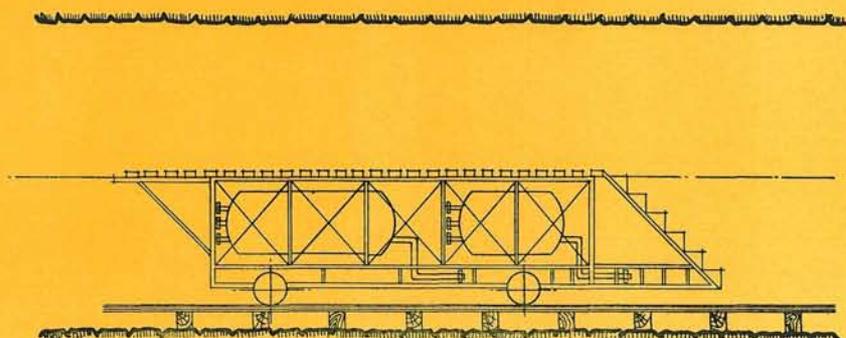
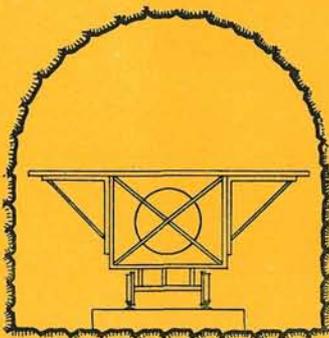
La perforación se realiza sirviéndose de un carro que se desplaza mediante locomotora por la vía general del túnel y, una vez en el frente, se levantan las alas laterales, ocupando entonces toda la anchura del túnel. En el croquis adjunto (fig. núm. 1) se da una idea muy aproximada de este carretón, cuya estructura es tubular, con el fin de disminuir todo lo posible su peso muerto y facilitar, con ello, las operaciones de transporte.

Corrientemente se colocan tres mineros en la parte superior del carro y otros tres bajo las alas laterales y el voladizo anterior. De esta forma son seis martillos los que de forma casi continua perforan simultáneamente.

La perforación de un tiro de 2,40 m requería unos siete a ocho minutos, incluidos los tiempos muertos, es decir, que para la total perforación de los 50 tiros, necesarios por término medio, se venía empleando alrededor de sesenta minutos. Debe tenerse en cuenta que la perforación se solapaba, quizás durante más de quince minutos, con la carga del tiro, por la razón de que la parte superior del frente finalizaba antes que la inferior y se iniciaba la carga simultáneamente con la perforación de las «zapateras» o tiros de piso.

Es interesante notar que la velocidad media absoluta de perforación de un tiro con martillos pesados fue de 36,3 cm/minuto. Bien es verdad que este dato depende preponderantemente del tipo de roca, estado de ésta y otros factores menos importantes, tales como dirección de la estratificación, buzamiento, diques, rellenos de arcilla, infiltraciones, etc. La habilidad del minero es esencial en el rendimiento del martillo. En una plantilla superior a los 150 mineros, no se puede afirmar que la tónica general sobrepasase una calificación media. Nuestros datos son esencialmente prácticos para el interés general. Así, pues, la velocidad media general de perforación fue de: 36,3 cm/minuto.

Si suponemos cierta la consideración que hace el Manual de Atlas (6:04-3, tomo I) de que los tiempos perdidos representan 0,7 minutos por tiro, entonces la velocidad media de perforación, es decir, la «velocidad de penetración», resultaría ser de: 40,8 cm/minuto, que es muy normal en bancos calizos.



Secciones transversal y longitudinal del carro de perforación.

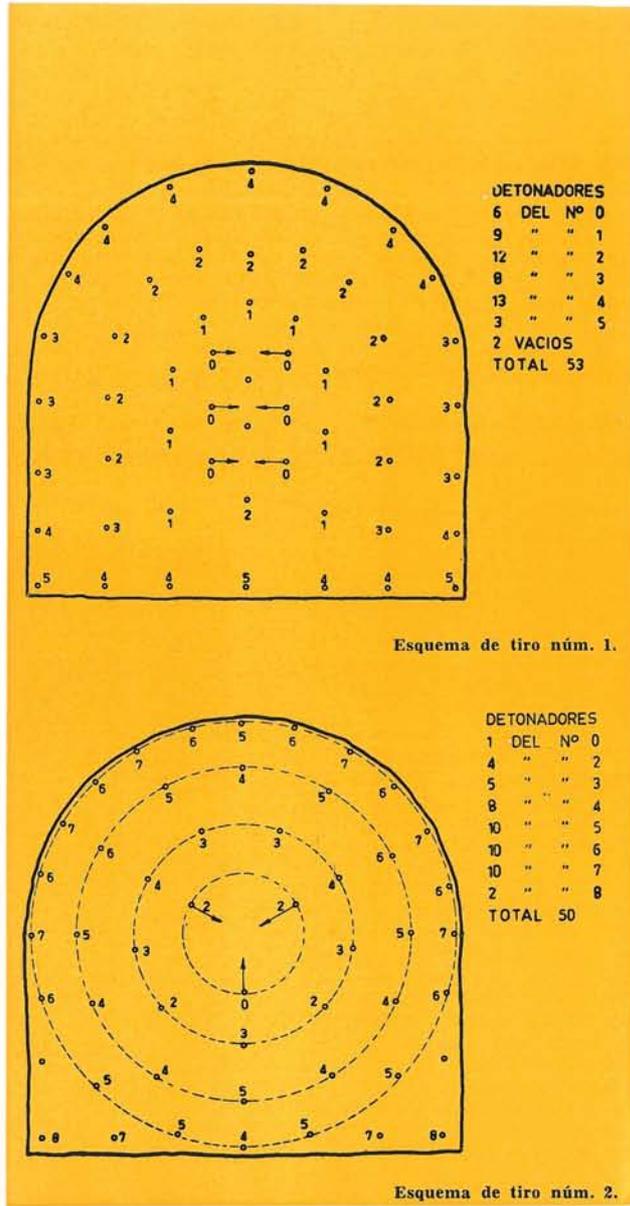
Los seis mineros tenían tres ayudantes que cooperaban al «emboquillado» de los tiros, suministro de barrenas, apoyo de los soportes neumáticos, etc. Asimismo, mientras los seis mineros preparaban los martillos, los tres ayudantes empalmaban las acometidas de aire comprimido y agua. El carro de perforación está provisto de calderines reguladores de aire y agua y cuenta con diez tomas independientes para otros tantos martillos.

El perfecto estado de funcionamiento de los martillos era condición importantísima para la continuidad del trabajo. Tanto es así que para dos frentes de ataque se disponían de tres equipos de siete martillos cada uno. El séptimo martillo estaba en el carro de perforación en expectativa de uso para el caso de emergencia. El otro equipo de siete martillos estaba en el taller para su revisión o reparación. Cada dos semanas, y sistemáticamente, se sustituían los equipos de martillos, dando lugar a un ciclo entre los dos frentes y el taller.

Puede ser interesante señalar que el consumo de piezas de recambio para martillos perforadores y soportes neumáticos, por metro de tiro perforado, fue de 0,82 pesetas.

Se estudió una diversidad de esquemas de tiros con el fin de lograr rendimientos óptimos de arranque. Como son muchos los factores que intervienen—estructuración geológica, composición química, porosidad, elasticidad, etc.—, su consideración nos indujo a la adopción del número 1: «cuele» de prisma en cuña. Por variar las características del frente, el esquema de tiro ha de ser flexible, no ya en la disposición de los mismos, sino, a veces, en su número exclusivamente. Esto ocurrió al atravesar zonas pizarrosas, en las se pasó de 50, previstos en el esquema normal, a 34 y aún menos, pues el límite de ruptura es función de la consistencia de la roca.

Detallamos, a continuación, el consumo de acero para barrenas de 2,40 m, según las distintas clases de roca:



NATURALEZA DEL TERRENO	Consumo de barrenas 2,40 m por m de túnel	Valor en pesetas por m de túnel	Consumo de barrenas de 2,40 por m³ excavación túnel	Valor en pesetas por m³ excavación
Pizarras blandas y margas descompuestas.	0,242	284,35	0,0173	20,30
Calizas compactas ... ..	0,252	296,10	0,0180	21,10
Cuarcitas y areniscas ... ..	0,481	565,20	0,0343	40,40
Calizas quebradas con vetas de arcilla ... ..	0,910	1.069,25	0,0650	76,40

La media general ponderada en el consumo de acero fue de 0,253 de barrena tipo por 2,40 m de túnel, y la duración media de una barrena medida en metros de tiro perforado resultó de 249 m. Debemos aclarar que el consumo no fue debido específicamente al desgaste de las cabezas de widia, sino más bien a la fatiga del acero y, en mayor proporción, a la impericia del minero.

## b) Carga, encendido de tiros y explosión

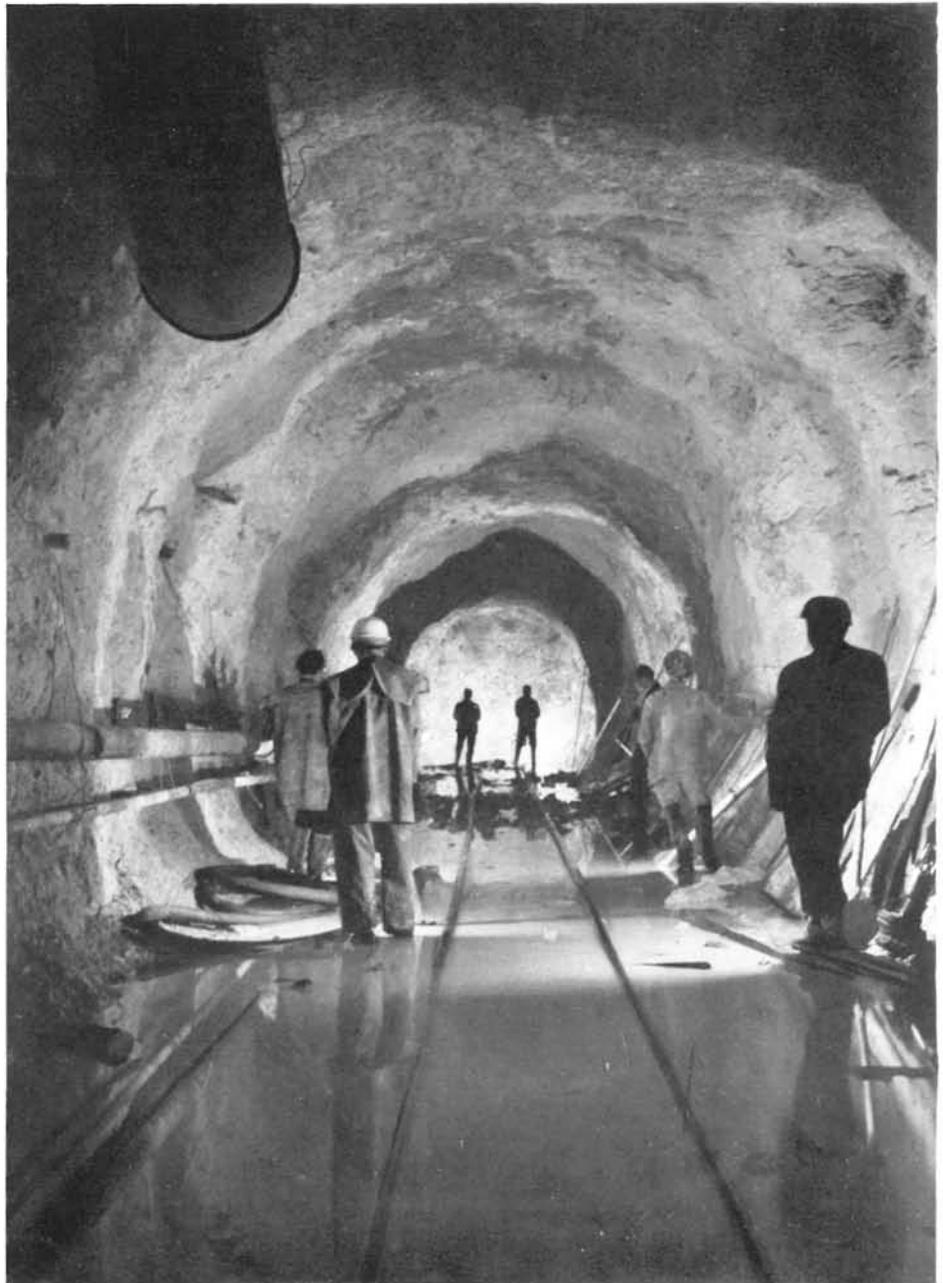
Se emplearon dos clases de dinamita: la goma núm. 2, comercialmente denominada gelamonita, con un 75 por 100 de nitroglicerina, y la dinamita negra núm. 3, con un 26 por 100 de nitroglicerina; esta última exclusivamente en corona. El empleo de microrretardo de calidad redujo notablemente el consumo de dinamita en unos 200 g por tiro, debido al mejor troceo logrado, lo que permite suprimir los dos últimos cartuchos de la carga, cuyo objeto es precisamente el de troceo.

Unas cifras concretas y elocuentes son las medias del consumo de dinamita empleando detonadores con retardos de 1/1.000 de segundo y hasta un segundo. En efecto:

Consumo medio general de dinamita empleando detonadores microrretardados ... ..	20,3 kg por m de túnel
Consumo medio general de dinamita empleando detonadores retardados ... ..	28,6 kg por m de túnel

Es preciso confesar que este ahorro de 8,3 kg de dinamita no es totalmente traducible a efectivo, ya que los detonadores eléctricos microrretardados son más caros que los ordinarios. De todas formas, la balanza económica se inclina hacia el empleo de los microrretardados.

Si nos atuviéramos solamente al fin exclusivo de arrancar la roca hasta su profundidad máxima, despreocupándonos del tamaño del escombro resultante, no hay duda de que el ahorro de dinamita sería muy apreciable. Pero no debe olvidarse que, posteriormente, el escombro debe cargarse con pala mecánica y que el rendimiento de ésta depende fundamentalmente del tamaño del escombro, lo cual es perfectamente comprensible, ya que la fluidez en el manejo es paralela al tamaño del árido. Es lógico suponer, por tanto, que hay un equilibrio económico, un punto óptimo de funcionamiento, entre el consumo de dinamita y el tiempo de escombrar. Los 28,6 kg de dinamita por m de túnel, como resultado de la media general de nuestros trabajos, suponen 2,2 kg por m<sup>3</sup> excavado. Un juicio ligero nos llevaría a un consumo del 10 por 100 superior al normal, pero ese 10 por 100 supone, en un metro de túnel, alrededor de 3 kg de dinamita que, traducido a especie, son unas 100 pesetas; sin embargo, el ahorro de tiempo en la carga del escombro es de 15 minutos, tiempo que, también traducido a especie, es de 150 pesetas.



3 Preparación de explosores eléctricos.

El consumo de dinamita en relación con la clase de roca es asimismo digno de tenerse en cuenta y, naturalmente, depende de la elasticidad de la roca. Como índice general, indicamos los fondos de barreno resultantes en tres clases de roca:

- |   |             |  |
|---|-------------|--|
|   | cm<br>entre |  |
| 1. Pizarras de escasa consistencia, untuosas y de textura foliácea ... .. | 0 y 8       |  |
| 2. Calizas compactas ... ..   | 5 y 22      |  |
| 3. Cuarcitas y areniscas ... ..   | 20 y 25     |  |
| 4. Dolomías de posterior formación ... ..                                 | 80 y 90     |  |

Las tres primeras están dentro de los resultados normales, por lo que nos ahorramos hacer comentarios, no así la 4, de la que, por su evidente anomalía, vamos a hacer algunas observaciones:

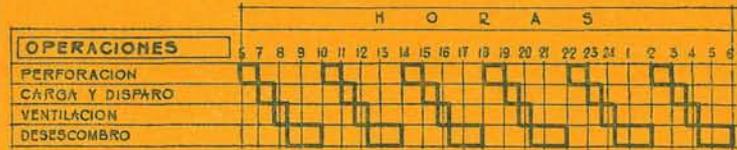
Estas dolomías aparecieron en los 600 primeros metros del túnel A del Centro de Tiblós. Su formación no es originaria, sino fruto de un desdoblamiento de  $CO_2Ca$  en  $CO_2Mg$ . Ello originó una porosidad como consecuencia de una disminución de volumen, ya que, como es sabido, el  $CO_2Mg$  es de densidad mayor que el  $CO_2Ca$ . Esta porosidad se observa tanto macroscópica como microscópicamente. La primera tiene su origen en las grandes colinas que se extendían hasta el exterior en forma de sumideros naturales, una de las cuales coincidió con la dirección de un túnel, formando en éste una gran caverna, que se salvó mediante un puente de 11 m de luz.

La porosidad microscópica fue la que repercutió más desfavorablemente en el rendimiento del arranque. Ello se explica pensando en las fugas extraordinarias de gases en el momento de las explosiones. Las voladuras eléctricas se ejecutaban mediante explosores para un mínimo de 80 tiros.

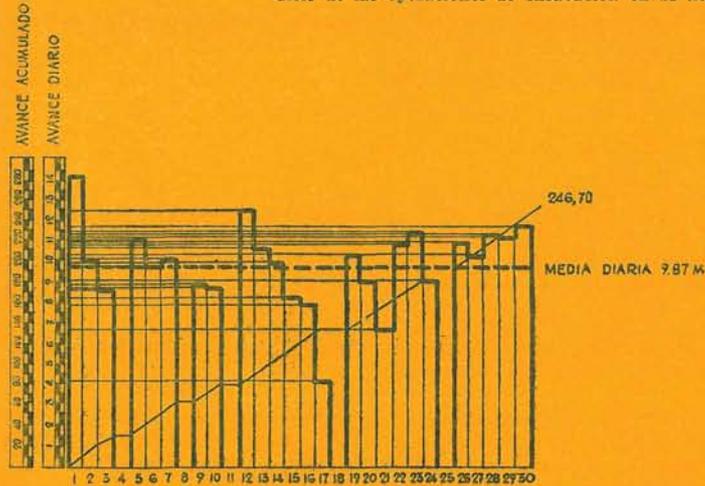
**c) Ventilación**

Los sistemas de ventilación son, fundamentalmente, tres: aspiración, impulsión y mixto. Naturalmente, cada uno tiene sus ventajas y sus inconvenientes, que vamos a describir someramente:

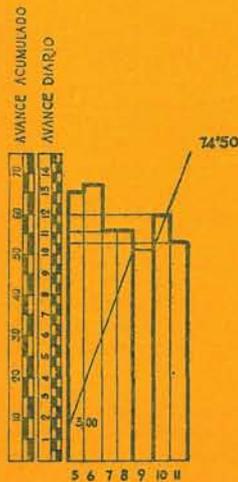
1.º **Aspiración.**—Al aspirar los gases a través de la tubería se establece la corriente de aire hacia el frente de ataque, tal como indicamos en el esquema, así como también la correspondiente succión de la zona comprendida entre el extremo de la tubería y el frente de ataque, que es precisamente la zona de mayor concentración de hombres y máquinas. Es fácil comprender que con este sistema la galería permanece constantemente limpia de gases y, por otra parte, la velocidad de evacuación en la zona del frente es rapidísima. Estas dos condiciones serían suficientes para calificar este sistema como el mejor, pero existen dos inconvenientes para el desarrollo de este procedimiento. El primero, se refiere a las dificultades técnicas en la aspiración. En efecto, cuando se trata de túneles de considerable longitud o, por el contrario, cuando la longitud no es larga pero la sección de los túneles es de gran magnitud y, como consecuencia, se requieren grandes caudales, es indispensable el empleo de ventiladores de grandes presiones. Al aspirar, naturalmente, se producen las consiguientes depresiones en el interior de la tubería. Este factor obliga a que la tubería sea de unas características autorresistentes capaces de soportar estas fuertes depresiones que tienden al aplastamiento de la tubería.



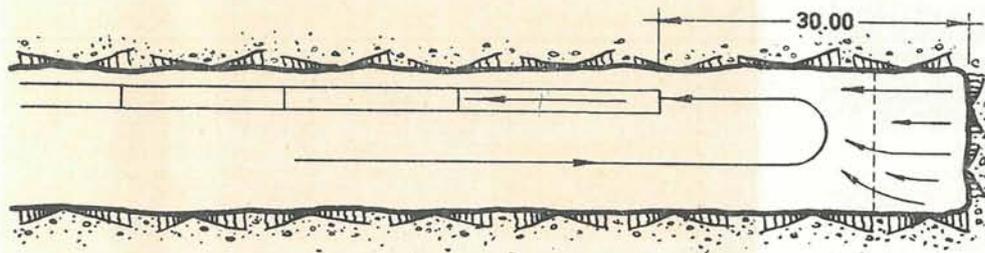
Ciclo de las operaciones de excavación en 24 horas.



Récord mensual de perforación.



Récord semanal de perforación.



Esquema de ventilación por aspiración.

En el caso que nos ocupa, se trata, como es sabido, de túneles de escasa sección ( $14 \text{ m}^2$ ), pero grandes longitudes (4.000 m). La tubería estaba fabricada con chapa de 1,5 mm. Prácticamente se demostró que con este espesor era incapaz de resistir las depresiones de nuestros ventiladores. Efectivamente, en los tajos de Santiago y Vigaña, al efectuar pruebas, se aplastaron las tuberías precisamente a la salida de los ventiladores, o sea, donde mayores eran las depresiones. Existen, como es lógico, procedimientos para subsanar estos inconvenientes. El más expeditivo es dotar a la tubería de zunchos soldados exteriormente, ya sea con redondo en espiral o en secciones circulares; pero cualquier solución de este tipo en túneles de larga longitud resulta económicamente casi prohibitiva, teniendo en cuenta que la tubería en sí ya es de un precio muy elevado.

El segundo inconveniente en la aplicación de este sistema de ventilación lo motiva el hecho de que, al establecerse el circuito de aire del interior del túnel al interior de la tubería, se produce una continua fricción del aire con las paredes del túnel y arrastra consigo las partículas microscópicas, producto de los residuos de la combustión de motores de explosión, lámparas de carburo, polvo impalpable, etc. De esta manera el aire que debiera llegar virgen a la zona del trabajo, llega invisiblemente impurificado a los órganos respiratorios del trabajador.

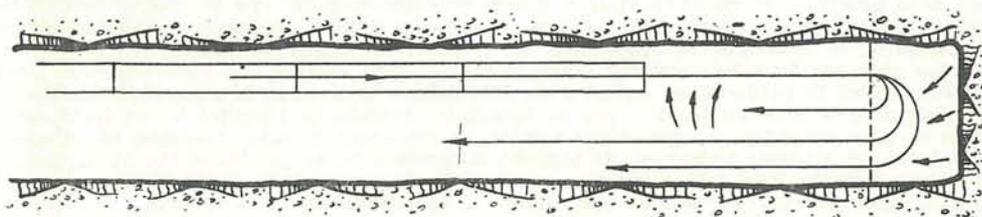
2.º **Impulsión.**—Consiste, como su nombre indica, en impulsar el aire a través de la tubería al frente de perforación. Así el circuito se establece como se indica en la figura núm. 6.

Es fácil deducir que con este procedimiento quedan abolidos los dos inconvenientes reseñados en el sistema de aspiración, ya que desaparece el peligro de aplastamiento de la tubería y, por otra parte, el aire llega procedente del exterior totalmente puro a través de la tubería.

Nacen, sin embargo, en este sistema, los lógicos inconvenientes de que la nube de aire impurificado, producto de las explosiones de «pegas», se va desplazando lentamente (unos  $0,2 \text{ m/s}$ ) a través de toda la longitud del túnel hasta el exterior. Esta circunstancia, aunque no afecta directamente a los trabajadores del frente, ya que éstos—como hemos dicho—reciben directamente el aire puro del exterior, produce en zonas aisladas del túnel nubes de insana respiración y de escasa visibilidad. Ahora bien, teniendo en cuenta que el 90 por 100 del transporte humano se hace motorizadamente (velocidades entre 15 y 20 km/hr), debemos considerar que el tiempo de estancia del hombre en el interior de la nube (unos 100 m de longitud) es del orden de los cinco segundos dos o tres veces al día, circunstancia que no merece ninguna consideración.

El otro inconveniente que presenta este sistema de ventilación es de índole económica. Efectivamente, así como el sistema de aspiración tarda entre cinco y seis minutos en dejar totalmente limpia la zona de trabajo, el sistema de impulsión tarda entre 25 y 30 minutos y, naturalmente, durante este tiempo queda totalmente paralizado el equipo humano y, con ello, mermado su rendimiento.

A medida que va creciendo la longitud del túnel, lógicamente va también creciendo la pérdida de carga en la tubería, no tan sólo por la fricción en sí, sino porque aumentan también las probabilidades de fugas, con lo que el caudal queda asimismo resentido. Efectivamente, cuando los túneles medían entre 1.000 y 1.500 m de longitud perforada, se precisaba calcular con sumo detenimiento el caudal de aire que llega-



Esquema de ventilación por impulsión.

ba al frente mediante un aerómetro. El resultado medio fue de 2,4 m<sup>3</sup>/s, contra los 3,5 teóricos a la salida del ventilador, es decir, se había producido una pérdida del orden del 30 por 100. Este contratiempo fue perfectamente subsanado de la siguiente forma: por una parte, sustituyendo las gomas deterioradas de las juntas por fibra de tipo asfáltico; por otra parte, se instalaron, a partir de los 1.000 m de tubería, y en el interior de ésta, turboventiladores neumáticos en serie que actuaban como elevadores de presión. La distancia entre cada dos de estos elevadores era de 500 m. Este sistema dio unos resultados tan buenos como económicos, ya que el precio de los turboventiladores no sobrepasaba las 13.000 pesetas. Asimismo, el hecho de que su accionamiento era neumático facilitaba su rápida y económica instalación. De esta forma se llegó a ventilar de forma perfecta una longitud (frente de Tiblós A) de 3.600 metros.

3.º **Procedimiento mixto.**—Consiste en efectuar la aspiración inmediatamente después de la «pega» hasta la total limpieza del túnel (5 ó 6 min) y, seguidamente, proceder a la impulsión durante todo el resto del ciclo de perforación. De la conjunción de los dos sistemas anteriores nace este que, sin lugar a dudas, teóricamente es el mejor. En el Salto de Miranda no se aplicó porque la tubería no era lo suficientemente rígida para resistir la tendencia al aplastamiento.

4.º **Ventiladores.**—**Determinación de las características de la ventilación del frente:** Las características de la ventilación del frente están estrechamente condicionadas por las causas de alteración de la atmósfera.

**Causas de alteración de la atmósfera.**—Las más importantes son las siguientes:

**Nubes de humo de la pega.**—Después de cada pega, la galería es ocupada en una cierta longitud por una nube resultante de la proyección de gas engendrado por la descomposición del explosivo. Entre estos gases figuran el óxido de carbono y vapores nitrosos, gases muy tóxicos aun en débiles concentraciones. El personal no puede reintegrarse al frente hasta tanto esta nube no haya sido eliminada; la ventilación, pues, debe realizar esta eliminación en un tiempo lo más corto posible.

**Producción de polvo.**—No tan sólo se genera debido a la propia pega, sino durante las operaciones de perforación de tiros y carga del escombros y, por tanto, debe ser eliminado.

**Gases de escape de las locomotoras Diesel.**—Estas locomotoras pueden producir óxido de carbono y formol. La ventilación debe ser tal que la concentración de estos elementos sea inferior a ciertos límites. Se admite en general para:

el óxido de carbono ... ..	0,06 - 0,1	por mil
el formol ... ..	0,005 - 0,01	por mil

La temperatura.—Admisible: 30 - 35° C.

Vamos a examinar, en los párrafos siguientes, cómo la consideración de las cuatro causas citadas permite escoger las características del ventilador apto para la instalación.

**Eliminación de los humos de la pega.**—**Nube de humos:** En ausencia de la ventilación dicha nube se extiende sobre una longitud de alrededor de 40 ó 50 m, dependiente de la cantidad de explosivo por m<sup>2</sup> de sección recta de la galería. El orden de magnitud de la concentración del CO en las inmediaciones del frente, después de la explosión, viene dado por la fórmula:

$$[\text{CO}] = \frac{1,25}{100} p \cdot \alpha \%$$

siendo:

- p = carga de explosivo por m<sup>2</sup> de sección de la galería, en kg/cm<sup>2</sup>.
- α = contenido de carbono del explosivo.

Si se desea evaluar la concentración del CO en función de la carga de explosivo por m<sup>3</sup>, se puede emplear la fórmula siguiente:

$$\text{CO} = \frac{1,25}{100} S I \alpha \%$$

siendo:

- S = carga de explosivo por m<sup>3</sup>.
- I = avance por voladura, en m.
- α = 0,14 (dinamita goma núm. 2, 75 por 100 de nitroglicerina).

Vamos a aplicar la fórmula a nuestro caso del Salto de Miranda, siendo la sección práctica de 14 m<sup>2</sup>. Como se iba a barrenar con una longitud máxima de barrena de 2,40, consideraremos un arranque real de 2,00 m:

- p = 60/14 = 4,28 kg/m<sup>2</sup>
- α = 0,14 por 100.

luego:

$$[\text{CO}] = \frac{1,25}{100} 4,80 \times 0,14 = 0,75,$$

es decir, la concentración de CO iba a ser del 0,75 por 100.

El mecanismo de la eliminación de los humos es muy diferente según el tipo de ventilación adoptada. Como nosotros elegimos la ventilación impelente, trataremos de la eliminación por este sistema.

Designemos por «tiempo de purga»  $t_E$ , el tiempo al cabo del cual la concentración de los humos en el frente se reduce el valor  $E_{cc}$ . El orden de magnitud del tiempo de purga viene dado por la fórmula:

$$t_E = \frac{Ad}{Q} \ln \frac{1}{E} \quad [1]$$

siendo:

A = sección de la galería;

d = distancia de la tubería al frente;

Q = caudal necesario;

E = relación por cociente entre la concentración límite y la que se desea reducir.

Vamos a suponer que el personal puede reintegrarse al trabajo cuando la concentración de CO sea 0,1 por 1.000, entonces:

$$E = \frac{0,0001}{0,0075} = \frac{1}{75}$$

Por otra parte, d será del orden de 35 m, ya que si fuese menor el impacto de la pega podría deteriorar la tubería: A = 14 m<sup>2</sup> y supondremos también que el caudal práctico que llega al frente es del orden de Q = 2 m<sup>3</sup>/segundo.

Entonces, aplicando la fórmula [1], obtenemos:

$$t_E = \frac{Ad}{Q} \ln \frac{1}{E} = 35 \frac{14}{2} \ln 80 = 1.100 \text{ s} = 18,3 \text{ min.}$$

$$Q = \frac{Ad}{t_E} \ln \frac{1}{E} = 30 \frac{14}{1.200} \ln 75 = 1,5 \text{ m}^3/\text{s}$$

Efectivamente, en la práctica el tiempo necesario para desalojar totalmente el frente resultó ser de 20 a 25 minutos. La pequeña diferencia estriba en que, además del CO de los gases producto de la explosión, hay que tener en cuenta la absorción del polvo de roca, gases de locomotora y el formol del explosivo.

**Paso de la nube de humos por la galería.**—La eliminación de los humos mediante una ventilación impelente lleva consigo un desplazamiento por el interior del túnel de una nube de humos, más o menos diluida, que tiende a salir por la entrada del túnel. Es evidentemente deseable que el personal obrero no se vea precisado a respirar esta nube. Como la reincorporación del personal al frente se efectúa en sentido inverso al de la corriente de aire, puede decirse que esta circunstancia está totalmente ausente de peligro. Naturalmente, este riesgo es tanto menor cuanto mayor es la velocidad de la corriente de aire en el túnel. Se puede caracterizar este riesgo por la magnitud:

$$T = \frac{CO^2}{CO + \delta} \cdot \frac{Af}{Q}$$

siendo:

CO = concentración inicial de la nube en milésimas;

f = longitud inicial de la nube que suele ser alrededor de 50 m;

δ = un coeficiente de dilución que está comprendido entre 2 y 3.

La interferencia con la nube puede empezar a producir efectos sensibles sobre un hombre inmóvil en el túnel cuando T llega a valer 200.

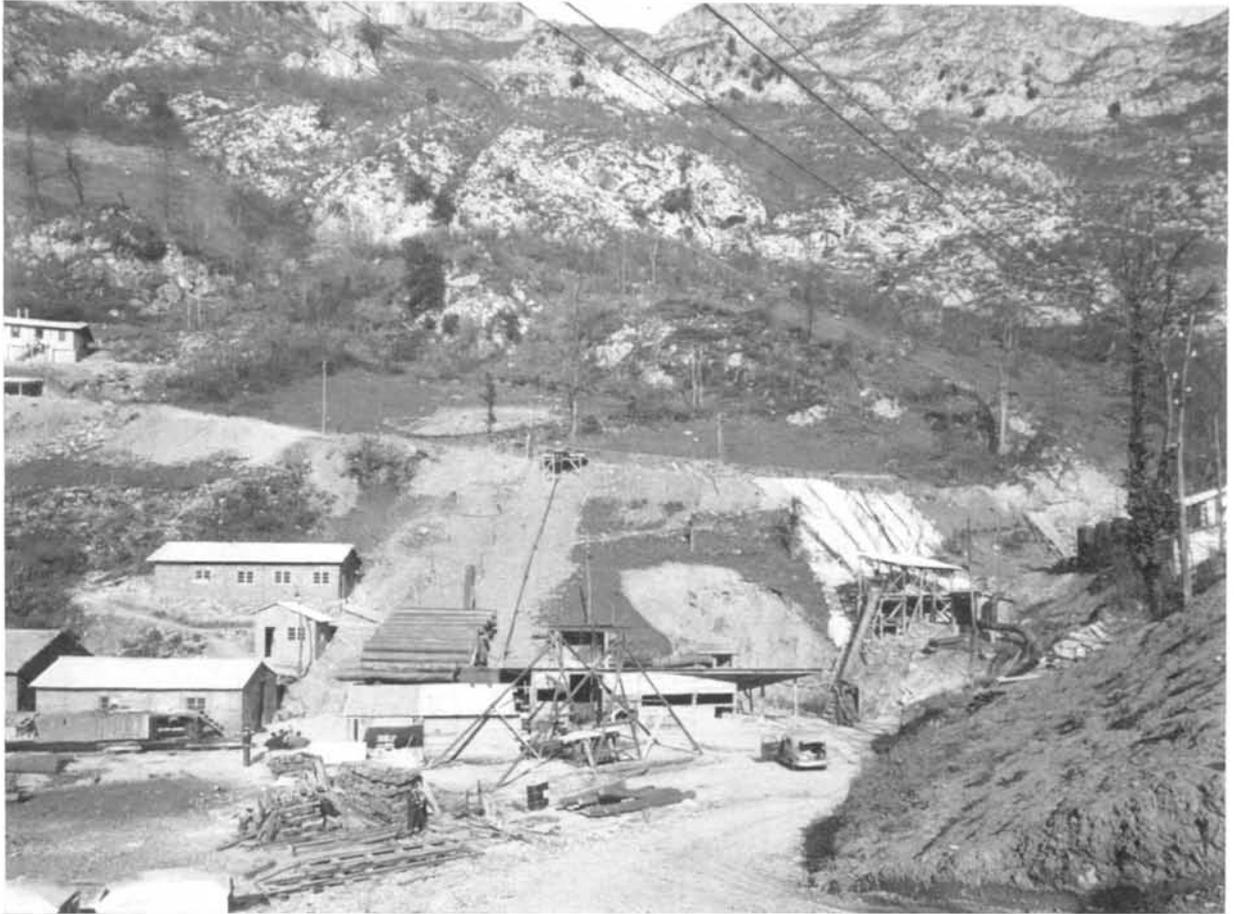
Vamos a aplicar dicha fórmula en nuestro caso concreto, siendo los valores:

A = 14 m<sup>2</sup>;

f = 50 m;

CO = 0,8 por 100

δ = 2.



7

entonces, aplicando la fórmula, despejaremos el valor de Q, caudal mínimo para que la nube no sea peligrosa:

$$Q = \frac{CO^2}{CO + \delta} \frac{Af}{T} = \frac{8^2}{8+2} 50 \frac{14}{2.000} = 1,4 \text{ m}^3/\text{s}$$

y como nosotros garantizamos en el frente un caudal práctico de 2 m<sup>3</sup>/s, queda sobradamente garantizada la seguridad en cualquier tramo del túnel.

**Eliminación del polvo de roca.**—Generalmente es suficiente un caudal de aire relativamente pequeño para reducir la concentración de polvo a cantidades pequeñas, si, desde un principio, se toman las precauciones convenientes como puede ser la perforación con inyección de aire.

No hay duda de que si pudiéramos llegar con la tubería soplante hasta el mismo frente y con un caudal bastante grande, la eliminación del polvo suspendido en el frente sería francamente fácil, pero de todas formas este sistema presentaría el grave inconveniente de transportar a través de todo el túnel el polvo producto del frente.

La mejor solución, por tanto, es eliminar en todo lo posible el origen de la producción de polvo, es decir, una cuidadosa perforación con inyección de agua y riego del escombro durante la carga sobre vagonetas. Referente al polvo producido en el momento de la explosión de la pega, es fácil comprender que durante los 20-25 min que dura la ventilación se ha de haber depositado por sedimentación la mayor parte.

**Dilución de los gases de escape de las locomotoras.**—El caudal de aire circulante por el túnel debe ser tal que los gases tóxicos contenidos en el escape, sean reducidos a una concentración inferior al límite peligroso. El contenido de gas tóxico de los humos de escape depende mucho del estado de uso del motor y de la regulación de los inyectores. El contenido de óxido de carbono puede, por ejemplo, pasar de 0,1 por 100 para un motor nuevo con inyector bien regulado, al 1 por 100 para un motor usado con inyector desajustado. Naturalmente, depende también del régimen de marcha, es decir, será máximo a plena carga y mínimo en vacío. En la práctica puede adoptarse la regla empírica siguiente:

El caudal de aire circulante en el túnel debe ser igual a 2N m<sup>3</sup>/min, siendo N la potencia total expresada en caballos, de las locomotoras circulantes en el túnel.

En nuestro caso, el mayor número de locomotoras Diesel en el túnel es de dos locomotoras de 50 CV. y una de 28 CV., es decir, un total de 128 CV., lo que supondría un caudal necesario de 256 m<sup>3</sup>/min, o sea, de 4,4 m<sup>3</sup>/s, lo que equivaldría al 100 por 100 de las disponibilidades. Ahora bien, esta fórmula empírica se basa en la circunstancia de que los motores no vayan provistos de condensador de gases a la salida y suponiendo a la vez que los inyectores estén medianamente reglados. Por el hecho solo del uso del condensador, la fórmula empírica anteriormente anunciada puede quedar afectada del coeficiente 0,3, es decir, que, en nuestro caso, ya que todas las locomotoras iban provistas de condensadores de primera calidad, el caudal necesario resulta ser 1,32 m<sup>3</sup>/s, perfectamente cubierto por nuestras disponibilidades.

Mejor que utilizar la relación empírica antes anunciada, se puede determinar directamente la proporción de CO de los humos efectuando una comprobación en el mismo tubo de escape. Supongamos que C<sub>1</sub> sea la concentración obtenida, si V es el total de los humos producidos por la locomotora en m<sup>3</sup>/s, el caudal de aire necesario para diluir el contenido de CO a 1/10.000 es el siguiente:

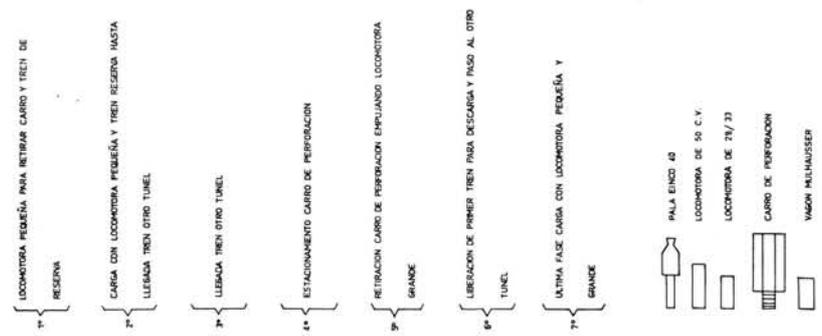
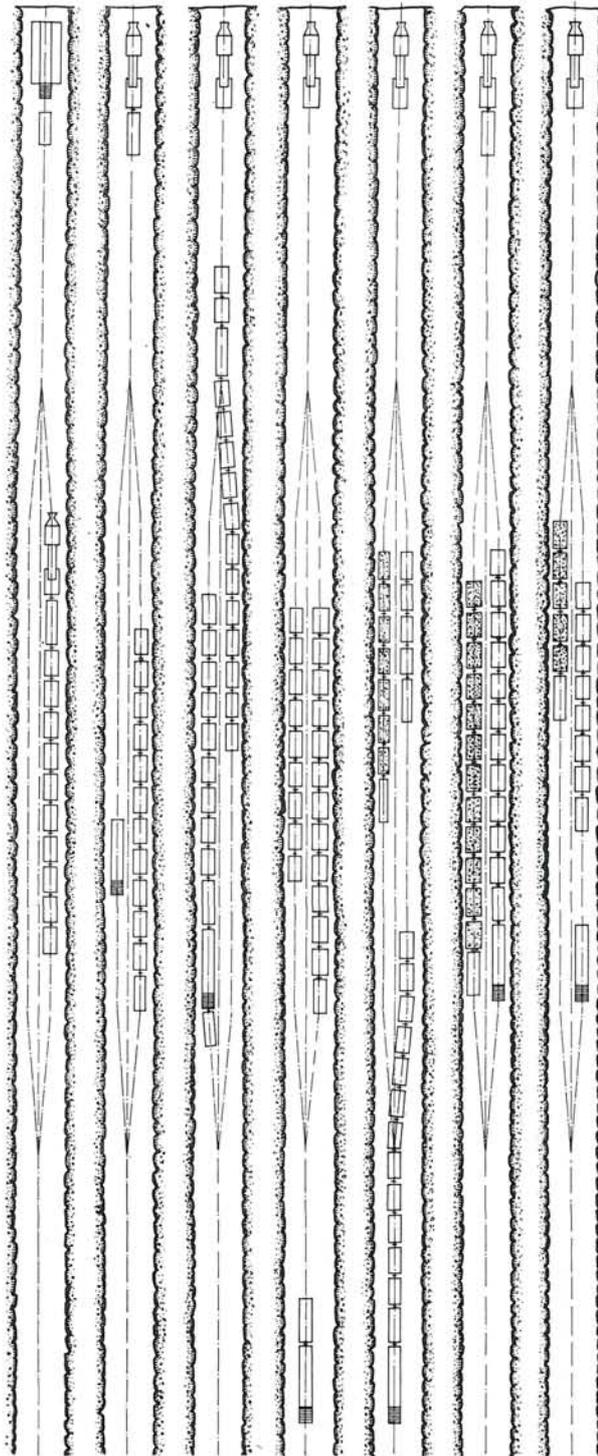
$$Q = 10.000 V C_1$$

Es un poco difícil conocer el factor V, aunque algunas veces viene dado por el fabricante.

Desde luego debemos y queremos señalar que el sistema de ventilación elegido por nosotros de insuflar el aire en lugar de aspirarlo es preferible, ya que lógicamente no acerca estos gases al frente de ataque (donde está la concentración humana más importante), sino lo contrario, ya que los aleja hacia la salida.

**Refrigeración del túnel.** — Hablaremos muy someramente de este factor, puesto que las condiciones y circunstancias de refrigeración han sido totalmente innecesarias en el Salto de Miranda.

El problema de refrigeración del ambiente no se presenta más que en los casos de gran profundidad y algo menos cuando los recubrimientos del terreno sean muy grandes. La elevación de la temperatura en relación a la profundidad es del orden de 1° C por cada 33 m, pero, naturalmente, puede variar según las regiones. Las variaciones mínimas han sido de 1° C cada 60 m y las máximas de 1° C cada 20 metros.



**Elección de las características del ventilador.**—El caudal suministrado por el ventilador es teóricamente igual al útil en el frente si no hubiese fugas por las juntas de la tubería; sin embargo, nosotros aconsejamos que el caudal del ventilador sea 1,5 veces superior al necesario en el frente. Así, en nuestro caso, que precisamos un caudal de 2 m<sup>3</sup>/s mínimos, adoptamos un ventilador de 3,5 m<sup>3</sup>/segundo.

La presión, h, del ventilador debe equilibrar la pérdida de carga de la tubería. Puede obtenerse aproximadamente por la fórmula:

$$h = a \frac{Q^2 \times l}{D^5}$$

en la que:

- l = longitud de la tubería, en m = 2.000;
- D = diámetro de la tubería, en m = 0,60;
- Q = caudal teórico, en m<sup>3</sup>/s = 3,5;
- a = 0,00205 para tubería metálica.

aplicando la fórmula obtenemos:

$$h = 0,00205 \frac{3,5^2 \times 2.000}{0,6^5} = 644 \text{ mm de columna de agua.}$$

Nosotros adoptamos una presión de 750 mm de columna de agua en los frentes de gran longitud y de 430 mm en los de corta longitud.

**d) Escombreo**

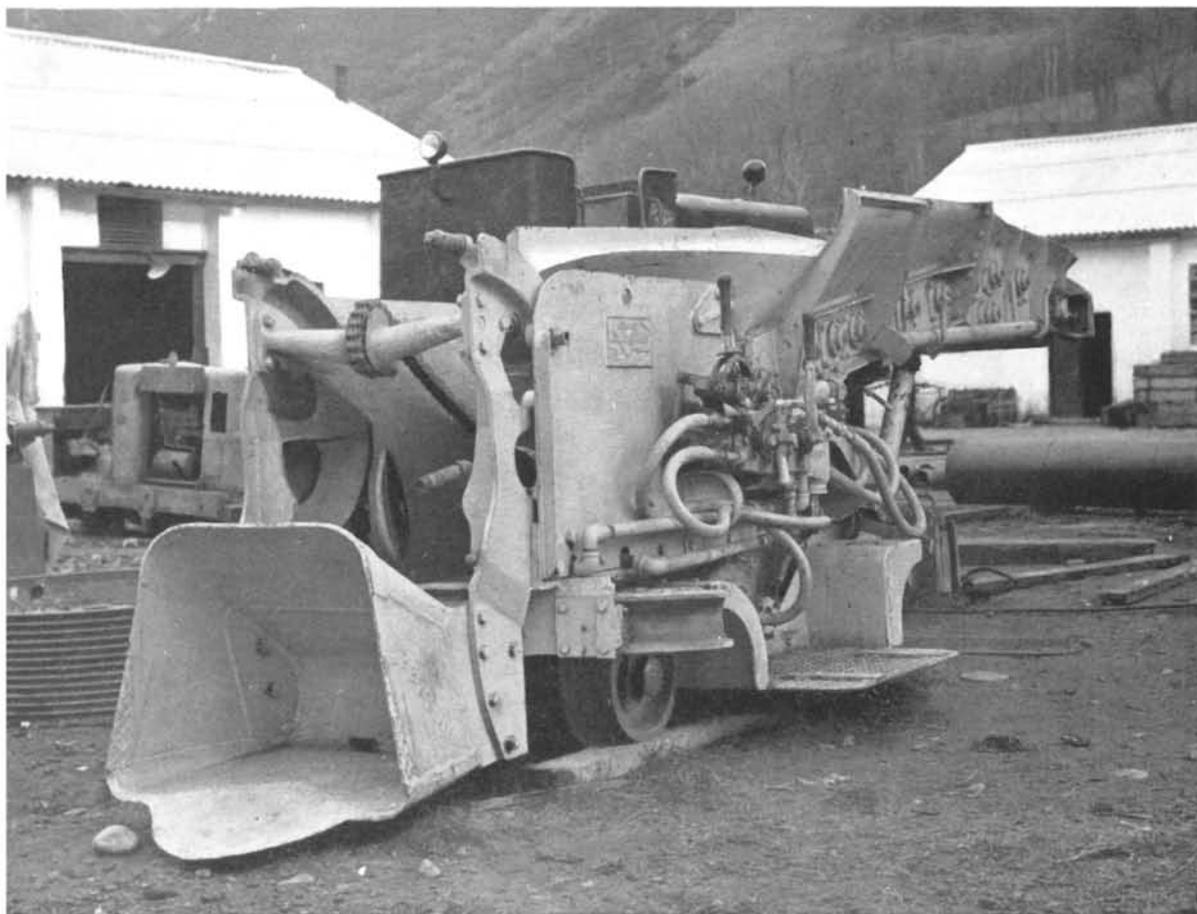
Lo más interesante de esta fase del ciclo de perforación es la maniobra de los trenes mediante el cambio californiano. Este consta de dos derivaciones paralelas a la vía principal, formando un cuerpo común mediante traviesas metálicas. El californiano está superpuesto sobre la vía principal y sus dos cabezas constan de dos rampas para enlazar con aquéllas. Para el desplazamiento del californiano, éste lleva unos rodillos que se apoyan sobre la vía primitiva haciendo con ello viable el arrastre mediante locomotoras. Las operaciones de tráfico vienen señaladas clarísimamente en la figura 8, en la que se detallan las siete fases, por lo que consideramos innecesario una mayor descripción.

**e) Ciclo de trabajo**

Teniendo en cuenta los tiempos de duración de cada una de las fases que componen el ciclo de perforación, que son los siguientes:

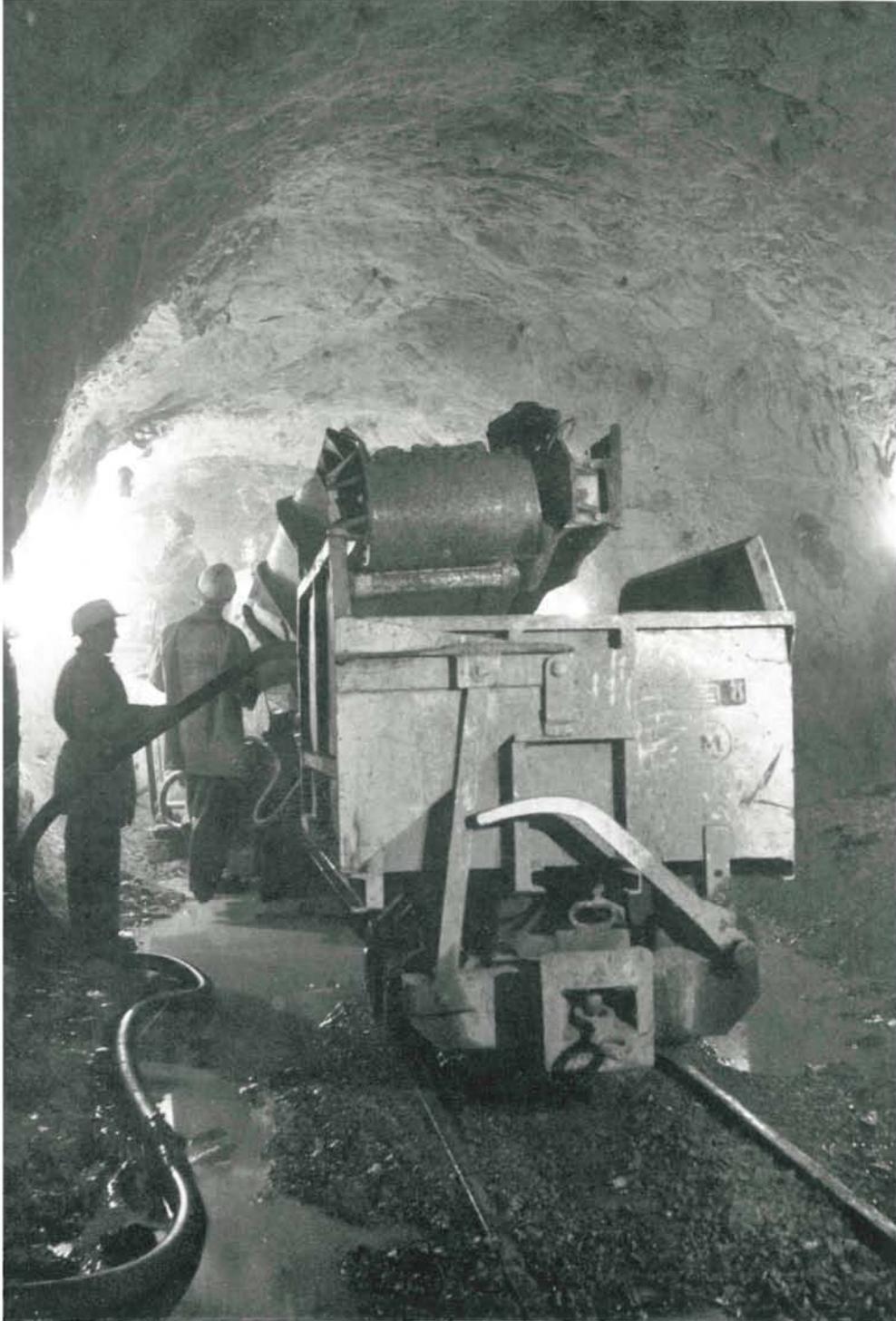
Perforación ... ..	60 min
Carga de explosivos ... ..	45 min
Ventilación ... ..	25 min
Escombreo ... ..	110 min
Total ... ..	240 min

resulta que la duración de un ciclo completo es de 4 hr. Lo cual no quiere decir que algunas veces se consiga, por las circunstancias del momento, mejorar estos tiempos y otras muchas empeorarlo. Así, la duración de cuatro horas por ciclo equivale a la posibilidad de poder hacer seis ciclos en 24 hr de trabajo, que con un avance de 2,15 m por ciclo se traducen en un avance diario de 12,90 m. De hecho, bastantes veces se ha superado este avance diario, llegando al máximo conseguido de 15,30 m, correspondiente a siete ciclos o pegas de 2,40 m. Pero justo es reconocer que son muchas más las veces que, ya sea debido a imponderables, fallos, averías, etc., el avance conseguido diario es inferior a los 10 m/día.



### Resumen general de consumo de recambios

MAQUINA	Consumo en pesetas por m de túnel	Consumo en pesetas por m <sup>3</sup> excavación «in situ»	OBSERVACIONES
Pala Eimco-40 ... ..	152,45	10,89	No simultánea con la E-21.
Pala Eimco-21 ... ..	89,98	6,43	No simultánea con la E-40.
Locomotoras 50/70... ..	83,68	5,98	
Locomotoras 22/24 y 28/33...	101,80	7,27	
Vagonetas ... ..	43,20	3,08	
Martillos perforadores ... ..	99,09	7,08	
Ventiladores ... ..	8,05	0,57	
Compresores... ..	22,13	1,59	
Máquina Torkret ... ..	—	—	Consumo por m <sup>3</sup> de mezcla seca, 49,82 pesetas.
Varios ... ..	49,05	3,51	
<b>Total ... ..</b>	<b>649,43</b>	<b>46,38</b>	



**f) Medias de avance obtenidas**

A fin de cuentas, lo verdaderamente apreciado es una media general, y ésta fue, durante cuatro meses ininterrumpidos, de 9,14 metros/día. Efectivamente, en el tajo de Tiblós, en unas condiciones geológicas ininterrumpidamente buenas se consiguieron las medias mensuales siguientes:

Septiembre ... ..	9,87
Octubre ... ..	8,30
Noviembre ... ..	8,83
Diciembre... ..	9,56
Media general:	9,14 metros/día.

51 PANDO

Debemos advertir que durante los meses de octubre y noviembre se tuvieron que colocar 1.040 clavos de anclaje, debido al desprendimiento de lisos como consecuencia de que el eje de estratificación era sensiblemente paralelo al eje del túnel y con un buzamiento de 30°. Ello produjo una paralización de 142 horas, con lo que es fácil deducir que las medias de 8,30 m/día y 8,83 m/día de los meses de noviembre y diciembre se hubieran puesto sensiblemente a la altura de los otros dos meses.

En la figura núm. 4 detallamos las medias de avances obtenidas en los períodos reseñados.

**g) Resumen general de consumo de piezas de recambio**

Para finalizar, creemos puede ser de interés el cuadro del consumo de recambios, que figura en la página anterior, para las distintas máquinas que pueden intervenir en la complejidad de estos trabajos.

## Travaux d'excavation

José Luis Vilanova Bosch, ingénieur industriel.

Dans le numéro 162 de «Informes de la Construcción» a été publié le premier travail de cette série, sous le titre de «Barrage de Miranda». Il traite de la perforation de galeries, dont le succès de l'exécution selon les techniques modernes exige une étude dépurée du matériel auxiliaire. Dans le numéro 164 a paru également un article intitulé «Progrès récents du matériel auxiliaire pour la perforation de galeries», dans lequel est fait un résumé des engins les plus modernes existant sur le marché.

Depuis la perforation du Grand Culé par le Bureau of Reclamation de Colorado (Etats-Unis) pour laquelle fut employé, pour la première fois, un jumbo, assurant une avance maximale pour une période de temps minimale, les procédés et engins se sont généralisés dans le monde entier. Si à cela est ajoutée la nécessité urgente d'énergie, l'importance des sommes investies et l'influence du temps, nous apprécierons au plus haut degré l'automatisme de ces travaux.

L'auteur s'efforce de détailler et de résumer comment il a essayé, partant des éléments dont il disposait, de coordonner les divers travaux pour s'approcher d'un cycle idéal rentable.

La ventilation dans les souterrains constitue un problème aigu de sécurité pour tous ceux qui y travaillent. Conscient de cette responsabilité, l'auteur traite d'exposer, en la vulgarisant, la façon dont la théorie des fluides et des courants peut affecter une application rationnelle et pratique de la ventilation dans l'apport de l'élément clef: l'air pour la respiration et le confort du mineur. Pour l'assurer, un effort mécanique et économique important est nécessaire.

---

## Excavation Work

Jose Luis Vilanova Bosch, industrial engineer.

The first article of this series was published in issue N.º 162 of «Informes de la Construcción», under the title «Salto de Miranda». The present article deals with the work of excavating the gallery. Modern practice requires that to do this type of work successfully the auxiliary material should be most carefully studied beforehand. N.º 164 of the this magazine has included a paper entitled «Recent progress in the auxiliary material for underground gallery excavation», summarising the most recent type of machinery now available in the market.

Since the Grand Coulee Dam was built by the Bureau of Reclamation, where essentially new techniques were introduced, including minimum times for maximum progress, these new procedures and equipment have been generally adopted throughout the world. To this must be added the urgent and increasing demands for electric power, and the vast amounts of money involved in these hydroelectric projects, which explain the rapid adoption of automatic procedures in this kind of work.

In this paper the author explains how, using the means available to him, he sought to coordinate the various constructional tasks, to get as near as possible to the most economic working cycle.

Underground ventilation is an acute problem, and involves the safety of those working inside the tunnel. The author explains, in simple terms, how the theory of fluids and air circulation can affect the rational and practical solution of providing adequate air supply for the health and comfort of the underground worker. To attain this end, however, a considerable mechanical and economic investment is necessary.

---

## Aushebungsarbeiten

José Luis Vilanova Bosch, Ingenieur.

In der Nummer 162 von «Informes de la Construcción» wurde die erste Arbeit dieser Serie unter dem Titel «Die Staustufe von Miranda» veröffentlicht. Darin wird die Aushebung von Stollen behandelt, für deren erfolgreiche Durchführung die modernen Techniken ein eingehendes Studium des Arbeitsmaterials verlangen. In der Nummer 164 des gleichen Zeitschrift erschien unter dem Titel «Jüngste Fortschritte in der Entwicklung von Arbeitsmaterial zur Aushebung von Stollen» ebenfalls ein Artikel dieser Serie, der einen kurzen Überblick über die heute auf dem Markt zu findenden modernen Maschinen bringt.

Seit der Bohrung des Grand Culé durch das Bureau of Reclamation in Colorado (U. S. A.) bei der man den Jumbo-Bohrwagen zum ersten Mal benutzte und Höchstleistungen in einer Mindestzeit erreichte, sind die Verfahren und Maschinen in aller Welt immer mehr vereinfacht worden. Fügt man den dringenden Energiebedarf hinzu, die Höhe der investierten Gelder und den Einfluss der Zeit, schätzt man die Automatisierung dieser Arbeiten noch mehr.

Der Verfasser bemüht sich, zum Teil ausführlich und zum Teil in zusammenfassender Form zu erklären, wie er versuchte, die verschiedenen Arbeitsgänge zu koordinieren und so weit wie möglich an einen rentablen Arbeitszyklus heranzukommen.

Die Lüftung in unterirdischen Stollen bildet ein grosses Problem für die Sicherheit der Bergleute. Der Verfasser ist sich dieser Verantwortung bewusst und versucht auf vereinfachende Weise zu erklären, in wie weit die Strömungstheorie eine rationelle und praktische Anwendung der Lüftung bei der Zufuhr des Hauptelementes: Der Luft zum Atmen des Bergmannes, beeinflusst. Um diese zu gewährleisten, sind technische und wirtschaftliche Anstrengungen notwendig.