

Universidad Nacional de Ingeniería

FACULTAD GEOLOGICA , MINERA Y METALURGICA



Excavación de Túneles

**TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS**

Tomás Yamasato Tamashiro

PROMOCION : PEDRO HUGO TUMIALAN DE LA CRUZ 1967

LIMA - PERU

1968

A MIS PADRES:

Per sus sacrificios, cariños
y consejos supieron darme
una carrera profesional.

A MIS MAESTROS:

Per sus conocimientos, experiencia
y consejos supieron guiarme.

PROLOGO

Como puede verse por ^{el} título, esta tesis trata, en forma general, sobre las diferentes operaciones de la excavación de túneles. Cada capítulo puede ser objeto de un estudio más amplio. En el capítulo sobre voladura he puesto mayor énfasis en el tipo de arranque en paralelo, por ser este la que da mayor avance por disparo; El capítulo dos sobre perforación no he tratado los puntos que he desarrollado en mi tesis de Bachiller. El capítulo sobre aire comprimido lo he desarrollado con el objeto de seleccionar compresoras para el accionamiento de perforadoras. En el capítulo sobre ventilación he considerado los diferentes factores, en forma general, que deben considerarse en el diseño de un sistema de ventilación.

Las diferentes operaciones que describo en esta tesis, no solamente son aplicables a túneles, sino también, para galerías, cruces, etc., o a cualquier trabajo horizontal en las minas.

Aprovecho esta oportunidad para expresar mi agradecimiento a todos mis profesores que han contribuido en mi formación profesional. En forma particular agradezco al Ingeniero Celso Sotomarino por ha

berme orientado, asesorado y revisado esta tesis, y al Ingeniero Julio Rodriguez por haberme proporcionado la bibliografía para el desarrollo del capítulo sobre voladura. Así mismo al señor Santiago Miyahira por haber tomado las fotografías que aparecen en esta tesis.

La tesis que presento con el objeto de obtener mi título de Ingeniero de Minas. Al mismo tiempo pido a los señores Catedráticos que constituyan el jurado, que no juzguen mi trabajo como el de un profesional experimentado, sino como el de un estudiante recién egresado sin experiencia en el ejercicio profesional.

I N D I C E

EXCAVACION DE TUNELES

Pag.

DEDICATORIA i

PROLOGO ii

CAPITULO I: CONSIDERACIONES GENERALES

1.- Introducción	1
2.- Importancia del estudio geológico	2
3.- Reconocimiento del terreno	4
4.- Métodos de excavación	5
5.- Línea de pago y exceso de excavación	6
6.- Sostenimiento	7
7.- Organización del trabajo	8

CAPITULO II: PERFORACION

1.- Introducción	10
2.- Montaje e instalacion de las perforadoras	10
3.- Elección de perforadoras	11
4.- Número de perforadoras	12
5.- Número de taladros	12
6.- Rendimiento de la perforación	13
7.- Barrenas y brocas	14
8.- Performance de la perforación	15
9.- Consumo de piezas de perforación	15

CAPITULO III: VOLADURA

1.- Los mecanismos de la ruptura	17
2.- Voladuras en túneles	20
3.- Tipos de perforación de arranque	20
4.- Relaciones básicas para arranques en paralelo	26
5.- Construcción de los esquemas de encendido	30
6.- Carga de los taladros	3
7.- Disparo con mecha	33
8.- Disparo con electricidad	34

CAPITULO IV: AIRE COMPRIMIDO X

1.- Introducción	36
2.- Definiciones	37
3.- Espacio muerto y eficiencia volumétrica	38
4.- Enfriamiento del aire durante la compresión	39
5.- Interenfriadores y postenfriadores	40
6.- Acceso de aire	41

7.- Tanque receptor o receptores	42
8.- Tipos de compresoras	43
9.- Diámetro del cilindro para comprimir una cantidad de aire	44
10.-Potencia requerida por una compresora	46
11.-Efecto del incremento de altura	47
12.-Aire requerido para la perforación	48
13.-Capacidad de una compresora para operar más de una perforadora..	49
14.-Transmisión de aire comprimido	51

CAPITULO V: CARGUIO

1.- Introducción	55
2.- Carguo manual	56
3.- Scrapers	56
4.- Cargadoras mecánicas	61
5.- Fajas transportadoras	64

CAPITULO VI: TRANSPORTE

A.- La vía

1.- El carril	66
2.- Durmientes	69
2.- El balasto	71
3.- Geometría de la vía	71
5.- Cambio de vía	74

B.- La vagoneta

1.- La caja o tolva	75
2.- El bastidor	76
Suspensión	77
Topes	77
5.- Acoplamiento o enganches	77
6.- Fricción	77
7.- Selección de equipo	78
8.- Tipos de vagonetas	79

C.- Locomotoras

1.- Locomotoras de trolley	81
2.- Locomotoras de acumuladores	82
3.- Locomotoras mixtas (trolley-batería)	82
4.- Locomotoras de combustión interna	83
5.- Locomotoras de aire comprimido	83
6.- Locomotoras de vapor	84
7.- Elección de locomotora	84
8.- Cálculo del peso de la locomotora	86
9.- Circuito eléctrico	88
10.-Capacidad de la batería de una locomotora de acumuladores	90

CAPITULO VII: VENTILACION

1.- Introducción	92
2.- Composición del aire subterráneo	92
3.- Clima subterráneo	94
4.- Principales fuentes de polvo y gases	95
5.- Aire necesario	96
6.- Métodos de ventilación	97
7.- Tipos de ventiladores	98
8.- Tuberías de ventilación	99
9.- Selección de equipo	100
10.-Arreglo de ventiladores	101
11.-Instalación de tuberías	102
BIBLIOGRAFIA	104

C A P I T U L O I

CONSIDERACIONES GENERALES

1.- INTRODUCCION

Los túneles son pasadizos subterráneos de cualquier tamaño, y pueden ser naturales (como las cavernas en las calizas), o hechos por los animales o los hombres.

Los túneles sirven para una diversidad de propósitos, incluyendo la minería, para los abastecimientos de agua, drenaje, la colocación de alcantarillas y otras tuberías, atajos para vehículos y ferrocarriles, cruces de agua, y protección contra bombardeos.

Los túneles se abren a través de un material sólido que generalmente requiere voladura y que se pueden sostener permanentemente así mismo, o cuando menos suficiente tiempo para permitir la colocación de soporte, después de la excavación de una corta sección.

Los hombres han abiertotúneles desde los tiempos pre - histórico. Generalmente trabajaron en roca, debido a que la dificultad de la excavación fué más que compensada por su capacidad para sostenerse por sí mismos. Los cortes se hacían con herramientas manuales o calentando el frente con fuego alimentado con madera, y después arrojando agua fría o agua y vinagre sobre él, para originar el agrietamiento de la sección

La técnica con vinagre, con poco o sin ventilación, debe haber sido realmente dura para los esclavos que efectuaban el trabajo.

En la excavación moderna, se usan máquinas de alto rendimiento; y es la mejor estimación de la repetición de un ciclo de operaciones, cada uno de los cuales hace una contribución premeditada en el control del avance de un frente del túnel.

Es esencial que el trabajo en túneles sea organizado sobre una base científica. El mantenimiento y la reparación debe ser planado. Todas las maquinarias sujetas a un intenso uso debe ser reparado o renovado a intervalos regulares.

2.- IMPORTANCIA DEL ESTUDIO GEOLOGICO.

El estudio completo de la geología del lugar en que se va a llevar a cabo la construcción de un túnel es esencial, pues es este el que hace posible una operación económica, como punto de apoyo para el costo probable de la construcción y la posibilidad de la realización del trabajo, ya que con este estudio se determinan las condiciones del terreno y estas condiciones a su vez son las que van a establecer el diseño estructural y los métodos de la construcción, así como también el carácter y capacidad de la planta necesaria para la construcción y progreso de la misma.

El estudio geológico facilita al diseñador un entendimiento de las presiones del terreno, como afectar la resistencia y el carácter del revestimiento permanente; así mismo, le da una idea para

la disposición de los elementos de sostenimiento, para el diseño de las vías de acceso, y de las disposiciones que se pueden hacer en el propio drenaje. Al contratista le facilita ayuda en su propuesta de contrato, así como también la de información respecto a lo que afecta al tipo y tamaño de las perforadoras, plantas de fuerza y aire comprimido, la temperatura probable del agua que se encontrará, la extensión y tipo de sostenimiento que se necesitará, y el promedio probable del progreso de trabajo.

En muchos casos el estudio geológico da el único factor de control, desde que el túnel se construye entre dos puntos previamente establecidos, haciendo caso omiso de las condiciones geológicas. Sin embargo, en tales casos, un reconocimiento de las estructuras del terreno es de gran valor e importancia, porque facilita un fundamento racional para un pronóstico más exacto del costo probable, del tiempo y dinero que involucrará el trabajo propuesto. En otros casos puede ser posible otra alternativa, ya que en algunos casos las condiciones geológicas pueden ser tales que indiquen economía, aún cuando la ruta a seguir no sea la más corta. De modo que es de importancia capital, en la construcción de túneles, un profundo estudio geológico antes de emprender la obra.

Las condiciones del terreno constituyen uno de los principales riesgos que se tiene que enfrentar en los contratos celebrados para la construcción de túneles, y una información completa de la geología de la zona disminuye estos riesgos.

3.- RECONOCIMIENTO DEL TERRENO.

La buena ubicación del eje de un túnel depende de la clase de terreno a través del cual se va a perforar y solamente un profundo reconocimiento del terreno nos puede llevar al mayor acierto posible en la determinación del eje del túnel.

La ubicación del eje para túneles muy profundos trae consigo algunos problemas que no se pueden predecir y cuyas soluciones debe apoyarse solamente sobre la base de concienzudos y minuciosos estudios geológicos.

En cuanto a la boca se debe proveer el fácil acceso a la misma, las zonas apropiadas para la deposición del desmonte y, como problema importante, el drenaje del agua, ya que la aparición de él puede causar serios problemas en la construcción de túneles.

Los trabajos topográficos del Servicio Geográfico del Ejército, los estudios de la Oficina de la Carta Geológica y las aerofotografías del Servicio Aerofotográfico Nacional Constituyen una fuente de ayuda para el reconocimiento del terreno. Una vez elegido la ruta que va a seguir el túnel es necesario, generalmente, conocer la distancia exacta, la dirección, así como la diferencia de elevación de las dos bocas. El túneles de corta longitud y en terreno poco accidentado es fácil obtener información por una poligonal. Si el túnel es de gran longitud y el terreno es muy accidentado es necesario hacer una triangulación.

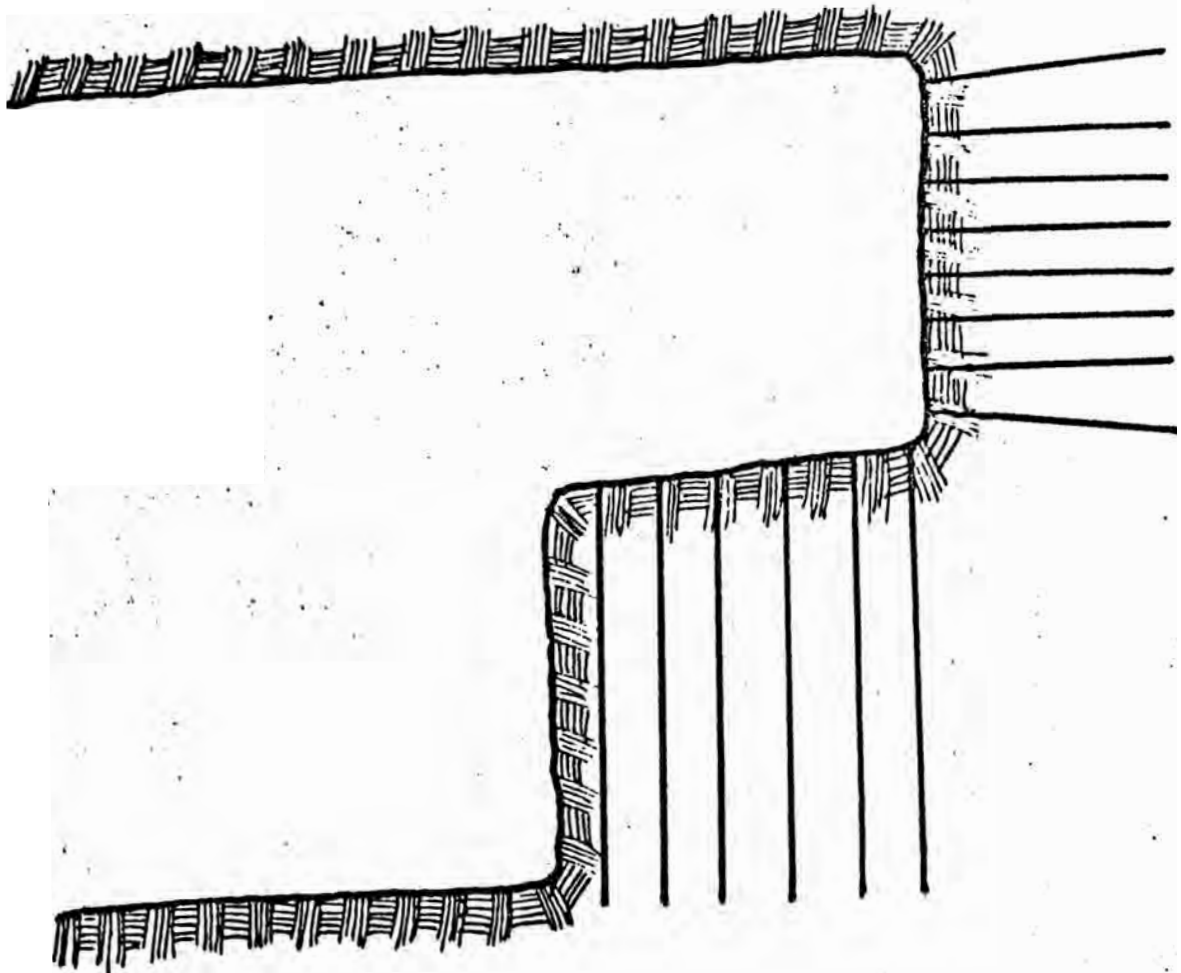
4.- METODOS DE EXCAVACION.

Existen varios métodos de ataque, dependiendo de la estabilidad de la roca, del equipo de trabajo disponible y del plan a trazarse para el carguío del desmonte. A menudo el método general cambia con las variaciones del terreno. Los métodos de excavación puede clasificarse en:

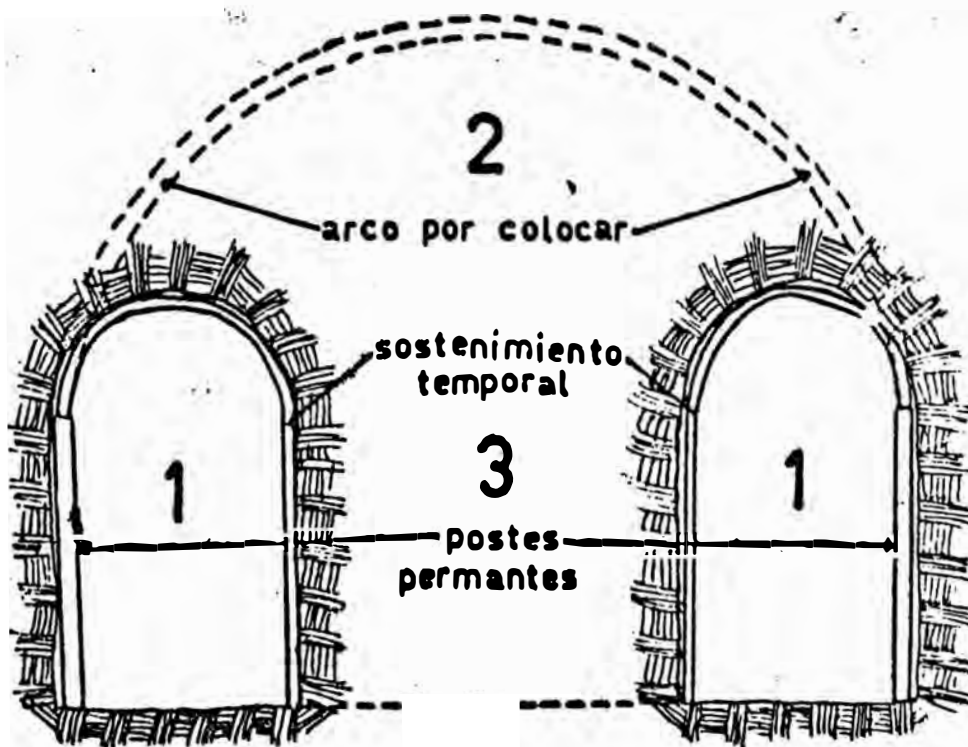
a sección plena y a sección parcial.

El método a todo frente o sección plena, se vuela todo el frente en un solo disparo. Este método se emplea para túneles pequeños, pero desde el perfeccionamiento de los jumbos y las cargadoras mecánicas de alto rendimiento, ha sido adoptado para la excavación de túneles de todas las medidas en roca buena. El jumbo puede perforar todo el túnel, habiéndose antes limpiado todo el escombros. El desescombros no retrasa el trabajo ya que las máquinas modernas de carguío limpian muy rápidamente.

El método a sección parcial, se usa cuando el tiempo de sustentación de la roca es corto y el terreno es malo. Hay varios métodos de ataque a sección parcial; el método de avance y banco simultáneo consiste en llevar una galería de avance por delante del banco, (fig. 1.1), el banco sirve como plataforma de trabajo y tiene unos 15 pies de largo. En un mismo disparo se vuela los taladros del avance y del banco, pero de forma que éstos salten antes que aquellos. Una variante de este método es el de avance y banco continuo, en el que la galería de avance se perfora hasta terminarla y entonces se procede a



Figural.1.- Método de excavación de avance y banco simultaneo



Figural.2.- Método de excavación de galerías laterales. Los números indican la secuencia de excavación.

excavar el banco; los taladros en el banco puede hacerse verticales , con lo que se consigue un ahorro de explosivos.

El método de galerías laterales, que puede utilizarse con rocas en mal estado, puede verse en la fig. 2 . Se llevan dos galerías por delante de la excavación final y tangente a las paredes, luego se hacen los levantamientos hacia el arco. Toda esta operación deja un núcleo central que puede extraerse después de que el túnel ha sido totalmente sostenido. El núcleo central proporciona una plataforma de trabajo para colocar el sostenimiento del techo.

5.- LINEA DE PAGO Y EXCESO DE EXCAVACION.

El pago por la construcción del túnel y colocación del revestimiento de hormigón se basa en los conceptos siguientes: la línea interior, la línea de espesor mínimo de hormigón (línea A) y la línea de pago (línea B). La línea A marca el espesor mínimo necesario de hormigón en el revestimiento, según el criterio del proyecto, la línea A debe estar enrasada con el borde interior de la entibación o evitar ésta, y no se permite que ningún saliente de roca se proyecte entre la línea A y la línea interior, si quedara alguno el contratista deberá eliminarlo. El grueso del hormigón entre la línea interior y la B suele ser de 1 pulgada por cada pie de diámetro del túnel. La roca excavada más allá de la línea B se llama exceso de excavación, pero se paga solamente por el volumen interior a la línea B, sin tener en cuenta si el contratista excava más allá de la línea B.

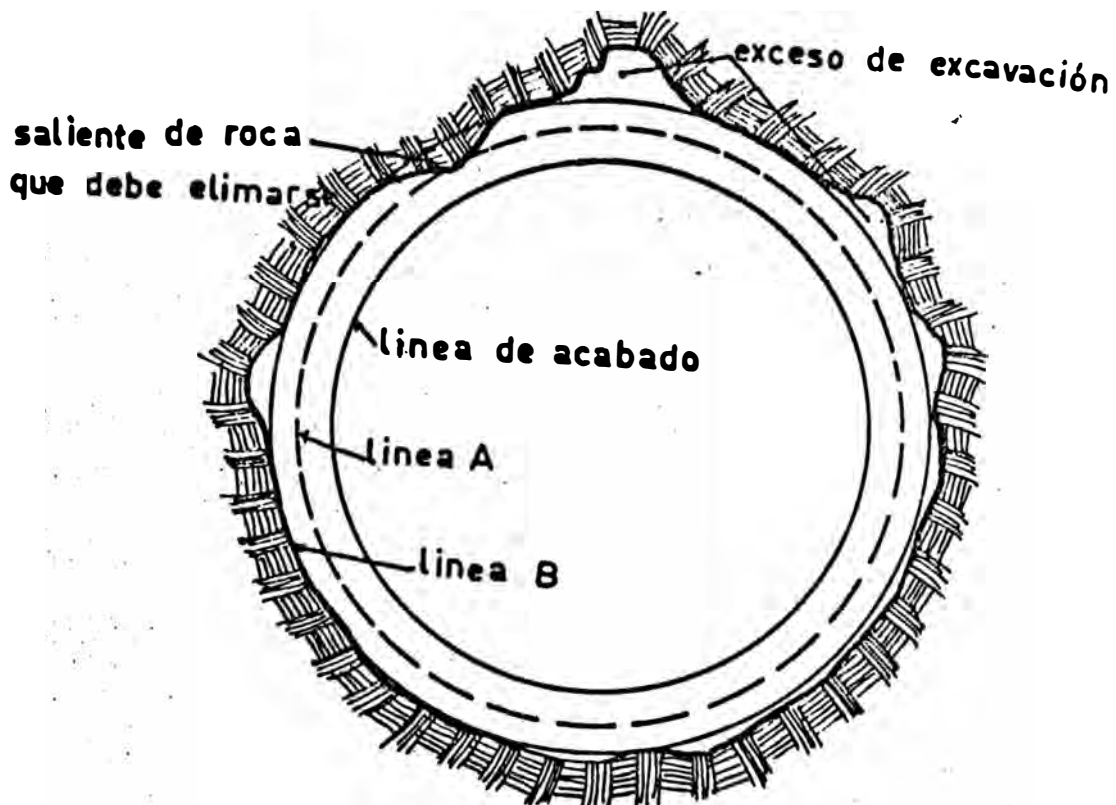


Figura 1.3.- Línea de pago y exceso de excavación

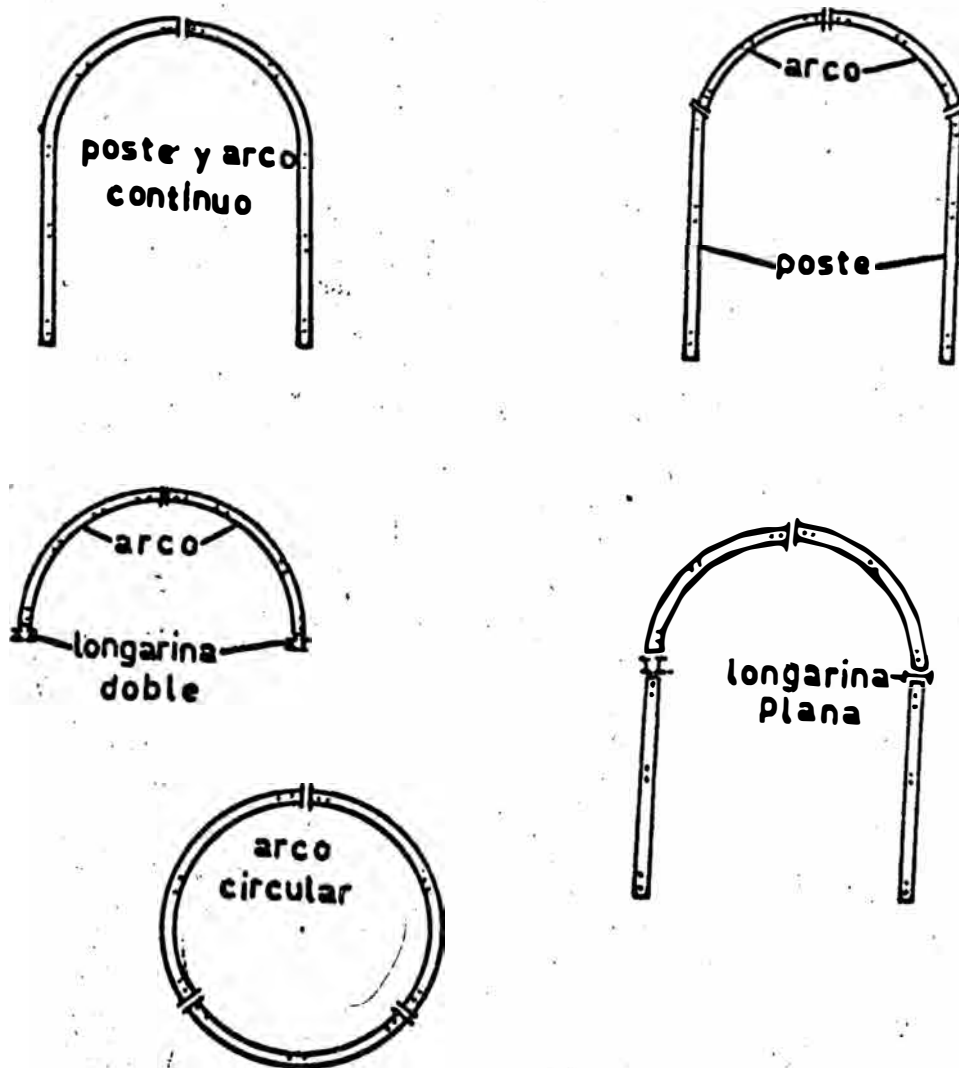


Figura 1.4 .- Tipos de cuadros de acero.

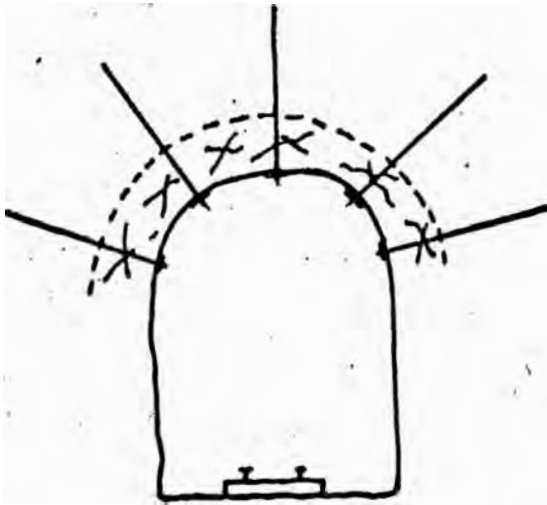
T.Y.T.

6.- SOSTENIMIENTO.

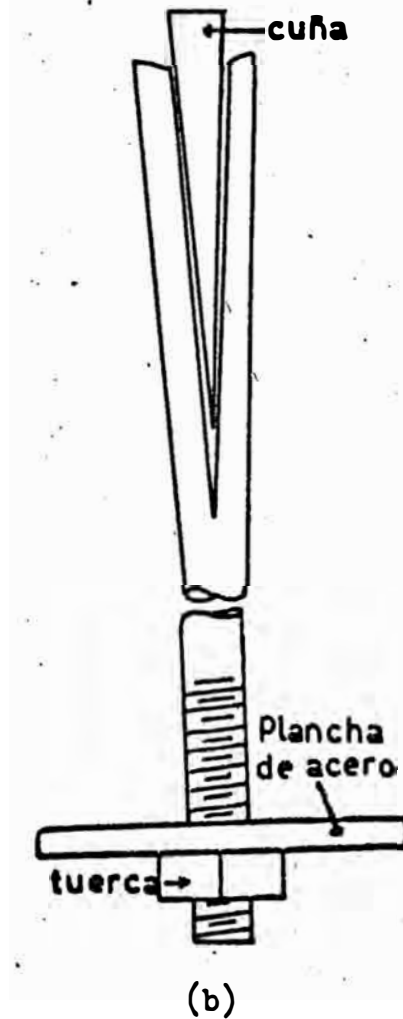
Los túneles en roca firme pueden construirse sin revestir. El revestimiento, si se construye, puede ser de hormigón armado o sin armar. Durante la construcción de un túnel que debe revestirse el terreno en su interior debe fortificarse con madera, acero o anclaje.- La entibación de madera suele estar contruidos por cuadros de maderas redondas o cuadradas (como de 8 x 8 ó 12 x 12 pulgadas) colocados a intervalos de 2 a 5 pies.

Antiguamente todos los túneles se construían con sostenimiento de madera; sin embargo, el acero se ha convertido en casi el único material empleado para el sostenimiento en la moderna construcción de túneles, tanto en los transportes rodados, como en los abastecimiento de agua. Los cuadros de madera se puede utilizar temporalmente hasta que se coloquen los de acero. Los cuadros de acero son de cinco tipo que se muestran en la fig. 1.4 .

Los pernos de anclaje (fig. 1.5) se usa para sostener el techo a un estrado firme. Los anclajes evitan el deslizamiento mutuo producido para la excavación, para ello se dan unos taladros en el techo de la galería, se introduce en ellos unos pernos especiales con una cuña en su extremo y se golpea su extremo exterior. Se coloca una plancha de acero en su extremo exterior al que se le atornilla una tuerca que se aprieta contra la plancha. Se aprieta fuertemente la tuerca y se introduce en la roca con un aprieta tuercas neumáticas de perousión. El extremo interior del perno se abre por la acción de la



(a)



(b)

Figura 1.5.- Perno de anclaje. (a) colocación típica. (b) detalle de un perno de anclaje.

T.Y.T.

cuña y así se desarrolla una alta fricción entre el anclaje y la roca, quedando el techo suspendido y se evita que se desprenda. El uso de pernos de anclaje no es apropiado en rocas blandas.

7.- ORGANIZACION DEL TRABAJO.

La organización del trabajo en la excavación de túneles depende principalmente del avance requerido, tamaño de la sección transversal, fuerza y equipo disponible, y magnitud del proyecto. Un túnel de rápido avance requiere un alto grado de organización, precisión en la performance de las muchas operaciones en el ciclo de trabajo, equipo que provea una ventilación adecuada para un trabajo continuo en el frente de trabajo. Una mala organización incrementa el costo.

a.- Frentes de ataque.- En túneles de pequeña longitud, la excavación se puede efectuar por las dos bocas; pero, cuando se trata de túneles de gran longitud, la excavación es preciso efectuarlo con mayor número de frentes de ataque, los cuales se puede obtener haciendo piques o galerías laterales de cortada intermedias, ya sea sobre o hacia el eje, o a un costado. La ventaja de usar piques, o inclinados o bien galerías de cortada es acceder, drenar o ventilar más fácilmente, y para su elección deberá hacerse un levantamiento topográfico que indique la mejor ubicación de éstos, de manera de abarcar ciertas porciones de terreno a ambos lados del alineamiento del túnel.

El número de frentes depende del avance mensual necesario para terminar el túnel. Hay que tener en cuenta que, si bien al

aumentar el número de frentes se facilita el trabajo, también aumenta el personal, así como el número ^{de máquinas} a usarse, pudiendo esto elevar el costo del avance.

b.- Distribución de tiempo y ciclo de perforación.- Las diferentes operaciones que se efectúan deben ser cuidadosamente planeadas teniendo en cuenta el equipo disponible, la eficiencia del personal, las condiciones del terreno, etc.

El ciclo de perforación es el problema más delicado, porque de él depende todo el planteamiento a seguir. Para la elección del ciclo de perforación se debe considerar el avance, el terreno y la organización de las operaciones, teniendo en cuenta que cuanto menor es el tiempo del ciclo, se necesita muy buena capacidad de ventilación y de evacuación del desmote, así como servicios auxiliares rápidos.

La perforación, la voladura, ventilación y evacuación del desmote son operaciones a las que se les asigna un tiempo dentro del ciclo de perforación cuyo éxito depende del rendimiento y eficiencia del equipo y del personal. Las otras operaciones, tales como, sostenimiento, instalaciones eléctricas, colocación de tuberías para aire, agua y de ventilación y el mantenimiento de las instalaciones y equipos, se pueden hacer durante el tiempo de las otras operaciones; así, el sostenimiento, revestimiento, colocación de las tuberías, etc. se pueden hacer durante la perforación y evacuación del desmote; el mantenimiento y adecuación de las perforadoras durante la evacuación del desmote.

C A P I T U L O II

P E R F O R A C I O N

1.- INTRODUCCION.

La perforación en túneles se realizan con perforadoras de martillo. El tipo de perforadora que se usa es el drifter de 3, 3/2 ó 4 pulgadas o más de diámetro del pistón, dependiendo ésta de la dureza de la roca y de la longitud del taladro. Las perforadoras manuales de diámetro más pequeño se usan en rocas blandas, en que se puede perforar fácilmente. La presión del aire de las perforadoras varía de 90 a 100 libras/pulgada². La barrena con agujero central y la perforación húmeda es casi universal.

2.- MONTAJE E INSTALACION DE LAS PERFORADORAS.

Las monturas para las perforadoras desempeñan un papel muy importante en la eficiencia de la perforación. Hay diferentes tipos de monturas, que describo en mi tesis de Bachiller.

En cuanto a la elección del tipo de montura hay que considerar que el montaje y desmontaje de las perforadoras es tiempo perdido. La colocación de una montura de columna (si es el tipo que se usa) toma de 20 a 40 minutos en montar la perforadora, estirar la man



Figura 2.1.- Montura
de columna



Figura 2.2.- Perforado-
ra jäckleg o jäckdrill

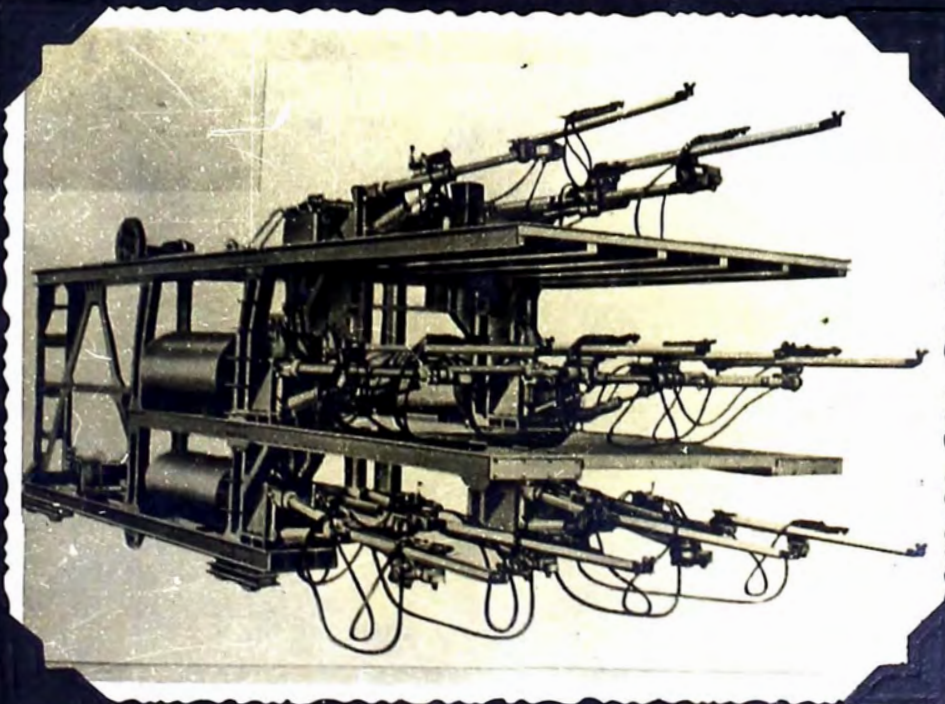


Figura 2.3.- Carro de
barrenación o jumbo

guera de aire y comenzar la perforación, lo que en un jumbo no tomaría más de 10 minutos, desde que en él las perforadoras ya están colocadas permanentemente.

3.- ELECCION DE LA PERFORADORA.

Los factores que deben considerarse en la elección de una perforadora son: por un lado, el costo de adquisición, de servicio, de mantenimiento y cargos fijos; y por otra parte, la velocidad de perforación y el diámetro de los taladros.

La mejor perforadora es la que combina todos estos factores, de tal manera que desarrolla la velocidad mayor de perforación con el mínimo de costo.

En el costo de potencia no solamente se incluirá la potencia necesaria sino también todas las pérdidas en la generación. Los jornales de los perforistas y de todos los ayudantes necesarios, constituyen, también, un detalle del costo de operación. El costo de mantenimiento incluye el costo de reparaciones de las piezas de las perforadoras, juntamente con el costo de aguzado de barrenas. Los cargos fijos incluyen sobre el costo de las perforadoras y una porción de los gastos administrativos.

En cuanto a la velocidad de penetración, hay que considerar, que no todo el tiempo asignado para la perforación es tiempo neto de perforación; es decir, hay que considerar todas las demoras causadas por la perforación misma, tales como el tiempo de cambio de un

taladro a otro, tiempo para poner en marcha la perforadora y otras demoras. Estas pérdidas dependen del tipo de montura, número de agujeros y de la eficiencia y experiencia del personal.

4.- NUMERO DE PERFORADORAS.

El número de perforadoras es gobernada por el área del frente, por el número de taladros y dureza de la roca. En general se requiere una perforadora por cada 25 a 35 pies² de área del frente. En algunos casos se han colocado 5 perforadoras en un frente de 10' x 10', con buenos resultados. No se obtiene ningún beneficio agolpando un gran número de perforadoras en el frente; el perforista y su ayudante deben tener suficiente espacio para que puedan trabajar eficientemente.

5.- NUMERO DE TALADROS.

El número de taladros depende del área del frente y de la dureza de la roca. Tanto mayor sea el área del frente y mayor la dureza de la roca, mayor es el número de taladros. El número de taladros se puede disminuir con el aumento del diámetro del taladro.

El tipo de arranque también influye en el número de taladro necesario, así el arranque en ángulo necesita menor número de taladros que el arranque en paralelo, pero la ventaja es relativa, ya que el avance máximo del arranque en ángulo que puede obtenerse es igual a la menor dimensión del frente, en cambio en el tipo paralelo es independiente de dichas dimensiones, además que el arranque en pa-

ralelo es mas fácil de ejecutar y de alterarse si se tiene que modificar el avance por disparo, a condición de contar con el equipo adecuado para la perforación.

6.- RENDIMIENTO DE LA PERFORACION.

La velocidad de perforación es inversamente proporcional al área de la sección transversal de la broca (o del diámetro alcuadrado, teniendo en cuenta que los valores constantes se anulan). Esto quiere decir que cuanto menor sea el diámetro de la broca la velocidad de perforación es mayor, esto por supuesto supone igualdad de las otras condiciones. La dureza, la tenacidad y estructura cristalina de la roca son factores que influyen en el rendimiento de la perforación; pero el buen estado de las brocas y barrenas y la experiencia del perforista son tambien esenciales. Así mismo influyen en el rendimiento , el tamaño y tipo de perforadora y montura que se usan.

Para determinado diámetro de la barrena, cuanto mayor es la fuerza del golpe, tanto mayor es la penetración. La fuerza del golpe es determinado por el diámetro del pistón, la carrera y la presión del aire. Cuanto mayor es el número de golpes por minuto, tanto mayor es el avance y tanto mayor es la presión del aire y la carrera del pistón, mayor es la fuerza del golpe, a condición de que el barrido del material roto en el fondo del taladro sea eficiente.

7.- BARRENAS Y BROCAS.

En la perforación de túneles se puede usar los diferentes tipos y formas de las barrenas; las mas usuales son las hexagonales con culata de collar, los redondos con culata de orejas y los cuarto octogonal con o sin collar, las barrenas son huecas para el paso de aire y agua, la longitud varía de 8 a 10 pies, no siendo esto limitativo.

En cuanto a las brocas, las mas usuales son en cruz, con rosca, pudiéndose usar cualquier tipo y forma de la broca, según el tipo de roca y de perforadora.

El acero de las barrenas son al carburo, usándose aceros especiales, pero en general la barrena deberá ser de alta resistencia a la fatiga, ya que están expuestas a grandes y frecuentes golpes.

Las barrenas y brocas deben ser cuidadas y usadas en forma apropiada ya que estas son vitales para el rendimiento de la perforación y la vida util de estos accesorios.

El rendimiento de las barrenas, brocas y sus accesorios, tales como culatas y coplas, depende de la roca, del cuidado y uso proprio que se le den. El rendimiento de estos se expresan en cualquier unidad de longitud, para conocer el rendimiento de estas piezas de perforación es necesario llevar un record de cada pieza; para esto el perforista apunta la longitud que perfora diariamente.

Brocas de 3/2"	$\frac{675,000}{1.83 \times 750}$	= 493
Culatas de 13/4"	$\frac{675,000}{1.83 \times 1000}$	372
Coplas de 13/4"	$\frac{675,000}{1.83 \times 1000}$	372
Barrenas de 12' x 13/4"	$\frac{675,000}{1.83 \times 3000}$	121
Barrenas integrales	$\frac{675,000}{1.83 \times 1000}$	1125

El consumo de piezas de perforación es importante, porque el conocimiento de estas nos podría dar el menor costo de perforación, así por ejemplo si se usa una broca mas grande disminuiría el número de taladros y de esta manera se puede aumentar la performance de la perforación, y por consiguiente el menor consumo de piezas, pero una pieza mas grande es mas cara y esto podría dar un mayor costo total de las piezas de perforación. Además el mayor diámetro de los taladros tiene, un factor limitante en el diámetro del pistón de la perforadora, acostumbrándose a no sobrepasar con el primer diámetro el 75 % del segundo.

8.- PERFORMANCE DE LA PERFORACION.

Esta es la producción de roca por longitud perforada y depende de la longitud y número de taladros y de la eficiencia del disparo. Sobre el número de taladros ya se ha discutido anteriormente. La longitud de los taladros es siempre mayor que la longitud de avance por disparo. A la relación de la longitud de avance y la longitud del taladro se le llama eficiencia del disparo. Esta eficiencia depende de la roca, el trazo de los taladros y la potencia del explosivo usado.

9.- CONSUMO DE LAS PIEZAS DE PERFORACION.

Este consumo depende del rendimiento de estas, de la performance de la perforación de la eficiencia del servicio de mantenimiento y del volumen de roca a volarse. Cuanto mayor sea la performance y el rendimiento, menor será el consumo de estas piezas, y cuanto mayor sea el volumen de roca a volarse será este consumo.

En el II tramo de la Oroya-Aguaytia se va a excavar 675,000 m³ de roca con trac-drill y 450,000 m³ con sinker, cuyas performances son:

Trac-drill con brocas de 3/2" ----- 1.83 m³ de roca por pie perforado
Sinker con barrenas integrales ---- 0.40 m³ de roca por pie perforado

Los rendimientos según antecedentes prácticos de las piezas de perforación son aproximadamente:

Brocas de 3/2" ----- 750 pies de perforación

Culatas de 1 3/4" ---- 1000 pies de perforación

Coplas de 1 3/4" ----- 1000 pies de perforación

Barrenas de 1 1/2 x 1 3/4 -- 3000 pies de perforación
" integrales 1000 " " "

El consumo probable de los accesorios para excavar todo

el tramo son como sigue:

C A P I T U L O I I I

V O L A D U R A

1.- LOS MECANISMO DE LA RUPTURA.

Algunos centésimos de segundos después de iniciarse la explosión de un taladro, tienen lugar una serie de fenómenos, que, en intensidad y violencia presentan pocos equivalentes en la ingeniería civil, se libera la energía química del explosivo, que puede sobrepasar las 100,000 atmósferas.

La elevada presión a que está sometida la roca, quebranta la zona adyacente al taladro, hacia la zona de menor resistencia que puede ser una cara libre o un taladro vacío, y descubre un mayor espacio a las intensas tracciones y tensiones tangenciales. Esto tiene lugar bajo la influencia de una onda de choque expansivo que recorre la roca a una velocidad de 3,000 a 5,000 m/seg. El sistema de grietas que se forma como consecuencia de las tensiones tangenciales, parten del centro del taladro, se extiende desde pocos centímetros a casi un metro en un taladro de 10 mm.

En una voladura, generalmente, se tiene una cara libre paralela a los taladros, cuando la onda de compresión se refleja con-

tra ellos, originando fuerzas de tensión que producen el descostramiento de la roca próxima a la superficie.

Con un incremento en la carga, el espesor o capas desprendidas aumentará, pudiéndose llegar al descostramiento de varias capas con una carga suficientemente grande, este efecto puede dar por resultado un crater, que puede llegar hasta cerca de la carga.

La tercera y última etapa de la rotura es un proceso lento. Bajo la influencia de la presión de los gases del explosivo, se extienden las primeras grietas radiales, la superficie libre de la roca cede y es lanzada hacia adelante. Este puede describirse como un proceso semiestacionario en la que las líneas de tensión en ningún momento determinan la continuación de las grietas como en el caso de cargas estáticas. Cuando la superficie frontal se mueve hacia adelante, se descarga la presión y aumenta la tensión en las grietas primarias que se inclinan oblicuos hacia afuera. Si la línea de menor resistencia (burden) no es demasiado grande, muchas de las grietas se extiende hasta la superficie libre y tiene lugar el desprendimiento completo de la roca. Consecuentemente, el burden es abatido y se alcanza el máximo efecto por baladro y cantidad de carga si es posible que el burden del frente sea lanzada libremente hacia adelante cuando detona la carga.

Los ángulos naturales de fractura que cabe esperar como promedio en un caso general se indica en la figura 2.1, en los dos principales casos que hay que considerar: el primero con fondo libre y el segundo con fondo cerrado.

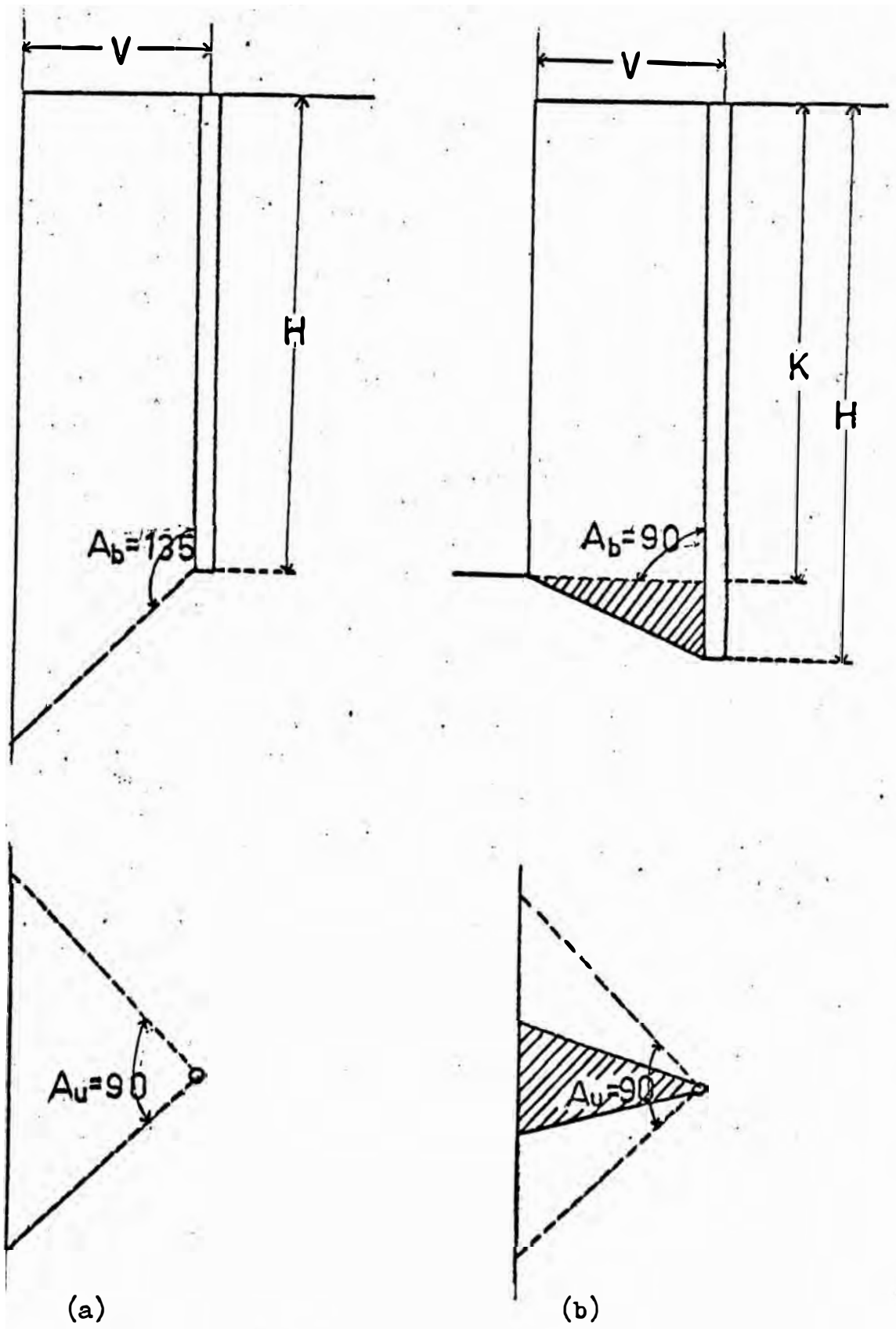


Figura 3.1.- Angulo de rotura con cara libre. (a) fondo libre. (b) fondo encerrado. V es el burden, H es la profundidad del taladro, K es la al-

En ambos casos el ángulo de fractura " A_u " será de unos 90° ó mayor. Con fondo libre, el ángulo " A_b " en la parte inferior será de unos 135° . Si el fondo está encerrado, la rotura en el fondo debe continuar en la otra superficie y el ángulo puede oscilar entre 90° y 135° , dependiendo de la carga y profundidad del barrenado. Si el cálculo de la carga es correcta, el ángulo en el fondo será de 90° , pudiéndose esperar ángulos mas pequeños solamente en circunstancias especiales, y entonces únicamente se producen con menores ángulos de fractura, como se indica en la sección sombreada de la figura 2.1 b. Las reglas que se aplican para volar bancos pueden ser adaptados para los "arranques" y siempre que pueda utilizarse el principio de los 90° , se estará en un caso mas favorable para el "arranque" de la roca.

La formación de grietas en las voladuras de una o mas filas de taladros dependerá grandemente de la relación entre el burden y el espaciado, y tambien de si la ignición tiene lugar simultáneamente o con un cierto retardo. En la voladura instantánea la presión del gas en las diversas taladros próximas cooperan y empujan hacia la cara libre. En la roca homogénea una fila de taladros rompe a la vez todo el burden común, arrancándola en un trozo único. Esto no ocurre si el tiempo de detonación de las diferentes cargas arrancan individualmente su parte del burden. Esto retrasa el lanzamiento pero aumenta el desprendimiento del burden. Esta es una de las principales razones de la obtención de una buena fragmentación con las voladuras de retardo corto (milisecond).

2.- VOLADURAS EN TUNEL.

El frente de un túnel o galería tiene una sola cara de derribo. El primer paso y a la vez el mas difícil, es crear una abertura hacia el cual se vuela sucesivamente el resto de la roca. Esta abertura llamada "arranque", se puede hacer por diversos métodos. Esta abertura es la llave que abre la roca hasta una profundidad que depende de la forma y éxito de la misma.

En la voladura de túneles, los taladros y su orden de encendido, se disponen según un plan previamente proyectado que determina cómo se romperá la roca.

3.- TIPOS DE PERFORACION DE ARRANQUE.

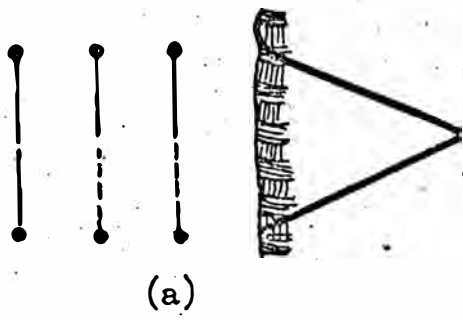
Hay dos tipos de arranques: (1) los arranques en ángulo, en que los taladros se perforan formando ángulo con la pared del frente para proporcionar a la roca demolida la mayor libertad posible de movimiento de las rocas; (2) los arranques en paralelos, conocidos como "burn-cut" o corte canadiense o como corte quemado, se perforan varios taladros perpendiculares al frente y paralelos entre sí, algunos de los cuales están vacíos hacia los cuales irrumpen los taladros cargados.

En tiempos pasados los arranques en ángulo, también conocidos como cuña, fueron los mas populares, pero con la aparición de equipos mas modernos y eficientes de perforación y carga, el ciclo mas económico de operación requiere un avance por disparo mayor que el que puede obtenerse con los arranques en ángulo.

a.- Arranque en ángulo.- Las cuñas tiene una desventaja que consiste en que no siempre producirán rompimiento hasta una profundidad mayor que la dimensión mínima del frente. Por ejemplo, un frente de 5 x 7 piés (1.52 x 2.13 m.), el promedio máximo de avance por disparo sería de 5 pies (1.52 m.). Sin embargo su ventaja es que necesita menor número de taladros que los arranques en paralelo en un mismo frente, además de que el consumo de explosivo por metro cúbico de material roto será menor si se usan arranques en ángulo.

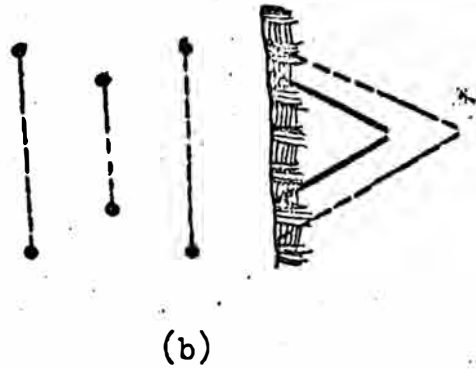
Los arranques en forma de "V" es uno de las formas de arranque en ángulo mas antiguas y que todavía se sigue utilizando mucho. Cada V consta de dos taladros que se perforan con la mayor separación posible en el frente y que se juntan en su fondo (fig. 3.2a). La cuña puede consistir en una V o mas; en este último caso se perforan las V paralelamente una a otra. La cuñas en los socavones pueden ser ya sea horizontal es o verticales, dependiendo de la posición que permita el ángulo mas amplio entre los taladros, de la estructura o estratificación de la roca y del equipo de perforación disponible. En los trazos de mayor penetración o en roca muy dura de romper, los arranques pueden ser dobles (fig. 3.2b), la V exterior, de menor profundidad es conocida con el nombre de auxiliar.

Una modificación del arranque en V, conocido como arranque con corte al pie del frente, se ilustra en la figura 3.2c. Se sitúa fuera del centro y con frecuencia los taladros deliberadamente se perforan de manera que no se encuentren en el fondo, se puede hacer



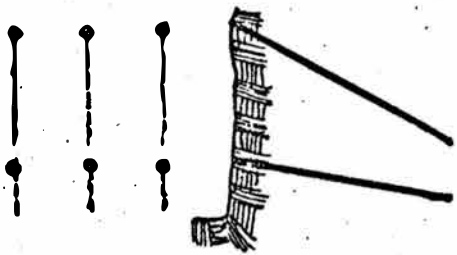
(a)

Cuña en V



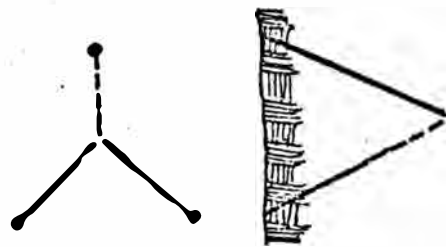
(b)

Cuña con doble V



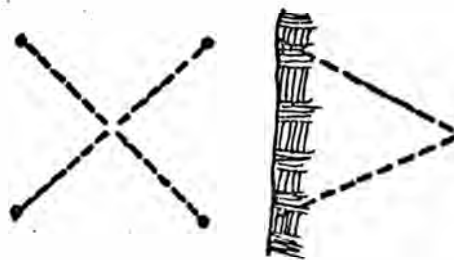
(c)

Cuña al pie del frente



(d)

Cuña piramidal de tres huecos



(e)

Cuña piramidal de cuatro huecos

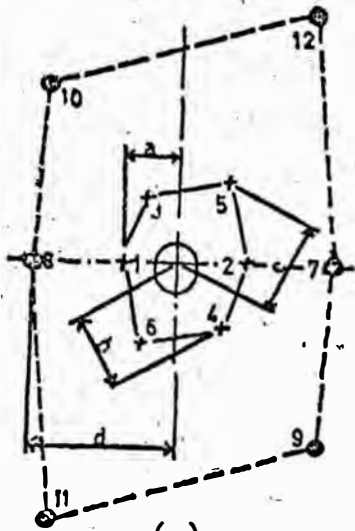
Figura 3.2.- Tipos de arranque en ángulo o cuñas

también arriba o a un lado del frente. Se usan en los frentes pequeños, menores de 6 x 6 pies (1.83 x 1.83), donde los taladros tienen que abrirse con perforadoras de martillo manuales o con avance neumático, y donde por falta de espacio es difícil perforar un arranque en el centro del frente.

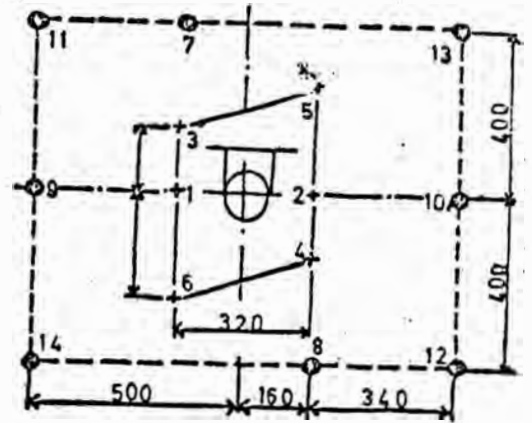
Otro tipo de arranque en ángulo es el piramidal, que consiste de tres a seis taladros perforados de tal manera que se encuentran en un vértice común, cerca del centro del frente (fig. 3.2 d y c). Estos arranques se usan generalmente en terrenos difíciles o muy duros, que no pueden romperse satisfactoriamente con los arranques en V.

Al usarse arranques en ángulo debe tenerse cuidado de no dañar la entibación ni el equipo. Muchas veces la roca del arranque es lanzada a varios cientos de pies a lo largo de la galería; esto puede evitarse usando fulminante de tiempo "MS" o bien perforando uno o dos taladros auxiliares cerca del centro del área de la cuña y disparándola al mismo tiempo.

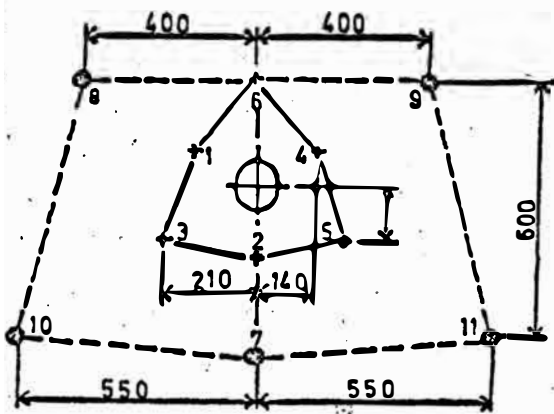
b.- Arranque en paralelo.- Con este tipo de arranque es posible aumentar el avance por disparo mas allá de los límites a que puede llegarse con el uso de arranque en ángulo, aunque requieren taladros adicionales y mayor consumo de explosivo por cada metro de avance, sin embargo, es posible reducir el costo total del avance con el aumento de metraje por cada turno de trabajo. Es también más fácil para el perforista inexperto perforar arranques en paralelo, con el equipo adecuado, ya que todo el frente se perfora con taladros paralelos. Este tipo de a -



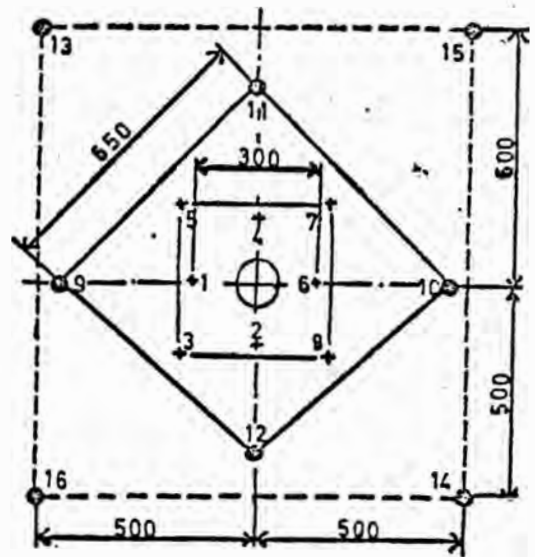
(a)
Doble espiral



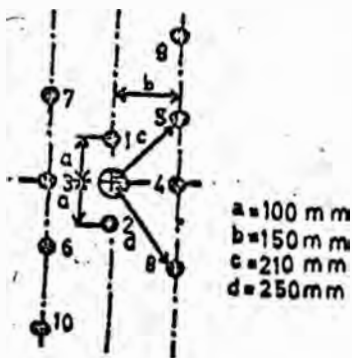
(b)
Taby



(c)
Tres secciones



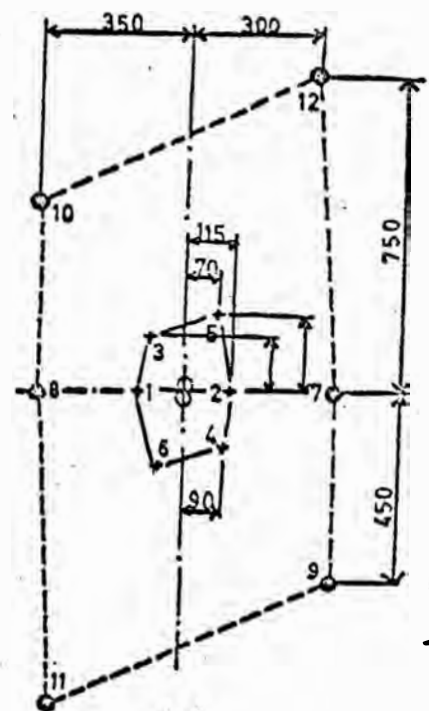
(d)
Cuatro secciones



a=100 mm
b=150 mm
c=210 mm
d=250 mm

(e)

Fagersta



(f)

Coromant

Figura 3.3.- Tipos de arranques en paralelo cilíndrico

T.Y.T.

arranque protege la entibación contra los daños que podría causar la proyección de la roca, porque la roca fracturada va dirigida hacia el centro del socavón. En este tipo de arranque se deja uno o mas taladros vacíos, los cuales pueden ser de igual o mayor diámetro de los taladros cargados, siendo preferible que sean mayores.

Hay una gran variedad de tipos de arranques en paralelo. Una pequeña diferencia en el esquema de perforación da lugar a resultados muy diferentes. Estos arranques se dividen en dos: cilíndricos y quemados.

Los arranques cilíndricos en doble espiral (fig. 3.3a) tiene la ventaja de que puede iniciarse simultáneamente los taladros opuestos, con lo que se obtiene una mejor limpieza de la abertura, además, se obtiene un avance de por lo menos un 20 % mayor que los demás arranques en paralelo. La tabla 3.1 da la separación y la concentración de la carga para este tipo de arranque .

Tabla 3.1.- Arranques en doble espiral con diversos diámetros del taladro vacío (\emptyset). Las concentraciones l_1 y l_2 se refieren a los taladros marcados con + y • respectivamente.

\emptyset mm	75	85	100	110	125	150	200
a mm	110	120	130	140	160	190	250
b mm	130	140	160	170	190	230	310
c mm	160	175	195	210	240	290	380
d mm	270	290	325	350	400		
l_1 Kg/m	0.30	0.35	0.40	0.45	0.5	0.6	0.8
l_2 Kg/m	0.65	0.75	0.85	0.9	1.1	1.3	1.7



Figura 3.4.- Plantilla de perforación para el arran-
que Coromant



Figura 3.5.- Voladura de un erranque coromant. Fila superior, de izquierda a derecha; antes de la voladura y después de la salida de los taladros 1 y 2. Fila intermedia: después de la salida de los taladros 3, 4, 5. Fila inferior: al salir el taladro 6 y después de haberse limpiado.

profundidad el avance relativo es menor, esto se debe mas que nada a las desviaciones en la perforación.

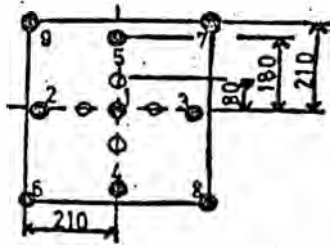
Tabla 3.2.- Avance medio en arranques cilíndricos. El avance es proporcional al diámetro del taladro vacío e inversamente a la desviación de la perforación.

H	Doble espiral	Cuatro secciones	Tres secciones	Täby
2.5	100	100	99	97
3.0	100	98	97	95
3.4	100	96	95	92
3.8	99	94	92	88
4.2	97	92	89	84
4.7	95	89	85	80
5.1	92	86	82	76
5.5	89	83	79	72
6.0	86	80	76	68

En los arranques quemados mas comunes se hacen taladros vacíos del mismo diámetro que los cargados. El arranque Grönlund (fig. 3.6a) y el triangular (fig. 3.6b) tienen la ventaja de que no necesita equipo adicional para la perforación. Los taladros 1 y 5 en el arranque Grönlund y los números 1, 2 y 3 del triangular no se carga totalmente, pudiéndose hacer con cartuchos de 25 mm sin comprimir. Los demás taladros se descargan totalmente.

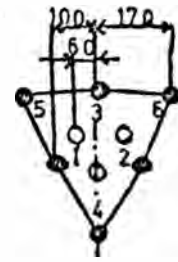
El arranque Michigan (fig. 3.6d) con un taladro central vacío de mayor diámetro que los taladros cargados, fue uno de los primeros arranques quemados que se usaron.

El arranque "cat hole" como lo indica la figura 3.6c lo constituye cuatro taladros vacíos de 75 mm y uno central cargado de igual diámetro que los otros taladros.



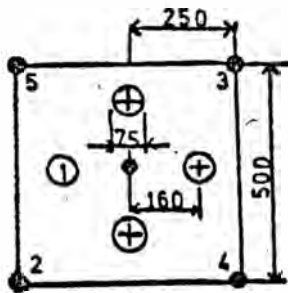
(a)

Grönlund



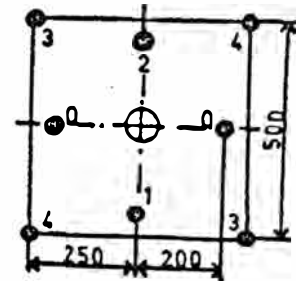
(b)

Triangular



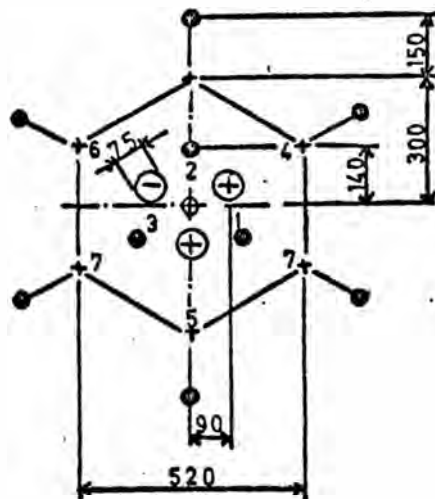
(c)

"cat hole"



(d)

Michigan



(e)

Triangular con tres taladros vacios de 75mm

por último tenemos un arranque triangular con tres taladros vacíos de 75 mm como puede verse en la figura 3.6e. Este tipo de arranque fué investigado por Bollock. En rigor no se trata de un arranque en paralelo, sino mas bien en un arranque de combinación entre arranques en paralelo y en ángulo, ya que los seis taladros exteriores están ligeramente inclinados hacia el centro.

La tabla 3.3 da un avance medio (A_m) y profundidad perforada (H), en metros para varios arranques quemados con un avance relativo del 90 %.

Tabla 3.3.- Avance medio (A_m) y profundidad (H) en metros, para varios arranques quemados con un avance del 90 %.

Tipo	30-35 mm Grönlund	85-100 Michigan	75 mm "cat hole"	38 mm Triangular	75 mm Triangular (Bullok cut)
H	2.2	3.0	a	2.0	3.3
A_m	2.0	2.7	a	1.8	3.0

valores no reportados.

4.- RELACIONES BASICAS PARA ARRANQUES EN PARALELO.

a.- Concentración de la carga.- La carga necesaria en las voladuras con salida hacia un taladro vacío depende del diámetro del taladro vacío (ϕ), del diámetro del taladro cargado (d) y de la distancia (a) entre los centros de ambos taladros.

Hay que señalar que hay mucho aumento de la carga si se incrementa la distancia entre huecos, sobre todo si el diámetro del ta

ladro vacío es pequeño. Este es un hecho que debe observarse, no tanto por la economía que puede obtenerse en el consumo de explosivo, sino mas bien por la rotura de los taladros adyacentes por la excesiva carga, de esta manera disminuye la capacidad de la rotura de aquellos taladros y el gran riesgo de que falle la secuencia de encendido.

La figura 3.7 dado por Langerfors da la relación de la carga y la distancia entre taladros para diámetros de taladros vacíos de 30 a 300 mm, con diámetros de los taladros cargados de 32 mm.

b.- Voladura limpia y deformación plástica.- Cuando la distancia entre taladros es mayor del doble del diámetro del taladro vacío, $a=2\phi$, la rotura puede no llegar a realizarse ya que la concentración de la carga necesaria es tan grande que hay una deformación plástica entre las dos taladros.

Si se aproximan los dos taladros y la carga se agusta de acuerdo con la figura 3.7, el verdadero propósito de la rotura de la roca entre ambos está asegurado.

En la figura 3.8 dado por Bullock, se ve la variación de las condiciones de rotura con las diferentes distancias entre el taladro cargado y el taladro vacío, se presupone que la concentración de la carga es la que indica la figura 3.7. Para $a=1.5\phi$ la abertura es una "voladura limpia"; entre 1.5ϕ y 2.1ϕ solamente hay rotura y para distancias mayores solo hay deformación plástica.

c.- Influencia de la roca.- Las figuras 3.7 y 3.8 no nos da la influencia de la roca sobre la distancia entre los taladros cargados y vacío.

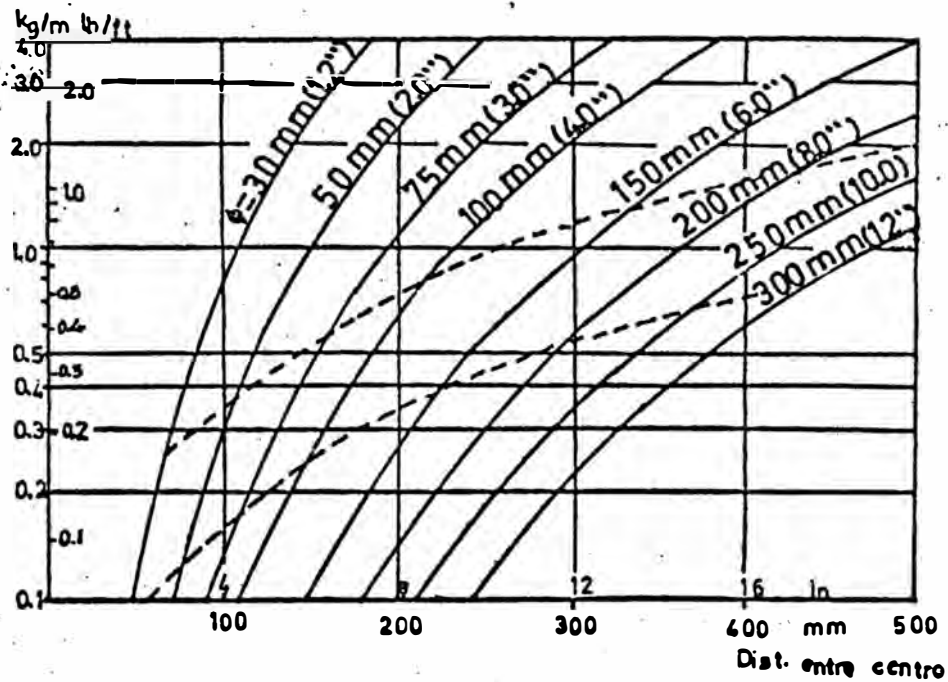


Figura 3.7.- Relación entre la cantidad de carga y la distancia entre los taladros cuando se dispara hacia un taladro vacío con un diámetro de 30-150mm(1.2-12in.). ----- corresponde a las líneas de punto de la figura 3.8

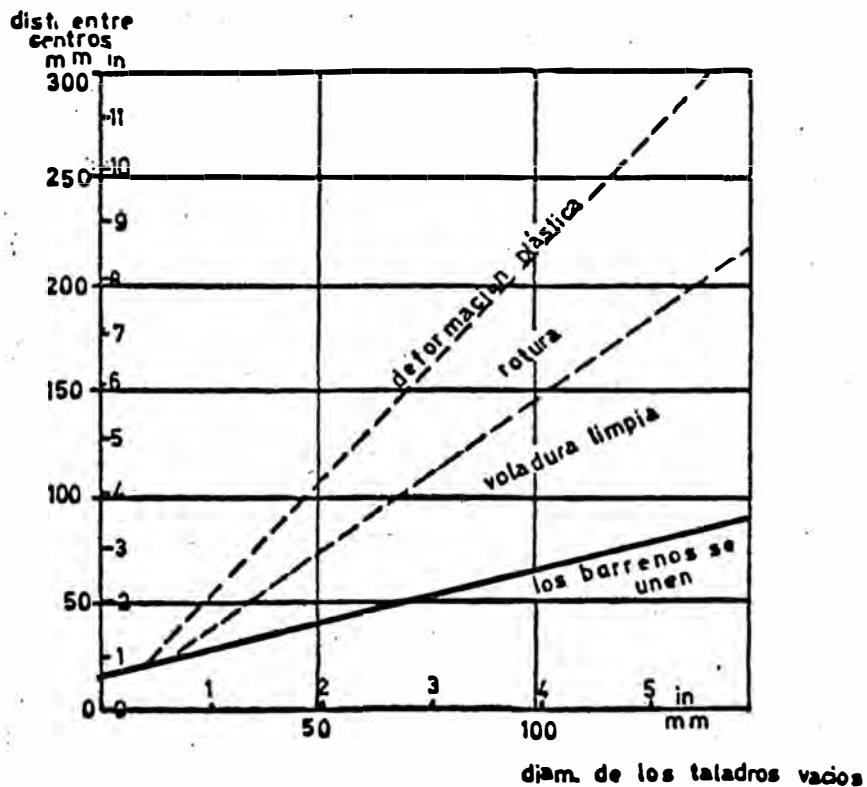


Figura 3.8.- Variación de las condiciones de rotura con las diferentes distancias entre taladro cargado y el taladro vacío

La figura 3,9 dada por Staidle da la distancia entre los taladros carga y vacío de acuerdo con el tipo de roca dado en la tabla 3.4. Se observa que para rocas blandas la distancia entre los taladros es menor que si la roca fuera dura.

Tabla 3.4 .- Tipos de rocas

A	B	C	D
Yeso	Caliza blanda	Caliza mediana	Arenisca suelta
Arcilla	Equisto blanda	Arenisca blanda	Caliza dura
Roca muy descompuesta	Calcita	Equisto mediano	Equisto duro
	Roca medianamente descompuesta	Arcilla semisilicosa	Caliza silicosa
E	F	G	
Granito suelto	Cuarzo	Granito duro	
Hematita	Cuarzita	Cuarzita finamente graneado	
Arenisca dura	Conglomerado de cuarzo	Silex	
Mica equistosa	Marmol	Tactita	
Conglomerado de arcilla	Arenisca dura		
Silicato	Granito duro		

d.- Influencia de la secuencia de encendido.- Los arranques en paralelos pueden dar buenos resultados tanto con micro retardo como con retardos ordinarios. En el encendido con micro retardo la carga tiene mayor oportunidad de iniciación antes de que haya empezado la proyección.

Si los detonadores se sitúan próximos al frente de la roca, se puede obtener una mejor limpieza de la abertura con relación a la colocación del detonador en el fondomismo. Esto puede aplicarse a los demás taladros, pero en vista que los taladros pueden quedar de-

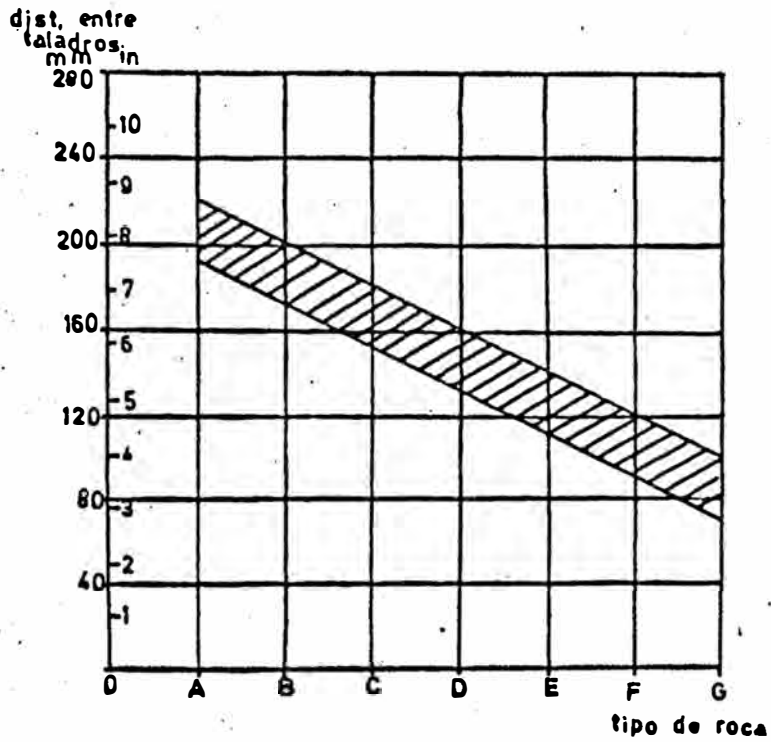


Figura 3.9.- Distancia entre los taladros cargado y vacío para diferentes tipos de rocas. Las letras corresponde a los tipos de roca de la tabla 3.4



Figura 3.10.- Construcción del esquema de encendido. (a) incorrecto (b) correcto

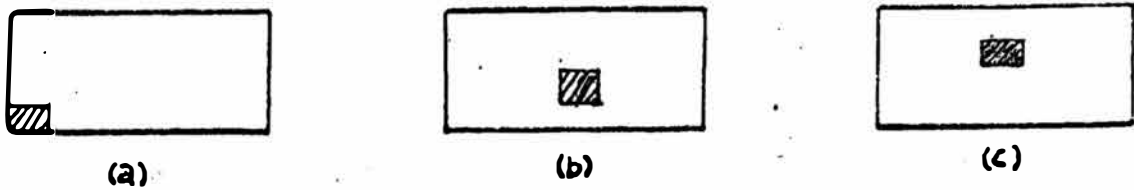


Figura 3.11.- Diferentes posiciones de un arranque en un frente

capitados, es aconsejable situar solamente los detonadores instantáneos próximos a la superficie y los demás, en el fondo de los taladros.

e.- Precisión de la perforación.- Cuando se diseña un esquema de perforación hay que tener en cuenta que se producirán errores de emboquillado (R_c), en la alineación y desviaciones adicionales en el interior de las rocas (R_r) originadas por la falta de uniformidad de la misma y por efecto de la gravedad. Esto hará que en el fondo los taladros puedan tener una disposición que difiera considerablemente de la originalmente planeada. Los diferentes errores cooperan en la desviación total de acuerdo con la fórmula:

$$R = (R_c^2 + R_d^2 + R_r^2)^{1/2}$$

La desviación R_c es una constante, los otros dos aumentan con la profundidad proporcionalmente a H y $H^{3/2}$. La tabla 3.5 da las desviaciones para profundidades de los taladros $h = 2$ a 8 m, De acuerdo con la fórmula anterior con $rc = 1$ cm, $R_d = 1.14H$ cm, y $R_r = 0.8H^{3/2}$, los valores corresponden a los valores de la desviación R/H en cm/m(%)

Es conveniente que el taladro vacío tenga la misma desviación que los demás taladros del arranque. En el caso de perforado - ras guiadas mecánicamente debe conseguirse o que el emboquillado se realice exactamente en el sitio deseado o que la dirección después del emboquillado sea paralelo al taladro vacío. Las condiciones para un emboquillado exacto mejoran si las barrenas de perforación tienen un apoyo lo mas cercano posible a la roca y si se utilizan mas gruesas.

Tabla 3.5 .- Desviaciones de la perforación a diferentes profundidades de acuerdo con la fórmula $R=(1^2+(1.14H)^2+0/8H^3)^{1/2}$

H	m	2	3	4	5	6	7	8
R	cm	3.4	5.7	8.0	11	14	17	20
σ	cm/m	1.7	1.9	2.0	2.2	2.3	2.4	2.5

f.- Proyección y fragmentación.- Puesto que el arranque se realiza, en principio, hacia una abertura central, la proyección es relativamente pequeña y el montón de escombros está bastante concentrado. La proyección varía según se haga el encendido y aumenta considerablemente si la pega se inicia con microretardo.

La fragmentación será más uniforme con arranque paralelo que con arranque en ángulo. Las masas de roca son lanzadas al mismo tiempo con gran fuerza contra la pared opuesta de la abertura central, lo que quiere decir que la energía de proyección se transforma en energía interna, que contribuye a la rotura de la roca, además es más fácil evitar la sobreexcavación dentro de la pega, ya que casi todos los taladros tienen un ángulo libre de rotura y el explosivo se distribuye uniformemente a través de toda la masa de roca del frente.

5.- CONSTRUCCION DEL ESQUEMA DE ENCENDIDO.- El objeto del arranque es crear una superficie libre hacia la que romperá el resto de la voladura. El problema en el franqueo consiste en alcanzar exactamente un avance tan grande para esta parte de la pega como el conseguido en el arranque, obtener la fragmentación necesaria y una disposición conve -

niente de la roca arrancada. La superficie de la roca remanente debe dejarse indemne y tan próxima como se pueda al contorno deseado.

El esquema de perforación se debe hacer en el fondo , es decir en la posición de los taladros en el fondo. Cuando la abertura central es lo bastante ancha para proporcionar las condiciones para una rotura de 90° o mas, se aplicará el principio de rectangularidad para indicar las líneas supuestas de rotura, lo cual decide la posición de los taladros como se indica en la figura 3.10b. De esta forma queda claramente definida la secuencia de encendido que debe usarse y la rotura de la roca adyacente se reduce a un mínimo.

La total y consecuente adopción de este sistema de encendido exige un mínimo de retardos y los mas modernos detonadores electricos se fabrican actualmente hasta con 24 retardos, lo que perfecciona las condiciones para el esquema de encendido correcto y una buena fragmentación en los túneles.

Debe evitarse el esquema de encendido como el de la figura 3.10a, ya que arranca la misma roca con solo dos disparos del número 2 de la figura 3.10b, que con cuatro taladros del número 2 de la figura 3.10a. Además que la rotura libre no está garantizada para los taladros número 3, en la figura 3.10a, debido a la dispersión de encendido, cada carga individual detonará separadamente y probablemente muchas tendrán un alto grado de fijación, de modo que solamente romperan si están muy sobrecargados.

El máximo burden , la situación y número de los taladros están determinados por el diámetro en el fondo, explosivo usado y gra-

do de retacado, así como por la dispersión de la perforación.

La posición del arranque en la proyección de la pega, en la fragmentación y quizás también en el número de taladros. Cuando la densidad de los taladros próximos al arranque es muy grande puede aprovecharse de ellas como taladros de contornos (fig. 3.11a), aunque este caso solo podría darse en túneles pequeños. Para asegurar la mejor proyección y centrado de la roca arrancada, el arranque debe situarse próximamente en el centro de la sección. Una posición baja (fig. 3.11b) da menos proyección, fragmentos mayores y un montón mas compacto de roca, pudiéndose emplear menos explosivos en los taladros de la parte superior. Si el arranque está situado en la parte superior de la sección se tiene un montón menos compacto, mas bajo y mejor fragmentación (fig. 3.11c).

6.- CARGA DE LOS TALADROS.- Es la operación de colocar la carga explosiva de la manera requerida, con su cebo en aptitud de disparar. Los taladros una vez cargados se encierran con el taco de tal manera que los explosivos desarrollan su máxima eficiencia, verificando un buen trabajo al romper el material a volarse.

En la mayoría de las operaciones de voladura se requiere mayor energía explosiva en el fondo del taladro que en el cuello. Por la gran variedad de explosivos con que se cuenta actualmente, es posible obtener casi cualquier densidad de la dinamita, pero teniendo en cuenta que en general lo mas conveniente es almacenar y manejar una so

la clase y medida de explosivo, la dinamita que se elige debe adaptarse a la mas difícil condición en determinada obra. En tales condiciones la energía requerida para romper el fondo puede obtenerse atacando sólidamente el taladro; en el resto simplemente se coloca la carga o con muy poco atacado a lo largo del cuello, done se requiere menor energía.

El cebo se debe colocar de tal manera que el detonador apunte hacia la mayor porción de la carga explosiva.

Si se utiliza mecha y fulminante, el cebo se debe colocar en el fondo para evitar que se decapite el taladro al dispararse un taladro contiguo.

Si se utiliza detonadores eléctricos instantáneo, se debe colocar el cebo lo mas próximo a la superficie. Si se usa detonadores eléctricos de tiempo ordinario o con microretardo, el cebo se debe colocar en el fondo del taladro o muy cerca de él.

7.- DISPARO CON MECHA.

La mecha se usa para disparos sencillos o múltiples en que no se desea disparar dos o mas cargas explosivas simultáneamente.

Para disparar en un orden determinado es necesario recortar la mecha, de tal manera que la carga que debe explotar primero debe tener una mecha mas corta, y este recorte depende de la longitud de la mecha empleada, recomendándose 4 cm por metro. Las mechas se encienden en el orden que ha de dispararse, es decir, primero las que tengan el mayor recorte.

las mechas al encenderse despiden una flama inicial, que dura aproximadamente un segundo y al desaparecer empieza a salir humo de la punta.

Se debe evitar que se encienda con papel, madera, cigarrillo o puro, puesto que son lentos e inseguras, pudiendo causar accidentes fatales. El fósforo se puede usar, pero solamente la llamarada inicial es lo suficientemente intensa para encender la mecha, además, el fósforo solo se debe usar para disparos sencillos.

Otra forma de encender es con la lámpara de carburo, ya que su flama de acetileno es lo suficientemente intensa, que permite un encendido rápido y fácil.

Hay encendedores de mechas especialmente para este objeto, entre ellas tenemos la varilla candente que es una especie de "luz de bengala", que consiste en un alambre recubierto parcialmente con una mezcla combustible que arde lentamente y con bastante uniformidad, produciendo un fuego muy intenso.

El "ignitacord" es un cordón y arde progresivamente con una flama exterior en el punto de combustión, la flama es corta y muy caliente, lo que permite una serie de mechas en un orden determinado.

8.- DISPARO CON ELECTRICIDAD.

Un fulminante eléctrico estalla como resultado del calentamiento de su puente de alambre de alta resistencia por el paso de la corriente a través de él. El tiempo necesario para calentar el puente

te de alambre hasta una temperatura suficientemente alta para producir la detonación, es una función de la fuerza de la corriente.

Conociendo la ley de Ohm y la cantidad de corriente necesaria para asegurar la detonación, es posible disponer un circuito de voladura de tal modo que todos los fulminantes reciban un suministro adecuado para asegurar una voladura satisfactoria.

Hay tres circuitos de conexiones para disparos múltiples con fulminante eléctrico, el circuito "en serie", el circuito "en paralelo", y el circuito en "serie-paralelo". La selección del tipo de circuito depende de la naturaleza y fuente de la corriente disponible, el número de fulminantes y de la resistencia total del circuito.

El circuito eléctrico se debe probar antes del disparo con un galvanómetro o un voltímetro. Si el circuito es perfecto, este tendrá la resistencia calculada y la aguja se desviará hasta indicar el número correspondiente en el cuadrante. Si la aguja se desplaza demasiado, esto indicará que hay una fuga o un corto circuito y que una parte de la corriente no pasa a través de todos los fulminantes. Si la aguja permanece inmóvil o no llega al número correcto, significa que hay una interrupción en el circuito o alguna resistencia como por ejemplo una mala conexión.

Corrientes extrañas se pueden introducir en los circuitos de voladura. Estas corrientes son indeseables por cuanto pueden provocar un disparo prematuro. Las corrientes extrañas son muy diversas y sus fuentes son los rayos, la electricidad estática, los transmisores de radio, las corrientes dispersas, la acción galvánica y las líneas de transmisión.

C A P I T U L O I V

A I R E C O M P R I M I D O

1.- INTRODUCCION.

Practicamente toda la perforación se efectúa con perforadoras neumáticas, es decir, accionadas por aire comprimido.

El aire comprimido también se usa para el accionamiento de locomotoras, bombas, cargadoras mecánicas; también se usa, aunque en menor escala, para la ventilación, debido principalmente a su alto costo.

Las perforadoras neumáticas no tiene serio competidor, pero para el accionamiento de locomotoras, izaje, arrastre, y bombeo se prefiere la electricidad. Una marcada ventaja del aire comprimido sobre la electricidad es la mayor seguridad. Un buen diseño de la línea de aire comprimido puede desarrollarse en el punto de demanda, con alta eficiencia. En algunas minas, las tuberías de aire pueden ser usadas como línea de agua en el caso de incendio.

El propósito de este capítulo es la selección de compresoras para accionar las perforadoras, ya que es su mayor propósito minero.

2.- DEFINICIONES.

a.- Presión absoluta.- La presión absoluta es la presión barométrica más

la presión atmosférica: $P_{abs} = P_b + P_a$

La presión atmosférica varía con la altura sobre el nivel del mar. La tabla 4.1 se da la presión atmosférica a varias alturas

Tabla 4.1 .- Presión atmosférica a varias alturas sobre el nivel del mar.

Elevación en pies	Presión barométrica en pulg.	Presión atmosférica en lb/pulg ²	Elevación en pies	Presión barométrica en pulg.	Presión atmosférica en lb/pulg ²
0	29.92	14.7	5,000	24.78	12.18
500	29.40	14.44	6,000	23.86	11.72
1,000	28.87	14.18	7,000	22.96	11.28
1,500	28.34	13.91	8,000	22.10	10.86
2,000	27.80	13.67	9,000	21.29	10.45
2,500	27.26	13.18	10,000	20.47	10.06
3,000	26.76	13.16	11,000	19.72	9.70
3,500	26.26	12.90	12,000	18.98	9.34
4,000	25.76	12.67	13,000	18.27	8.98
4,500	25.26	12.41	14,000	17.59	8.32

b.- Compresión isotérmica.- Cuando el aire es comprimido, se genera calor. Si este calor puede ser removido tan rápidamente como se genera y si el aire puede mantenerse a una temperatura constante, tendremos una compresión isotérmica.

c.- Compresión adiabática.- En la compresión adiabática no se agrega ni se sustrae calor del aire y la energía del aire incrementa en una cantidad equivalente al trabajo externo por el aire.

d.- Energía interna.- La energía interna de un gas es el calor total almacenado en una unidad de masa debido al movimiento y posición de las moléculas del gas.

e.- Desplazamiento de una compresora.- Este es el volumen desplazado por el área neta del pistón de la compresora multiplicada por la longitud de la carrera y por el número de golpes por minuto, menos su factor de eficiencia volumétrica.

f.- Aire libre.- Es el aire a la presión y temperatura atmosférica, el cual es tomada por la compresora, y que es comprimido a la presión deseada. La capacidad de la compresora es generalmente expresado en pies cúbicos de aire libre comprimido por minuto, al nivel del mar, la que deberá ser corregida para una altura al nivel del mar.

3.- ESPACIO MUERTO Y EFICIENCIA VOLUMETRICAS.

La cantidad real de aire libre desplazado por una compresora no es exactamente equivalente al desplazamiento teórico del pistón de la compresora, debido a varias razones. La barra del pistón tiene un apreciable volumen y reduce el volumen real del cilindro; reducción que es generalmente denominada con el término "desplazamiento neto del pistón". El cilindro de una compresora en operación se calienta, y puede requerir una hora para retornar a la temperatura normal, según Lewis. El aire entrante se calienta y expande cuando pasa a través del cilindro receptor, reduciendo la capacidad de aire libre de la máquina por la razón T_a/T_c , expresados en temperatura absoluta del aire libre y del aire del cilindro, respectivamente.

Uno de los más importantes factores en la reducción de la capacidad de la compresora es el espacio muerto, llamándose así al

espacio entre la cabeza del cilindro y el pistón en el final de su carrera. La mas pequeña distancia entre ambos, según Lewis, es de $\frac{1}{20}$ a $\frac{1}{16}$ pulgadas. El aire es atrapado en este espacio y expandido cuando el pistón retorna a su posición inicial, el aire atrapado entonces regresa a la presión atmosférica previa a su entrada al cilindro o menos. Esto produce una variación en volumen de 1 a 2 % según Lewis, y de 1.5 a 2.5 % según Peele; correspondiendo los valores menores a las compresoras de mayor carrera y los mas altos a compresoras de menor carrera

El efecto del espacio muerto es menor en compresoras de múltiples etapas, que en compresoras de una sola etapa. El espacio muerto se produce en todos los cilindros, aunque solamente se computa en el cilindro de baja presión.

La razón de los pies cúbicos de aire realmente desplazados al comprimir el aire, frente al desplazamiento teórico de la compresora se denomina "eficiencia volumétrica". La eficiencia volumétrica para compresoras de una etapa de 60 a 150 ps³/min de capacidad varía de 55 a 65 %; para compresoras de una etapa de 350 ps³/min es alrededor de 70 % y para compresoras de dos etapas de gran tamaño es de 80 a 85%

4.- ENFRIAMIENTO DEL AIRE DURANTE LA COMPRESION.

El calentamiento del aire que se produce durante la compresión adiabática no es deseable, desde que representa pérdida de trabajo que no es recobrado por el aire, el cual se enfría a la temperatura atmosférica cuando pasa por la tubería. El excesivo calentamiento causa velocidades muy altas y puede además descomponer el aceite lubricante.

El cilindro de la compresora es rodeada con agua en circulación para producir su refrigeración. Las compresoras modernas operan a una velocidad moderadamente alta y, consecuentemente el efecto enfriador necesario en un cilindro de simple etapa es pequeño, y por eso las compresoras de este tipo pueden operar bajo condiciones de compresión adiabática aproximadamente cerrada con $n=1.4$. Un enfriamiento más efectivo se consigue en cada etapa de compresión, pasando el agua a través de un enfriador especialmente diseñado, llamado interenfriador (intercooler), cuando pasa de un cilindro a otro. El valor de "n" puede ser reducido a 1.3, 1.25 y aún hasta 1.2.

5.- INTERENFRIADOR Y POSTENFRIADOR.

a.- Interenfriadores.- Una forma de interenfriador es el radiador de láminas delgadas de hierro forjado o de latón que están en contacto con los tubos a través de los cuales circula el aire. Tubos de cobre y aluminio son usados en algunos interenfriadores, también algunos fabricantes usan tubos de hierro galvanizado. Este es el tipo seco, deseable en los lugares en que no hay agua o es difícil de acarrear. También hay interenfriadores que consisten de un cilindro de gran diámetro que recibe agua circulante en el sentido contrario al flujo del aire, que se realiza por tubos que rodeados de agua, están en su interior.

La cantidad de agua necesaria para un interenfriador depende de la temperatura de esta y de la elevación admisible de la temperatura en el interenfriador y se aproxima 0.85 galones por minuto por

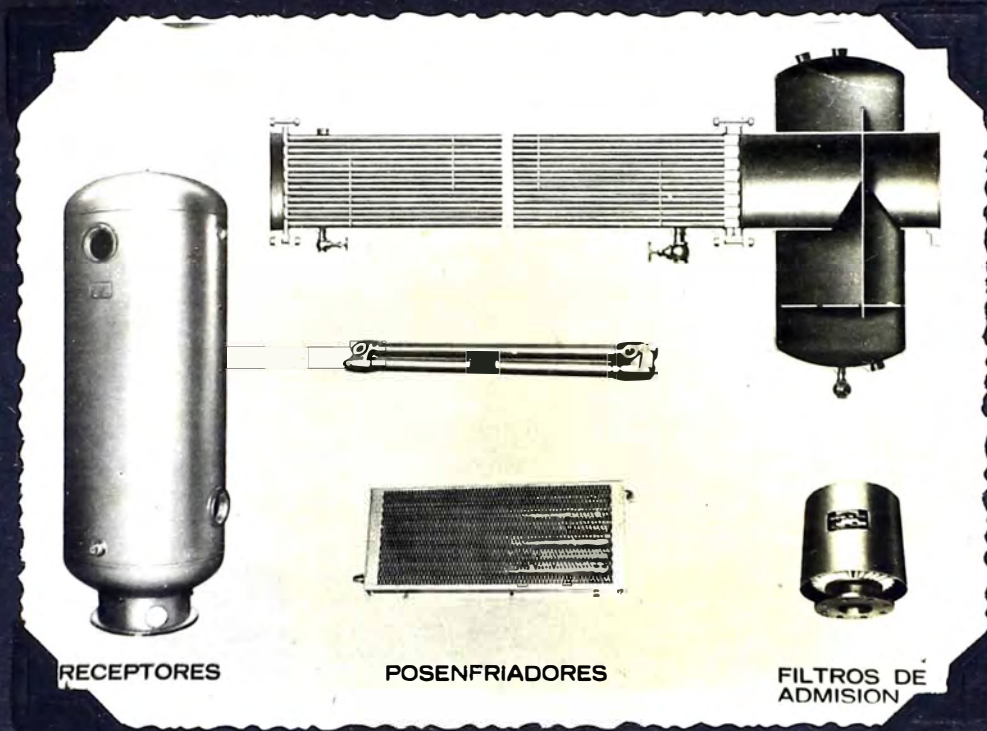


Figura 4.1.- Fotografía mostrando receptores, post-enfriadores y filtro de admisión

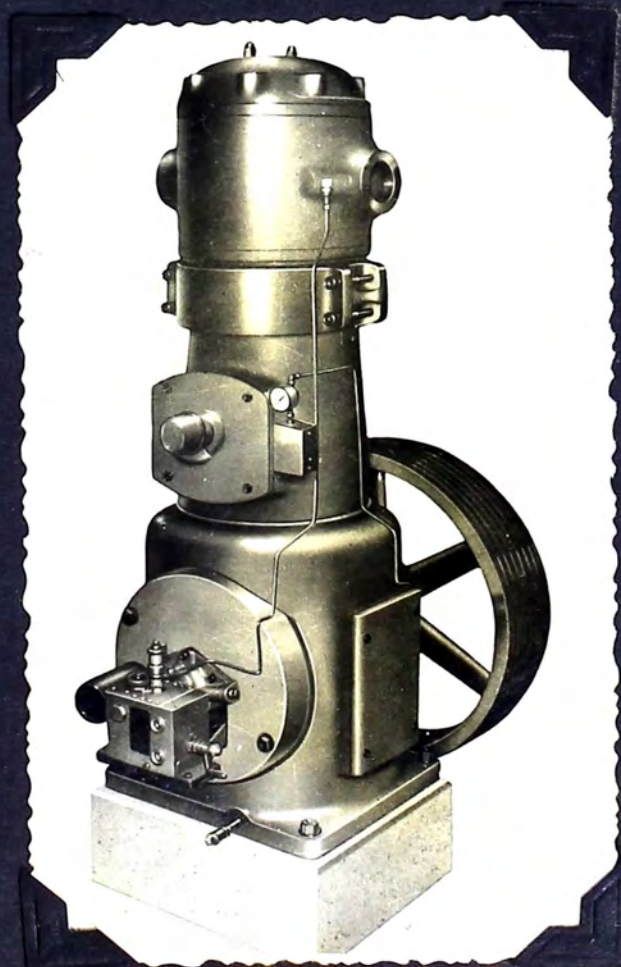


Figura 4.2.- Compresora vertical estacionaria

cada 100pies³ de de aire comprimido. Mayor cantidad de agua se requiere si está a mayor temperatura.

b.- Postenfriadores.- Sirve para enfriar el aire y remover la humedad entrante. De otro modo la humedad se extendería a la perforadora, lavando el lubricante, con el consiguiente recargo en su mantenimiento y reparación. También la humedad puede congelarse en las válvulas y en el reservorio obstaculizando seriamente su acción. Su forma es frecuentemente la de un tanque horizontal cilíndrico, semejante al reservorio interenfriador, pero acoplado a la trampa de drenaje. El aire pasa a través de un nivel y regresa a través del punto de descarga donde la humedad es atrapada y extraída casi completamente. La cantidad de agua a 60°F requerido por el postenfriador es alrededor de 4 galones por cada 100ps³ de aire libre comprimido en una compresora de simple etapa y alrededor de 2.5 galones por cada 100 ps³ de aire libre para una compresora de dos etapas.

6.- EL ACCESO DE AIRE.

El propósito del acceso de aire es proporcionar a la compresora aire limpio a la menor temperatura posible. El barro causa rápidamente el revestimiento de las válvulas y cilindros. Si el aire tiene mucho polvo se puede diseñar un filtro de aire, el mismo que debe ser limpiado a intervalos frecuentes

7.- TANQUES RECIBIDOR O RECEPTORES.

Es un elemento indispensable cuando el aire comprimido se produce en compresoras de flujo intermitente. La tabla 4.2 indica los tamaños y demás especificaciones de tanques receptores según las normas norteamericanas A.S.M.E. para diferentes capacidades de compresoras.

Tabla 4.2 .- Tamaño y demás especificaciones de tanques receptores según A.S.M.E.

Denominación A.S.M.E.	Diámetro inferior en pulg.	Largo pies	Capacidad de compresión ps ³ /min.	Volumen nominal	Tuberías de entrada y salida
w-1	12	3	30	2 1/3	2
w-2	14	4	65	4 1/2	2 1/2
R-3	18	6	95	11	3
R-4	24	6	185	19	4
R-5	30	7	305	34	6
R-6	36	8	450	57	6
R-7	42	10	640	96	6
R-8	48	12	1,275	151	8
R-9	54	14	1,900	222	10
R-10	60	14	3,000	275	12
R-11	66	18	4,500	427	14

Los tanques receptores son necesarios para:

- 1º.- Reducir las pulsaciones en las tuberías de transmisión cuando el aire comprimido ha sido producido en compresoras de flujo intermitente.
- 2º.- Proveer capacidad adicional momentánea de reserva cuando hay súbita demanda de aire comprimido en cantidad mayor a la capacidad de la compresora.
- 3º.- Instalar en ellas los elementos reguladores de presión a fin de que ésta se mantenga estable entre ciertos límites previamente fijado.
- 4º.- Permitir la remoción de la humedad condensada y del vapor de aceite.



Figura 4.3.- Compresora horizontal estacionaria

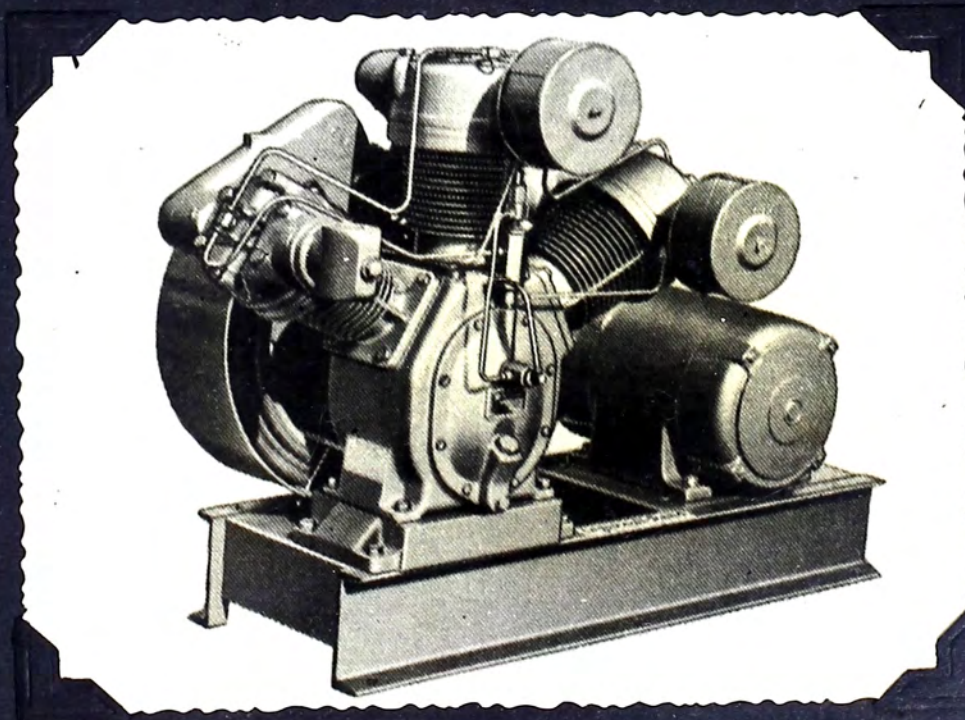


Figura 4.4.- Compresora en ángulo

8.- TIPOS DE COMPRESORAS.

Hay dos tipos de compresoras: la recíproca y la rotativa, de cada una de las cuales hay a su vez muchas variedades.

La figura 4.5 representa esquemáticamente las partes principales de una compresora recíproca. Como se puede observar en el esquema, el movimiento de rotación en el eje del cigüeñal, se transforma en un movimiento rectilíneo de vaivén del pistón, siendo la biela el elemento de conexión.

La figura 4.6 se muestra esquemáticamente una compresora rotativa del tipo de paletas deslizantes. El rotor se monta en un eje excéntrico con respecto a la envoltura cilíndrica. Las paletas pueden deslizarse en el rotor y son forzadas contra la envoltura por la fuerza centrífuga al girar el rotor. Se ve que el volumen entre las paletas es máximo en la parte derecha, donde está la admisión, y mínimo en la parte izquierda, donde está la entrega. Se realiza por lo tanto una acción de compresión del aire atrapado entre las paletas, por disminución del volumen de la cámara que lo aloja.

Las compresoras recíprocas pueden clasificarse según la disposición de los cilindros: en verticales, en horizontales o angulares. Según el número de ciclos, las compresoras de simple efecto o doble efecto, pueden ser de una, dos o más etapas. Según su instalación pueden ser portátiles, semi portátiles y estacionarios.

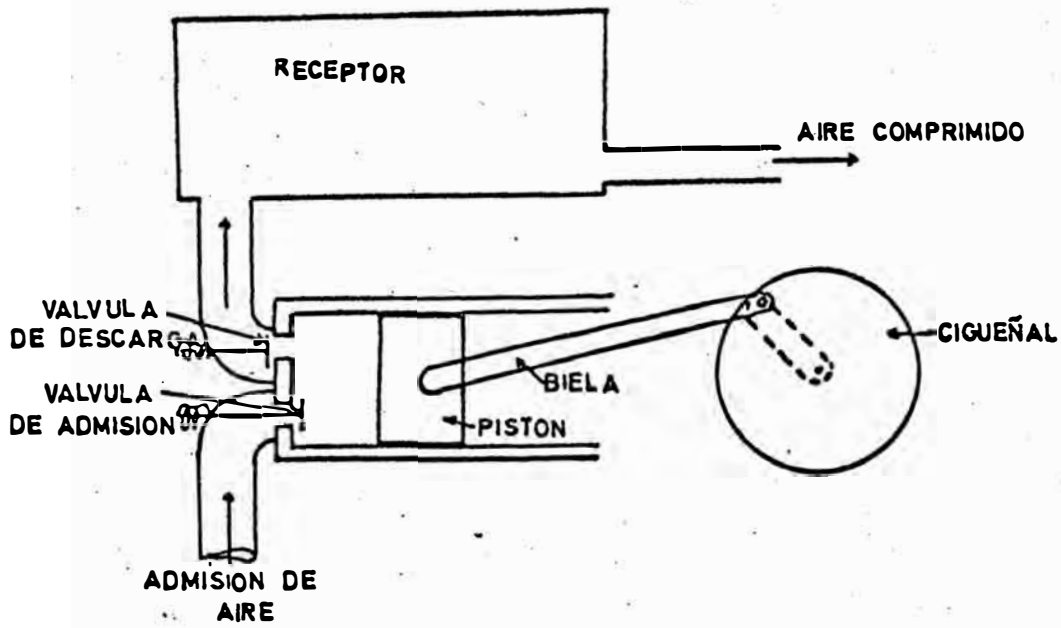


Figura 4.5.- Esquema de una compresora reciprocante

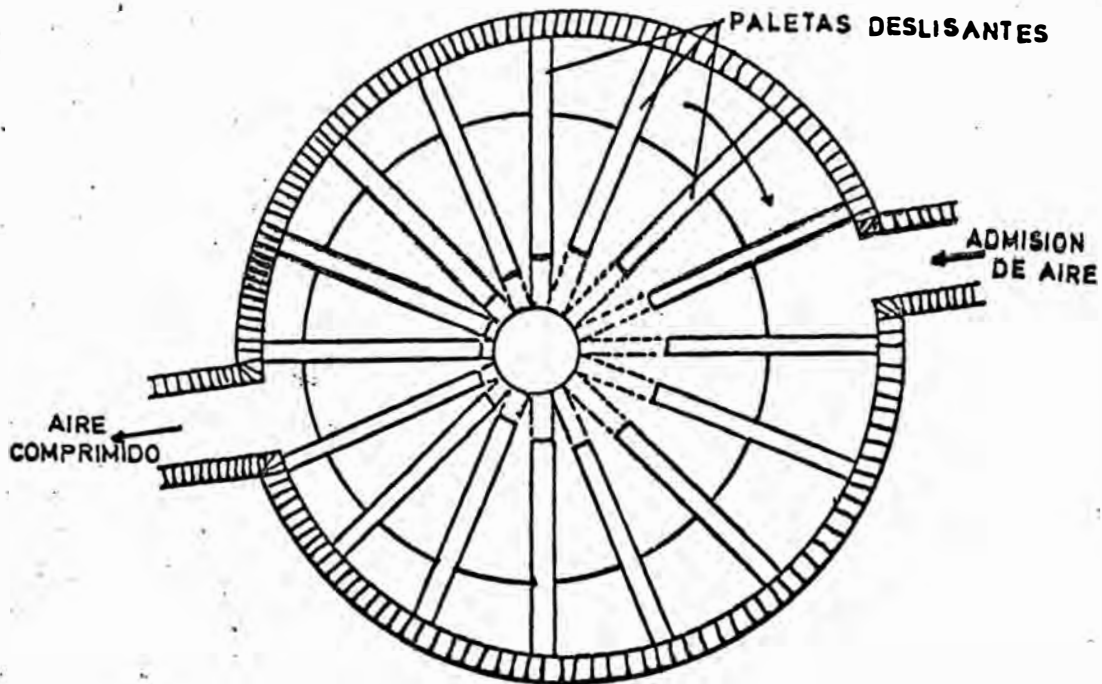


Figura 4.6.- Esquema de una compresora rotativa del tipo de paletas deslizante

9.- DIAMETRO DEL CILINDRO PA. RACOMPRIMIR UNA CANTIDAD DE AIRE DADO.

El tamaño de un cilindro para una compresora de múltiple etapa está basada en la cantidad de aire a ser comprimido. El cilindro de baja presión se determina primero. Los diámetros de los demás cilindros, son proporcionales a los cilindros de baja presión, de tal manera que, el trabajo hecho en cada cilindro es el mismo. La carrera del pistón es la misma para todos los cilindros.

Si V_1 = volúmen de los desplazamientos del cilindro de baja presión, en ps^3/min .

V_2 = volúmen de desplazamiento del cilindro de alta presión, en ps^3/min .

d_1 = diámetro del cilindro de baja presión, en pulgadas.

d_2 = diámetro del cilindro de alta presión, en pulgadas.

A = área del pistón del cilindro de baja presión, en pulg^2 .

L = longitud de la carrera, en pulgadas.

P_a = presión atmosférica absoluta, lb/pulg^2 .

P_1 = presión de descarga para el cilindro de baja presión, lb/pulg^2 .

P_2 = presión de descarga para el cilindro de alta presión, lb/pulg^2 .

r = razón de compresión.

Entonces:

$$V_1 = \frac{A \cdot L}{144 \times 12} = \frac{0.7854 \cdot d_1^2 \cdot L}{1728} \text{ pies}^3$$

6

$$d_1 = 47 \sqrt{\frac{V_1}{L}} \text{ pulgadas}$$

Como la carrera es la misma, la razón del volumen de los cilindros es proporcional a la razón del cuadrado de los diámetros, o sea la razón inversa de las presiones.

$$\left(\frac{d_2}{d_1}\right)^2 = \frac{V_2}{V_1} = \frac{P_a}{P_1} = \frac{1}{\frac{P_1}{P_a}} = \frac{1}{r}$$

Para una compresora de dos etapas:

$$\frac{1}{r} = \frac{1}{\left(\frac{P_2}{P_a}\right)^{1/2}} = \frac{P_a^{1/2}}{P_2^{1/2}}$$

o

$$\left(\frac{d_2}{d_1}\right)^2 = \left(\frac{P_a}{P_2}\right)^{1/2}$$

y

$$d_2 = d_1 \left(\frac{P_a}{P_2}\right)^{1/4}$$

De esto se deduce que el trabajo teórico del cilindro de alta presión es el mismo que el trabajo del cilindro de baja presión.

La corrección de la eficiencia volumétrica es hecho en el diámetro del cilindro de baja presión. La eficiencia volumétrica no es considerada en el cilindro de alta presión. El diámetro del cilindro de baja presión se incrementa en una cantidad para corregir el espacio muerto; por la fórmula siguiente:

$$\frac{x^2}{d_1^2} = \frac{100}{E_v}$$

o sea

$$x = d_1 \sqrt{\frac{100}{E_v}}$$

donde:

d_1 = diámetro del cilindro de baja presión, en pulgadas

d_2 = diámetro del cilindro de baja presión después de la corrección

E_v = eficiencia volumétrica

10.- POTENCIA REQUERIDA POR UNA COMPRESORA.

La potencia teórica se calcula por la fórmula siguiente:

$$HP = \frac{144 K P_a V_n}{33.000(n-1)} \left[\frac{\frac{n-1}{K n}}{\left(\frac{P_f}{P_a}\right)^{\frac{1}{n}} - 1} \right]$$

P_a = presión atmosférica absoluta, en lb/pulg²

V = volumen de aire a comprimirse, en ps³ de aire

P_f = presión absoluta final

n = razón de calores específicos = 1.4

K = número de etapas

Esta es la potencia indicada IHP, y representa la potencia requerida para la compresión de aire, mas no la potencia requerida para accionar la compresora. En efecto, siendo la compresora un elemento mecánico con piezas en movimiento, hay inevitables efectos friccionales que consumen parte de la energía con que la compresora es accionada. Por lo tanto la potencia total para accionar la compresora, que se llama potencia al freno (BHP), y se le encuentra por la razón siguiente:

$$BHP = \frac{IHP}{E}$$

done E es la eficiencia mecánica.

11.- EFECTO DEL INCREMENTO DE ALTURA.

Cuando una compresora es operada a una altura diferente al nivel del mar ocurren dos fenómenos:

a.-La capacidad disminuye

b.-La potencia requerida por unidad de volumen de aire comprimido disminuye.

a.- El volumen de desplazamiento y el volumen muerto es el mismo a cualquier altura; en cambio, la eficiencia volumétrica disminuye con la altura, desde que la eficiencia volumétrica es una función de la razón de compresión.

$$E_v = 1 + c(1-r^{1/n})$$

La razón de compresión aumenta con la altura, así, si comprimimos a 100 lb/pulg.² manométrica, la razón de compresión a nivel del mar es $\frac{114.7}{14.7} = 7.8$ y a 14,000 pies de altura $\frac{108.32}{8.32} = 13$ siendo evidente que la eficiencia volumétrica disminuye.

b.- La potencia requerida para comprimir el mismo volumen de aire es menor en altura que a nivel del mar, esto se puede demostrar mediante un ejemplo: se va a comprimir 100ps³ de aire libre a la presión manométrica de 100 lb/pulg.², la potencia requerida para una compresora de una sola etapa:

a nivel del mar

$$HP = \frac{144 \times 14.7 \times 100 \times 1.4}{33,000 \times 0.4} \left[\frac{\left(\frac{114.7}{14.7} \right)^{\frac{0.4}{1.4}}}{1} - 1 \right] = 16.9$$

a 14,000 pies de altura

$$HP = \frac{114 \times 8.32 \times 100 \times 1.4}{33,000 \times 0.4} \left[\left(\frac{108.32^{0.4}}{8.32} - 1 \right) \right] = 13$$

se ve que a 14,000 pies de altura es menor que a nivel del mar.

12.-AIRE REQUERIDO PARA LA PERFORACION

El consumo de aire para perforadora es una aproximación. Depende del diámetro de la perforadora, tipo de válvula y pistones, número de golpes por minuto, la dureza de la roca, experiencia del operador, condiciones de la perforadora, etc. Una guía para la estimación del consumo de aire de una perforadora lo proporcionan los mismos fabricantes. El consumo de aire libre varía directamente con la presión absoluta, así, si una perforadora consume 225 ps³/min de aire libre a la presión monométrica de 80 lb/pulg² el consumo de aire libre a la presión de 100 lb/pulg² es:

$$\frac{100 + 14.7}{80 + 14.7} \times 225 = 270 \text{ ps}^3/\text{min}$$

Además hay que considerar que el consumo de aire libre a nivel del mar es menor que en la altura, debiéndose corregir si la perforadora está en altura. El factor de corrección por altura se encuentra por la siguiente relación:

$$F = \frac{P_a P + P_l}{P_l P + P_a}$$

donde:

P_a = presión atmosférica absoluta a nivel del mar
 P_l = presión atmosférica absoluta a la altura deseada
 P = presión manométrica de trabajo de la perforadora

13.- CAPACIDAD DE UNA COMPRESORA PARA OPERAR MAS DE UNA PERFORADORA.

Se ha encontrado por la experiencia, como una regla, que el factor de carga para operar mas de una perforadora depende del número de perforadoras en uso al mismo tiempo. Para una sola perforadora, un 100 % de factor de carga es necesario, si se usa dos perforadoras, el factor de carga puede ser de 90 a 100 %; pero si se usa mas de dos perforadoras, es muy posible que no todas las perforadoras se operen al mismo tiempo. En la tabla 4.3 nos da el porcentaje del número total de perforadora en operación al mismo tiempo.

Tabla 4.3 .- Porcentaje del número total de perforadoras que operan al mismo tiempo

Nº de perforadoras	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	15	25	50	70
Porcentajes	100	90-100	90	85	82	80	77	75	72	71	65	55	51	47

La tabla 4.4 nos da el multiplicador para determinar la capacidad requerida de una compresora a diferentes alturas, evitando hallar el factor de corrección por altura y el factor de carga de simultaneidad. Así tenemos cuatro perforadoras a 9,000 pies de altura, el multiplicador es 4.39 y si el consumo de cada perforadora es de 270 ps³/min. a nivel del mar; la capacidad de la compresora para operar las cuatro perforadoras a 9,000 ps de altura es de 270x4.39=1185ps³/min.

Tabla 4.4.- Multiplicadores para en contrar la capacidad de una compresora para operar de 1 a 70 perforadoras a diferentes alturas s.n.m.

Altura en pies	Número de perforadoras																		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	15	20	25	30	40	50	60	70
0	1.00	1.8	2.7	3.4	4.1	4.8	5.4	6.00	6.5	7.1	8.1	9.5	11.7	13.7	15.8	21.4	25.5	29.4	33.2
1,000	1.03	1.85	2.78	3.5	4.22	4.94	5.56	6.18	6.69	7.3	8.34	9.78	12.05	14.1	16.3	22.0	25.26	30.30	34.2
2,000	1.07	1.92	2.89	3.64	4.39	5.14	5.78	6.42	6.95	7.6	8.67	10.17	12.52	14.66	16.9	22.9	27.28	31.46	35.52
3,000	1.10	1.98	2.97	3.74	4.51	5.28	5.94	6.6	7.15	7.81	8.91	10.45	12.87	15.07	17.38	23.54	28.05	32.34	36.52
4,000	1.14	2.05	3.08	3.88	4.67	5.47	6.15	6.84	7.41	8.09	9.23	10.83	13.34	15.62	18.01	24.4	29.07	33.52	37.8
5,000	1.17	2.10	3.16	3.98	4.8	5.62	6.32	7.02	7.61	8.31	9.48	11.12	13.69	16.03	18.49	25.04	29.84	34.4	38.84
6,000	1.20	2.16	3.24	4.08	4.9	5.76	6.48	7.2	7.8	8.52	9.72	11.4	14.04	16.44	18.96	25.68	30.6	35.4	39.84
7,000	1.23	2.21	3.32	4.18	5.04	5.9	6.64	7.38	7.99	8.73	9.96	11.68	14.39	16.85	19.43	26.32	31.36	36.16	40.84
8,000	1.26	2.27	3.40	4.28	5.17	6.05	6.8	7.56	8.19	8.95	10.21	11.97	14.74	17.26	19.9	26.96	32.13	37.04	41.83
9,000	1.29	2.32	3.48	4.39	5.29	6.19	6.96	7.74	8.38	9.16	10.45	12.26	15.09	17.67	20.38	27.6	32.13	37.04	41.83
10,000	1.32	2.38	3.56	4.49	5.41	6.34	7.13	7.92	8.58	9.37	10.69	12.54	15.09	17.67	20.86	28.25	32.5	37.02	42.83
12,000	1.37	2.47	3.70	4.66	5.62	6.57	7.4	8.22	8.90	9.73	11.1	13.02	15.44	18.08	21.64	29.32	33.66	38.8	43.82
15,000	1.43	2.57	3.86	4.86	5.86	6.86	7.72	8.58	9.30	10.11	12.58	13.58	16.03	18.77	22.59	30.6	34.94	40.28	45.48

14.- TRANSMISION DE AIRE COMPRIMIDO.

Siendo el aire comprimido un fluido que se encuentra a presión superior a la atmosférica, su transmisión debe efectuarse en ductos completamente cerrados, tales como tuberías.

Las dimensiones de las tuberías deben calcularse de manera que se utilice aquella de mas bajo costo, compatible con una eficiente transmisión. La primera dimensión de la tubería que debe considerarse, es el espesor; éste debe ser tal que resista, con un adecuado coeficiente de seguridad, la presión del aire que fluye por su interior. Es corriente el uso de tuberías de fierro negro para la transmisión del aire comprimido; en esta tubería se utiliza la denominación "negro" para indicar que no se ha efectuado sobre el acero ningún tratamiento adicional, como por ejemplo, el galvanizado, que consiste en recubrir la superficie interior y exterior de la tubería con una delgada capa de Zinc para evitar la corrosión.

Los fabricantes de tuberías las producen de cierto espesor, según el diámetro, en forma tal que se fabrican determinadas clases de tuberías; en consecuencia el diseñador no calcula los espesores de la tubería.

En cuanto al diámetro, el diseñador usará el criterio siguiente: debido a la fricción el aire comprimido que fluye por una tubería debe escogerse de modo que la inevitable pérdida de presión no exceda de un cierto valor a fin de que el aire comprimido llegue al lugar de utilización con cierta presión mínima.

La caída de presión se calcula por diferentes fórmulas y la mas común es la de D'Arcy

$$V = \frac{c d^5}{L} \frac{P_1 - P_2}{w}$$

donde:

V = volumen de aire comprimido en pies³/min a la presión de descarga P2

c = coeficiente que varía con el diámetro (ver tabla 4.5)

d = diámetro de la tubería en pulgadas

L = longitud en pies

P1 = presión manométrica inicial, en lb/pulg.²

P2 = presión manométrica de descarga, en lb/pulg.²

w = peso de aire en lb/ ps³ a la presión P1

Tabla 4.5 .- Valores de c

Diámetro de la tubería, en pulg.	c	Diámetro de la tubería, en pulg.	c
1	45.3	7	60.3
2	52.6	8	60.7
3	56.5	9	61.0
4	58.0	10	61.2
5	59.0	11	61.8
6	59.8	12	62.0

La siguiente fórmula de Weeks es:

$$P_2^2 = P_1^2 - \frac{0.00021 f Q^2 T L}{d^2}$$

donde:

P_1 = presión absoluta en el comienzo de la tubería, en lb/pulg.²

P_2 = presión absoluta en el final de la tubería, en lb/pulg.²

f = factor de fricción que depende del diámetro (ver fig. 4.6)

L = longitud de la línea de tubería en pies.

Q = flujo de aire comprimido en ps³/min., medido a la presión de 14.7 lb/pulg.² y 60°F.

T = temperatura absoluta del aire comprimido del aire en la tubería.

d = diámetro real de la tubería, en pulgadas.

Tabla 4.6 .- Valores de f

Diámetro nominal, en pulg.	f	Diámetro nominal, en pulg.	f
1/2	0.013	3 1/2	0.0054
3/4	0.0085	4	0.0052
1	0.0078	4 1/2	0.0050
1 1/4	0.0072	5	0.0049
1 1/2	0.0069	6	0.0046
1 3/4	0.0066	8	0.0042
2	0.0064	10	0.0040
2 1/2	0.0060	12	0.0038
3	0.0057		

La tabla 4.7 da la resistencia equivalente de accesorios roscado. Los accesorios con bridas tienen tres cuartos de la resistencia de los accesorios roscado de la tabla 4.7. Ultimamente, los fabricantes norteamericanos están usando la denominación de número de tipo (schedule number), en que el número de tipo es una aproximación de

la expresión

$$N^{\circ} \text{ tipo} = 1000 \text{ p/s}$$

donde:

p = presión interior, en lb/pulg.² manométrica

s = carga de trabajo aceptable, en lb/pulg.²

Hasta un diámetro nominal de 10" el tipo número 40 equivale a la tubería standard. Hasta 8" el tipo número 80 equivale al "extra fuerte".

Tabla 4.7 .- Resistencia equivalente de accesorios en pies de tubería recta.

Tamaño nominal de la tubería, en pulg.	Diám. int., tipo N° 40, en pulg.	Codo de 45°	Codo de 90°	Retorno cerrado 180°	Tee
1/2	0.622	0.73	1.55	3.47	3.10
3/4	0.824	0.96	2.06	4.60	4.12
1	1.049	1.22	2.62	5.82	5.24
1 1/4	1.380	1.61	3.45	7.66	6.90
1 1/2	1.610	1.88	4.02	8.95	8.04
2	2.067	2.41	5.17	11.17	10.3
2 1/2	2.469	2.88	6.16	13.7	12.3
3	3.068	3.58	7.67	17.1	15.3
4	4.70	10.1	10.1	22.4	20.2
5	5.047	5.88	12.6	28.0	25.2
6	6.065	7.07	15.2	33.8	30.4
8	7.981	9.31	20.0	44.6	40.0
10	10.02	11.7	25.0	55.7	50.0
12	11.94	13.9	29.8	66.3	59.6
14	13.13	15.3	32.8	73.0	65.6

C A P I T U L O V

C A R G U I O

1.- INTRODUCCION.

La roca al ser rota aumenta su volumen; este aumento se puede considerar en un 30 %. La capacidad de las máquinas de carguío generalmente se da en término de roca disgregada. En la tabla 5.1 se da los pesos aproximados de varios materiales, tanto in situ como disgregado. El carguío puede ser manual como mecánico. El carguío manual casi ha desaparecido con la aparición de máquinas cargadoras, sin embargo, el manipuleo se requiere para obtener un espacio suficiente para emplear máquinas cargadoras.

Tabla 5.1 .- Peso aproximado de varios materiales

Material	Peso aproximado lb/ps ³		Material	Peso aproximado lb/ps ³	
	In situ	Disgre.		In situ	Disgre.
Cemento Portland	—	95	Magnetita	375	200
Carbón, antracita	96	52	Potasa	130	70
Carbón	84	46	Cuarzo	165	90
Arcilla	---	95	Arena	---	100
Tierra	---	80	Sal	131	70
Galena	465	200	Arenisca	156	90
Granito	175	100	Equisto	175	98
Grava	---	90	Arcilla equistosa	170	90
Yeso	145	80	Pizarra	182	100
Hematita	310	165	Basalto	195	110
Caliza	170	97	Blenda	255	135

2.- CARGUIO MANUAL.

Este sistema es duro para los hombre encargados, debién dose alternar con trabajos menos agotadores, tales como acomodando o empujando carros. Un hombre necesita 0.8 m a 1 m de espacio y una cuadrilla de 6 hombres pueden crgar un carro de 0.45 m^3 en 3 a 4 minutos a una velocidad apróximada de $7 \text{ m}^3/\text{hr}$. El rendimiento general calculado es de 0.4 m^3 a 0.5 m^3 por hora hombre, considerando todas las pérdidas de tiempo. El paleo sobre suelo rocoso es la peor forma posible, para facilitar el carguío manual se coloca tableros o planchas de hierro, ofreciendo un piso liso. Además, los carros deben ser bajos y anchos pa ra facilitar el carguío de grandes bloques.

3.- SCREPEERS

También llamados cuchara de arrastre o rastrillo; se utilizan mucho en la industria minera; se emplean también en túneles. El scraper necesita una buena parte de obra de mano por que no trabaja bien pegado al frente o a las paredes.

El rastrillo o cuchara 1 (cajón abierto por arriba y abajo), movida por el cabrestante o winche 2, por intermedio de cables de carga 3 y de retorno 4 y de la polea de retorno 5, realiza un movimiento de vaivén, arrastrando la roca en la dirección del transporte (fig. 5.3).

El scraper para túneles está montado sobre una rampa de deslizamiento, cuyo ángulo es apróximadamente 20° ; en el tren de carros se encuentra un winche que jala el rastrillo como se muestra en la figura 5.1.

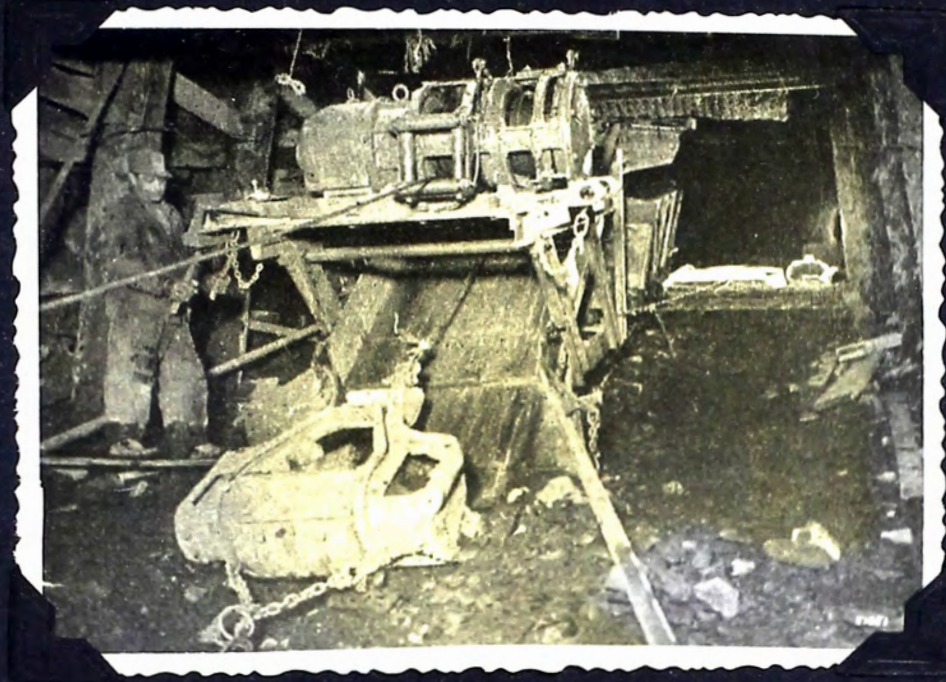


Figura 5.1.- Rampa de deslizamiento sobre el cual está colocada un winche para cargar vagonetas

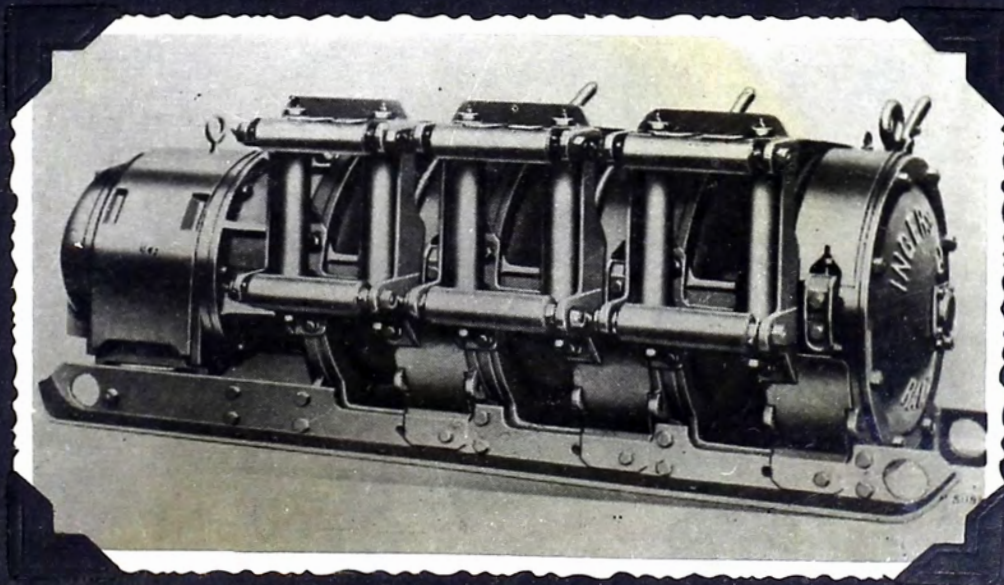


Figura 5.2.- Fotografía mostrando un winche de tres tambores

Los cabrestantes para scraper se construyen de 2 ó 3 tambores; los primeros se utilizan en transporte según una recta, mientras que los de 3 tambores se utilizan en frentes grandes (fig. 5.4)

Los rastrillos se dividen en dos tipos: el de cajón o cerrado, y el de asadón o abierta. El primero se utiliza para transporte de rocas blandas, bien disgregadas, con peso del material poco elevado, con ángulo de penetración (ángulo de inclinación de la pared trasera) de 35°, 45° y 40°. El segundo se utiliza para material de tamaño desigual, pesado y capaz de compactarse, con ángulo de penetración de 45°, 50°, 55° y 60°. Un tercer tipo se hace con la combinación de estos dos tipos básicos, colocándose una pequeña plancha a los costados o dos planchas que se unen según un ángulo (fig. 5.5d). La tabla 5.2 da las capacidades de los tres tipos de rastrillos.

Tabla 5.2 .-- Capacidades aproximada de los rastrillos, en pies³

Ancho en pulgadas	Asadón Altura 20 pulg	Combinado	Cajón
34	6	7.5	8.5
40	8	10	12
46	11	13.5	16
	Altura 22 pulg		
48	13	16.5	19
54	17	21	24
60	21.5	26	30
7a	29.5	37	43
84	40	50.5	58.5
90	46	58	67

Los cables para scraper de uso general son de 6 torones con 19 alambres cada uno, aunque también se usan los de 3 x 19; los diámetros de uso general se muestra en la tabla 5.3 con límites de ruptura



Figura 5.3.- Esquema de instalación de un scraper de dos tambores

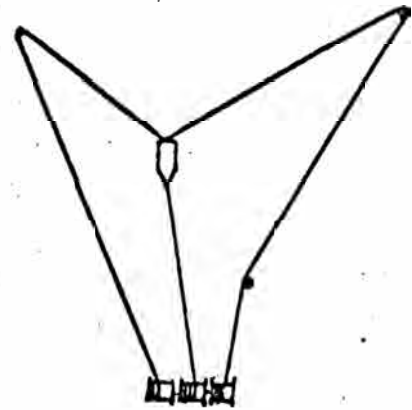
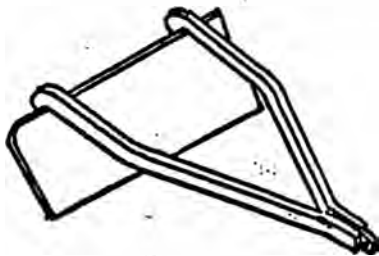
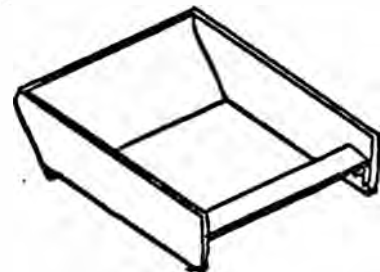


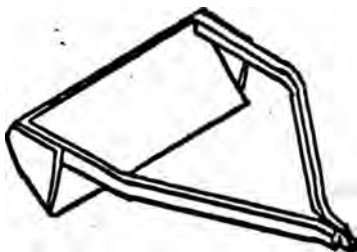
Figura 5.4.- Esquema de instalación de un scraper de tres tambores



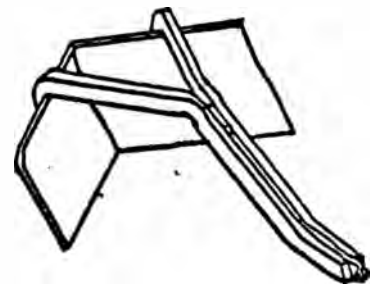
(a)



(b)



(c)



(d)

Figura 5.5.- Tipos de rastrillo. (a) asadón o abierta, (b) cajón o cerrada (c) y (d) combinado

T.Y.T.

ra entre 140 y 160 Kg/mm².

Tabla 5.3 .- Diámetro de los cables de uso general en rastrillo.

Diámetro del cable en Pulg.	HP	Diámetro del cable en pulg.	HP
5/16	5	3/4	40 a 50
3/8	7 1/2 a 10	7/8	75
1/2	15 a 20	1	100
5/8	25 a 30		

Los motores que accionan los winches pueden ser eléctricos o de aire comprimido. Los primeros son mas baratos, pero en las minas se prefieren los de aire comprimido ya que disponen de este aire.

a.- Cálculo para la instalación de scraper.- La capacidad de un scra - per varía con el tipo, características del material a rastrillar, la velocidad promedio del cable, la distancia de arrastre y las limitaciones de espacio impuesta por las condiciones de la labor.

La duración del ciclo de movimiento del scraper se ha - lla con la fórmula siguiente:

$$t = \frac{L}{V_c} + \frac{L}{V_v} + t_1 + t_2 \quad (1)$$

donde:

L = longitud de rastrillaje

V_c y V_v = velocidades de tracción con carga y en vacío

t₁ y t₂ = tiempo utilizado para el cambio de sentido de la marcha que varía entre 1 a 2 segundos

El número de ciclos por hora:

$$n = \frac{3600}{t} \quad (2)$$

Capacidad de una instalación de scraper por hora:

$$Q = \psi V n \quad (3)$$

donde:

ψ = grado de llenado del rastrillo, varía de 0.7 a 0.8

V = volumen del rastrillo

n = número de ciclos por hora

El rendimiento de una instalación de scraper se halla por la ecuación siguiente:

$$R = Q \gamma \quad (4)$$

donde :

γ = peso del material disgregado en Kg/m³ o lb/ps³

Sustituyendo en la ecuación (4) los valores de (1), (2) y (3), tenemos:

$$R = \frac{3600 \cdot V}{\frac{L}{V_c} + \frac{L}{V_v} + t_1 + t_2}$$

Aquí se ve que con el aumento de la distancia de rastri llaje, con capacidad fija del scraper, disminuye el rendimiento.

Además la ecuación (1) es el tiempo teórico de duración del ciclo de movimiento; no se considera la pérdida de tiempo, dependiendo ésta de la experiencia y eficiencia del personal.

La capacidad también puede encontrarse por la relación siguiente:

$$C = \frac{V \times T \times E}{2 L}$$

donde:

L = longitud de rastrillaje

V = velocidad promedio del cable

T = tiempo de rastrillaje total

E = eficiencia total, que difícilmente pasa de 50 %

La experiencia ha demostrado que la eficiencia varía de 45 % a 75%, dependiendo ésta de la eficiencia del personal, simplicidad del diseño y eficiencia de excavación del rastrillo.

La velocidad depende del material que se va a jalar; hay que considerar que la velocidad de retorno (vacío) es mayor que la velocidad con carga. Lewis da un rango de variación de 100 a 400 ps/min, siendo ésta el promedio cuando se rastrilla de 25 a 150 pies de longitud. Novitzky da una variación de 0.7 a 1.6 m/seg. (138 a 315 ps/min) con carga y vacía hasta 2.4 m/seg (9470 ps/min). La velocidad vacía del rastrillo se considera 1/3 mayor que el rastrillo cargado.

b.- Potencia del motor.- El tamaño del rastrillo es determinante para la tracción del cable, donde la potencia requerida del motor es una función directa de la tracción del cable y la velocidad del cable con carga.

La tracción del cable se encuentra por la siguiente fórmula:

$$P = C \times W$$

donde:

C = coeficiente de fricción

W = peso del rastrillo más el peso del material

El coeficiente de fricción varía de 0.5 a 1.0 según la rugosidad del piso y material que se jala. Si el piso es liso y el ma-

terial fácil de rastrillar, tales como carbón, cemento, arena o arcilla, y, si el material es pesado y el piso rugoso, el coeficiente toma cerca de 1.0. Para condiciones intermedias se toma valores entre los límites dados.

$$HP = \frac{P(lb) \times Vc (ps/min)}{33,000}$$

Cuando se rastrilla sobre un plano inclinado, la tracción del cable aumenta o disminuye según sea el rastrillaje hacia arriba o hacia abajo. La tabla 5.4 da los porcentajes según el grado de inclinación

Tabla 5.4 .- Porcentajes según la inclinación de rastrillaje.

Angulo	Hacia arriba	Hacia abajo
	mayor	menor
10	15	20
20	30	40
30	35	65
45	45	Roda sola

4.- CARGADORES MECANICOS.

Entre estas tenemos las palas mecánicas sobre carril o sobre oruga, y los cargadores Conway. Estas máquinas pueden ser accionadas por aire comprimido o por electricidad. Estas máquinas son de alto costo inicial y se usan en la excavación de túneles de gran sección y generalmente tienen acoplados gran cantidad de carros.

a.- Palas mecánicas.- Sus partes principales son: bastidor desplazable, cuerpo giratorio y mecanismo de oscilación, con la pala. En el trabajo



Figura 5.6.- Pala mecánica

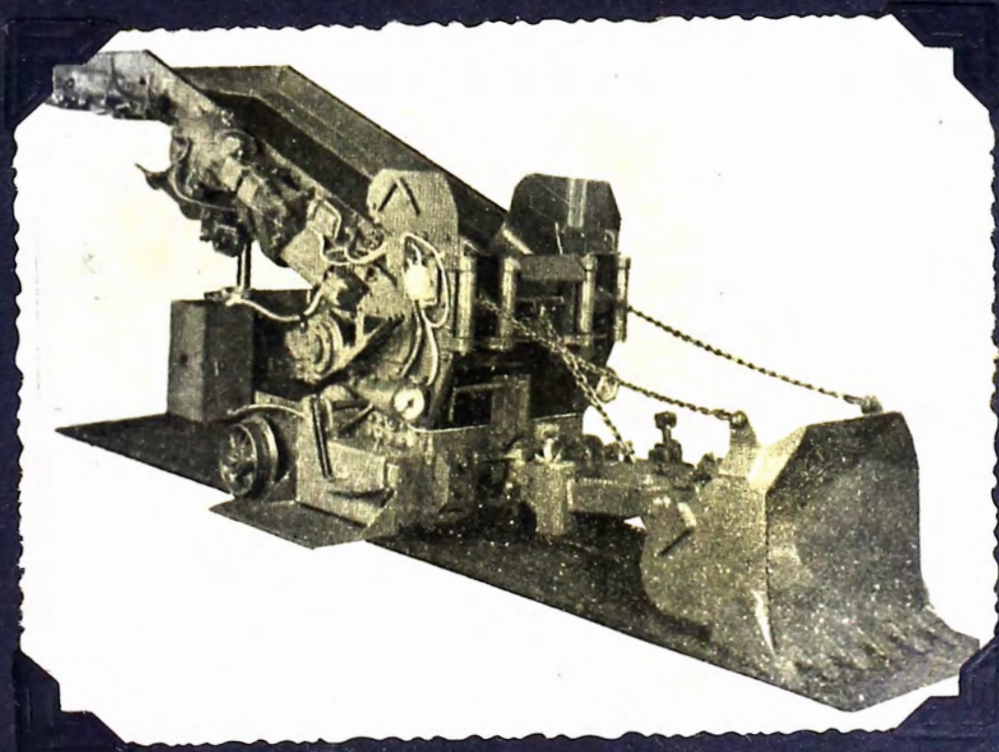


Figura 5.7.- Gargador conway

mediante el avance de la cargadora, la pala se introduce en el material para recoger las rocas desde el suelo; después, la máquina retrocede y al mismo tiempo la cuchara se levanta y vuelca su carga hacia atrás, en el carro enganchado con la cargadora.

Entre el esfuerzo de empuje F de la cargadora y el peso adherente P debe existir la relación:

$$F \leq 1000 P \psi - \Sigma W$$

donde:

ψ = coeficiente de adherencia entre las ruedas con los carriles o de las orugas con el piso.

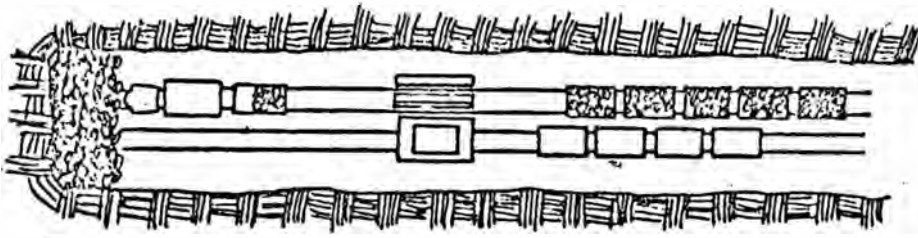
ΣW = suma de resistencia de la máquina.

Las palas mecánicas sobre carriles necesitan doble vía cerca del frente; pero la vía sobre la cual no se desplaza, sirve para colocar los carros vacíos, las que se van colocando sobre la vía de carga, una por una. En la figura 5.8 se ven algunos métodos de carguío para palas cargadoras sobre vía y la tabla 5.5 da las performances promedio para cargar vagonetas.

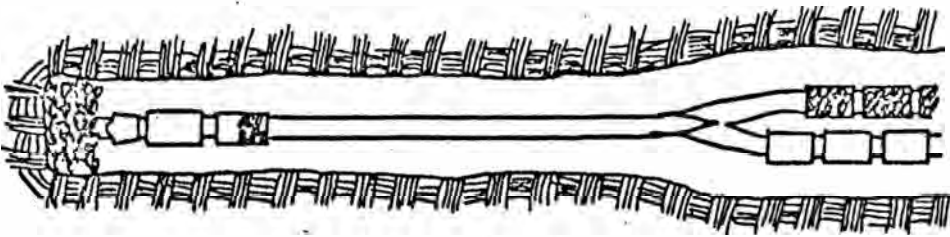
Tabla 5.5 .- Carguío con cargadoras mecánicas.

Tamaño de los carros	Promedio de paladas que requiere	Tiempo promedio de llenado
14 - 16 ps ³ (3/4 ton)	4 1/2	1 minuto
30 ps ³ (2 ton)	11	2 minutos
52 ps ³ (4 ton)	17	4 minutos

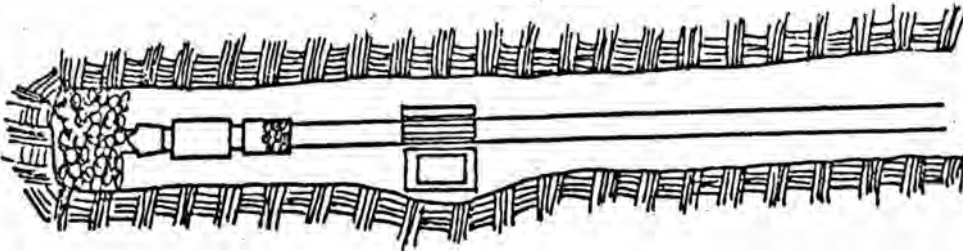
Las palas mecánicas sobre orugas no necesitan vías y pueden cargar carros ubicados a su costado y detrás. El extremo trasero de esta pala puede protegerse con madera antes del disparo, evitando que se la troya



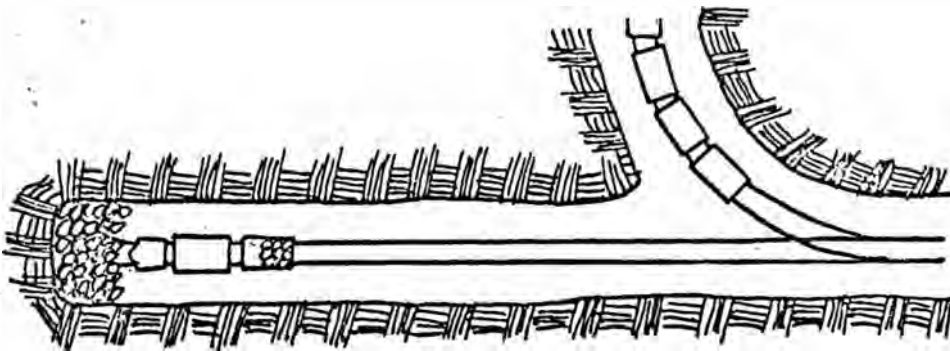
(a) Placa de maniobra sobre una vía doble



(b) Una vía simple en el frente cerrada con una doble vía



(c) Placa de maniobra en una vía simple



(d) Servicio de vagonetas en dos frentes, tales como una lateral y un crucero

que retirar lejos durante esa operación. Estas palas son extremadamente pesadas y su ancho dificulta el paso del jumbo cuando se usa este equipo para perforar el frente. Estos se utilizan generalmente en túneles de gran sección.

b.- Cálculo de la capacidad de la pala mecánica.- La capacidad de la carga de la palase encuentra por la fórmula siguiente:

$$Q = \frac{60 V_c K_l K_d K_u}{t_1} \quad m^3/min \text{ ó } ps^3/min$$

donde:

V_c = volumen de la cuchara, m^3 ó ps^3

t_1 = duración del ciclo de excavación, segundos

K_l = grado de llenado de la cuchara, entre 0.2 a 1.0, valores mayores para máquinas pesadas y material fino

K_d = coeficiente de dificultad de la carga, entre 0.2 y 1.0, valores mayores para material liviano y fino

K_u = coeficiente de utilización de la máquina y se encuentra por la siguiente relación:

$$K_u = \frac{\frac{V_v t_1}{V_c K_l K_d}}{\frac{V_v t_1}{V_c K_l K_d} + t_2 + \frac{t_3}{Z}}$$

donde:

V_v = capacidad del carro, m^3 ó ps^3

t_2 = tiempo utilizado para el cambio de una vagoneta, minutos

Z = números de carros en el tren

t_3 = duración de cambio del tren de carros, minutos

c.- Cargador Conway.- Consiste de una cuchara que gira y está articulada a la armadura, que cuando se levanta lanza el desmante sobre una faja transportadora y se desliza sobre ella, descargando en los carros; tienen dos cadenas que agarran cada esquina de la cuchara, templando cualquiera ^{de} éstos por medio de los tambores, la cuchara gira bien sea a la izquierda ó a la derecha, si se tiemplan ambas simultáneamente, la cuchara se levanta girando alrededor de la articulación, hasta que el contenido se deslice sobre el delantal receptor del desmante. Además levantando la cuchara se inclinará la palanca receptora, para deslizar el desmante sobre la faja transportadora. La cuchara se llena avanzando toda la máquina sobre el montón de desmante. El carro vacío se acopla directamente a la máquina por medio de una barra de tracción plegada; después de que se eleva la parte trasera del carro, se suelta la barra plegadiza y se llena la parte delantera. Causando los carros son extremadamente largos, existen barras plegadizas en tres posiciones, para llenar las cargas correctamente.

5.- FAJAS TRANSPORTADORAS.

Este medio para cargar carros, se usa con gran ventaja, aún con el carguío manual, tanto en túneles en roca como en terreno suelto. El transportador de faja puede ser de cualquier longitud deseada sobre la hilera de carros, es decir sobre la longitud del tren total. La alimentación puede ser manual o mecánica, en que se coloca una tolva en conexión con la faja, la cual se extiende sobre una armazón des-

lizante, sobre un total de carros, al comenzar el ciclo de carguío se coloca una fila de carros vacías debajo del armazón. Cuando se llena un carro, la locomotora avanza la longitud de un carro, para llenar el siguiente.

Las fajas transportadoras se fabrican de caucho flexible, aunque las hay de acero. Las fajas pueden ser accionadas por un motor eléctrico o de aire comprimido.

C A P I T U L O V I

T R A N S P O R T E

A .- LA VIA

La vía está constituido por el conjunto de carriles, de los durmientes y el balasto, así como las dispositivos de uniones entre carriles y entre traviesas y carriles. Su papel como soporte del material rodante en la eficiencia del acarreo es importante y se le debe dar una consideración apropiada.

1.- EL CARRIL.

También se le conoce como riel. Se clasifica teniendo en cuenta el peso por unidad de longitud (lb/yd ó Kg/m). En el mercado se vende por toneladas, para lo cual el comprador debe asegurarse si la cotización es por toneladas cortas o largas. Las longitudes normales son de 30 pies para carriles de 45 lb/yd y de 35 pies para 50lb/yd o mas pesadas. La tabla 6.1 da el peso de los carriles según el peso de la locomotora.

Los carriles no deberán ser muy ligeros, porque se producen frecuentes descarrilamientos y excesivo mantenimiento. La rigi -

Tabla 6.1 .- Peso de los carriles según el peso de la locomotora.

Peso de la locomotora	1/2	2	2 1/2	3	3 1/2	4	5	7	8	9	13	15	20	25	30
Mínimo de carril (lb/yd)	8	12	12	16	16	16	16	20	20	25	30	40	50	60	75
Peso recomendado	12	16	20	20	20	25	25	30	30	30	40	50	60	70	80

dez de un carril o su habilidad para soportar carga con un mínimo de flexiónvaría como el cuadrado de su peso. La resistencia o habilidad de conducir una carga sin romperse como 3/2 del peso del carril. La resistencia al desgaste depende de la cantidad de metal en el carril; los carriles standard de la American Society of Civil Engeneering tiene aproximadamente 42 %, 21 %, 37 % respectivamente en la cabeza, alma y patín (ver fig. 6.1).

Cuando se usa locomotora de trolley, los carriles deben servir también para cerrar el circuito por tierra. Debido a la baja conductividad del fierro, el peso de carril necesario puede estar gobernado por la conductividad antes que por la carga sobre las ruedas.

a.- Colocación.- Los carriles pueden colocarse verticalmente sobre los durmientes. Sin embargo puede colocarseles en forma inclinada, como se muestra en la figura 6.2; esta inclinación corresponde a la que tienen las ruedas; mejorándose así el contacto carril rueda; también mejora mucho la estabilidad de los carriles, que cuando están sometidos a esfuerzo transversales tienden a volcarse, sobre todo en las curvas.

b.- Uniones.- son las partes débiles de las filas de carriles, por lo que debe dársele una gran importancia. Las dos formas clásicas de uniones son: el eclisado y la soldadura.

Las eclisas, son placas de acero que se coloca a uno y a otro lado de los carriles, entre la cabeza y el patín. Se mantiene colocado mediante cuatro pernos como mínimo (ver fig. 6.3). También hay eclisado sin pernos, para evitar perforar los carriles en sus extremos (fig. 6.4). Este tipo se usa en las vías de poco tráfico

La soldadura, se hace eléctricamente o por aluminotermia. Esta forma de unión evita los choques de las ruedas con los extremos de los rieles.

Su mayor ventaja está cuando se usa locomotoras de trolley, pero es cara.

c.- Trocha.- Es el ancho de la vía, es decir el espaciamiento entre cada carril. En túneles la trocha varía de 0.60 a 1 m. En los países de habla inglesa son de 24 a 36 pulgadas; excepcionalmente emplean de 30, 42 y 56 1/2 de pulgadas. Entre nosotros es popular la vía de 0.5 m de trocha.

Desde que el ancho de las locomotoras y carros son dos veces el ancho de la vía y desde que es necesario el paso para dos carros en el túnel, la trocha debe ser aproximadamente 1/4 del ancho del túnel o menos. El factor más decisivo en la elección de la trocha es el tipo de equipo del cual se dispone; pero otro factor que gobierna la trocha, es la estrechez de las curvas. Las curvas más cerradas deben tener la trocha más pequeña; además hay que considerar un espacio para el paso de los hombres (0.70m, según el reglamento de seguridad e higiene para la industria minera).

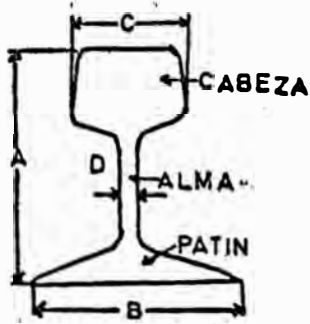


Figura 6.1.- Perfil de un carril

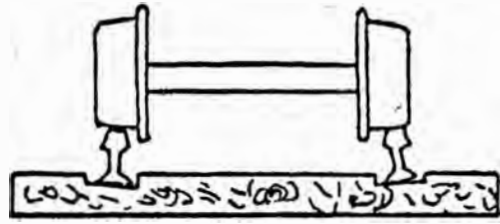
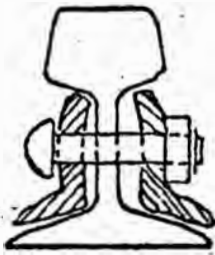
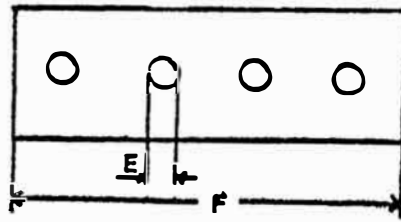


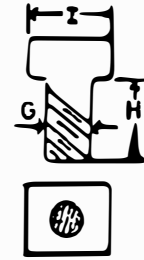
Figura 6.2.- Inclinación de los carriles



(a)



(b)



(c)

Figura 6.3.- Eclisas. (a) perfil de un eclisado, (b) eclisa, (c) perno y tuerca

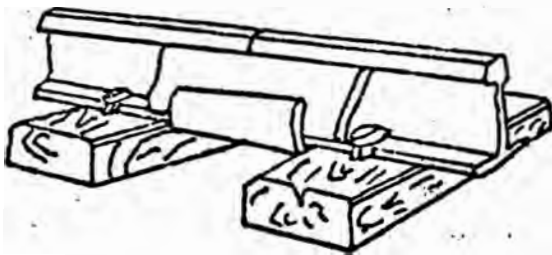
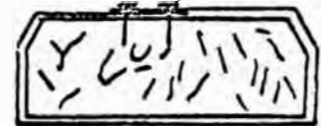


Figura 6.4.- Eclisado sin tornillo



(a)



(b)

Figura 6.5.- Refuerzo de durmientes de madera. (a) con una S. (b) zunchado

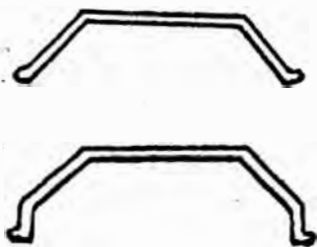


Figura 6.6.- Perfiles de durmientes metálicos

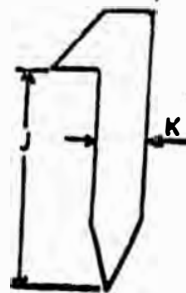


Figura 6.7.- Escarpia

2.- DURMIENTES.

Se conoce también como traviesas. Son los elementos que soportan los carriles y las mantiene con la separación debida.

a.- Tipo de durmientes.- La mas difundidas son las de madera y las metálicas.

Los durmientes de madera deben ser duros y elásticas y presentan las siguientes ventajas:

- Facilidad de colocación, permitiendo verificar las uniones y separaciones diferentes.

- Posibilidad de establecer circuitos eléctricos, indispensable para la señalización automática.

Entre las desventajas tenemos: la putrefacción y el aplastamiento.

- La putrefacción, que se produce rápidamente en el pino y también en el abeto, se evita con el empleo de durmientes de roble, mucho mas caras, pero que duran de 10 a 15 años. Además se pueden impregnar con creosoto a presión elevada, ya que el creosotado superficial apenas tiene efecto.

- el Aplastamiento se evita hundiendo una pieza metálica en forma de S (fig. 6.5a) o el zunchado de los extremos (fig. 6.5b)

La longitud de los durmientes se recomienda que sea dos veces la que tenga la trocha o cuando menos, la trocha más 24 pulgadas. El espesor "a" y el ancho "b" del durmiente se encuentra por las ecuaciones siguientes:

$$a = J + 1/4$$

$$b = 1.375 J$$

donde J es la longitud de la escarpia (ver figura 6.7)

El espaciamiento de los durmientes está gobernado por la carga, la frecuencia del tren, la naturaleza del balasto y el peso del carril.

Los durmientes de metal son atacadas por el ácido, se deforman por los descarrilamientos y son mas caras que los de madera. Se usan en vías ligeras y provisionales, por ser fácil de colocar y por que se recuperan fácilmente. En la figura 6.6 se ven los perfiles especiales de este tipo de durmientes.

b.- Fijación del carril sobre las traviesas.- Esto se efectúa por medio de escarpia y tirafondos.

Las escarpias son una especie de clavos que se introducen en la madera con un martillo y cuya cabeza sujeta el patín del carril. Sobre la longitud recomendada de las escarpias ver la tabla 6.2 que da la A.S.C.E.S. para los diferentes pesos de los carriles.

El tirafondo son es un tornillo para madera, cuya cabeza alargada, para que se apoye sobre el patín, lleva una sección cuadrada sobre la cual puede adaptarse una llave de apriete.

La variedad de esfuerzos a que están sometidos los carriles, que se transmiten en las escarpias y tirafondos obligan a que éstas deben ajustarse periódicamente.

Tabla 6.2 .- Dimensiones del carril y sus accesorios de fijación y uniones según el peso de los carriles de acuerdo con la A. S. C. E. S.

Peso lb/yd	Carril, pulg			Eclisas en pulg		Pernos y tuercas en pulgadas			Escarpas en pulg	
	A=B	C	D	E	F	G	H	I	J	K
8	1 9/16	13/16	5/32	1/2	1 1/8	3/8	1/2	5/8	2 1/2	5/16
10	1 3/4	15/16	3/16	1/2	1 1/8	3/8	1/2	5/8	2 1/2	5/16
12	2	1	3/16	5/8	1 1/8	1/2	3/4	13/16	3	3/8
14	2 1/16	1 1/16	1/4	5/8	1 1/8	1/2	3/4	13/16	3	3/8
16	2 3/8	1 11/64	7/32	3/4	1 1/8	1/2	3/4	13/16	3 1/2	3/8
20	2 5/8	1 11/32	1/4	3/4	1 1/8	1/2	2	13/16	3 1/2	3/8
25	2 3/4	1 1/2	1 9/64	13/16	1 1/8	5/8	2 1/4	1	4	1/4
30	3 1/8	1 11/16	2 1/64	13/16	1 1/8	5/8	2 1/2	1	4	1/2
35	3 5/16	1 3/4	23/64	13/16	1 1/8	5/8	2 3/4	1	4 1/2	1/2
40	3 1/2	1 7/8	25/64	7/8	20	3/4	3	1 3/16	5	1/2

3.- EL BALASTO

Se desprecia muchas veces y las vías se deterioran por la inexistencia de este elemento que tiene por función dar un buen asiento a los durmientes y anular los esfuerzos transversales de la vía; además sirve para drenar las aguas y mantener así los durmientes secos.

El balasto deberá estar constituido por materiales y calibrados. Una primera capa ofrecerá un asiento regular a los durmientes, que deberá tener de 10 a 15 cm (4 a 6 pulg.) para que los durmientes queden a cubierto de las aguas; pero, para oponerse a los desplazamientos laterales de la vía, se necesitará una segunda capa de balasto que rodee totalmente a las traviesas hasta su nivel superior.

4.- GEOMETRIA DE LA VIA

Esto es la pendiente, el peralte y el radio de curvatura:

a.- Pendiente.- Determina el número límite de vagonetas que una locomotora puede arrastrar. Es muy importante que la pendiente sea favorable (hacia abajo) cuando el tren está cargado y, además, sirve para drenar las aguas.

b.- Peralte.- Esta es la diferencia de altura entre dos carriles de una vía en una curva. Este peralte debe ser suficiente para que la fuerza centrífuga que se produce en las curvas impida que las vagonetas se vuelquen o descarrilen, es decir que debe existir la siguiente relación:

$$F = 0.08 P$$

donde:

F = es la fuerza centrífuga

P = es el peso total del carro

El peralte se encuentra por la ecuación siguiente:

$$d = 0.0699 \frac{V^2 E}{R}$$

donde:

V = velocidad en millas por hora

E = trocha en pulgadas

R = radio de curvatura en pies

Es necesario que la trocha en las curvas sea mayor, ya que las pestañas de las ruedas rozarían con los carriles. Esta cantidad mayor se encuentra por la siguiente ecuación:

$$s = \frac{2 L r h}{R}$$

donde:

L = distancia entre ejes de las ruedas

r = radio de las ruedas

h = altura de las pestañas

R = radio de curvatura

c.- Radio de curvatura.- El radio de curvatura debe ser tan grande como sea posible, ya que las curvas en las vías aumentan la potencia necesaria para mover una vagoneta. El radio de curvatura depende de las distancias entre ejes de las ruedas, de la trocha y del diámetro de las ruedas. En cualquier caso el radio de curvatura no debe ser menor de seis veces la distancia entre ejes de las ruedas.

La tabla 6.3 da el radio de curvatura mínima según la distancia entre ejes de las ruedas y el diámetro de las ruedas de las locomotoras.

Tabla 6.3 .- Radio de curvatura mínima, en pies; sobre el cual pasará la locomotora.

Distancia entre ejes	Diámetro de las ruedas, pulgadas										
	14	16	18	20	22	24	26	28	30	33	36
18	6										
20	7	7									
22	7	8	8								
24	8	8	8	8							
26	8	8	8	9	9						
28	9	9	9	10	10						
30	10	10	10	11	11	11					
34	11	11	11	12	12	12	13				
36	12	12	12	13	13	13	14				
38	12	12	12	14	14	14	15	15			
40	13	13	13	14	14	14	16	16	16		
42	14	14	14	15	15	15	16	16	16		
44	15	15	15	16	16	16	17	17	17	20	
48	16	16	16	17	17	17	19	19	19	22	22
54		18	18	19	19	19	21	21	21	25	25
60		18	20	21	21	21	23	23	23	28	28
66			22	23	23	23	26	26	26	31	31
72			25	26	26	26	28	28	28	34	34
84			29	30	30	30	33	33	33	39	39
96				34	34	34	37	37	37	45	45
108				39	39	39	43	43	43	51	51
144				52	52	52	56	56	56	68	68

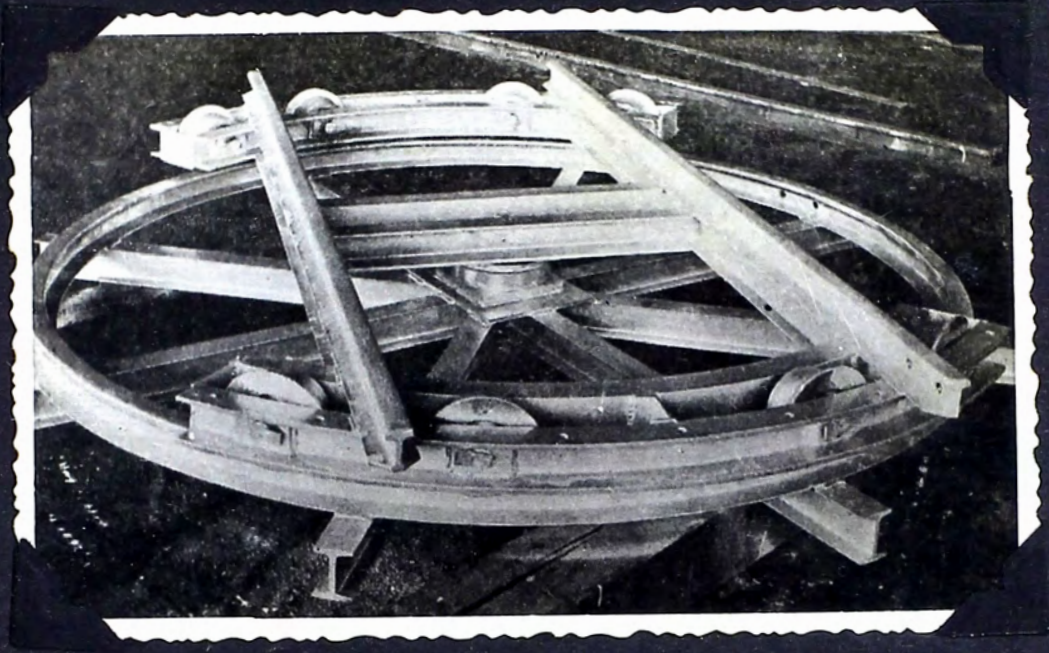


Figura 6.8.- Salta carriles

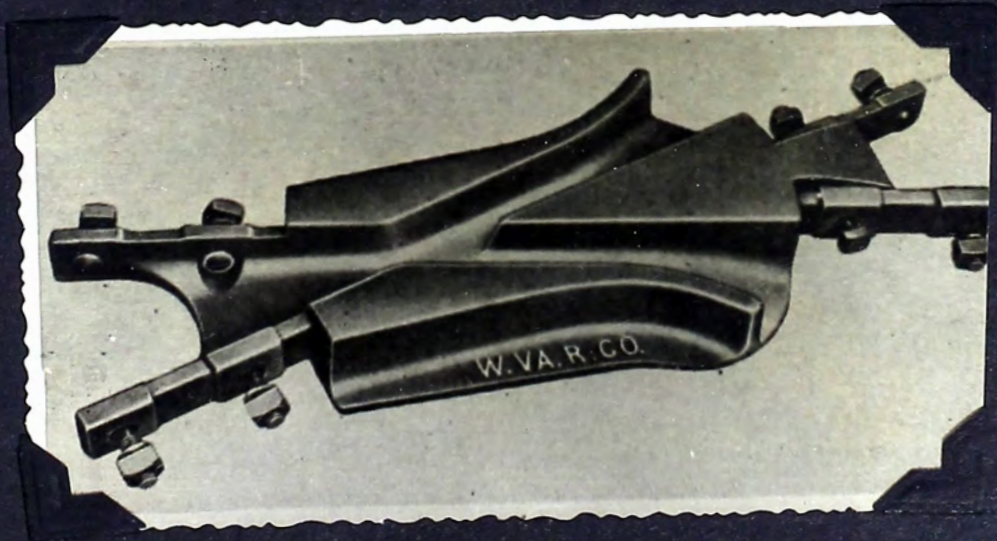


Figura 6.9.- Cruce o sapo o rana

5.- CAMBIO DE VIA.

El cambio de via puede hacerse por diferentes dispositivos, entre las principales tenemos:

a.- Placas de maniobra.- Son placas gruesas y van provistas de guías planas; el cambio de vía se efectúa manualmente. Este tipo de dispositivo se usa para vagonetas livianas (fig. 5.8 a y c)

b.- Salta carriles.- Consiste en un chasis que se mueve alrededor de un eje cuando la vagoneta está sobre ella; usandose muy poco.

c.- Desvíos.- Con este dispositivo se evita que el cambio de vía se efectúe manualmente. Mediante una palanca hace que la aguja del desvío se mueva y permita el cambio de vía. La figura 5.10 es un esquema de este dispositivo.

La aguja está tallada generalmente en un carril recto; por consiguiente en ellas hay, necesariamente, un cambio de dirección.

Los contra carriles mantiene las vagonetas en posición conveniente.

El cruce, se conoce también como sapo o rana (frog en inglés) y está constituido por el corazón y la pata de rana (Vidal lo denomina pata de liebre). El corazón está constituido por la unión de dos carriles principales. La pata de rana está constituida por la prolongación de los carriles de las vías intermedias que entran en el corazón, dando un apoyo provisional a las ruedas en el momento en que lo franquean.

Si llamamos F al ángulo del cruce, N número del cruce, E a la trocha en pies, R al radio de curvatura del desvío en pies, y L a la longitud del desvío. La longitud del desvío es la distancia entre la

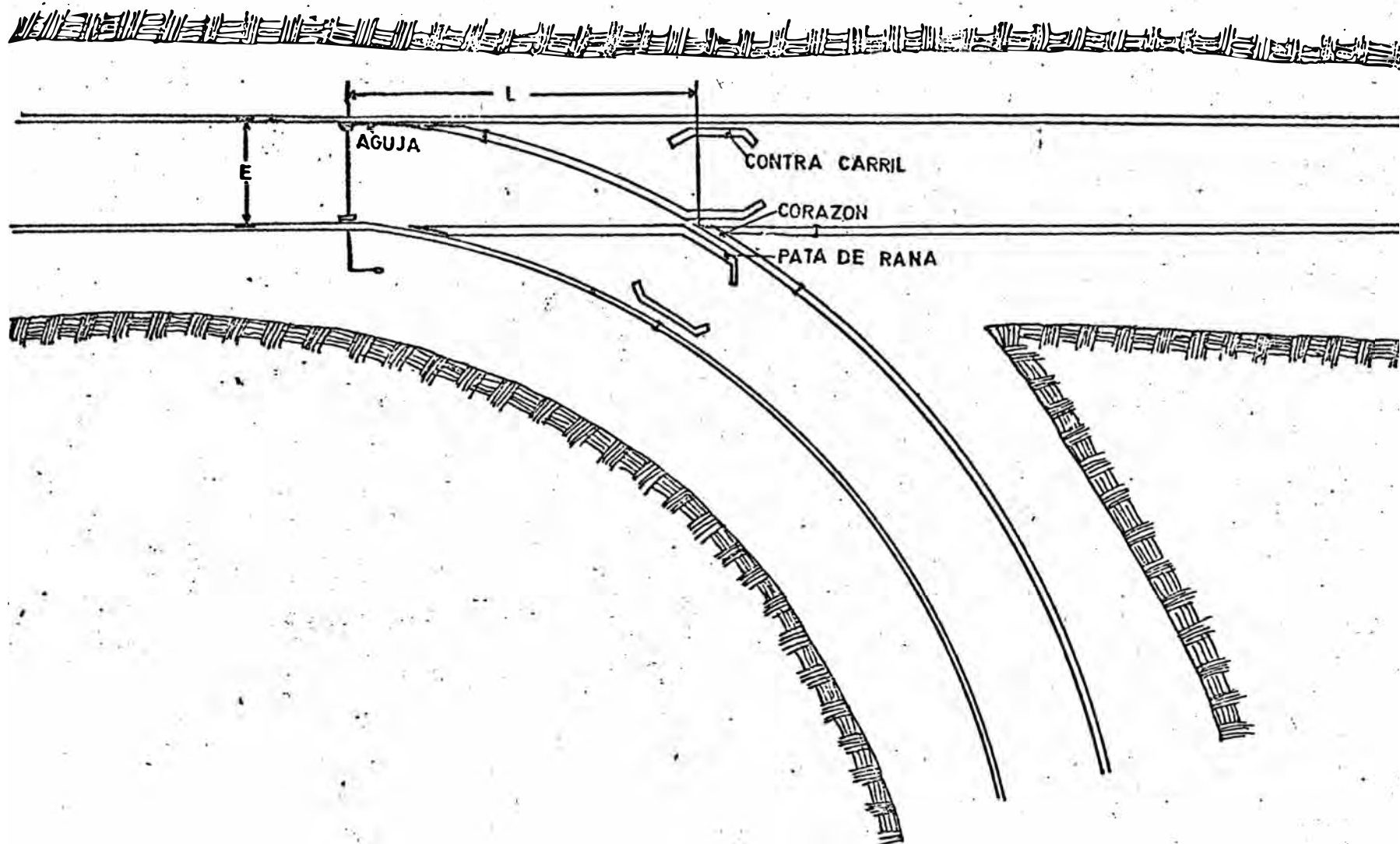


Figura 6.10.- Diferentes partes de un desvío

T.Y.T.

aguja y lapunta del corazón, tenemos las siguientes relaciones:

$$N = \frac{1}{2} \cotg(\frac{1}{2} F) = \frac{L}{2 E} = \frac{R}{L} = \frac{R}{2 E}$$
$$\text{sen}(\frac{1}{2} F) = \frac{E}{2(R+E/2)} = \frac{E}{E^2 + L^2} = \frac{1}{2 N}$$

$$L = 2 E N = R/N = (R + \frac{1}{2} G) \text{sen } F = 2 E R$$

$$R = L N = \frac{L^2}{2 E} = 2 E N^2 = \frac{L}{\text{sen } F} - \frac{1}{2} G$$

B .- LA VAGONETA

La selección correcta del tipo y tamaño de vagoneta para el transporte del desmonte es muy importante. De todos los tipos de ca rros se dispone en el mercado y tipos especiales pueden ser obtenidos rápidamente. Antiguamente se construían totalmente de madera, siendo ligeras y baratas, además fáciles de reparar. En la actualidad casi to dos los trabajos en túneles y galerías se hacen con vagonetas de acero. Algunos fabricantes ofrecen vagonetas hechas de aleación especiales de acero, en las cuales hay un 20 % aproximadamente de ahorro en el peso muerto (peso de la vagoneta vacía).

1.- LA CAJA O TOLVA.

Destinados a contener el mineral. La forma de la caja es importante desde el punto de vista de la estabilidad y de la relación entre el peso muerto y la carga útil.

a.- El ancho de la vagoneta.- Es gobernado por el ancho del túnel y de la trocha. En general, el ancho de la vagoneta deberá ser tal que permita pasar por el túnel; el ancho de la vagoneta no deberá ser mas del doble de la trocha.

b.- La altura de la vagoneta.- Deberá ser tan alta como lo permitan las máquinas cargadoras, excepto para el carguío manual, en que deberá ser lo mas bajo posible. Hay que tener en cuenta que cuanto mas alto es el carro, es mas facil el descarrilamiento, sobre todo en las curvas con peralte insuficiente.

c.- Longitud del carro.- Es generalmente el doble de la longitud de la distancia entre ejes de las ruedas, excepto para vagonetas de ocho ruedas, que son raramente usadas en túneles. Algunos tipos de equipo de carguío no carga totalmente la parte posterior de las vagonetas largas.

d.- La capacidad.- La vagoneta deberá ser tan grande, como lo permitan la sección y las curvas del túnel. El tamaño del carro manualmente accionados, está limitado a que uno o dos hombres puedan empujarlo.

2.- EL BASTIDOR.

Normalmente la caja descansa sobre un bastidor, construido por dos largeros, unidos por traviesas metálicas. Para aliviar el peso de las vagonetas pequeñas y medianas, ciertos constructores fijan el eje de las ruedas directamente sobre la caja, prescindiendo del bastidor.

3.- SUSPENSION.

su fin es realizar una buena repartición de las cargas y absorva los golpes, en particular para el paso de las ruedas por las uniones de los carriles y los desvíos. En las vagonetas hasta de 3 toneladas no se justifican las suspenciones. Por lo general, se utilizan resortes de láminas o cilíndricas. En los últimos tiempos, han empezado a introducirse en la construcción de las vagonetas grandes, los bloques de cicho, cuya ventaja reside en su simplicidad y precio reducido.

4.- TOPES.

Sirven para resistir los choques que inevitablemente se producen durante la operación de las vagonetas y para crear un intervalo entre sus cajas, necesario para los trabajos de enganche y desenganche de los convoyes. En las vagonetas pequeñas se utilizan topes rígidos, y en las medianas y grandes los topes elásticos.

5.- ACOPLAMIENTO O ENGANCHES

Uno de los enganches mas usados en las vagonetas pequeñas y medianas, es el gancho y el anillo. Los acoplamientos elásticos acompañan a los topes en las vagonetas grandes. También hay enganches automáticos.

6.- FRICCION.

La resistencia friccional de las vagonetas depende de l tipo de cojinetes, condiciones de la vía, curvas y pendientes. Para vías

en buenas condiciones, los siguientes son los mejores promedios:

cojinetes planos 30 lb/ton.
cojinetes de rodillos planos.. 15 a 20 lb/ton.
cojinetes de rodillos cónicos. 10 lb/ton.

Estos valores son para vagonetas chicas y medianas. La resistencia friccional es menor en las vagonetas grandes. A estos valores se deberán agregar 20 lb/ton. por la fricción estática y fuerza de aceleración.

7.- SELECCION DE LAS VAGONETAS.

Un número de factores influyen en la selección de vagonetas. El tonelaje de material que se debe extraer, el ancho de la galería, la trocha, el radio de curvatura, si la vagoneta es cargada manualmente o con cargadoras mecánicas, métodos de descarga, si la vagoneta va a ser izada, la gravedad específica del material, y las condiciones físicas del material cargado, si es seco o húmedo, grueso o fino. Todo esto influye en la selección de vagoneta. Vagonetas pequeñas se pueden usar en galerías estrechas y donde las curvas son agudas. Estos tipos de carros son susceptibles de empujarse manualmente y fácil de cargar. Para material fino y seco, el carro deberá estar bien cerrado; el tipo de caja cerrada es adecuada, pero requiere alguna forma de volteo. Para material húmedo y pegajoso, la vagoneta debe diseñarse en forma tal, que pueda limpiarse fácilmente después de vaciarse. El material grueso fluye libremente al descargarse, si la apertura de descarga es suficientemente amplia.

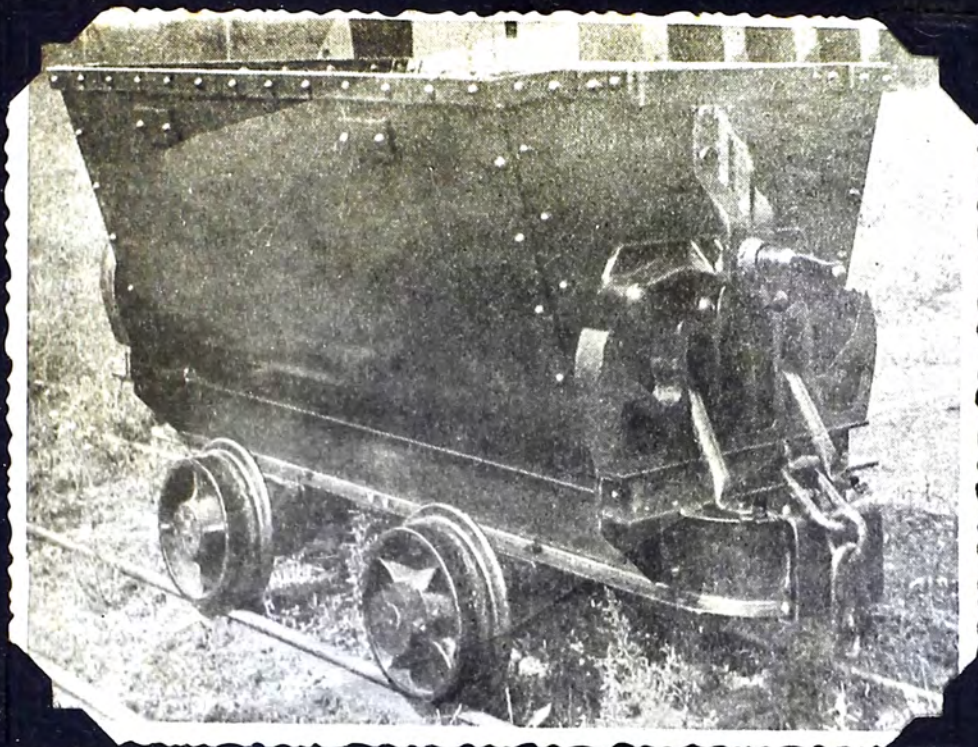


Figura 6.11.- Vagoneta de caja basculante

Figura 6,12.- Vagoneta de descarga al frente

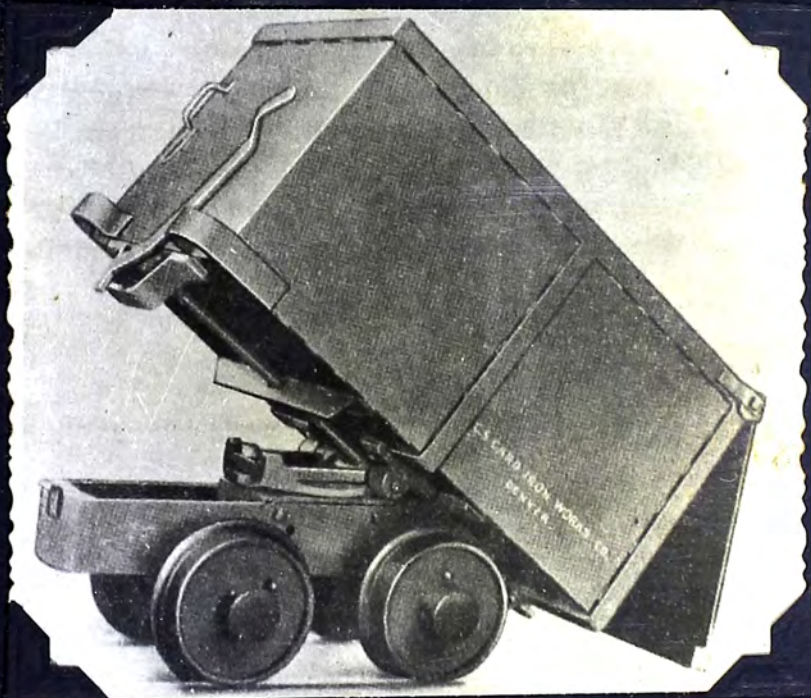


Figura 6.13.- Vagoneta Gramby

En general, se debe usar carros grandes cuando el carguío se hace con máquinas cargadoras, para que el tiempo de cambio sea menor. También el costo del carro por unidad de volumen de capacidad disminuye en los carros grandes. Los carros con cojinetes de rodillo son mas caros, pero son mas fáciles de miver que los de cojinetes planos.

8.- TIPOS DE VAGONETAS.

Se pueden clasificar por la forma de descarga.

a.- Caja cerrada.- Entre éstos tenemos el tipo cajón, en que es necesario algún sistema de volteo en el terminal de descarga. Otro tipo es el de caja basculante, figura 6.11, en que la caja puede girar soltándose un gancho que lo pone en equilibrio.

b.- Descarga al frente.- En que la caja gira alrededor de un eje perpendicular a la vía, como se muestra en la figura 6.12.

c.- Descarga lateral.- Entre éstos tenemos el tipo Gramby, figura 6.13, en que la caja gira alrededor de un eje paralelo a la vía abriéndose la cara lateral de descarga automáticamente, mediante un mecanismo. Otro tipo de vagoneta de descarga lateral es el tipo de fondo de tolva, figura 6.14, este tiene la forma de "W" en sección transversal.

d.- Descarga en el fondo (fig. 6.15).- El fondo de la vagoneta está formado por tres partes que pueden pivotear alrededor de un eje perpendicular a la vía. Cuando la vagoneta se encuentra sobre la tolva de descarga se suelta el tope y se abre el primer fondo y liberará sucesivamente al segundo y esta a su vez al tercero. En cuanto al cierre, este se

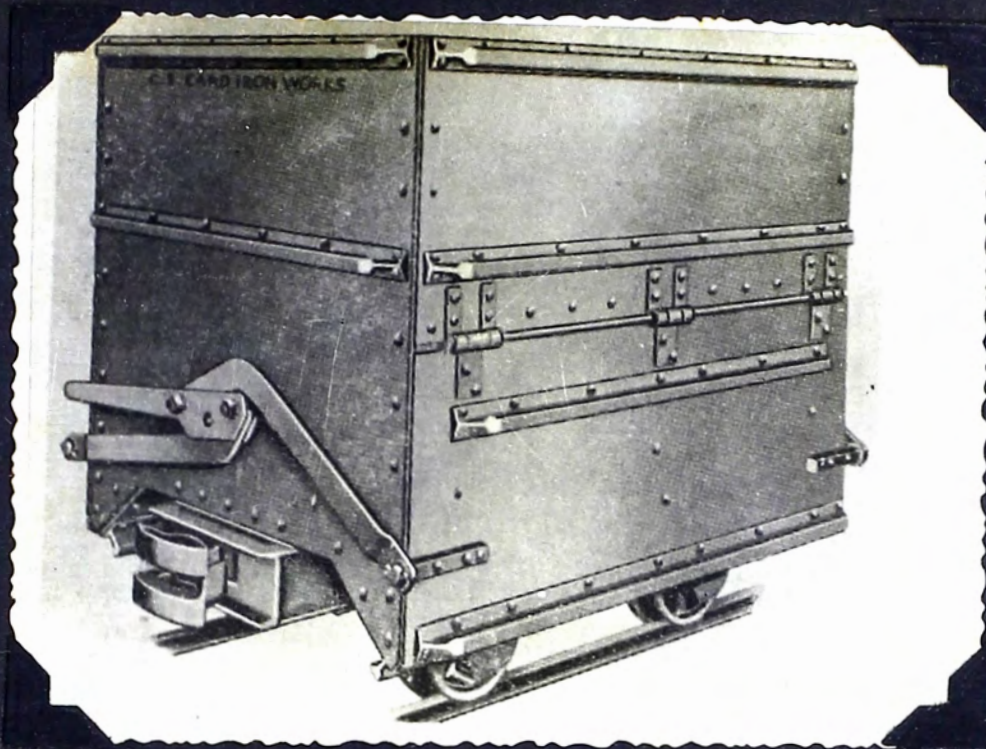


Figura 6.14.- Vagoneta
con fondo de tolva

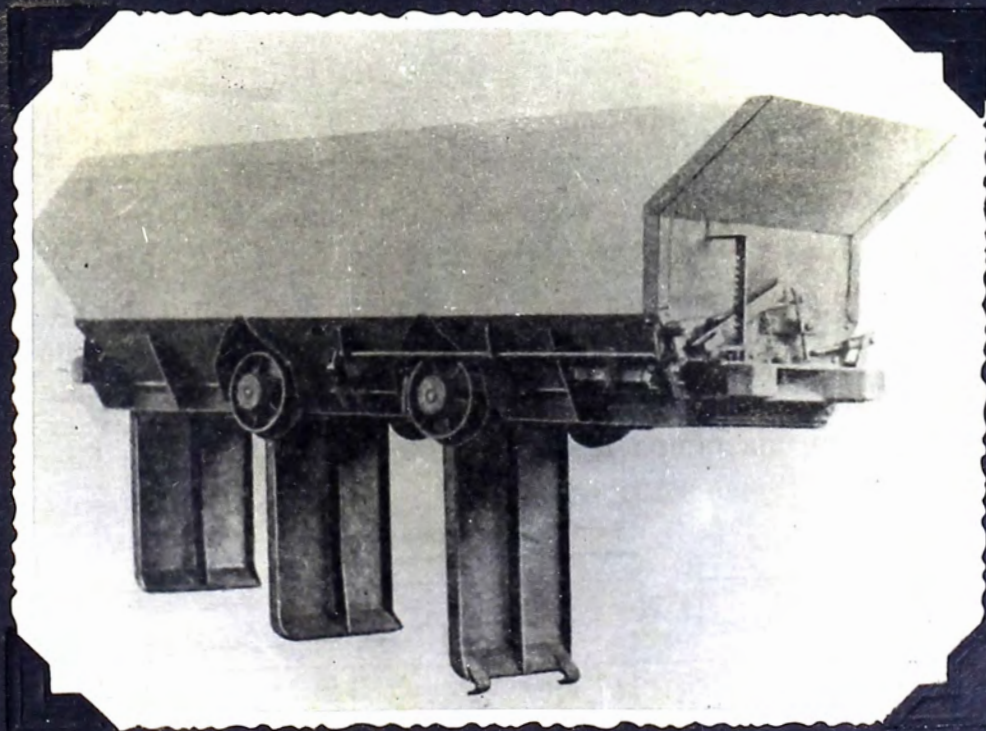


Figura 6.15.- Vagoneta
de descarga en el fondo

realiza con el avance de ~~la~~ vagoneta que pone los fondos en contacto con una rampa que los coloca en su sitio sin intervención manual.

Carros especiales se fabrican para condiciones especiales, así, cuando un túnel es extremadamente angosto, donde no es posible colocar cambios, se puede emplear carros de caja desarmable.

Además, se precisan vagones especiales para el transporte de personal, explosivos, barrenas y brocas, que se construyen de acuerdo con las necesidades especiales de cada caso.

C .- LOCOMOTORAS

Las locomotoras de trolley y de acumuladores, constituyen las predominantes en el transporte subterráneo horizontal. Pero se usan también las locomotoras de combustión interna, aunque su uso está limitada por prescripciones reglamentarias; su uso es en túneles de gran sección provistos de una corriente uniforme de ventilación con velocidad no menor de 30 m/min. (artículo 71º del reglamento de seguridad e higiene para la industria minera).

Las locomotoras deben estar provistas de faros, frenos y bocinas en perfecto estado de funcionamiento, tal como lo prescribe el artículo 66º del reglamento ante dicho. Además de las prescripciones reglamentarias las locomotoras deben estar provistas de arenadoras para aumentar el coeficiente de fricción sobre carriles húmedos y caja de herramientas, encarriladores y pasadores de repuesto; el motor debe protegerse contra goteras

1.- LOCOMOTORA DE TROLLEY

Estas son compactas y eficientes unidades de transporte, reciben la corriente eléctrica desde un cable, colocado encima y muy cerca del techo del túnel. La tensión máxima, según el artículo 72º del reglamento ante dicho, es de 250 voltios, siendo ésta una desventaja, ya que no permite una eficiente operación como sería el caso a mayor voltaje. Cuando se usa corriente de 250 voltios o menores se debe tener cuidado en la selección del tamaño apropiado del trolley y del carril. La caída de tensión en el final de las líneas largas se soluciona con la colocación de alimentadores a lo largo del trolley. Otra desventaja es que el cable empalma de 300 a 500 pies. Cuando se usa locomotoras de trolley y los carriles deben estar bien asegurados para una eficiente operación, lo que aumenta el costo de mantenimiento de los carriles. Otra desventaja es la sobre carga de los alambres que hace que el sistema sea potencialmente peligroso desde el punto de vista de choques eléctricos a los trabajadores, para evitar lo cual se coloca el cable lo más alto posible para que no esté al alcance de los trabajadores.

Los tamaños de estas locomotoras son de un mínimo de 2.5 ton. Para transporte subterráneo se usan de 4, 6 u 8 ton. Las locomotoras para sistema de transporte principal varían desde 15 hasta 18 ton. Para lograr mayores pesos se pueden colocar en tandem. La velocidad ordinaria es de 6 a 10 mph. En casos excepcionales, cuando la vía y las demás condiciones lo permiten, pueden llegar a 20 mph. Las

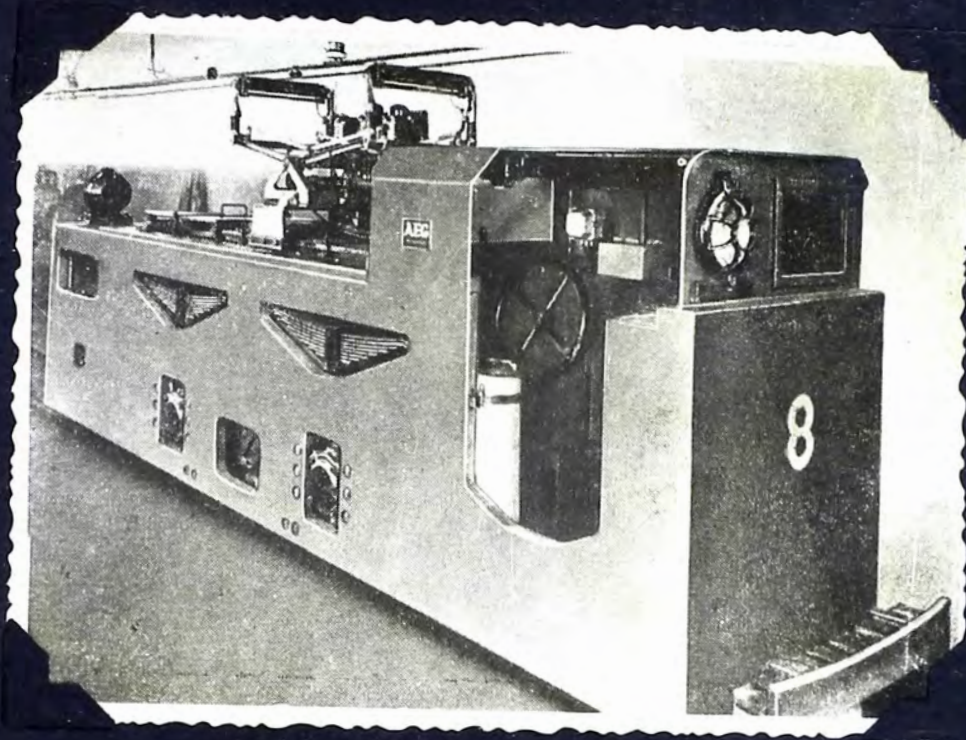


Figura 6.16.- Locomotora de trolley

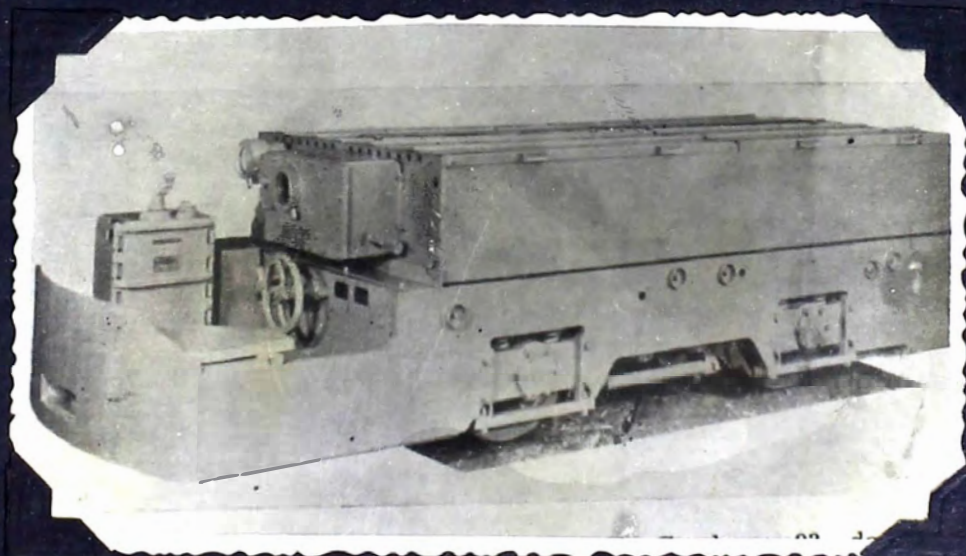


Figura 6.17.- Locomotora de batería

locomotoras más chicas tienen un motor, mientras que los más grandes tienen dos o más motores.

2.- LOCOMOTORAS DE ACUMULADORES

La ventaja de estas locomotoras es su habilidad de viajar hasta donde la vía ha sido colocada; esto, por supuesto, si el tamaño del frente y el radio de curvatura lo permiten. Las partes en novimiento se diseñan para que una mínima capacidad de las baterías venza la fricción.

La principal desventaja es la necesidad de instalar un equipo para cargar las baterías (generalmente un juego) y la depreciación de las baterías. Otra desventaja es que casi al terminar su labor acaban descargadas, disminuyendo su potencia en las últimas horas de la guardia, por lo que es necesario sacar la locomotora después de cada guardia, para tomar un juego de baterías recién cargadas, a no ser que se haya instalado una estación subterránea de carga de baterías.

Los tamaños para minas son de 1 1/2 a 10 ton. El voltaje depende del número de celdas o del número de baterías en serie, Estas locomotoras operan a una velocidad de 3.5 a 5 mph; pero como promedio se puede tomar 3 mph

3.- LOCOMOTORAS MIXTOS (Trolley-acumuladores)

Este tipo opera en conexión con trole. El motor se diseña para operar al voltaje del trolley y al voltaje de las baterías.

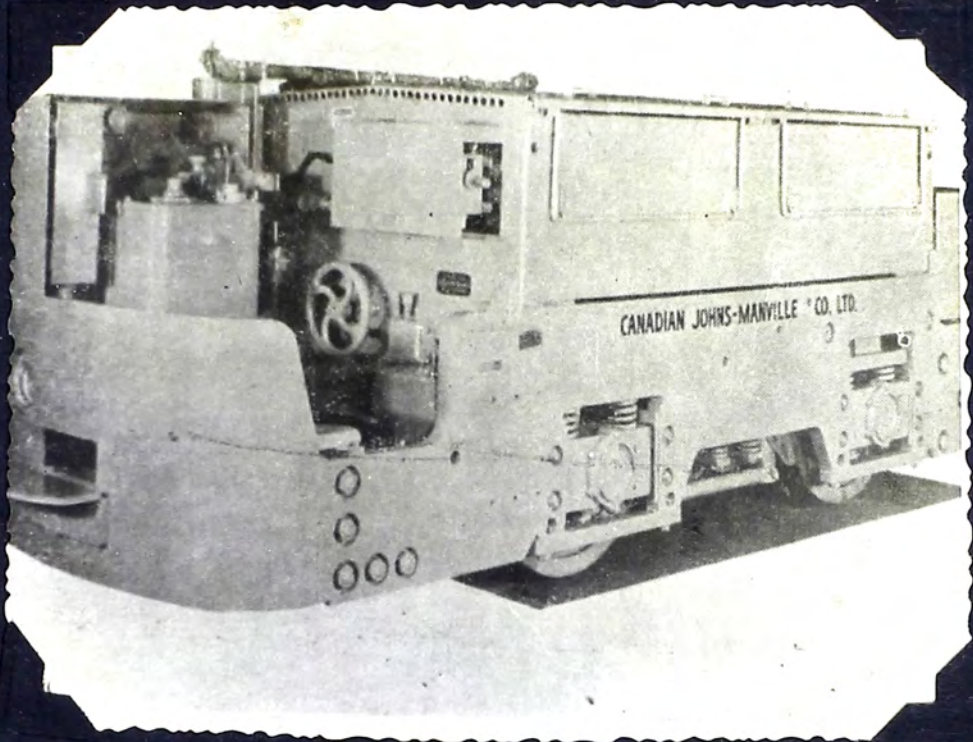


Figura 6.18.- Locomotora mixta (trolley-batería)

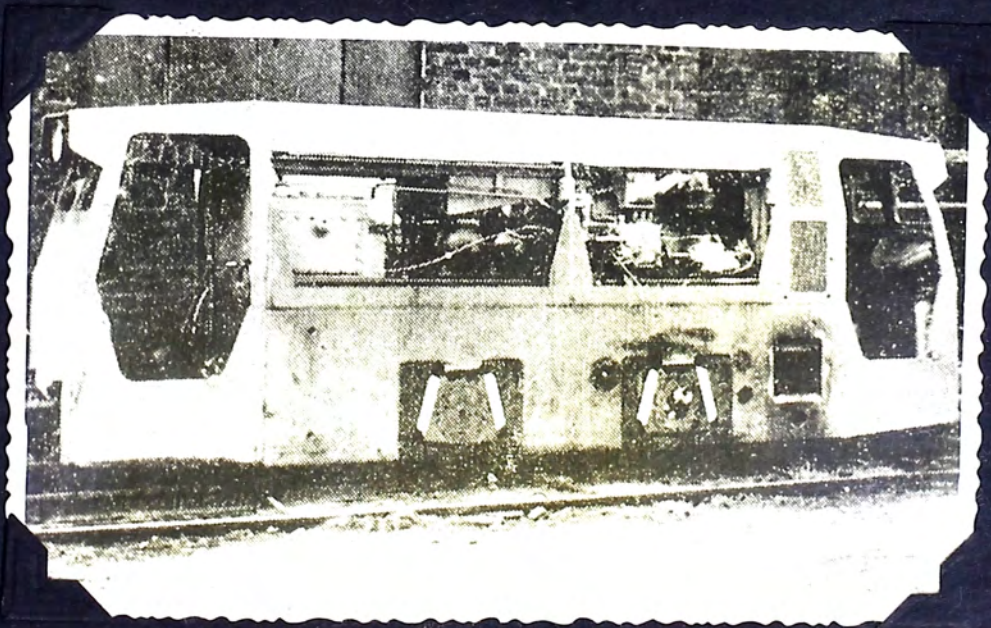


Figura 6.19.- Locomotora diesel

Generalmente cuando la locomotora está operando con trolley, las baterías están cargándose. Este tipo de locomotora trabaja con trolley y en las zonas donde no se ha colocado el cable, el trolley se recoge y sigue trabajando con las baterías. Su desventaja es que las baterías deberán tener un voltaje igual al del trolley.

4.- LOCOMOTORAS DE COMBUSTION INTERNA

Son livianas y de trocha angosta, cuya potencia es suministrada por motores de combustión interna. Este tipo de locomotora está limitada a túneles de gran sección y donde la corriente de ventilación es por lo menos 30 m/min.; en caso contrario deberán estar provistas de dispositivos para hacer inocuos los gases producidos por el motor (Scrubbers). De este tipo de locomotora, el predominante es el diesel, por dos razones: economía en la operación y ausencia relativa de monóxido de carbono en la descarga (disipación)

5.- LOCOMOTORA DE AIRE COMPRIMIDO

La ventaja más importante es su seguridad contra incendios. No hay peligro de incendiar los cuadros de madera o de la ignición de los gases de la atmósfera y no emite gases nocivos. Este tipo de locomotora se usa limitadamente en minas de carbón y metálicas. Tiene su desventaja principal en el alto costo de la comprésora requerida, de la línea de tuberías y de la estación de carga. La presión con que trabajan es generalmente de 800 a 1,000 lb/pulg.² nonométrica. La velocidad ordinaria es de 4 mph, pudiendo llegar a 8 m/h.

6.- LOCOMOTORA DE VAPOR

Este tipo de locomotora se emplea en minas de carbón antracitoso y bituminoso. Están ahora limitadas al transporte en la superficie. Ellas han sido extensamente usadas en open pits, pero en algunas minas de carbón han sido desplazadas por las locomotoras eléctricas.

Las locomotoras de vapor son de varios tamaños y tipos. Estas locomotoras son independientes del origen de producción de fuerza y pueden trabajar en condiciones muy severas de operación, pero tienen su desventaja en la baja eficiencia térmica, que es del rango es de 8 a 12 %.

7.- ELECCION DE LA LOCOMOTORA

Esta elección es importante, pero compleja, pues interviene en ella un gran número de factores: los límites geométricos, potencia y esfuerzo de tracción, seguridad y consideraciones económicas.

Una locomotora debe transportarse fácilmente; es preciso que se adapte a la sección y al radio de curvatura de las galerías y túneles en los que tendrá que circular. En este aspecto influye el peso, teniéndose en cuenta que las locomotoras de trolley, en general, las más ligeras, mientras que las de acumuladores y de aire comprimido son las más pesadas.

En el estado actual de la técnica, las potencias de las locomotoras tienen límites superiores, que casi nunca se alcanzan

y que dependen, ante todo, ^{de} su tipo. Las locomotoras de trolley son las más potentes, siguiéndoles en orden decreciente, las diesel, las de acumuladores y las de aire comprimido. Es preciso evitar que se trabaje con locomotoras demasiado potentes, ya que esto supone que en el momento de la decisión no existen las condiciones de trabajo para las cuales se las elige.

Al analizar los factores económicos, hay que considerar los gastos de capital, mano de obra, recambios y energía. En el gasto de capital, no solamente se debe considerar el costo de la locomotora, sino también los costos adicionales de las instalaciones auxiliares (compresoras y red de aire, trolley, rectificadores, etc.).

En la mano de obra hay que considerar el personal de manejo, de vigilancia y de conservación. El personal de manejo es el mismo para los diferentes tipos; el personal de vigilancia es mayor en los tipos que exigen instalaciones auxiliares (trolley, acumuladores, aire). Por el contrario, el personal de mantenimiento es mayor para el tipo diesel.

En los recambios hay que considerar que para el trolley y aire comprimido son reducidos, un poco mayores en las de motor diesel; siendo mayores para las de acumuladores, a causa del precio de las baterías, que hay que cambiar con frecuencia.

En cuanto a la energía, hay que considerar no solamente el consumo de energía, sino el costo por unidad de potencia.

8.- CALCULO DEL PESO DE LA LOCOMOTORA

a.- Resistencia del tren.- El primer paso en el cálculo del tamaño de la locomotora es encontrar la resistencia al rodamiento del tren, la cual es función de las vagonetas, según su tipo y capacidad. Esta depende del tipo de cojinete de las ruedas, así, para los cojinetes planos es 30 lb/ton. y para los cojinetes de rodillos es 20 lb/ton. A estos valores se deben aumentar de 10 a 15 lb si la vía está en malas condiciones y será menor si la vía está en excelentes condiciones.

La resistencia a la pendiente es debido a la elevación vertical cuando el tren pasa por una pendiente, y es igual a la distancia sobre el seno del ángulo de la pendiente. La pendiente se da en porcentaje y aproximadamente 20 lb/ton. se usa como la resistencia por cada unidad de porcentaje.

La resistencia a las curvas es frecuentemente depreciado, se toma de $\frac{1}{2}$ a 1 lb/ton/grado de curva. El grado de curva se encuentra dividiendo 5730 por el radio de curvatura en pies, desde que 5730 pies es el radio de 1° de curva.

El esfuerzo de tracción de la locomotora es el esfuerzo ejercido por la locomotora en el borde de sus ruedas en movimiento y es una función de su peso, la naturaleza de sus llantas y la condición de la vía. Para ruedas de acero, en vías limpias y secas, la adhesión es 25 % y el esfuerzo de tracción es 500 lb/ton. de peso. Para ruedas de hierro colado la adhesión es 20 % y puede incrementar hasta alrededor de 33 % por arenación de los carriles reducirse de 5 a 15 % en carriles húmedos y grasientos.

b.- Fuerza de tracción.- Este es el esfuerzo ejercido por la locomotora sobre el tren y es igual al esfuerzo de tracción menos la fuerza requerida para mover la locomotora. La resistencia de la locomotora es ordinariamente tomado como 20 lb/ton. de peso de la locomotora; por consiguiente la fuerza de tracción deberá ser de $500 - 20 = 480$ lb/ton de peso de la locomotora con ruedas de acero.

c.- Aceleración y frenado.- La fuerza requerida para acelerar un tren es comunmente olvidado en el cálculo. Para la locomotora es una carga adicional por un tiempo corto hasta alcanzar la máxima velocidad.

Por mecánica:

$$F = \frac{W}{g} a$$

donde:

F = fuerza de aceleración en libras

W = peso de 1 libra

g = aceleración de la gravedad, 32.2 ps/seg.²

a = aceleración en ps/seg.²

Una aceleración de 1 milla/hr/seg. es igual a 1.47 ps/seg.² y la fuerza requerida para acelerar 1 tonelada de peso es:

$$F = \frac{2000 \times 1.47}{32.2} = 91.2 \text{ lb}$$

Cuando W = 2000 lbs.

El valor de 100 lb/ton. es comunmente usado para simplificar los cálculos. Una aceleración de 0.1 a 0.2 milla/hr/seg. es generalmente satisfactorio para el tren.

d.- Peso requerido de la locomotora.- El esfuerzo de tracción ejercido por las ruedas de la locomotora es de 500 L. Igualando este esfuerzo con el esfuerzo de tracción para acelerar la locomotora y tren, que es:

$$L (20 + 20 G + 100 a) + T (R + 20 G + 100 a)$$

y resolviendo para L, tenemos:

$$L = \frac{T (R + 20 G + 100 a)}{480 - 20 G - 100 a}$$

donde:

L = peso de la locomotora en toneladas

T = peso del tren en toneladas

R = resistencia al ~~rodamiento~~ rodamiento en lb/ton.

G = pendiente de la vía en %

a = aceleración en milla/hr/seg.

Si omitimos la aceleración, se reduce a :

$$L = \frac{T (R + 20 G)}{480 - 20 G} \quad \text{en pendiente}$$

y, a :

$$L = \frac{T R}{480} \quad \text{en vía horizontal}$$

9.- CIRCUITO ELECTRICO

La corriente eléctrica se suministra a través del cable del trolley^y retorna por los carriles. La reducción de la caída de tensión del circuito se obtiene conectando un cable alimentador paralelo al cable inicial y la pérdida de voltaje a través del circuito puede afectar la performance de la locomotora. La altura mínima que debe tener

el cable suspendido, según el reglamento de seguridad e higiene de la industria minera, es de 1.8 m. sobre el carril.

El alambre de trolley es comunmente del tamaño de 4 - 0, con un área de 211,600 circular mil (C.M.). Un circular mil es el área de un círculo cuyo diámetro es 1/1000 pulgadas. Una pulgada cuadrada es igual a 1'270,000 C.M. y un círculo de 1 pulgada de diámetro es igual a 1'000,000 C.M. Alambres gruesos de 5-0 y 7-0 son también usados.

La resistencia en ohms del trolley y alambre alimentador por 1000 pies a una cierta temperatura es dado en tablas sobre alambres. La resistencia de los carriles puede ser determinada por la fórmula:

$$\text{Resistencia en ohms por milla de vía (Ambas)} = \frac{2.63}{\text{peso del carril en lb/yarda}}$$

El área de los alambres de trole y alimentador se encuentra por la ecuación:

$$\text{Area en C.M.} = \frac{10.8 \times L \times I}{D}$$

donde:

L = longitud en pies entre punto de suministro y de carga

I = corriente máxima en amperios

D = caída de tensión en voltios.

Ejemplo: si se usa trole de 4-0 y 1/2 milla de longitud, la vía tiene carril de 50 lb/yd. y una carga 200 Kw es concentrada en el final de la línea. La tensión es de 250 voltios y la caída de tensión es 20 %, ¿cuál es el tamaño del alambre?

La resistencia de la vía es:

$$\frac{2.63}{50} = 0.0526 \text{ ohm/milla, } 6$$

$$0.0263 \text{ ohm/milla}$$

La caída de tensión permisible es:

$$250 \times 20 \% = 50 \text{ voltios}$$

La corriente es:

$$\frac{200,000 \text{ watts}}{200 \text{ voltios}} = 1000 \text{ amperios}$$

La caída en los carriles es igual a $1000 \times 0.0263 = 26.3$ voltios.

La caída del trolley y alimentador combinado = $50 - 26.3 = 23.7$ voltios

Area del trolley y alimentador en C.M. = $\frac{108 \times 2640 \times 1000}{23.7} = 1'203,000$ C.M.

Area del alambre 4-0 = 211,600 C.M.

Area del alimentador = $1'203,000 - 211,600 = 991,400$ C.M., aproximado
1'000,000 C.M.

10.- CAPACIDAD DE LA BATERIA DE UNA LOCOMOTORA DE ACUMULADORES

El factor que limita la performance de la locomotora de acumuladores, es la capacidad de las baterías. La capacidad de las baterías para un trabajo mecánico dado debe ser igual al trabajo en li - bras-pies ejecutado.

Para aclarar este concepto demos un ejemplo:

Una locomotora de 5 toneladas viaja en una vía cuyos primeros 900 pies del frente son horizontales y los 1200 pies finales tienen una pendiente de 1.4 %. El peso del tren cargado es de 18 toneladas y vacío de 7 toneladas, si la resistencia al rodamiento del tren y la locomotora es de 30 lb.

El trabajo en lb-pies por viaje es:

el tren cargado:

$$900 \text{ ps} \times 30 \text{ lb} \times 23 = 621,000$$

$$1200 \times 58 \times 23 = 1'601,000$$

el tren vacío:

$$1200 \times 2 \times 12 = 29,000$$

$$900 \times 30 \times 12 = 324,000$$

TOTAL 2'575,000 Lb-ps de esfuerzo
de tracción

Un watt hora = 2,655 lb-ps, tal que watt hora = $\frac{2'575,000}{2655} = 970 \text{ whr.}$

La eficiencia total de la batería en las ruedas se toma como 66 2/3 %. El esfuerzo tractor es por esto multiplicado por 1.5 ó dividido entre 66 2/3 para encontrar la capacidad de la batería. Según esto la batería produce 970 x 1.5 = 1458 whr. Esto es la capacidad de la batería por viaje. Si la locomotora efectúa 25 viajes, tenemos que la capacidad de la batería por los 25 viajes es:

1458 x 25 = 36,560 watt-hora. Si agregamos a esto 20 % para impre-
visto da un total de 43,740 whr ó 43.7 Kwhr como la capacidad de la
batería requerida.

Para encontrar el tamaño de las celdas de la batería, se divide el whr por el voltaje de la batería. Si se usa 88 celdas Edison, el voltaje de la batería 88 x 1.2 volt/celda = 105.6 volts, de aquí que la corriente de la batería será de 43,700 whr/105.6 volts = 414 amp. hr.

C A P I T U L O V I I

V E N T I L A C I O N

1.- INTRODUCCION.

La ventilación tiene por objeto proporcionar aire fresco y limpio para la respiración de los trabajadores, reducir las concentraciones de los contaminantes a niveles bajos admisibles y regular las condiciones termo ambientales y mantener estas en un grado confortable.

En túneles cortos la ventilación natural puede ser adecuada, pero en túneles largos es necesaria la ventilación mecánica.

El primer problema en diseñar un sistema de ventilación es estimar el volumen de aire necesario. Algunas veces el escape de la perforadora es considerado como parte del aire necesario, pero en realidad este escape no es aire fresco (es aire sucio por mezcla con aceite y polvo) y por esto es más dañino que beneficioso para el consumo humano.

2.- COMPOSICION DEL AIRE SUBTERRANEO.

El aire es una mezcla mecánica de gases y su composición normal en la atmósfera según el volumen es:

Nitrógeno	.78.08 %
Oxígeno	20.95 %
Anhídrido carbónico	0.03 %
Argón	0.93 %
otros gases	0.01 %

El contenido de vapor de agua en el aire varía de 0.05 a 4 %, en promedio es 1 % según el volumen.

Al pasar a un ambiente subterráneo, la composición del aire cambia, la cantidad de oxígeno disminuye y la de anhídrido carbónico aumenta; además que se agregan otros gases, que se encuentran atrapados mecánicamente en las rocas. La cantidad de gases atrapados depende del tipo de roca, siendo sensible en las capas y sedimentos carboníferos; en las rocas ígneas, el volumen de gases presentes está en la proporción de 1 a 8 respecto al volumen de roca; en las sedimentarias están en la relación de 0.7 a 5.43

La mera presencia de gases en las rocas no tiene en sí importancia práctica, en tanto los gases no sean liberados o lo sean tan lentamente, que no influyan en la composición de la atmósfera subterránea. Sin embargo a veces se encuentran gases tan pobre en oxígeno, que se acumula en las labores subterráneas en cantidades tales, que puede llegar a constituir grave peligro y de hecho producir graves accidentes por asfixia. En trabajos de perforación de túneles en algunos terrenos sedimentarios de California se ha encontrado metano en proporciones notables; en otros casos, cantidades importantes de anhídrido carbónico. La experiencia demuestra, en nuestras minas que gases

tóxicos están más vinculadas a formaciones sedimentarias, que a las igneas.

La composición normal del aire subterráneo en volumen es, a nivel del mar:

Nit ^ó geno	79.17 %
Oxígeno	20.62 %
Anhídrido carbónico	0.19 %
otros gases	0.02 %

3.- CLIMA SUBTERRANEO.

Los factores que influyen sobre la temperatura del aire subterráneo ^{son} fundamentalmente los tipos de roca, el grado geotérmico, también influyen, el campo adiabático, el cuerpo humano, las maquina - rias, alumbrado y oxidación.

El efecto de las altas temperaturas sobre los trabajado res son, la deshidratación y el entorpecimiento , condiciones que propicián la mayoría de los accidentes. Es pues importante el acondiciona miento del aire subterráneo.

La temperatura efectiva más adecuada para el trabajo del hombre es 24°C (75°F) y obtener esta temperatura efectiva, depende de la temperatura del aire, de la humedad relativa y la velocidad del flu jo de aire. En la tabla 7.1 se da la velocidad del aire para obtener una temperatura efectiva de 24°C (74°F) según la temperatura del aire.

Tabla 7.1 .- Velocidad del aire (ps/min.) necesaria para obtener una temperatura efectiva de 24°C (75°F).

t° del aire		Humedad relativa								
°C	°F	50	55	60	65	70	75	80	85	90
26	79	20	20	20	20	20	20	30	40	50
27	80.5	20	20	20	20	35	50	70	85	100
28	82.5	20	20	35	50	75	105	140	170	210
29	84	35		75	115	165	215	265	320	375
30	86	70	115	165	215	295	365	435	500	565
31	88	150	230	300	380	480	570	650	720	800

4.- PRINCIPALES FUENTES DE POLVO Y GASES.

La respiración de los hombres introduce cantidades pequeñas de anhídrido carbónico; el contenido de oxígeno se reduce cuando la ventilación es insuficiente.

Los gases de escape de los motores de combustión interna producen anhídrido carbónico y óxido de carbono, así como óxidos nitrosos. Las locomotoras producen gases como sigue:

$$\begin{aligned}
 \text{NO}_x &= 0.0005 \text{ ps}^3/\text{min}/\text{HP} \\
 \text{CO} &= 0.005 \quad " \\
 \text{CO}_2 &= 0.262 \quad " \\
 \text{aldehido} &= 0.0001 \quad "
 \end{aligned}$$

Por eso el uso de motores de combustión interna está reglamentado.

La perforación produce polvo de sílice cuando la roca la contiene, produciéndose la silicosis, que se puede evitar perforando con inyección de agua; pero esto no es suficiente ya que las partículas más finas, que son las más peligrosas, no son totalmente colectadas por el agua.

Las explosiones en los disparos producen la mayor cantidad de gases y polvo, lo que depende de la clase de explosivo que se usa. Los gases principales que se libran por las explosiones son, el anhídrido carbónico, el hidrógeno sulfurado y óxidos nitrosos. La selección cuidadosa de los explosivos y su uso adecuado, permiten reducir al mínimo la proporción de gases nocivos, así generados.

El carguío y descarga de vagonetas producen polvo de sílice si el material manipulado es seco, lo que se puede evitar humedeciendo el material con un chisguete de agua.

5.- AIRE NECESARIO.

La cantidad de aire que necesita un hombre para subsistir está en función directa del trabajo que realiza y de la constitución física de aquel. En la tabla 7.2 se da la inhalación de aire y oxígeno en la respiración humana.

Tabla 7.2 .- Inhalación de aire y oxígeno en la respiración humana.

Actividad	Nº resp. por min.	Aire inhalado por resp. (ps ³)	aire inh. ps ³ /min.	O ₂ cons. ps ³ /min.	cuociente respirat.
Reposo	12 - 18	0.015 - 0.025	0.18 - 0.45	0.01	0.75
Trab. mod.	30	0.050 - 0.070	1.50 - 2.10	0.07	0.90
Trab. fuerte	40	0.090	3.50	0.10	1.00

peso específicos: aire = 0.0751b/ps³. O₂ = 0.0831b/ps³. CO₂ = 0.1151b/ps³

El aire mínimo necesario según el reglamento de seguridad e higiene para la industria minera es de 3 m³/min. (106 ps³/min.)

a nivel del mar; a alturas diferentes el aire necesario por hombre varía según la altura en la proporción siguiente:

de 1,500 a 3,000 m se aumentará en 40 %

de 3,000 a 4,000 m se aumentará en 70 %

sobre los 4,000 m se aumentará en 100 %

En túneles 200 ps³/min/hombre es generalmente considerado como mínimo, pero la mayoría de los contratistas consideran mayor volumen, llegando frecuentemente hasta los 500 ps³/min/hombre.

Las condiciones locales afectan el volumen del aire necesario; como la longitud del túnel, tamaño del frente, cantidad de explosivo usado, frecuencia de los disparos y la temperatura y la humedad. Para remover polvos y gases se requiere más de 50 ps³/min/ps² de sección y cuando se usa locomotora con motor de combustión interna, es necesario considerar de 75 a 150 ps³/min/ BHP.

6.- METODOS DE VENTILACION.

Hay tres métodos generales en la ventilación de túneles:

(a) impelente, (b) aspirante, y (c) aspirante impelente.

a.- Impelente.- El aire se sopla por un ventilador a través de una tubería y se descarga por el frente. El aire sucio de la galería regresa a través de toda la longitud del túnel. Este método tiene la ventaja de que se administra aire fresco en el frente, donde las operaciones se concentra. Su desventaja es que el aire sucio y humo discurren por el túnel al retornar, formándose una atmósfera nebulosa y decreciendo la visibilidad.

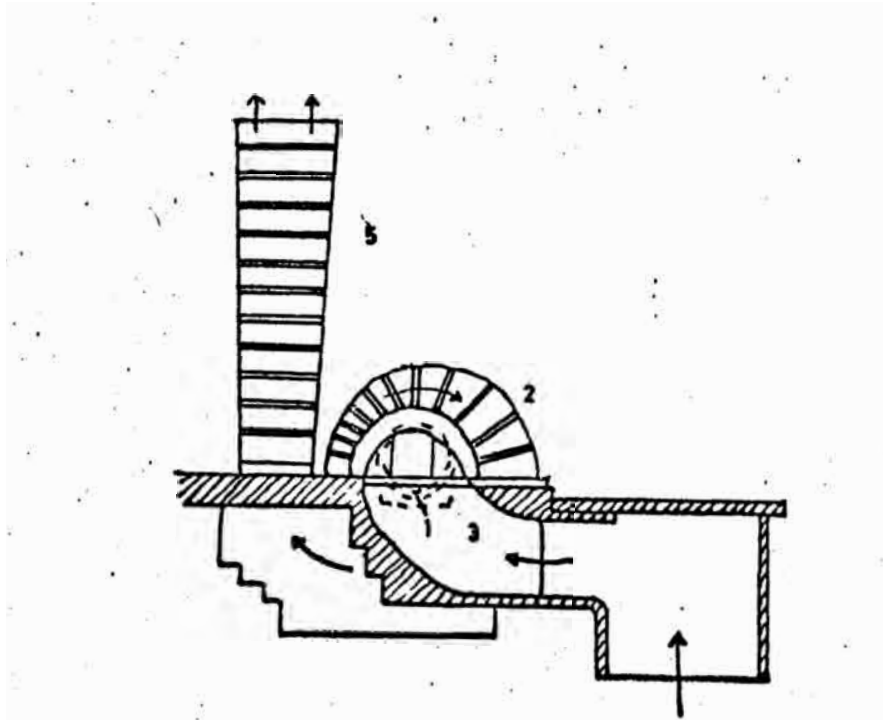


Figura 7.1.- Esquema de un ventilador centrífugo

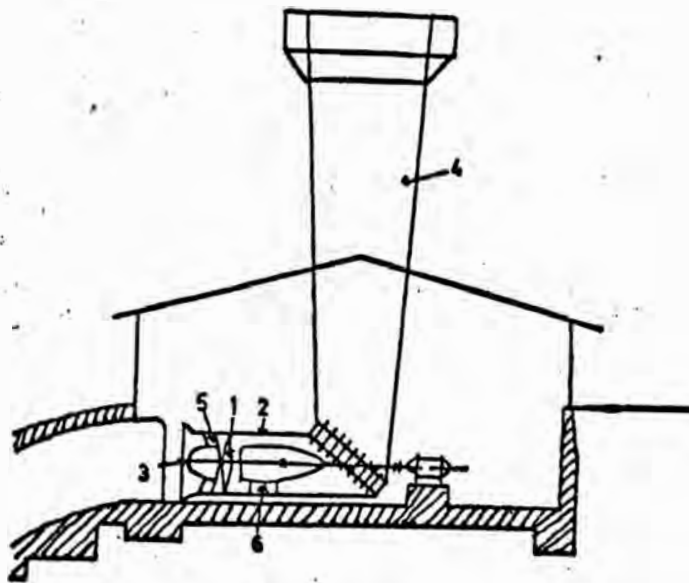


Figura 7.2.- Esquema de un ventilador axial

b.- Aspirante.- El aire sucio es atraído a través de la tubería, el aire fresco entra por el portal o pique, atravesando toda la sección del túnel. La principal ventaja de este método es que el humo y aire sucio se mantiene fuera del túnel; pero tiene la desventaja que el aire fresco absorberá calor y humedad en su camino, resultando una desagradable condición de trabajo, si el caudal fuera insuficiente.

c.- Aspirante impelente.- Combina las ventajas de los dos anteriores, inmediatamente después del disparo se usa el sistema aspirante, para evacuar los gases y polvo que se produce en la voladura; el resto del tiempo se usa el impelente, poniendo el ventilador en reversa o usando trampas de reversión. Es conveniente colocar un ventilador auxiliar cerca del frente para evitar que el gas se estanque en esa zona. Este ventilador debe soplar hacia el frente.

7.- TIPOS DE VENTILADORES.

El ventilador es una turbomáquina generatriz de vacío relativo que desplaza un fluido elástico de un medio a baja presión a otra a presión más elevada. Actualmente se usan dos tipos de ventiladores: el centrífugo y el axial.

Un ventilador centrífugo (fig. 7.1) consta de una rueda con álabes 1 y de la caja espiral 2; el aire entra en estos ventiladores a lo largo del eje por el canal de aspiración 3 en la rueda del ventilador, al mismo tiempo, se le comunica una rotación en el sentido de la revolución de la rueda; el aire sale por el difusor 5. Los ventiladores centrífugos se construyen con uno o dos entradas de aire.

Los elementos esenciales de un ventilador axial (fig. 7.2) son: la rueda con paletas 1, colocada en la parte cilíndrica dentro de un conductor 2 divergente hacia sus extremos (colector 3 y difusor 4), mecanismo director 5 y rectificador 6.

Ambos tipos de ventiladores pueden ser impelente y aspirante, algunos ventiladores no son reversible y si se desea la operación reversible, deberá estar acompañado de un sistema de conexión de tuberías y llaves o compuertas. La figura 7.3 muestra un arreglo simple de tuberías para la reversión del aire con un ventilador no reversible.

8.- TUBERIAS DE VENTILACION.

Se dispone de muchas clases y tipos de tuberías para la ventilación de túneles. Las tuberías metálicas pueden ser aspirante e impelente y las tuberías flexible (yute, lana cubierto con neopreno) solo puede ser impelente; el mantenimiento de un ducto flexible es mayor que uno metálico, pero se adaptan a las curvas más fácilmente.

Las uniones o empalmes también son variadas, así para tuberías metálicas se tiene abrazaderas o collares, uniones con anillos de rebordes y empalmes de conexión rápida del tipo Dresser. Los empalmes deben ser fáciles de instalar y cambiar y deben ser prácticamente herméticas para prevenir escapes de aire, para lo cual se usan tipos de empaquetaduras.

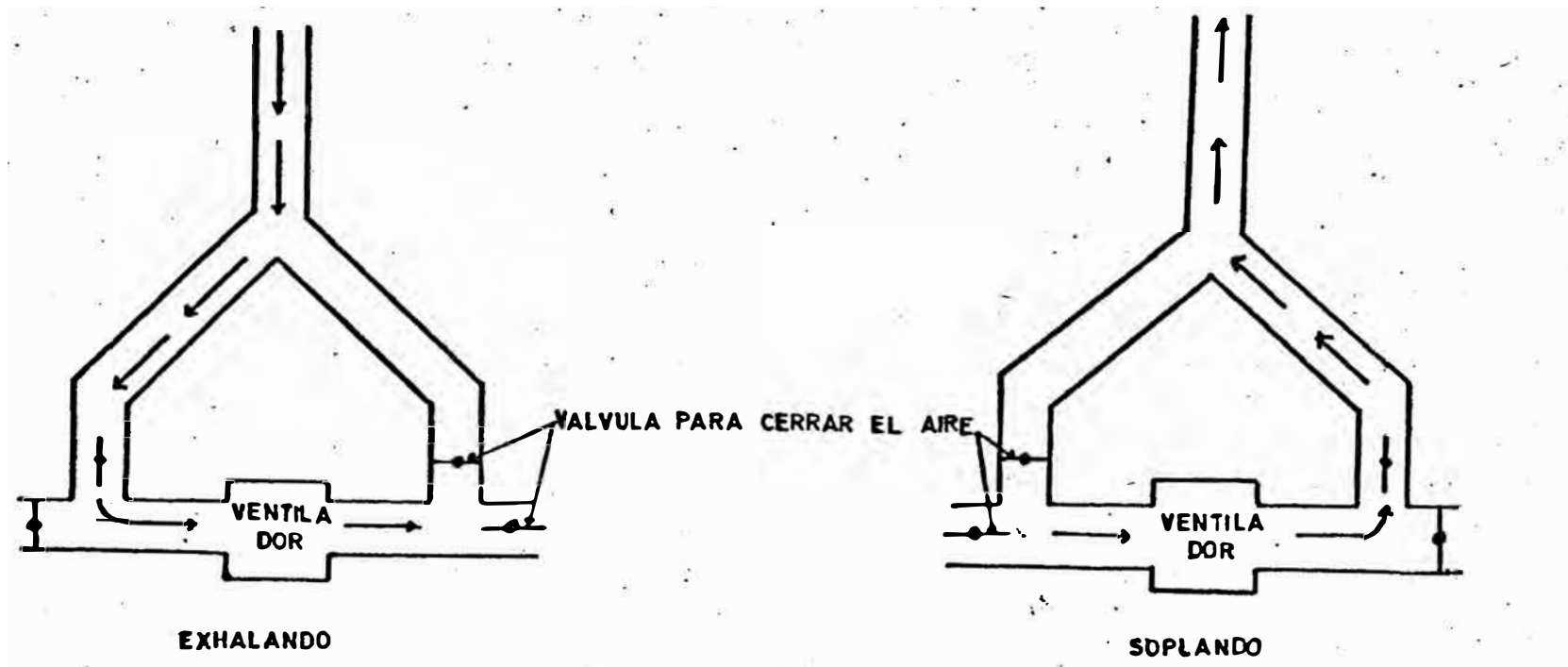


Figura 7.3.- Arreglo simple de las válvulas para revertir el flujo de ventilación

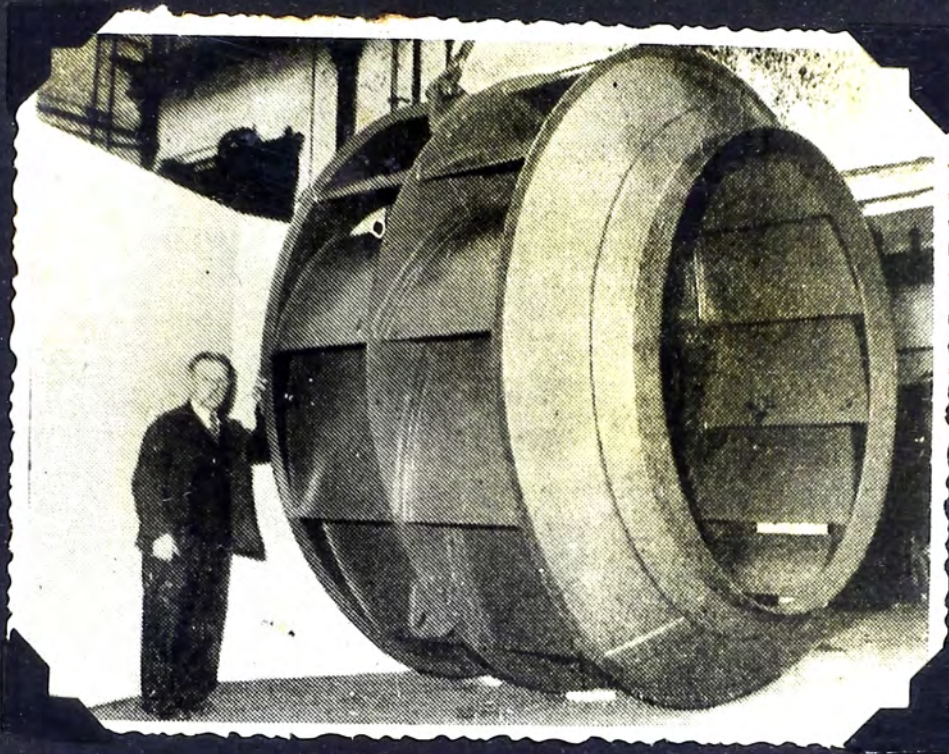


Figura 7.4.-Rueda del ventilador centrífugo

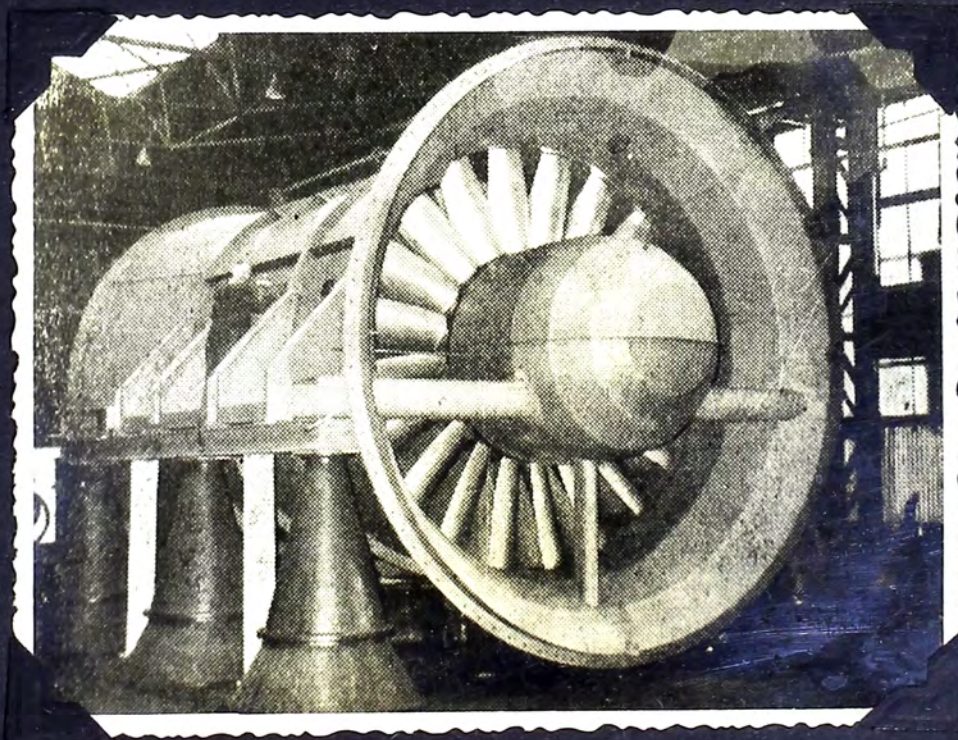


Figura 7.5.- Ventilador axial

9.- SELECCION DE EQUIPO

Con todos los tipos y tamaño de ventiladores y la variedad y tamaños disponibles de tuberías, la selección de equipo se convierte en una decisión sobre como obtener la mejor y más económica combinación adecuada al trabajo en cuestión. Muchas combinaciones de ventiladores y tamaños de tuberías producirán el volumen de aire necesario para la ventilación, de tal manera que, el problema principal es el económico.

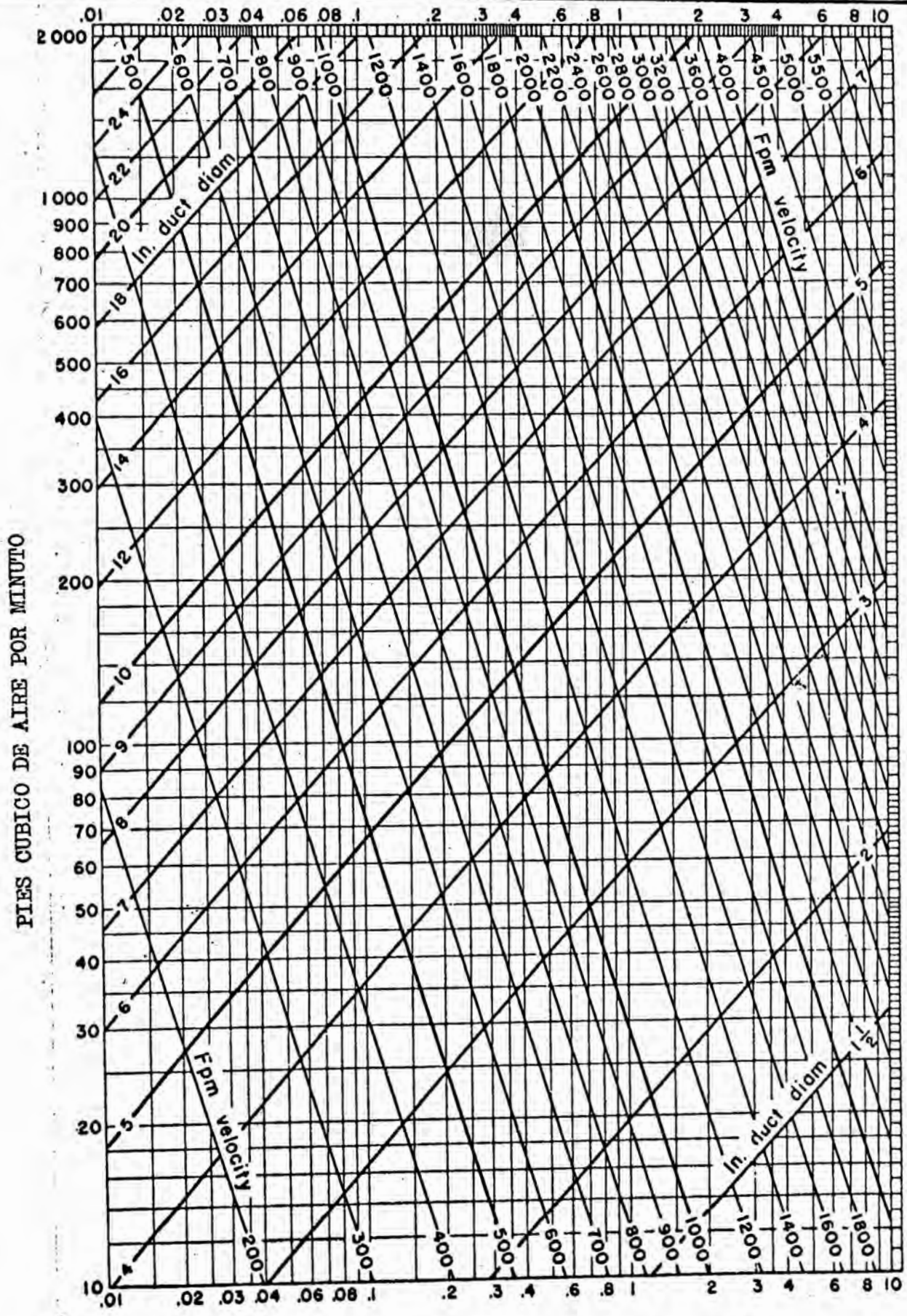
Para un túnel corto, la economía de la ventilación no es tan importante; pero para túneles largos el costo es considerable y una planta de ventilación instalada con descuido nunca paga dividendos, al contrario, puede incrementar los costos y causar graves peligros.

El costo incluye los siguientes factores: costo de potencia, costo del motor y ventilador, costo de tubería, instalación y mantenimiento. La fricción del aire que pasa a través de la tubería deberá ser vencida por la presión de la ventiladora. Esta fricción o caída de presión se expresa en pulgadas de agua (5,2 pulgadas de agua = 1 lb/pulg^2) y se representa con W G (water gage).

La figura 7.6 muestra la pérdida de presión en pulgadas de agua (W G) por cada 100 pies de tubería para varios diámetros, acreando varios flujos de aire y a diferentes velocidades.

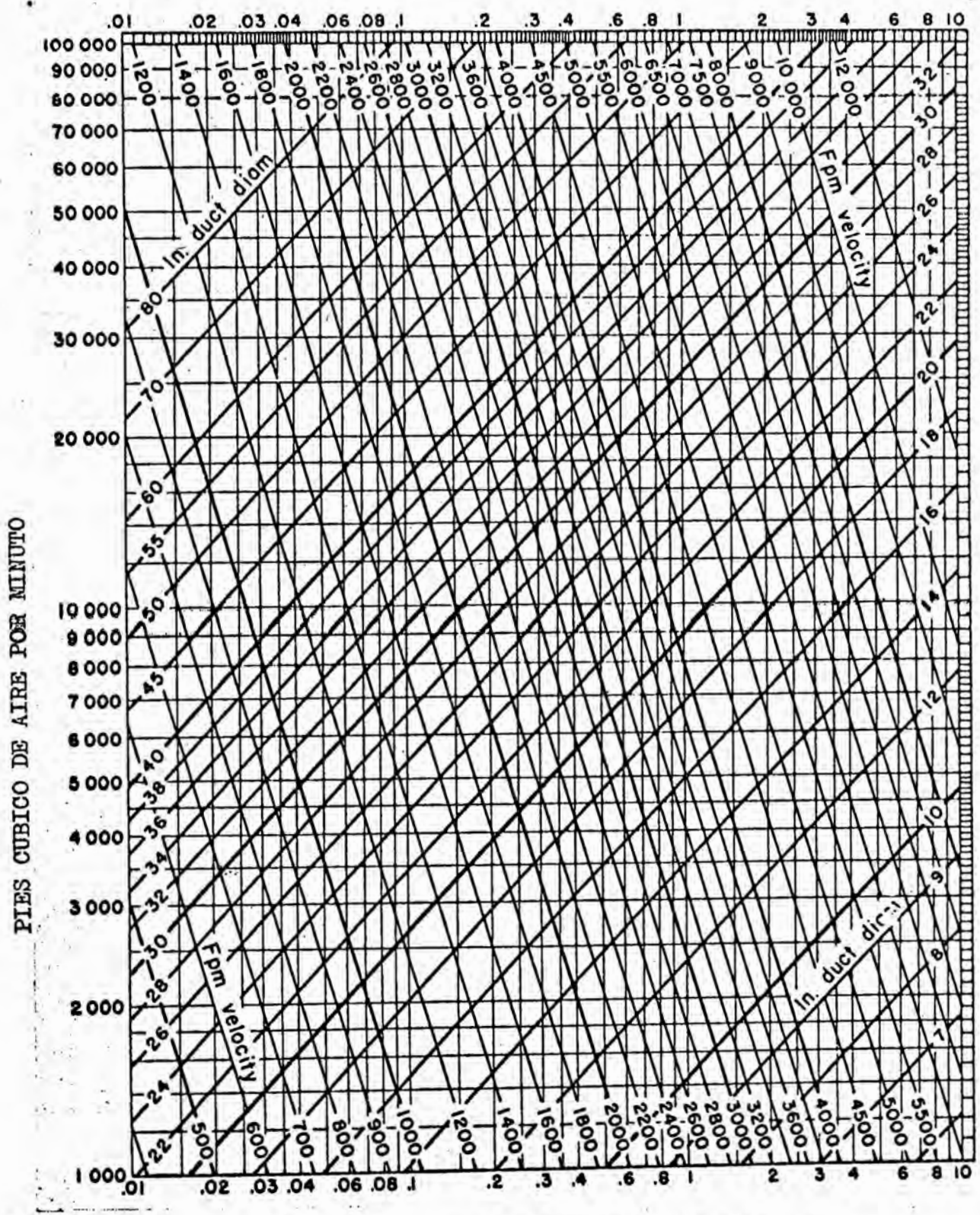
Los pasos a seguir para la selección del diámetro de la tubería más económica son las siguientes:

- 1.- Asumir un diámetro de la tubería y encontrar la máxima caída de presión.



CAIDA DE PRESION EN PULGADAS DE AGUA POR
CADA 100 PIES DE TUBERIA

Figura 7.6 .- Caída de presión en pulgadas de agua de 10 a 2,000 CFM



CAIDA DE PRESION EN PULGADAS DE AGUA POR
CADA 100 PIES DE TUBERIA

Figura 7.6 (continiación) .- Caída de presión en pulgadas de agua de 1,000 a
100,000 CFM

2.- Conocida esta presión y el volumen de aire necesario, se selecciona el ventilador correcta.

3.- Se encuentra la potencia requerida para accionar es te ventilador y asumiendo o conociendo el costo de potencia se encuentra el costo de potencia sobre la longitud del trabajo.

4.- Agregando el costo del ventilador, tubería, etc., se encuentra el gran total para la tubería asumida.

5.- Se repite 1, 2, 3 y 4 para varios diámetros

6.- Tazar una curva del costo total por cada diámetro, lo que dará una curva similar a la que se muestra en la figura 7.7.

7.- El punto más bajo sobre la curva indicará el diámetro de la tubería más económica.

La tubería seleccionada deberá ser tal que pueda ser convenientemente manipulado en el túnel.

10.- ARREGLO DE VENTILADORES.

La planta de ventilación debe diseñarse para las peores condiciones, es decir, para remover los gases producidos por el disparo desde la máxima longitud del frente, en el menor tiempo posible.

La disposición más simple es el sistema de impulsión directa o succión directa, usando un ventilador de velocidad constante para toda la longitud del túnel. Muchas veces se emplea un ventilador de velocidad variable, en este caso se emplea la máxima velocidad para despejar los gases producidos después de un disparo y la velocidad más

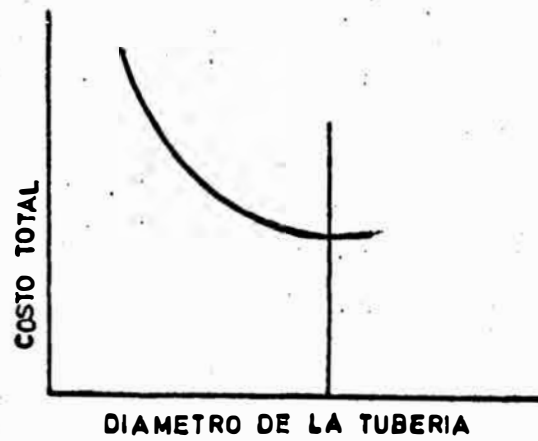


Figura 7.7.- Curva simple para determinar el diámetro más económico de la tubería

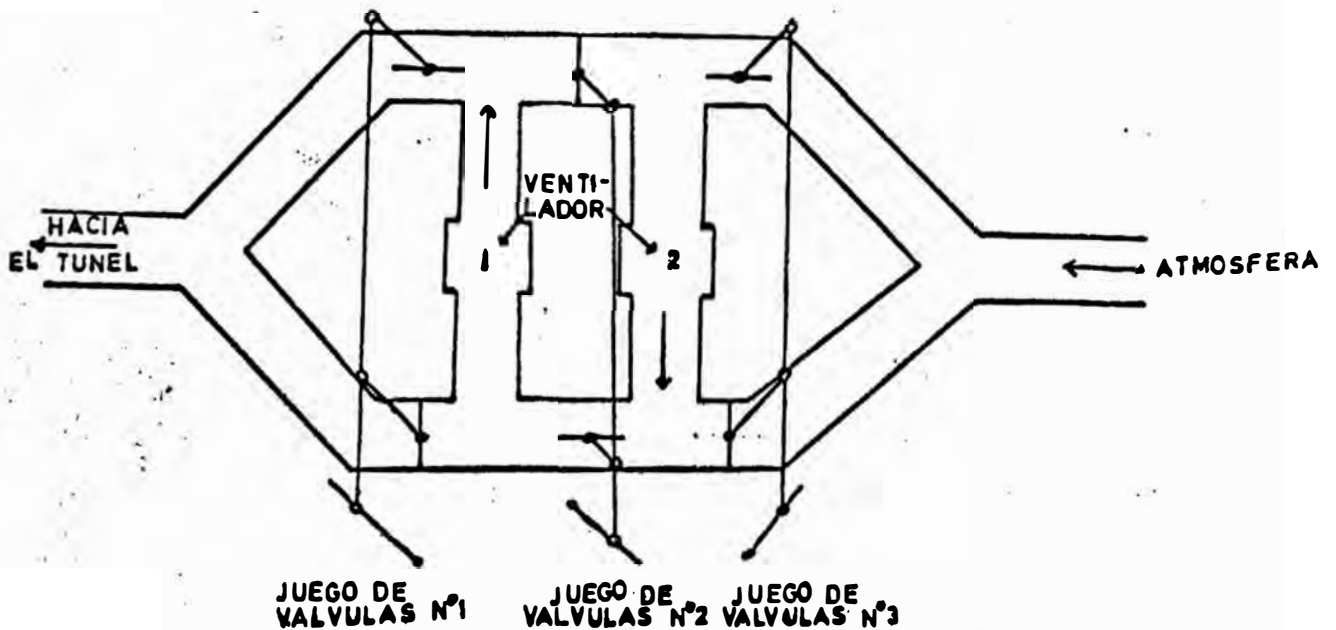


Figura 7.8.- Diagrama de ventiladores y tuberías con tres juegos de válvulas

lenta para el resto del tiempo. Otra manera de obtener una capacidad variable es por cambio del ventilador impulsor (blower), poniendo uno pequeño mientras el avance sea corto. A medida que la longitud del frente aumenta, va disminuyendo la capacidad del primer impulsor instalado y se debe colocar otro de mayor tamaño, para mantener la eficiencia del sistema de ventilación, en el nivel deseado.

Una disposición económica y flexible de la ventilación puede hacerse combinando dos ventiladores en serie con tres clases de válvulas, como se indica en la figura 7.8. Empleando ventiladores centrífugo se puede efectuar cambios de impulsor, para las primeras decenas de metros, solamente se necesita que un impulsor grande trabaje a velocidad media, tanto para la succión como la impulsión, cuando aumenta la longitud de avance, aumenta la longitud de tubería y por consiguiente aumenta la fricción, entonces para una longitud considerable es necesario que el impulsor trabaje a la plena velocidad.

11.- INSTALACION DE TUBERIA.

El tipo más común usado en la ventilación de un túnel, es de alguna forma de acero ligero o latón con válvula. No debe descuidarse el peso y diámetro de tubería, un diámetro pequeño trae consigo excesivas pérdidas por fricción y un espesor demasiado ligero trae consigo riesgo de deterioro por manipulación durante la instalación y voladura, con la consiguiente elevación de costo de mantenimiento y pérdidas de eficiencia; la tubería debe mantenerse en buenas condiciones,

libre de escapes, huecos y abolladuras. La tubería de ventilación se lleva generalmente a una distancia de más o menos 100pies (30m) del frente por lo menos , antes del disparo los tubos que sean de lona, cerca del frente por lo menos 500pies (150 m) para evitar el deterioro de la sacudida y el impacto de los fragmentos de roca.

Para aumentar la eficiencia de succión o impulsión después de un disparo, para remover polvos y gases producidos por el disparo, se deja abierta cerca del frente la línea de alta presión que alimenta las perforadoras; esto impulsa el humo hacia atrás, poniendolo al alcance de la tubería si está succionando o más allá de la salida de descarga si está impulsando.

B I B L I O G R A F I A

- Nicols, Herbert - Movimiento de tierras
- Legget, Robert F. - Geología para ingenieros
- Péguignot C.A. - Tunnel and tunneling
- Krynine, P.K. y Judd, W.P. - Principios de geología y geotecnia para ingenieros
- Peele, Robert - Mining Engeneering Handbook
- Dickenson E.H. - Rock drill data
- Du pont - Blasters' handbook
- Langerfors, Ulf - Técnica moderna de la voladura de rocas
- Bullock, Richard L. - Fundamental research on burn cut drift rock and
- Lewis, Robert - Elements of mining
- Stanley, W.W. - Mine plant design
- Schmidt Avendaño, Paul - Termodinámica (máquinas térmicas)
- Novitzky, Alexander - Transporte en minas y a cielo abierto
- Young, George J. - Elementos de minería
- Vidal, V. Explotación de minas (tomo II)
- Richard, H.W. and Mayo, R.S. - Practical tunnel driving
- Diaz Merlo, Luis A. - Construcción de túneles (tesis)
- Yamasato, Tomás - Perforadoras (tesis)
- Novitzky, Alexander - Ventilación de minas
- Montabert La pantófora (catálogo)

Joy manufacturing Co. (catálogos) - How to determine size of sizer and scraper y Fan selection table

Apuntes de clase del curso de ventilación minera dictada por el Ing° Amado yataco

Catálogo de la Ingersol Rand

Fajardo - Código de minería