4382

FACULTAD DE INGENIERIA

Estudio de Lumbrera y Tunel del Emisor Central.

T E S I S

Que para obtener el título de :

INGENIERO CIVIL

p r e s e n t a :

FERNANDO BERISTAIN GOMEZ

México, D. F. 1970

Universidad Nacional Autónoma de México
UNAM
Biblioteca Central
Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

A mis padres,
con gratitud y cariño

Al Ingeniero Juan Manuel Zurita,
con agradecimiento

Al Ing. Raúl Borja

Al Ing. Angel Borja

Universidad Nacional
Autónoma de
México

FACULTAD DE INGENIERIA
Depto. de Exams. Profs.
Núm. 40
Exp. Núm. 40/

Al Pasante señor FERNANDO BERISTAIN GOMEZ,
P r e s e n t e .

En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el señor Profesor Ingeniero Juan Manuel Zurita, para que lo desarrolle como tesis en su examen profesional de Ingeniero Civil.

"ESTUDIO DE LUMBRERA Y TUNEL DEL EMISOR CENTRAL"

I.- Procedimiento de Construcción para la Excavación. Selección del Equipo.
II.- Diseño de Estructuras de Manteo. (Torre, botes, Cables, Malacate, Etc.)
III.- Diseño del Sistema de Bombeo. (Cárcamos, Bombas, Descarga, etc.)
IV.- Perforación e Inyección para el Control de Filtraciones.

Ruego a usted tomar debida nota de que en cumplimiento de lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito indispensable para sustentar examen profesional; así como de la disposición de la Dirección General de Servicios Escolares, en el sentido de que se imprima en lugar visible de los ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

Muy atentamente
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
México, D.F., 19 de mayo de 1970
EL DIRECTOR

Ing. Manuel Paulín Ortiz

CAPITULO I

PROCEDIMIENTO DE CONSTRUCCION PARA LA EXCAVACION.

SELECCION DEL EQUIPO

1. - Perforación ---------- 1

2. - Explosivos y precauciones generales ---------- 7

3. - Ventilación ---------- 13

4. - Rezaga ---------- 20

5. - Transporte ---------- 24

6. - Mantéo ---------- 27

CAPITULO II

DISEÑO DE ESTRUCTURA DE MANTEO, (TORRE, BOTES, CABLES, MALACATE.)

1. - Torre de mantéo ---------- 31

2. - Botes ---------- 43

3. - Malacate ---------- 44

4. - Cable ---------- 51

5. - Sistema de carga y descarga ---------- 52

CAPITULO III

DISEÑO DEL SISTEMA DE BOMBEO.

1. - Drenes ---------- 53

2. - Cárcamo ---------- 59

3. - Naturaleza del líquido ---------- 61

4. - Bombas ---------- 62

5. - Tubería de descarga ---------- 73

CAPITULO IV

PERFORACION E INYECCION PARA EL CONTROL DE FILTRA CIONES

1. - Problema por solucionar ---------- 84

2. - Solución del problema ---------- 85

CAPITULO # 1

PROCEDIMIENTO DE CONSTRUCCION PARA LA EXCAVACION.

SELECCION DEL EQUIPO

1.- PROCEDIMIENTO DE CONSTRUCCION PARA LA EXCAVACION. SELECCION DEL EQUIPO

1.- Perforación

2.- Explosivos y Precauciones Generales

3.- Ventilación

4.- Rezaga

5.- Transporte

6.- Manteo

EQUIPO DE PERFORACION

1.- PERFORACION

Actualmente el método más común y usado en nuestro caso es el de utilizar una plataforma de Perforación (Jumbo) sobre el cual - se montan perforadoras de avance mecánico para alcanzar todas las partes del frente a un ángulo y profundidad correctos. Las - barretas metálicas se pueden situar a mano o con procedimien_ - tos mecánicos en nuestro caso se colocan con procedimientos - mecánicos, pues como se trata de un túnel con una sección de - 55 m^2. la eficiencia de esta colocación mecánica es mejor que- la manual puesto que aunque el equipo manual, en inversión ini_ cial es más barato, la rapidez y la precisión con que se efectúa el trabajo con equipo de colocación mecánica abate otros costos directos y resulta más barata.

Los jumbos se construyen en forma de marcos de modo que no in terfieran con la remocion de la rezaga.

En los túneles grandes los Jumbos no solo llevan el equipo de per_ foración sino como en nuestro caso se instalan con otros adita_ - mentos, como bombas de inyección de concreto, malacates de - maniobras y equipo de alumbrado.

La perforación por lo general se hace de 8 a 12 pies de profundidad dependiendo de la dureza de la roca, cuando es muy resistente la - roca es de 12 y cuando no lo es puede ser de 8 ó menos.

Cálculo de número de barrenos.

A sección transversal = 55 M^2

Avance por ciclo en función del Area = 3 M (máx)

Consumo de Explosivos en función del Area = 1.5 Kg/m^2.

Volumen total a extraer = 55 m^2 x 3 = 165 M^3.

Consumo total de explosivos = 1.5 Kg/m^3 x 165 = 247.5 Kg. por m de prof.

Peso de la carga por metro en función del diámetro del barreno = 1.2 Kg/m.

Si el barreno se carga a un 90% se tiene:

Long de carga = (0.90) (3.00) = 2.70 m.

Luego el barreno se llevará 2.70 m x 1.2 kg/m = 3.24 kg/barreno

El número de barrenos teórico de base será:

De cuña ayudantes será aproximadamente el 70% de la carga total

247.5 x 0.7 = 173.25 kg.

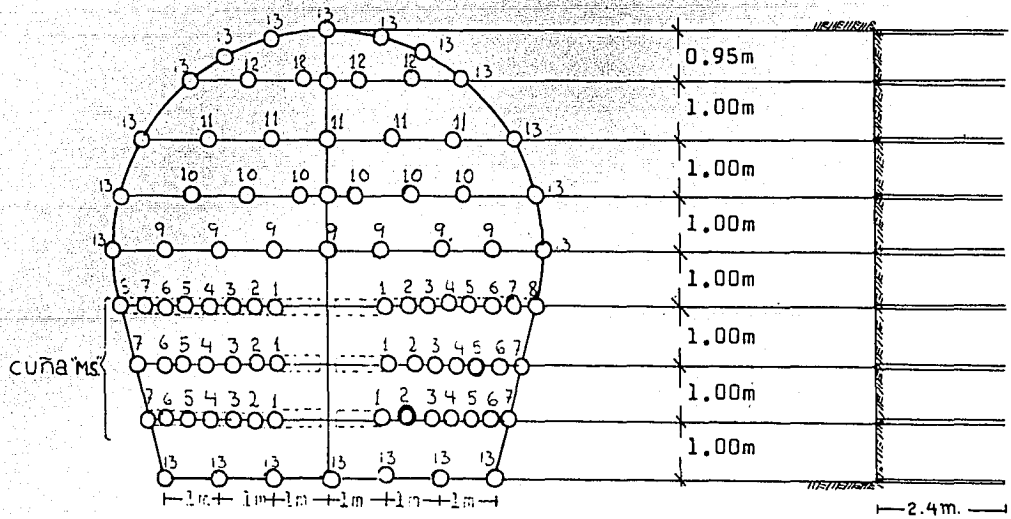
$$No. = \frac{173.25}{3.24} = \underline{53 \text{ barrenos}}$$

De corte ó tabla aproximadamente 30% de la carga total.

$$247.5 \times 0.3 = 74.25 \text{ Kg}$$

$$\text{No.} = \frac{74.25}{3.24} = 23 \text{ barrenos}$$

Las siguientes figuras nos muestran el tablero de perforacion.



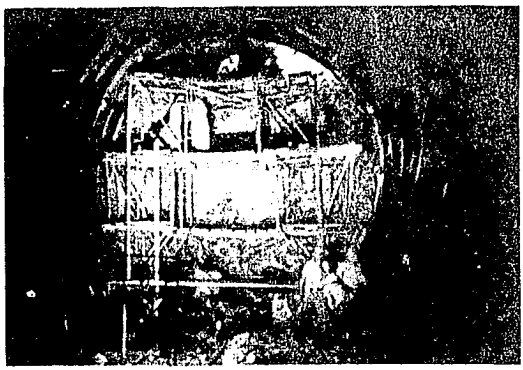
TABLERO DE BARRENACION

El método utilizado en la perforacion del túnel es el método de Frente completo, pues como su nombre lo indica se emplea una barrenación para sacar de una sola vez el area total del frente.

Los números de los barrenos en los dibujos que se ilustran anteriormente indican el órden del disparo; los barrenos en el área de la cuña están cebados con estopines eléctricos de tiempo "MS" y se - - - -

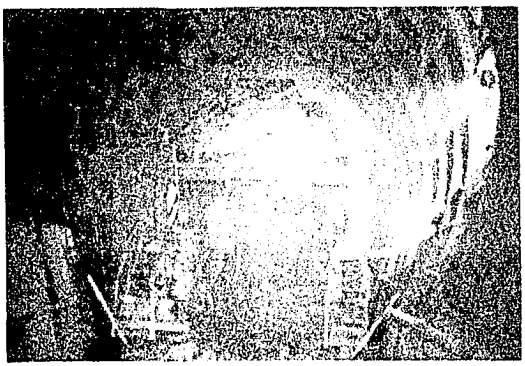
disparan primero; los numeros indican el orden de disparo, como es lógico lo primero en ser diparado es la cuña que está comprendida del 1 al 8 y despues los de corte (del 9 al 13).

El diagrama de barrenación tiene como patron 90 perforaciones.

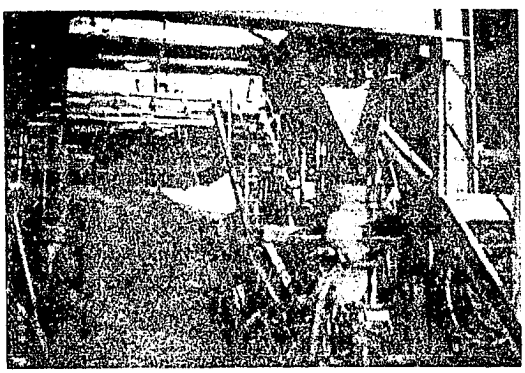


PLATAFORMAS DE PERFORACION

1) Plataforma anticuada, para perforación con pistolas manuales



2) Plataforma modificada para la perforación con 4 pistolas mecánicas



3) Esta plataforma tiene ademas 2 malacates, 2 tolvas y 2 lanzadoras de concreto

EXPLOSIVOS UTILIZADOS Y

PRECAUCIONES GENERALES

2.- EXPLOSIVOS.

En todos los trabajos subterráneos como es nuestro caso son convenientes los explosivos resistentes al agua, con buenas caracteristicas de los gases. Estas caracteristicas se encuentran en las gelatinas dinamitas.

Cuando en el frente han sido perforados todos los barrenos, cada uno de éstos se sopla con un chorro de aire a presión para limpiar particulas sueltas y agua. Los cartuchos son hendidos y atacados firmemente con un atacador de madera, el estopín se coloca en el primer cartucho con el cebo apuntando hacia la boca del barreno.

El taco puede tomarse de los residuos de la perforación. Es más conveniente utilizarlos envueltos en bolsas de papel del mismo tamaño que los cartuchos, en el caso de que éstos sean defectuosos se pueden utilizar tapones prefabricados por los fabricantes de pólvora.

Precauciones Generales.

En cuanto al personal, existen tres principios fundamentales para evitar accidentes.

Los tres conciernen al consumidor que delega el trabajo a sus empleados.

El primero de estos principios establece que mientras menos sea el número de hombres que maneja los explosivos, menores serán los riesgos de accidentes. Esto debe traducirse en una mejor distribución del trabajo y una cuidadosa organización de las operaciones. Significa que debe haber una sola persona encargada de cada uno de los polvorines principales y de los polvorines de distribución y que nadie más debe tener derecho a recibir o entregar explosivos o detonadores. Cuando varios operarios trabajan en cuadrilla, deben ser designados con exactitud las personas que tendrán a su cargo las tareas de acarrear explosivos y detonadores, abrir las cajas, cargar, atacar, cebar, conectar los circuitos de la voladura y hacer los disparos; de modo que todos los miembros de una cuadrilla sepan con certeza cual es el trabajo que corresponde a cada uno de los operarios.

El segundo principio establece que los hombres que manejen explosivos tengan ciertas caracteristicas personales, conocimientos y experiencia. Deben ser seleccionados por su inteligencia y buen sentido y deben poseer conocimientos sobre explosivos, es decir, lo que se puede hacer con ellos sin peligro y lo que resulta peligroso.

El tercer principio general consiste en que deben cumplirse las reglas de seguridad. A los trabajadores no solo se les debe de enseñar las

reglas de seguridad como en una escuela se enseña a contar sino que se les debe hacer ver el beneficio que reciben a cambio con solo cumplirlas para ellos y sus familias.

Preparativos en la zona de Voladura.-

No hay una regla invariable para definir los límites de la zona de voladuras. Sin embargo, debe considerarse que abarca toda aquella zona dentro de cuyos límites los efectos de la explosión podrían herir al personal o dañar el equipo. Para definir dicha zona debe detomarse en cuenta la experiencia tenida en voladuras normales, dejandose además un buen margen adicional de seguridad pues en cualquier momento es posible que se produzca una explosión anormal.

Cuando el frente ha sido ya dinamitado, el lugar debe despejarse a fin de descubrir si las otras voladuras no han dejado explosivos sin estallar. Nunca debe tratarse de ahondar un barreno que alguna vez haya estado cargado con explosivos.

Antes de llevar los explosivos al lugar de la voladura debe comprobarse que en dicha zona solamente están el personal y el equipo estrictamente necesarios.

Precauciones antes de la Voladura.-

Debe de haber suficientes guardianes para asegurar que la zona de voladura esté completamente despejadas; debe proporcionarse protección adecuada para las personas y equipo que deben permanecer en la zona de peligro y debe de proveerse un sistema de alarma sencillo pero efectivo para advertir y avisar el peligro.

Cuando todo el frente ha sido despejado y se han cumplido todas las normas anteriores se procede a conectar las cargas y se detona.

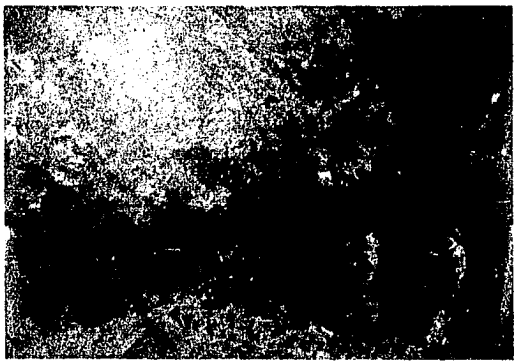
Regreso a la zona de Voladura.

La primera norma es no dejar regresar a nadie al frente sino hasta que haya transcurrido el tiempo suficiente para despejar el humo, el polvo y los gases peligrosos debidos a la explosión. Para mayor rapidez se utiliza un sistema de ventilación del cual hablamos más adelante el cual nos permite regresar al frente en unos 15 minutos después de la voladura.

La segunda norma es tener cuidado con las piedras sueltas que queden en la bóveda y pueden caer en cualquier momento, dichas piedras pesan desde unos cuantos gramos hasta muchas toneladas y caen desprendiéndose casi sin ruido, por lo que, la primera persona en regresar al frente después de la explosión debe de ir provista de una barra

para sondear los lados y el techo y desalojar las piedras sueltas como se muestra en la fotografia.

4) Pistolas perforadoras mecá nicas; el movimiento de estas pistolas se efectua en el tablero de control por un solo operador, tienenen una eficiencia de 10 m/hr



PICADO

5) Después de la tronada se debe picar el frente para que se desprendan las ro- cas que pudieran estar sueltas, asi nos sercioramos de que no exista peligro en el frente de trabajo y las condiciones de seguridad se cumplan al máximo.

VENTILACION

3.- VENTILACION.

Ventilación del túnel durante su perforación.-

Esta ventilación se impone en todas las obras durante su perforación siendo necesario un volumen de aire fresco del orden de 1.5 m^3/ minuto por cada hombre trabajando y cuando se utilizan motores diesel o de explosión interna especialmente para el transporte de los escombros, o explosivos en el caso como es el nuestro de perforación de galerias en rocas, adquiere una importancia especial y exige un volumen suplementario de aire.

En cuanto se refiere a los gases de escape de los motores diesel o de explosión, éstos pueden ser peligrosos cuando se separa cierto contenido de óxido de carbono y molestos por la presencia de Hidrocarburos no quemados,. aldehidos y gas carbónico.

Los motores de gasolina pueden dar en el escape gases que contienen un 3% de óxido de carbono en plena potencia y de un 7 a 8% en marcha lenta.

Los motores diesel pueden contener el 0.2% de este gas a plena potencia y del 1 al 2% con funcionamiento defectuoso.

Generalmente se admite que el contenido de CO tolerable en el aire ambiente para una jornada de trabajo de ocho horas es del orden del 1/10000 en volumen. Los hidrocarburos son más molestos que peligrosos. Es desagradable respirarlos. Algunos higienistas pretenden que pueden producir el cáncer de pulmón.

Los aldehidos dan con el anhidrido sulfuroso el olor característico de los gases de escape, con sus concentración habitual no son peligrosos, pero sin embargo, ejercen una acción irritante sobre los ojos y las vias respiratorias.
El gas carbónico (CO_2) no constituye propiamente un producto tóxico, pero su presencia resulta perjudicial cuando reduce anormalmente la cantidad de oxigeno respirable.

De todo lo anterior resulta la necesidad de la ventilación para obtener una dilución conveniente de estos gases. Puede estimarse de una manera muy exagerada que son necesarios 2.5 m^3/ min. de aire y por C.V. Sin embargo puede reducirse esta cifra mediante el empleo de depuradores de los gases de escape, los cuales por lo general no se ponen en ninguna obra de esta naturaleza o si se ponen no son tratados con el cuidado necesario.

Con relación a los gases producidos por las voladuras tenemos los siguientes datos tomando en cuenta que cada tipo de dinamita

produce distintas cantidades de gases peligrosos por lo que tomaremos un promedio.

La explosión de un kg. de dinamita produce aproximadamente 1 m^3 de gas con el 5% de óxido de carbono o sea, 50 lit. de este gas. - Para rebajar al 1/10000 el contenido de este gas en el aire ambiente en cabeza de túnel, debería procederse a la extracción de 500-m^3/ min, lo que conduciría a ventiladores desproporcionados respecto a los que son necesarios para la ventilación normal, por lo cual, en lugar de instalarlos la práctica demuestra que utilizando los ventiladores normales de 15 a 30 minutos sin que nadie entre al frente es suficiente para eliminar el peligro de gases tóxicos.

Estudio sobre la ventilación necesaria en la lumbrera 15 del Emisor central.-

Existen 3 cantidades de aire que deben ser consideradas en el cálculo, las cuales son:

Q_1 - Cantidad de aire necesario en ft^3/ min por cada B.H.P.

Q_2 - Cantidad de aire necesaria en pies ^{3}/min por hombre.

Q_3 - Cantidad de aire necesaria en pies ^{3}/ min por tronada o explosión.

Calculo de Q_1

Durante la operación normal del tunel como dijimos anteriormente existe la necesidad del uso de motores diesel empleados para el transporte o en alguna máquina motriz, por experiencia, la cantidad necesaria de aire reservada es de 2.5 m^3/ min - por B.H.P. como se dijo anteriormente.

En el túnel se cuenta con 3 locomotoras de 65 B.H.P. cada una lo que nos dá un total de 195 B.H.P. por lo que:

$$Q_1 = 195 \times 2.5 = 490 \ m^3 / \ min.$$

Para el valor de Q_2 podemos guiarnos por las experiencias del departamento de labor del estado de Nueva York así como la -- división de Higiene Industrial del mismo estado y con el Bureau de- Minas que establece.

$$Q_2 = 1.5 \ M^3/ \ min \text{ por hombre}$$

No. de Hombres trabajando en el túnel - 30 personas.

$$Q2 = 1.5 \times 30 = 45 \ m^3/min$$

Finalmente la cantidad de aire necesaria para la extracción de gases producidos por la explosión o tronada)Q_3) está dada por:

$$Q_3 \quad \frac{36 \times 5}{T} \quad M^3/ \ min$$

donde:

S. - Cantidad de explosivos en Kg por carga

T.- Tiempo de ventilación en minutos

Cálculo de S

Consumo = 1 kg/ m^3

Volumen por tronada = 55.40 x 2.40 = 133 m^3

Suponemos 150 kg de dinamita

Tiempo de ventilación = 12 minutos

$$Q_3 = \frac{36 \times 150}{12} = 450 \ m^3/min$$

Una vez conocidos los valores Q_1, Q_2, y Q_3 estamos en posición de determinar el equipo necesario para la ventilación del túne l.

De estos valores solo se tomarán los mayores, haciendolo de la siguiente manera.

$Q_1 + Q_2 = 490 + 45 = 535 \ m^3/min$

$Q_3 =$ ---------- $450 \ m^3/min$

y esto es lógico pues la maquinaria trabaja conjuntamente con el personal y cuando se efectúa la explosión tanto la máquina como el personal se retira.

De lo anterior tenemos que:

$$Q_1 + Q_2 = 525 \ m^3/\ min.$$

Sobre esta cantidad se debe considerar un aumento de 10% por compensación de posibles fugas de aire. También debemos de hacer una compensación de aire, ya que se ha visto que cuando el ventilador trabaja en sentido contrario entrega el 78% de su volumen real.

Por lo que:

$$Q_t = (Q_1 + Q_2) \times 1.22 \times 1.1 = 535 \times 1.22 \times 1.1 = 720 \ m^3/min.$$

$$Q = 720 \ m^3 / min. = 43000 \ m^3 / Hr$$

En la gráfica de operación del ventilador PHMD, para un volumen igual a 43000 M^3/ HR obtenemos un ventilador tamaño 100-4 trabajando a 1,460 r.p.m. el cual indica una presión total de 180 M.M. C.A. así mismo nos indica una potencia consumida de 25 k.w. - igual a 35 H.P.

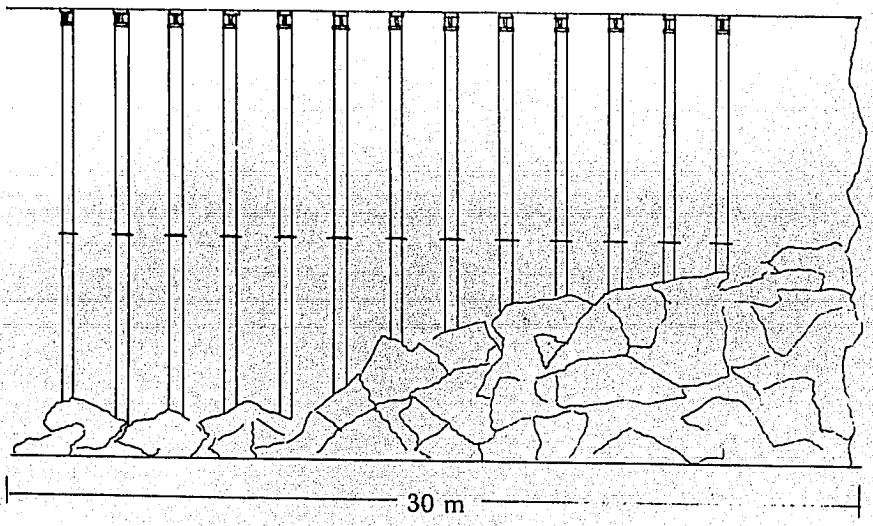
Para evitar pérdidas fuertes debidas a fricción se colocará un ventilador a cada 580 mts. como distancia máxima.

Carga de los Escombros:

Después de la Explosión, los escombros recubren el suelo de la galería en una distancia que puede llegar a 30 ó 50 m con los tapones ordinarios.

El montón es más elevado hacia el frente de ataque como lo mues

tra la figura.



ESCOMBROS DESPUES DE LA EXPLOSION

R E Z A G A

4.- REZAGA.

Para la eliminación de escombros pueden utilizarse traillas, palas cargadoras y a veces en grandes secciones palas ordinarias.

La trailla es una cuba rascadora accionada por un malacate con tres tambores y tres cables, uno de tracción y dos de retorno que pasan sobre poleas unidas a cuñas fijadas en el frente de ataque. Este método para extraer el material es lento, pues para cada voladura hay que retirar el equipo y volverlo a montar, se utiliza en túneles pequeños donde el equipo pesado es demaciado caro y no se amortiza.

Las palas cargadoras son las verdaderas máquinas para cargar los escombros en la galería de los túneles. Es una máquina diseñada especialmente; de dimensiones reducidas en anchura y altura que carga los escombros ante si y los descarga por detrás en las vagonetas, por lo tanto no tienen movimientos de rotación lateral, que sería imposible dada la estrechez de la galería.

Se utilizan palas ligeras de carga directa y palas pesadas en la que el cucharón vierte los escombros sobre un transportador, lo que permite la carga de vagones largos de gran capacidad.

Las palas ligeras se utilizan para túneles de menos de 15 m^2 y en los mayores como en nuestro caso las palas pesadas.

Estas palas por lo general son eléctricas, para eliminar la contaminación del aire. El cangilón está seguido por una vertedera que se levanta con él, para alimentar el transportador. Los tipos más utilizados tienen la siguientes características:

Tipo	Clase	Capacidad del Cangilón. Lit.	Long. del Cangilón bajado (m)	Anchura M.	Altura necesaria.	Peso Kgs	Rendimiento horario medio con materiales disgregados (M^3).
75	pesada	573	11.25	2.20	3.30	18000	40 a 30
100-2	pesada	950	11.5-	2.20	4.15	23000	130-130

Como tenemos 3 turnos en 24 horas y 6 horas efectivas por turno en el cuál se tendrá que avanzar 3 M. de excavación en una sección de 55 m^2 tendrémos que que desalojar con la pala, un volúmen disgregado igual a:

$$\text{Volúmen} = 55 \times 3 = 165 \ m^3 \ \text{(banco)}$$

$$\text{Volúmen disgregado} = 165 + 82 = 247.5 \ m^3$$

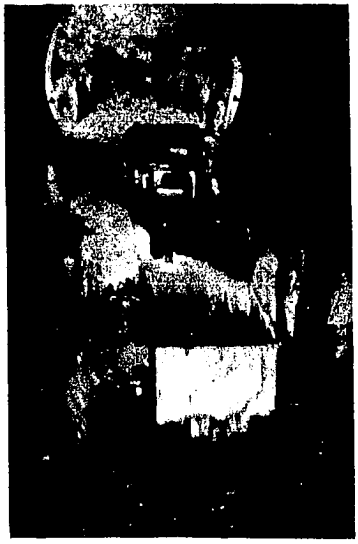
Como estas 6 horas no pueden ser utilizadas unicamente por la pala pues también se necesita perforar, cargar, tronar, movilizar el equipo, etc., la pala cargadora aproximadamente solo trabajará 3 horas de estas 6 y por lo tanto tendrá que desalojar un volumen de 247.5 m^3 en 3 horas, por lo que según el cuadro anterior tomaremos la tipo (100-2) de 950 litros con un rendimiento de 130

m^3/Hr. El tiempo para cargar les vagonetas según este rendimiento no es de 3 horas sino que un poco menos.

$$\text{Tiempo de Rezaga} = \frac{247.5\ m^3}{130\ m^3/Hr.} = 190\ HRS.$$

REZAGA DEL FRENTE

6) Pala cargadora y vagoneta
El frente es despejado por medio de esta maquinaria. Tiene una eficiencia de 130 m^3 / hr.



TRANSPORTE

TRANSPORTE

El primer grupo de vagonetas está compuesto de una vagoneta en el frente seguida de la locomotora y detrás de estas 5 vagonetas más. En el primer paso la locomotora suelta los carros que tiene atrás (0.3 minutos) y transporta el carro frontal hasta donde esta la reza gadora (0.5 minutos) como se muestra en la figura inferior (a)

Cuando dicho carro está cargado la misma locomotora lo remolca por el otro lado del cambio tipo california (0.3 minutos).

Para esto, otro grupo de vagonetas pero con la locomotora al frente y 5 vagonetas detras ya estan atras del grupo anterior como lo muestra la figura inferior (b)

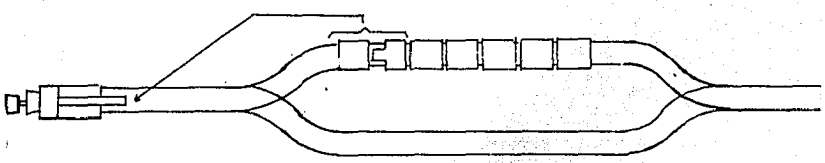


Figura (a)

Figura (b)

La nueva locomotora es desprendida del grupo de vagonetas y ésta empujará ahora a las que estan vacías en el lado derecho del cambio california mediante el siguiente método: Primero empuja cinco vagonetas y deja a la primera cargando (0.5 minutos) regresando a su lugar con las otras cuatro, con esto se cierra el ciclo de carga por vagoneta: la locomotora que está del otro lado del cambio recoge a la que está cargando y con esto ya tiene dos vagonetas cargadas, nuevamente la otra locomotora vuelve a dejar otro carro cargando y regresa con 3 vagonetas y la locomotora que esta del lado derecho del cambio engancha nuevamente al grupo que transportaba, quedando con una vagoneta por delante y cinco atrás, este grupo se pone del lado derecho del cambio y el grupo de vagonetas cargadas se retira a la tolva a descargar.

Como se cuenta con un tercer grupo de vagonetas y otro cambio, el ciclo anterior se realiza nuevamente, sin tener que esperar a que regrese el grupo que fué a descargar.

Por lo tanto el tiempo de duración del ciclo será de:

$$T.\ ciclo = 0.3 \quad 0.5\ min \quad 0.8\ min \quad 0.5$$

$$T.\ ciclo = 2.1\ minutos$$

Como se trata de librar el frente de escombros en 1.9 hrs. tenemos un número determinado de cargadas

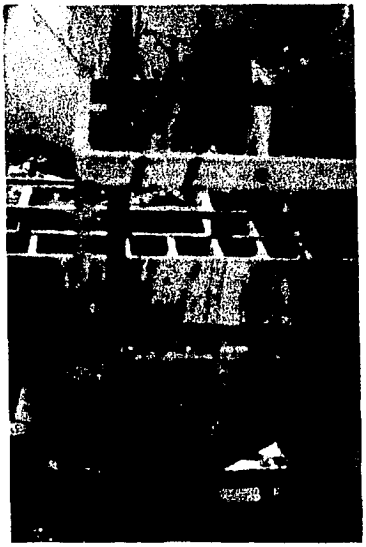
$$No.\ cargadas = \frac{1.9 \times 60}{2.1} = 54$$

Esto es que con 54 cargadas nosotros tendremos que mover 247.5 M^3 de escombros, por lo que el volûmen por carga tendrá que ser de:

$$\frac{247.5}{54} = 4.5 \text{ m}^3 \text{ por vagoneta}$$

Con este volûmen por vagoneta podemos despejar al frente de escombros pero ahora se nos presenta el problema de sacar los escombros o almacenarlos.

DESCARGA VAGONETAS A TOLVA



7) Este movimiento se efectua automaticamente de las vagonetas a la tolva que sirve para cargar los botes que extraen la rezaga

MANTEO

5.- MANTEO

Para esto se nos presentan dos casos:

El primero sería sacar todos los escombros al exterior y el segundo, sacar parte de los escombros y el resto almacenarlo.

El primer método implicaría una gran capacidad de los botes de manteo como a continuación lo veremos.

Tiempo de extracción = 1.9 Hs.

Volúmen por extraer = 247.5 M^3

Tiempo del ciclo de manteo.

Datos del malacate:

Malacate eléctrico de 3.2 Tons.

Velocidad = 220 m/min.

Sistema de hilos = 3 hilos

Velocidad del bote $= \frac{220}{3} =$ 74 m/min.

Profundidad de la lumbrera 220 m.

Tiempo de viaje $= \frac{220}{74} = 2.8$

Tiempo de carga = tiempo de descarga = 1 minuto.

Estos dos tiempos se consideran como uno, por ser simultánea la carga y la descarga.

Tiempo del ciclo = 2.8 + 1 = 3.8 minutos

No. viajes $= \frac{1.9 \times 60}{3.8} =$ 30 viajes

Rezaga por mantear en m^3 = 247.5m^3

Volúmen por vote $= \frac{247.5}{30} =$ 8.25 M^3

Como vemos es un volúmen exagerado con el cuál nos darían votes muy grandes y pesados.

Viendo esto tendremos que almacenar una cierta cantidad en función de la rezaga que podamos sacar con votes de tamaño normal.

Capacidad del vote = 3M^3

Volúmen manteado en 1.9 hs. = 3 x 30 = 90 M^3

Volúmen almacenado = 247.5 - 90=157.5 M^3

Este volúmen queda almacenado en la tolva de descarga y en las vagonetas como el número de vagonetas es 25 se tiene:

Volúmen almacenado en vagonetas = 25 x 4.5 = 112.5 m^3

Volúmen tolva = 157.5 – 112.5 = 45 m^3

El volúmen almacenado se mantea después en los tiempos de perforación, carga, traslado de equipo, etc., el cuál es de 4.1 horas.

No. viajes $= \frac{4.1 \times 60}{3.8} =$ 66 viajes

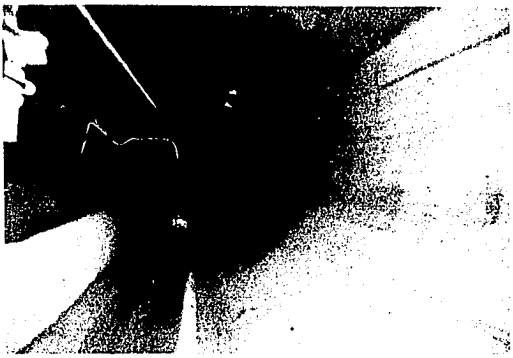
$$\text{Volumen} = 66 \times 3 = 198 \text{ m}^3$$

Como vemos con este tiempo podemos extraer un volumen mayor que el almacenado, por lo que el tiempo para extraer el volumen almacenado será:

$$\text{N}^{\text{o}} \text{ viajes} = \frac{157.5}{3} = 52.5 \text{ viajes} \doteq 53$$

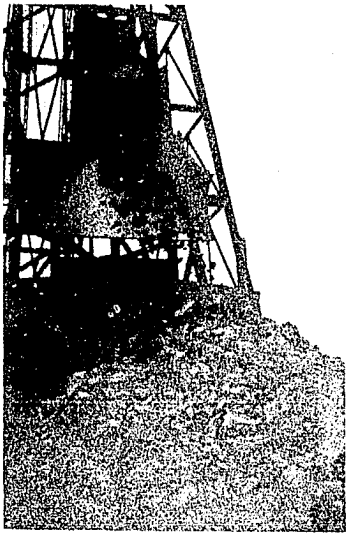
Como cada viaje tarda 2.8 min.

Tiempo para extraer la rezaga almacenada = 53 x 2.8 = 169.6 min.
o sea 2 horas 49 min.

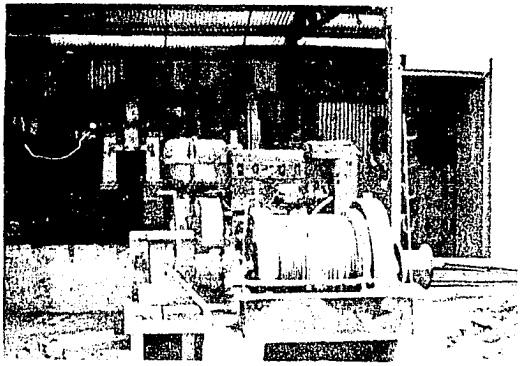


EXTRACCION DE LA REZAGA

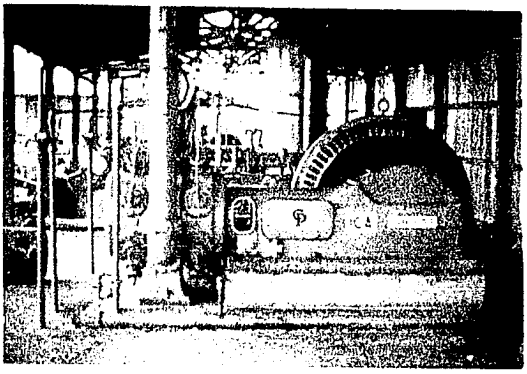
8) La extraccion del material resagado producto de la excavación del túnel se hace por medio de la lumbrera.



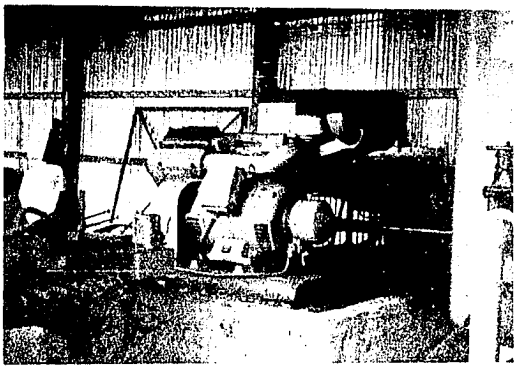
9) Dado que el movimiento de personal y de materiales son muy importantes siempre se cuenta con un malacate auxiliar.

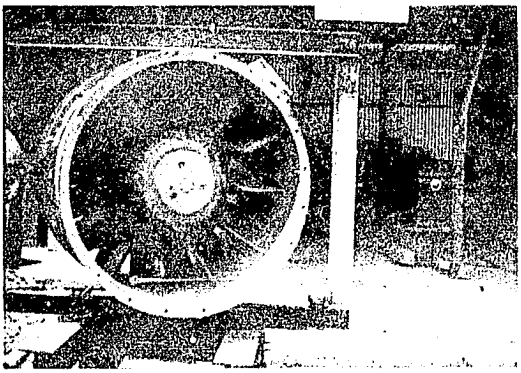


10) Finalmente el material es descargado por un canalón.



11) Como el equipo de perforación requiere 1200 ft^3 / min. (4 pistolas) se cuenta con un compresor de 1200 ft^3 / min. y otro con capasidad de 600 ft^3 / min. para trabajos menores que en conjunto no exeden de esta cantidad





12) Ventilador para la extracción de aire desde el interior del túnel y através de la lumbrera

C A P I T U L O II

DISEÑO DE ESTRUCTURA DE MANTEO. (TORRE, BOTES, CABLES, MALACATE, ETC.)

1.- Torre de manteo

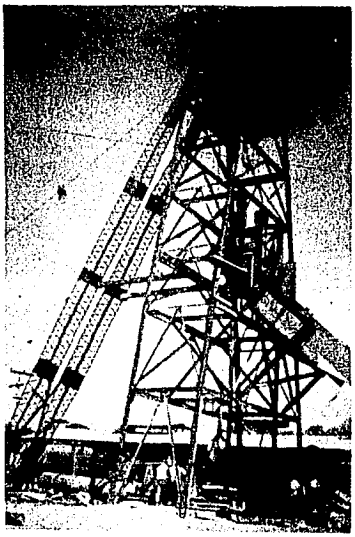
2.- Botes

3.- Malacate

4.- C a b l e

5.- Sistema de carga y descarga

T O R R E DE M A N T E O

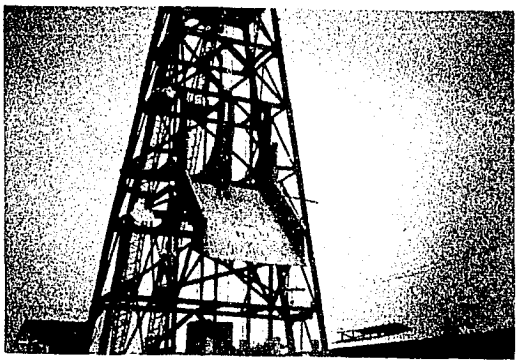


TORRE DE MANTEO

1) Vista general de la torre.

2) Guias para la descarga automática de la resaga.

3) Canalón de descarga.



1.- TORRE DE MANTEO

La torre es una estructura de sostén que nos sirve para diferentes usos.

El uso principal es el de sostener y guiar el sistema de botes; tanto para manteo como para bajar o subir personal.

Esta torre comprende 3 plataformas principales, la primera es la de poleas, la segunda es la de fijación de los cables guía y la tercera la de acceso de personal y materiales.

La torre sirve también para sostener el canalón de descarga para -- dos botes el cual está compuesto de dos pares de guias para la descarga automática y el canalón en si.

La torre tiene además dos plumas de apoyo para que éstas tomen las cargas debidas al malacate y al canalon de descarga. A continuación tenemos los datos y cargas máximas para el cálculo de los elementos principales de la torre de manteo.

TORRE PARA MALACATE

Datos:

Torre volteadora para dos botes,

altura total 20.00 m.

Capacidad por bote 3.00 m^3

Peso del bote vacío 3 110 Kg.

Peso de la rezaga 1 800 Kg/m^3

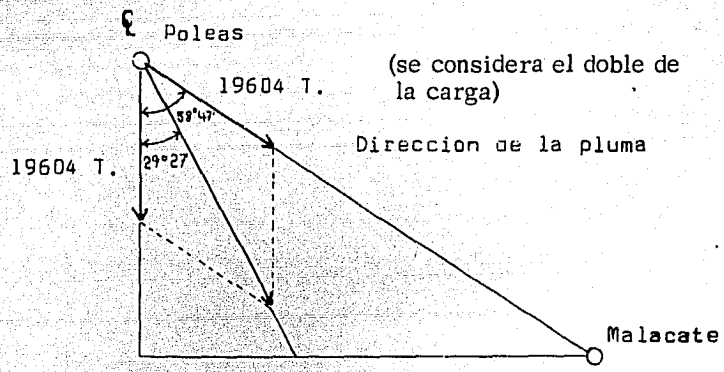
Peso máximo del cable 870 Kg.

Carga máxima de trabajo 9 802 Kg.

Cable por usar 3/4"; carga de ruptura 18000 Kg.

Diámetro de polea = 80 cm. = 31.5"

Distancia entre centro de poleas y eje del tambor del malacate = 33 m



como son 2 sistemas de poleas por ser dos botes se pondrán dos plumas una para cada sistema de poleas

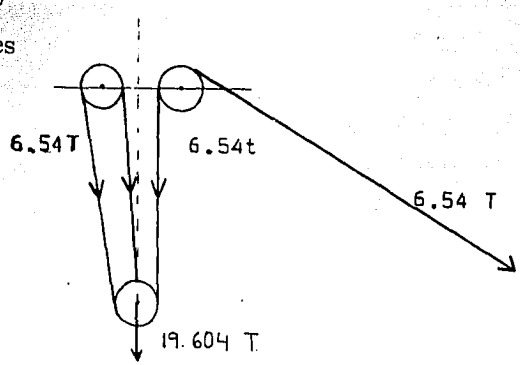
$$R' = \sqrt{19.6^2 + 19.6^2 + 2 \times 19.6^2 \cos 58^\circ 47'} = \sqrt{769.2 + 384}$$

$$R = \sqrt{1153.2} = 34 \text{ Ton para cada pluma}$$

Cálculo de las flechas de soporte de las poleas por esfuerzo cortante.-

Fv = 1125 Kg/cm

Condiciones reales



La polea más cargada es la del lado izquierdo la cual soporta 13.08 ton.

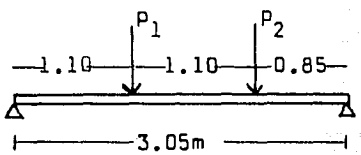
$$A = \frac{13{,}080}{1125} = 11.6 \text{ cm}^2$$

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 11.6}{\pi}} = \sqrt{14.8} = 3.5 = 1.52''$$

el diámetro que se puso fue de 2" con el cual estamos un poco sobrados.

Visuetas de apoyo para poleas (2 piezas por sistema) :

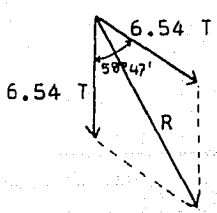
Marco superior: 3.05 x 3.05 m



P 1 = 13.08 ton

P 2 = ?

Cálculo de P 2 :

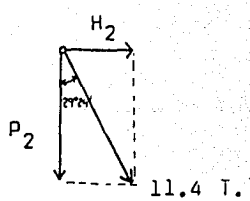


$$R = \sqrt{6.54^2 + 6.54^2 + 2 \times 6.54^2 \times \cos 58^\circ 47'}$$

$$R = \sqrt{42.6 + 42.6 + 2 \times 42.6 \times 0.52}$$

$$R = \sqrt{85.2 + 44.3}$$

$$R = \sqrt{129.5} = 11.4 \text{ ton}$$



P 2 = 11.4 x COS 29° 24' = 9.9 ton

H 2 = 11.4 x SEN 29° 24' = 5.55 ton

BIBLIOTECA CENTRAL
U. N. A. M.

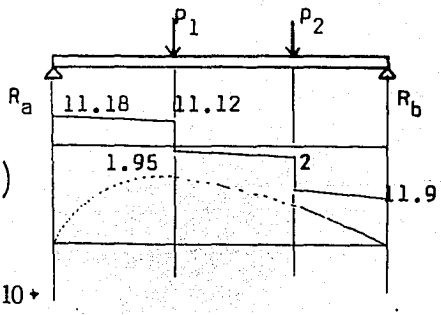
Cálculo de Reacciones:

$$RA^1 = \frac{13.08 \times 1.95 + 9.9 \times 0.85}{3.05}$$

$$RA^1 = \frac{25.4 + 8.4}{3.05} = \frac{33.8}{3.05} = 11.1$$

$$RA = 11.1 + 0.076 = 11.18$$

$$RB = 11.88 + 0.076 = 11..96$$



Cálculo de M máx

$$M_{máx} - 11.176 \times 1.1 - \left(\frac{w \times 2}{2}\right)$$

$$M_{máx} = 12.3 - 0.03 = 12.27$$

$$M_2 = 11.18 \times 2.20 - 13.08 \times 1.10 + - \frac{0.050 \times 4.8}{2} = 10.08 \quad \text{Ton - m}$$

como son 2 piezas el M máx y el cortante máximo se dividen entre dos para conocer el valor de cada pieza por separado

$$M_{máx} = 6.135 \quad \therefore \quad 6.14$$

$$V_{máx} = 5.98$$

utilizando la fórmula para flexión de Manuel Monterrey 4 y 5. Para encontrar el F b (esfuerzo permisible).

El mayor de los valores calculados por las fórmulas (4) o (5) pero sin exceder 0.60

Tomemos primero la fórmula (5) por facilidad de cálculo

$$F\ b = \frac{843\ \ 700}{1\ d/Af}$$

donde:

$$Af = 12.7 \times 1.38 + \frac{1}{6}\, 0.89 \times 24.8 = 17.5 + 3.68 = 21.18$$

$$ld = 305 \text{ cm} \times 30.48 = 9300$$

$$Fb = \frac{843,700}{9300 / 21.18} = \frac{843700}{440} = 1920 > 1520$$

Por lo que rige Fb = 0.60 Fy

$$S_x = \frac{Mx}{Fb} = \frac{614\ 000}{1520} = 403 \text{ cm}^3$$

En el manuel Monterrey vemos que tendríamos que tomar una I 12" Ligera. Pero como tenemos el problema de vibración en las poleas y cabeceo, se tomó una I 15" Liviana.

Para resistir el empuje horizontal

$$H_2 = \frac{5.55}{2} \text{ ton} = 2.78 \text{ tons. por vigueta}$$

Con electrodo E 6010 y para acero A-36 y con:

Esp. máx. = 1.58 cm. t min = 1/4"

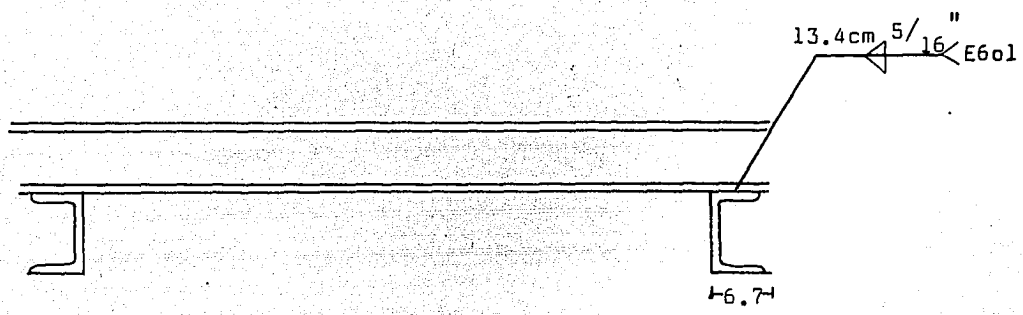
Esp. mín. = 1.0 cm t máx = 5/16" ⇒ t = 5/16"

cap. = 532 Kg/cm

$$\text{Long. soldadura} = \frac{2780}{532} = 5.22 \text{ cm.}$$

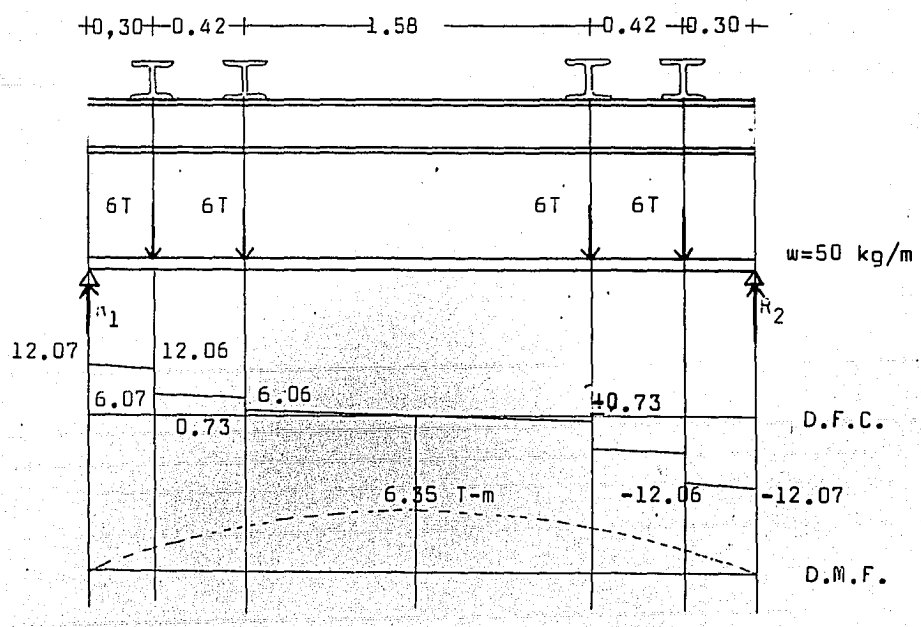
Para la instalación se utilizó para cada extremo de la vigueta una longitud de L = 6.7 + 6.7 = 13.4 cm

6.7 cm = Patin de la canal de 8 pesada, con esta longitud de soldadura se está muy dentro de la seguridad.



S o l d a d u r a

Soportes para las viguetas de apoyo de las Poleas :



Cálculo de las reacciones.

$$R_1 = \frac{6 \times 2.735}{3.05} + \frac{6 \times 2.315}{3.05} + \frac{6 \times 0.735}{3.05} + \frac{6 \times 0.315}{3.05}$$

$$+ \frac{0.050 \times 3.05}{2}$$

$$R\,1 = 5.37 + 4.55 + 1.45 + 0.62 + 0.076$$

$$R_1 = R_2 = 12.076$$

Momento max en el centro del claro

$$M_{max} = 12.076 \times 1.525 - 6 \times 1.21 - 6 \times 0.79 - \frac{0.05 \times 1.525^2}{2}$$

$$M\ max = 18.41 - 7.25 - 4.75 - 0.058 = 6.35 \text{ Ton-m}$$

$$S = \frac{635,000}{1520} = 418 \text{ cm}$$

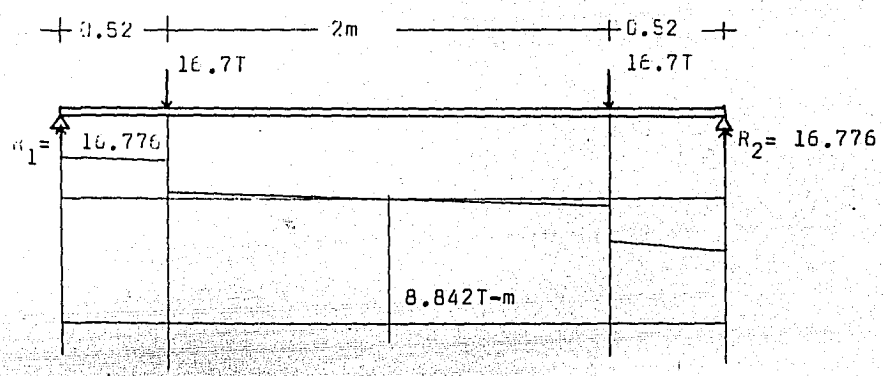
I 12" Liv S x = 589.4 cm 418

en la torre se instalaron viguetas I 12 pesadas S x = 734.5 cm^3 para ambas. Además estas viguetas se reforzaron con placas de 1/4" en el alma a todo su peralte y longitud con soldadura intermitente de chaflán de 5/16" y long. 10 cm. con separación de 20 cms. c.a.c.

Vigueta para soportar el empuje horizontal de la pluma.-

$$\text{Empuje} = 34 \times \text{sen } 29^{o}\ 24'$$

$$= 34 \times (0.4909) = 16.7 \text{ tons por pluma}$$



El momento máximo es al centro del claro

$$M_{máx} = 25.6 - 16.7 - 0.058 = 8.842 \text{ ton-m}$$

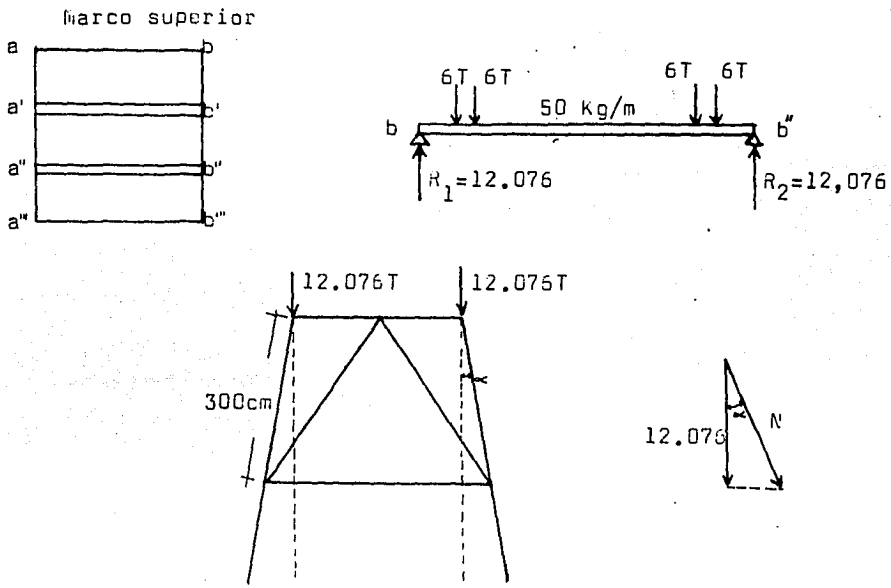
Cortante máximo: 16.776 ton

$$S = \frac{884200}{1520} = 580 \text{ cm}^3$$

I 12 Liv ; S x = 589.4 cm^3

Esta vigueta también fue reforzada en su alma con las mismas características que la anterior.

<u>Cálculo de un elemento de la torre</u> :



$$N = \frac{12.076}{\cos 9^{o}\ 35'} = \frac{12.076}{0.98604} = 12.23 \text{ ton}$$

Long. de pandeo = 300 cm; k = 1

Supongamos ∢ 5" x 5" x 1/2 ; A = 30.65 . r_{min} = 2.49

$$\frac{Kl}{r} = \frac{1 \times 300}{2.49} = 120 \therefore F = 723 \text{ Kg}$$

Padm = 22.2 ton

el cual nos da un factor de seguridad grande.

Revisión de la pluma de apoyo :

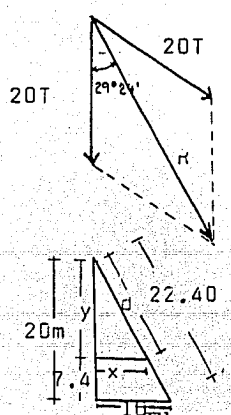
Sección propuesta

Sección en cajón con 4 ∢ de 2 1/2" x 2 1/2" x 1/4"

Celosía: 1 1/2" x 1 1/2" x 1/8"

Placas intermedias de 3/8" de espesor

Carga de diseño



$$R = 2 \times 20 \times \cos 29^{o}\ 24' = 40\ (0.8712)$$

$$R = 35 \text{ tons}$$

$$\text{Longitud total} = \sqrt{20^2 + 10^2} = \sqrt{400 + 100} = \sqrt{500} = 22.40 \text{ m}$$

Apoyo a una distancia "d"

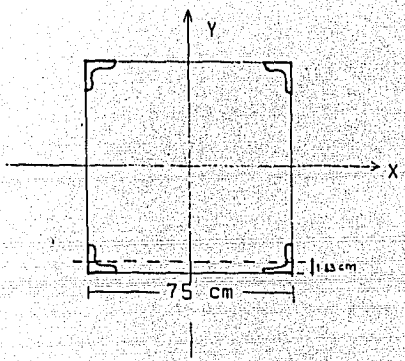
$$\frac{20}{22.40} = \frac{12.60}{d}; d = \frac{12.60 \times 22.40}{20} = 14.10$$

$$y = 20 - 7.40 = 12.60$$

El apoyo de la pluma mide

$$X = \sqrt{14.10^2 - 12.60^2} = 6.40 \text{ m}$$

Cálculo de los momentos de Inercia.



$\measuredangle_s$ 2 1/2 x 1/4"

$A = 7.68 \text{ cm}^2 \qquad r = 1.96 \text{ cm}$

$X = 1.83 \text{ cm} \qquad I = 29.14 \text{ cm}^4$

$\bar{I}_y = I_y + a\,d^2$

$d = 37.5 - 1.83 = 35.67 \text{ cm}$

$I = (29.14 + 7.68 \times 35.67^2)\ 4$

$I \quad 4\ (9828.20)$

Cálculo del radio de giro del conjunto

$$r = \sqrt{\frac{I_y}{A}} = \sqrt{\frac{4(9828.20)}{4 \times 7.68}} = \sqrt{1279.71} = 35.7 \text{ cm}$$

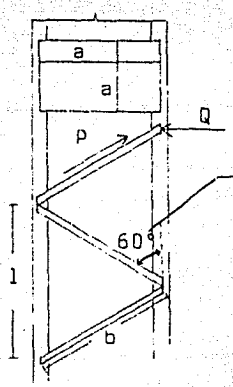
K = 0.8 por condiciones de apoyo

$$\frac{k\ l}{r} = \frac{0.8 \times 14.10}{37.5} = 40.2 \qquad F_a = 1349$$

$$P_{adm} = 4\ (7.68)\ (1349) = 41500 \text{ Kg} > 35000$$

como son dos sistemas de poleas las que transmiten una carga de 35000 kg se pondrán dos plumas con las características anteriores.

Revisión de la celosía de la pluma:



$a = 75 \text{ cm} - 2 \times 1.86 = 71.34 \text{ cm}$

Espesor g (placa)

$g = \frac{a}{50} = \frac{71.34}{50} = 1.43 \text{ cm} = 9/16"$

Mínimo por especificación 60"

$b = \frac{71.34}{0.866} = 82.2 \text{ cm}$

$l = b = 2\,a \text{ tang } 30^2 = 71.34 \times 0.576$

$l = 82.2 \text{ cm}$

sabemos que $\frac{L}{R} = \frac{l}{r}$ Y $Q = 2\%\ (35 \text{ ton}) = 0.7 \text{ ton}$

$$2\,p = \frac{700}{\cos 30^o} = \frac{700}{0.866} = 808 \text{ Kg}$$

P = 404 Kg

Supongamos ∢ 1 1/2" x 1/8" A = 2.34 cm^2

Long = 82.2 cm

$$\frac{k\ l}{r\ min} = \frac{1 \times 82.2}{0.76} = 108$$

$$F\,a = 840\ Kg/cm^2$$

$$Cap = 840 \times 2.34 = 1970 > 404$$

La pieza se queda

Apyo de la pluma

Carga Axial a tensión

$$\text{Carga axial} = 35 \times \frac{6.40}{14.10} = 15.8 \text{ ton}$$

Con el mismo ángulo que la pluma

$$F\,a = \frac{P}{A} \qquad Fa = \frac{15.8 \times 10^3}{4 \times 7.68} = 519\ Kg/cm^2$$

o sea $\frac{kl}{r} = 142$

$$r = \frac{kl}{142} = \frac{0.80 \times 640}{142} = 3.6 \text{ cm.}$$

$$I_Y = r^2\ A = 3.6^2 \times 4 \times 7.68 = 4 \times 99.3$$

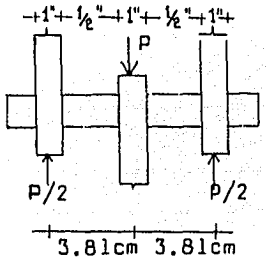
como queremos la distancia de un ángulo al eje; $99.3\ cm^4 = 29.14 + 7.68\ (d^2)$

$$d = \sqrt{\frac{99.3 - 29.14}{7.68}} = \sqrt{\frac{70.16}{7.68}} = \sqrt{9.15} = 3.14$$

d = 3.14 cm. La cual es muy pequeña y pondremos la misma separación que en el caso de la pluma por facilidad de construcción.

Pernos de Articulación para la pluma de apoyo :

P = 35 Ton



V máx en el perno = 17.5 ton

Por cortante tenemos

$$d = \sqrt{\frac{16\ V}{3\ \pi\ 930}} = \sqrt{\frac{16 \times 17500}{3\ \pi \times 930}} = \sqrt{32} = 5.66 \text{ cm}$$

Por momento

$$M = \frac{P\ l}{4} = \frac{35000 \times 7.62}{4} = 6690 \text{ Kg/cm}$$

$$d = \sqrt[3]{\frac{32\ M}{2090}} = \sqrt[3]{\frac{32 \times 66900}{2090}} = \sqrt[3]{0.0153 \times 66900} = \sqrt[3]{1020}$$

$$d = \sqrt[3]{1020} = \underline{10.1}$$

Por aplastamiento

$$d = \frac{V}{2090\ t} = \frac{17500}{2090 \times 2.54} = 3.3 \text{ cm}$$

Rige por momento flexionante

;

$$d = 10.1 \text{ cm} = 4'' \text{ de } \phi$$

B O T E S

2.- BOTES

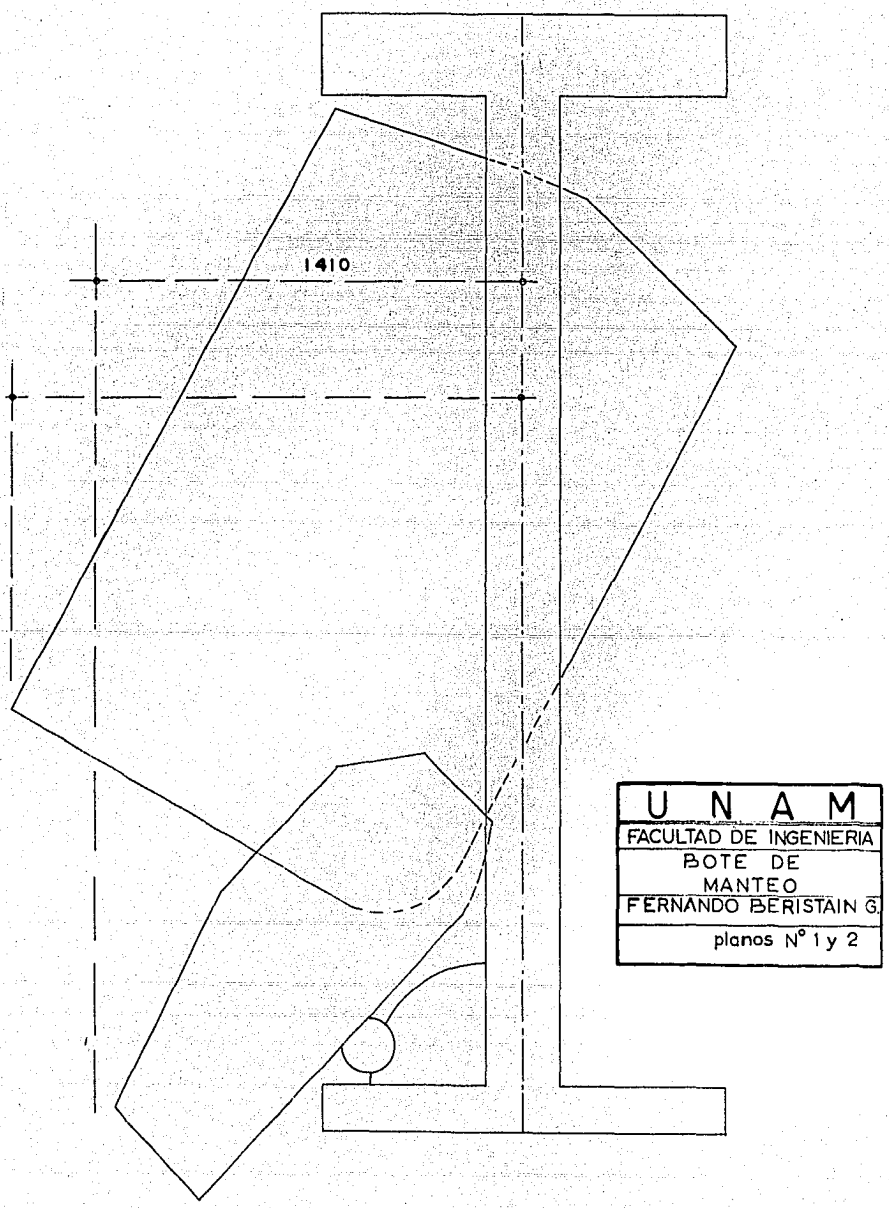
La capacidad del bote calculada en el capítulo anterior de esta tesis fue de 3 m^3 por considerar este un volumen moderado y manejable por su peso.

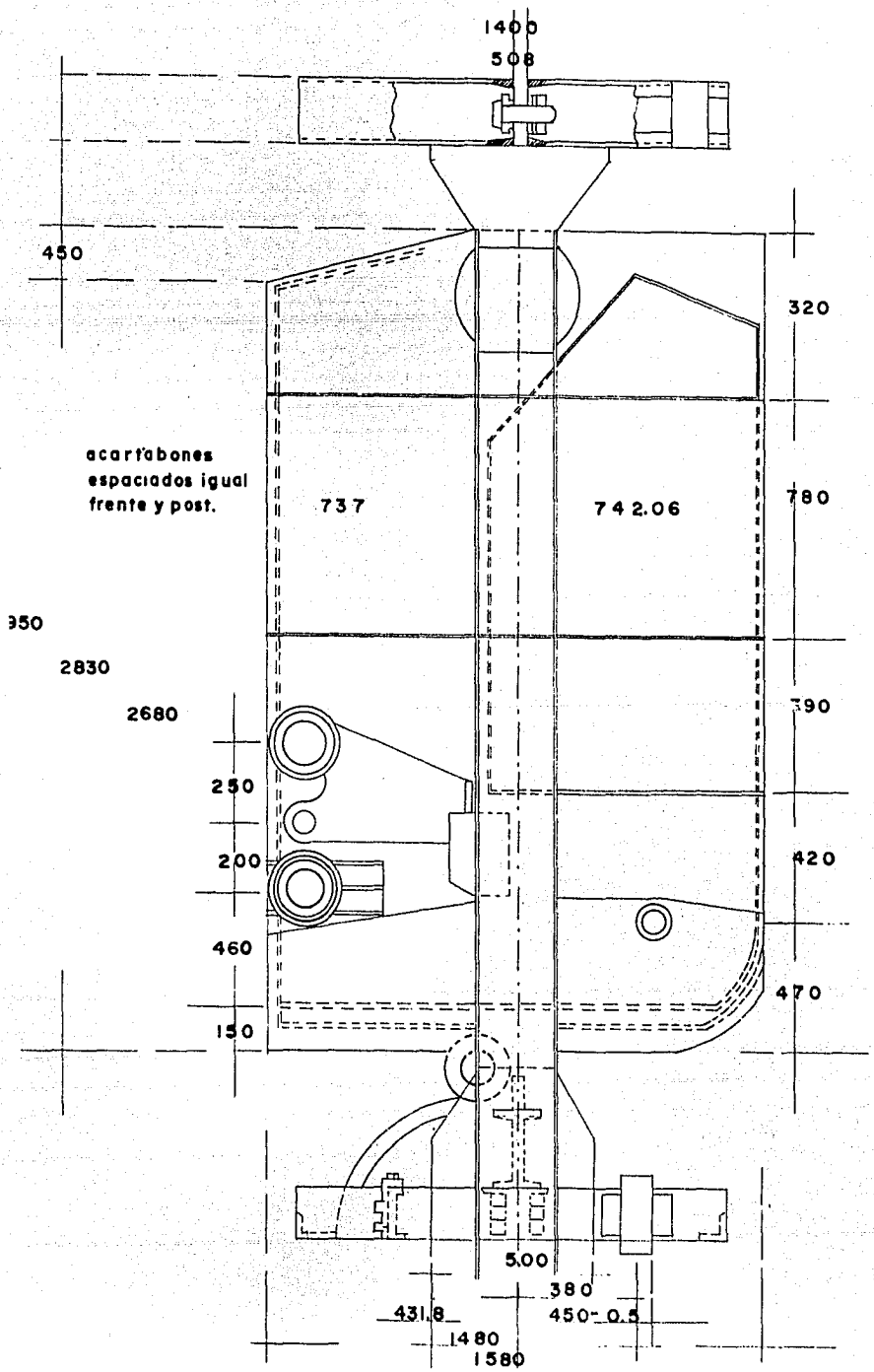
Dimensiones del bote:

El bote está limitado en sus dimensiones tanto longitudinales como transversales pues estas dimensiones están en función de las dimensiones de la lumbrera y de las estructuras de carga y descarga.

Descripción del bote:

Este bote consta de una compuerta automática de descarga, de dos roles y a 8 guias para los cables, 4 en la parte superior y 4 en la parte inferior.


1410
U N A M
FACULTAD DE INGENIERIA
BOTE DE
MANTEO
FERNANDO BERISTAIN G.
planos N° 1 y 2


1400
508
450
320
acartabones
espaciados igual
frente y post.
737
742.06
780
950
2830
2680
390
250
200
420
460
470
150
500
380
431.8
450-0.5
1480
1580

MALACATE

3. - MALACATE:

El malacate es uno de los equipos más importantes en la construcción del túnel puesto que todos los movimientos de salida o entrada ya sea de personal, material o escombros dependen de él y éstos serán más seguros mientras más seguridad haya en el malacate. A continuación daremos los datos para seleccionar el equipo necesario y su capacidad máxima.

Datos del Problema:

Malacate Marca Lidgerwood de tambores paralelos. Tensión de placa 3180 Kg (5000 Lbs).

Tambor de 12 izaje 1.34 m de diámetro por 1.06 m de ancho.

Transmisión dobe de engranes rectos

Engranes de paso diametral, de 147 dientes, material acero alto carbono.

Piñón de Paso diametral 2, de 19 dientes, material acero al niquel

Acoplamiento flexible del tipo de engranes

Embragues de fricción, material madera de roble sobre acero.

Frenos de fricción, tipo cinta

Motor eléctrico marca Westhinghouse de rotor devanado, trifásico 60 ciclos/seg. 440 V, 300 HP 600 R P M bastidor 32 B tambor ranurado.

3. - MALACATE:

El malacate es uno de los equipos más importantes en la construcción del túnel puesto que todos los movimientos de salida o entrada ya sea de personal, material o escombros dependen de él y éstos serán más seguros mientras más seguridad haya en el malacate.

A continuación daremos los datos para seleccionar el equipo necesario y su capacidad máxima.

Datos del Problema:

Malacate Marca Lidgerwood de tambores paralelos. Tensión de placa 3180 Kg (5000 Lbs).

Tambor de 12 izaje 1.34 m de diámetro por 1.06 m de ancho.

Transmisión dobe de engranes rectos

Engranes de paso diametral, de 147 dientes, material acero alto carbono.

Piñón de Paso diametral 2, de 19 dientes, material acero al niquel

Acoplamiento flexible del tipo de engranes

Embragues de fricción, material madera de roble sobre acero.

Frenos de fricción, tipo cinta

Motor eléctrico marca Westhinghouse de rotor devanado, trifásico 60 ciclos/seg. 440 V, 300 HP 600 R P M bastidor 32 B tambor ranurado.

Cable: Torcido regular derecho

Diámetro 3/4" (19 mm)

Tipo 6 x 19 Warrington

Material de acero arado, alma de cáñamo

Peso 1.36 Kg/m

Carga de ruptura 18 000 Kgs (21600 Kgs. según Tab. F I)

Rezaga: 1800 Kg/m^3

Revisión:

Velocidades convencionales de los fabricantes:

Para izar carga : 90 a 120 m/min

Para bajar carga : 120 m/min (1.8 m/seg)

Para bajar carga la velocidad de trabajo es aprox.

1.5 m/seg 2

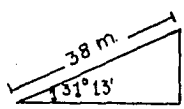
Para izar carga la velocidad de trabajo es aprox.

1.0 m/seg 2

Angulo de desviación del cable: Por especificación 2°. para tambor liso y 1 1/2° para tambor ranurado.

Distancia H. entre eje de tambor y el de Poleas = 33 m

Altura del eje a eje = 20 m



$$\text{Ang hor} = \frac{20}{33} = 0.606 = 31^{\circ}\ 13'$$

$$\text{Hipotenusa} = \sqrt{400+1089} = \sqrt{1489} = 38.60 \text{ m} = 38 \text{ m (recomen).}$$

Ang. de desv = ang tan $\frac{0.4575}{38.60}$ = ang tan 0.011852 = 0° 41'
$< 1^{o}$ 30'

B = 0.915 $\frac{L}{15}$ = $\frac{38.60}{15}$ = 2.57

Diámetro de la polea recomendable:

30 diámetros, o sea

D = 30 (1.9) = 57 cm (como mínimo)

Polea del gancho: diam 80 cm > 57 cm

Polea del sosteén diam 60 cm > 57 cm

Cantidad de grapas recomendadas para conecciones: 4;No. de Grapas en el extremo muerto del cable en el gancho: 4

Análisis de las cargas

lo. Carga Estática

a) carga constante:

Peso de Polea y gancho 100.00 Kg/

Peso del cable izaje: Para prof. máxima de 213.00 m

w = 3 hilos x 213.00 x 1136 870.00 Kg.

W_a = 970.00 Kg.

b) Carga debida al concreto

Peso de la cubeta = 600.00 Kg.

Carga concreto: 2 m^3 x 2200 Kg = 4.400.00 Kg.

5 .000.00 Kg

BIBLIOTECA CENTRAL
U. N. A. M.

c) Carga debida a la rezaga

El peso volumétrico promedio es de $1800 Kg/m^3$. Este dato se sacó del manual de Excavaciones tomando 3 tipos de roca para esto, Basalto, - caliza y arenisca

$$\underline{3} \times 1,800\ Kg/m^2 = 5400$$

Peso del bote rezagador	3110 Kg
Carga debida al mat. de Rezaga	5400
	Σ 8510 =

2.- Peso de Rezagador neumático

marca ELMCO 5400.00 Kg.

Se usará la carga mayor para la revisión

$$West = W_a + W_c = 970 + \underline{8510} = 9480$$

2.- Carga dinámica

La carga de frenaje más crítica se presenta al ir bajando la carga estática más pesada que desciende, o sea la del concreto; pero se cinsiderará para el cálculo la carga de frenaje debida a la carga más pesada que asciende, o sea la de la rezaga, puesto que la carga de diseño estática más dinámica, resulta mayor.

Así:

$$V_{cable} = \pi\ Dn \times \frac{NP}{Ne} \times \frac{Vm}{60}$$

Dn	=	Diámetro del tambor	1.34
Np	=	Número de dientes del piñon	19
Ne	=	Número de dientes del engrane	147
Vm	=	Velocidad de placa del motor	600 r p m

$$Vc = \pi \times 1.34 \times \frac{19}{147} \times \frac{600}{60}$$

$$Vc = \pi \times 1.34 \times \frac{19}{147} \times 10 = 5.4 \text{ m/seg}$$

La velocidad de ascenso de la carga con 3 hilos en el polipasto 3 veces menor que la del cable.

$$Vcarga = \frac{5.4}{3} = 1.80 \text{ m/seg}$$

Considerando que la carga tarda 3 segundos en pararse después de - aplicar el freno

$$a = V \text{ carga} = \frac{1}{3} = 0.33$$

La velocidad de trabajo es de 1 m/seg lo que hace ver que el motor no trabaja a toda su capacidad.

$$W \text{ dim} = \frac{W \text{ est} \times a}{G} = \frac{9.480 \times 0.33}{9.81} = 322 \text{ Kg.}$$

La carga de diseño es:

$$W \text{ diseño} = West + W \text{ din} = 9\ 480 + 322$$

$$\underline{W \text{ diseño} = 9802}$$

La capacidad de levante del malacate de acuerdo con la tensión de la placa y el número de hilos de polipasto es:

$$P = \text{No. hilos (tensión de placa) eficiencia}$$

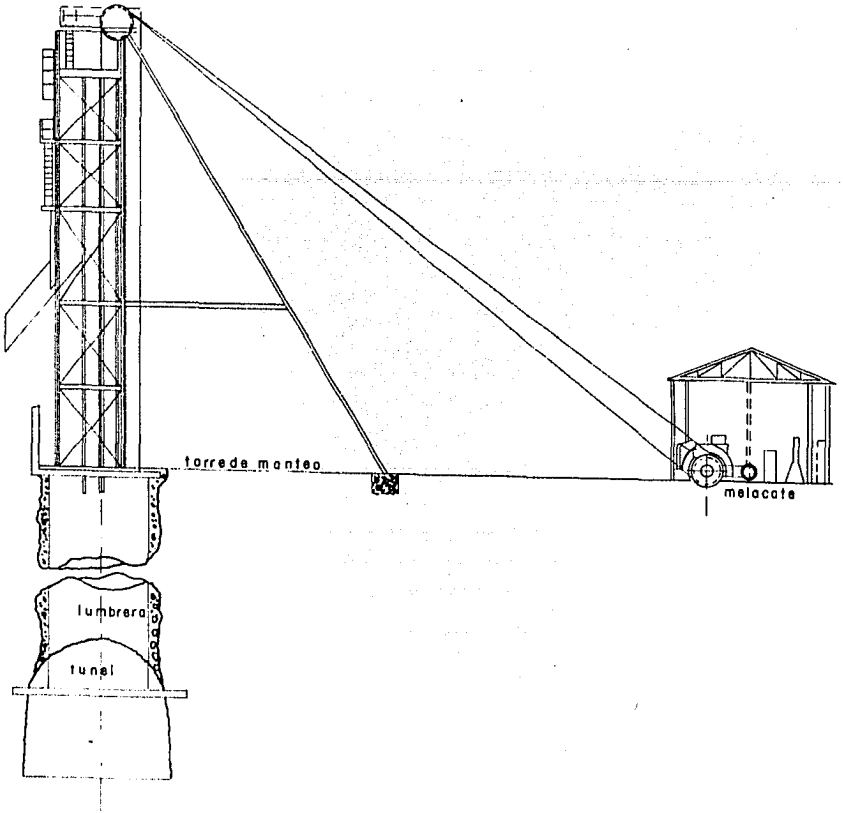
$$P = 3 \times 3180 \times 0.89 = 8500 \text{ Kg}$$

Pero como este malacate está dividido en dos partes es decir maneja dos botes simultáneamente y mientras que uno asciende otro baja se restan los efectos y el caso más desfavorable es cuando uno de los botes asciende con rezaga y el otro baja sin nada

$$W = W_{diseño} - W_{bote} - W_a$$

$$W = 9\,802 - 3110 - 970 = 9802 - 4080$$

$$W = 5722 < 8500$$ por lo que <u>está sobrado</u>



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
SISTEMA DE MANTEO	
MELACATE Y TORRE	
TESIS PROFESIONAL	
FERNANDO BERISTAIN GOMEZ	
escala 1:50 acotacion cms	PLANO Nº 3

C A B L E

4.- CABLE

Capacidad del cable de Isaje

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{\text{Carga de Ruptura}}{\dfrac{\text{Carga de diseño}}{\text{No. hilos x } \eta}} = \frac{18000}{\dfrac{9802}{3 \times 0.95}}$$

$$\text{F. S.} = \frac{18000 \times 3 \times 0.95}{9802} = 5.24 > 5$$

(tabs. de construcción)

Esfuerzo del cable por flexión en las poleas.

$$T = \text{Presión del cable contra la polea} = \frac{2\ S}{Dc \times Dp}$$

$$S = \text{Carga de trabajo del cable} = \frac{\text{carga de dif.}}{\text{No. de hilos x } \eta} = \frac{9\ 802}{3 \times 0.95}$$

$$= 3420$$

Dc = Diámetro del cable = 1.9 cm

Dp = Diámetro de la polea = 80 cm.

$$T = \frac{2 \times 3\ 420}{1.9 \times 80} = 45\ Kg/cm^2$$

$$Tadm = 900\ P.S.I. = 63.2\ Kg/cm^2.$$

$$45 < 63.2$$

ESTRUCTURA DE CARGA Y DESCARGA

5.- ESTRUCTURA DE CARGA Y DESCARGA

1.- Estructura de carga

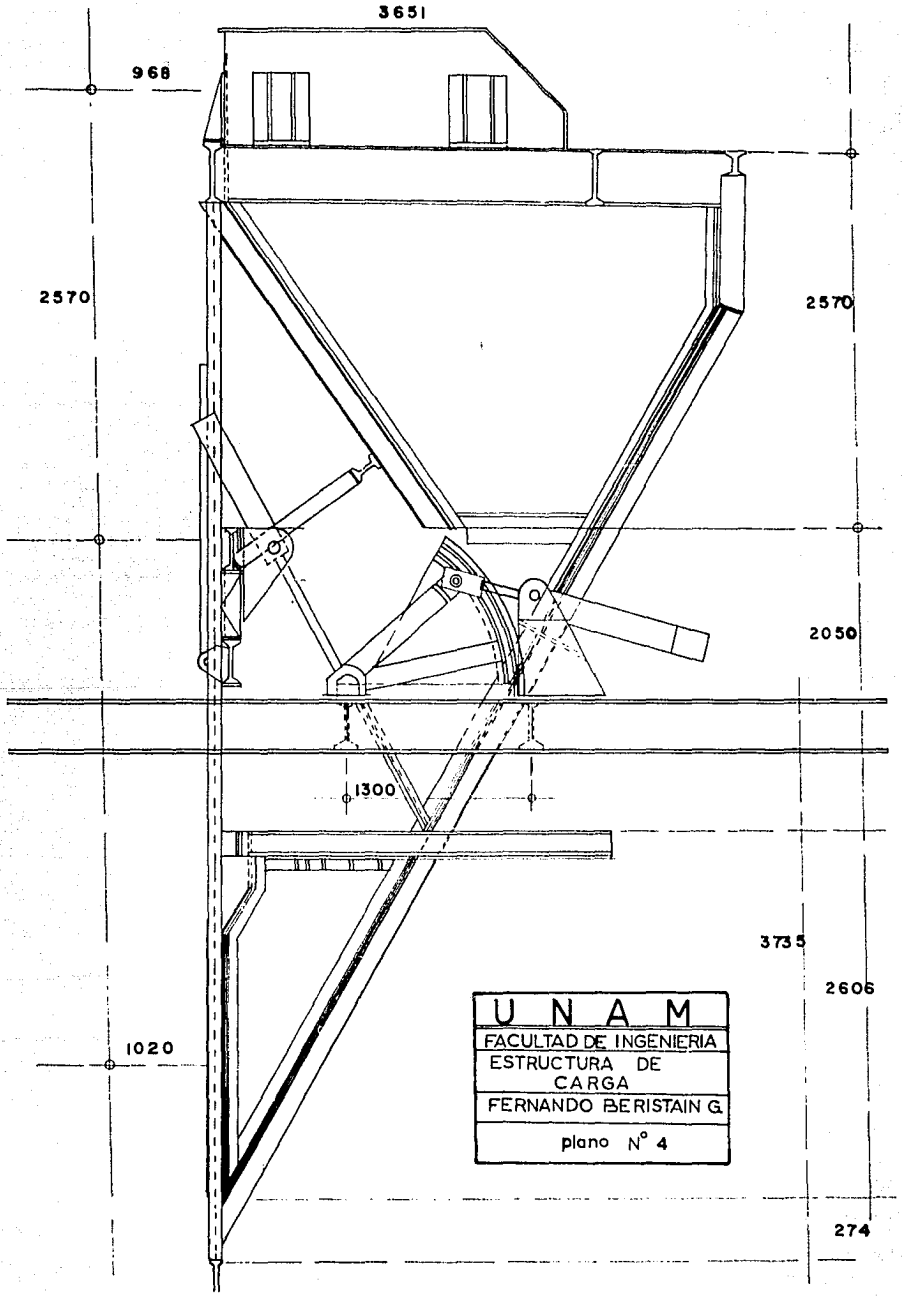
Consta esta estructura en una tolva de 45 M^3 de capacidad dividida en dos secciones para cargar dos botes, la tolva está protegida en la parte superior con unas viguetas metálicas con separación de 50 cm para no admitir piedras mayores a este tamaño El material almacenado en la tolva pasa a un dosificador de 3 M^3 el cual sirve para cargar con exactitud a los botes y evitar que estos sean sobrecargados.

Estos pasos se llevan a cabo mediante una compuerta radial y una deslizante accionadas las dos por gatos neumáticos.

2.- Estructura de descarga

Está localizada en la parte media de la torre, para evitar que el material que es descargado por ésta no llegara a amontonarse en un momento dado, y obstruyera la salida de la descarga.

Consiste de dos pares de guias que hacen que el bote se desplace conforme a una trayectoria que permite que el bote se abra y vierta el material por la estructura de descarga.


3651
968
2570
2570
2050
1300
3735
2606
1020
274
U N A M
FACULTAD DE INGENIERIA
ESTRUCTURA DE CARGA
FERNANDO BERISTAIN G.
plano N° 4

CAPITULO III

DISEÑO DEL SISTEMA DE BOMBEO

1.- Drenes

2.- Cárcamo

3.- Naturaleza del líquido

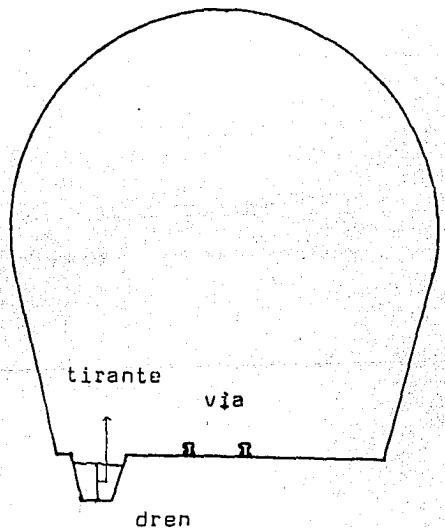
4.- Bombas

5.- Tubería de descarga

D R E N E S

1.-DRENES.

El agua debida a las filtraciones a lo largo del túnel, es canalizada a través de drenes construidos conforme el túnel se vaya perforando, estos drenes - deben de estar localizados en uno de los extremos del nivel de piso y ocupar el menor espacio posible por lo que es bueno que sean un poco profundos.



Q máx = 250 lts/seg.

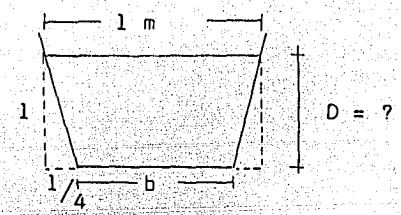
velocidad = $\frac{\text{gasto}}{\text{area}}$

tirante = X

LOCALIZACION DEL DREN

El cálculo del tirante se hará mediante tanteos teniendo como constantes el ancho superior, o sea, ancho del canal en la superficie libre del agua, es-- te ancho se considera de 1 m, pues como se dijo, entre menos espacio ocupe en el túnel, es mejor.

Otra constante serán las pendientes de los costados del canal cuya relación horizontal vertical será de 1/4 a 1, debido a que el terreno es muy resis-- tente a la erosión (Basalto Rojo).



La pendiente del canal tendrá la misma pendiente que el túnel del colector o sea 0.002 o sea 2 m por cada 1000 m de túnel.

Los tanteos los efectuaremos por la fórmula de Manning

$$Q = \frac{K}{n} \; D^{8/3} \; S^{1/2}$$

donde:

K = factor de gasto

n = coeficiente de rugosidad

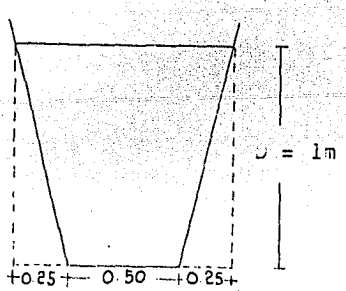
D = profundidad máxima del agua

S = pendiente del canal

La S es la pérdida media de carga debida al rozamiento, por metro - - = H,/l siendo H la pérdida de carga total en un tramo de longitud l. Por tanto es la pendiente del gradiente de energía y si la corriente es uniforme, es también la pendiente del canal.

1er. Tanteo

Supongamos que D = 1 m de Prof.



$$Q = \frac{k}{n} \times D^{8/3} \times S^{1/2}$$

Cálculo de K:

de las tablas del manual King tabla # 93 en función de $\frac{D}{b}$ y las pendientes de los costados que son de 1/4 a 1 tenemos:

$$\frac{D}{b} = \frac{1}{0.5} = 2$$

$$K = 0.330$$

Selección del coeficiente de rugosidad:

Como es un canal en roca áspera e irregular pues es un trabajo secundario

$$n = 0.045$$

Por lo que:

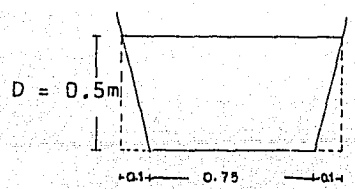
$$Q = \frac{0.330}{0.045} \times 1^{8/3} \times 0.002^{1/2}$$

$$Q = \frac{0.330}{0.045} \times 1 \times 0.04472 = 328$$

$$Q = 0.328 \ m^3/seg$$

$$Q = 328 \ lts/seg \ (muy \ grande)$$

2o. Tanteo



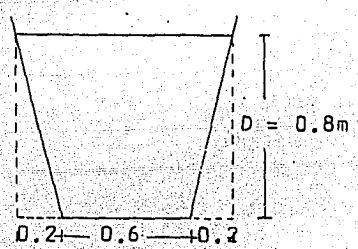
$$\frac{D}{b} = 0.667$$

$$k = 1.08$$

$$Q = \frac{1.08}{0.045} \times 0.157 \times 0.04472$$

$$Q = 167 \text{ lts/seg (muy pequeño)}$$

3er. Tanteo



$$\frac{D}{b} = \frac{80}{60} = 1.333$$

$$K = 0.503$$

$$Q = \frac{0.503}{0.045} \times 0.552 \times 0.04472 = 0.276$$

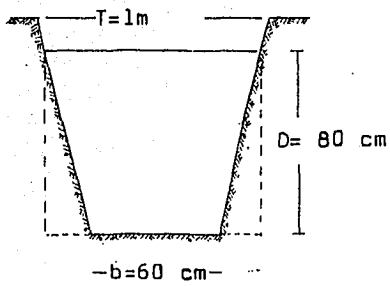
$$Q = 276 \text{ lts/seg.}$$

Este está algo pasado pero es aceptable por lo que tendremos una sección trapecial con las siguientes características

$D = 80$ cms

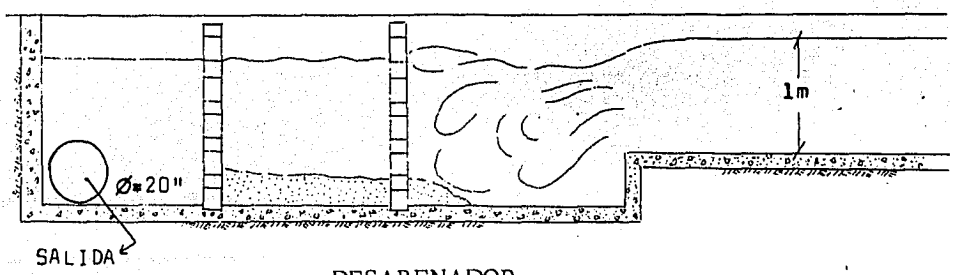
$T = 1$ m

$b = 60$ cms



Las dimensiones del dren son muy importantes para poder trabajar en buenas condiciones, es decir no estar trabajando en lugares inundados ni donde esté muy lodoso.

El dren llega a unos desarenadores que como su nombre lo indica sirve para evitar el paso de partículas de arena al cárcamo de bombeo mediante - un asentamiento por falta de velocidad del agua.



DESARENADOR

Del desarenador el agua, como dijimos anteriormente, pasa al cárcamo por una tubería enterrada para no entorpecer las maniobras ni el transporte -- de rezaga.

El diámetro de la tubería la calcularemos con la fórmula de Manning que viene tabulada en la Pág. 205 del manual de King.

Le daremos una pendiente de 0.01 o sea 1 m por cada 100 de tubería.

En función del gasto y de la pendiente, tenemos:

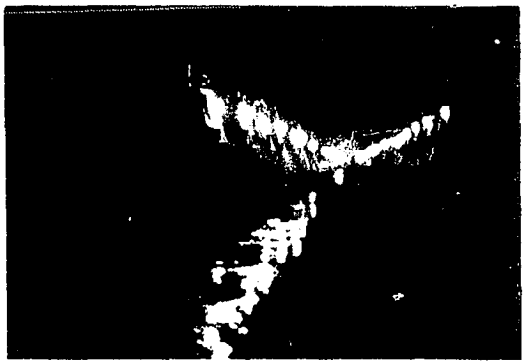
$$Q = 250 \text{ lts/seg} = 0.250 \text{ m}^3\text{/seg}$$

$$S = 0.01$$

De las tablas:

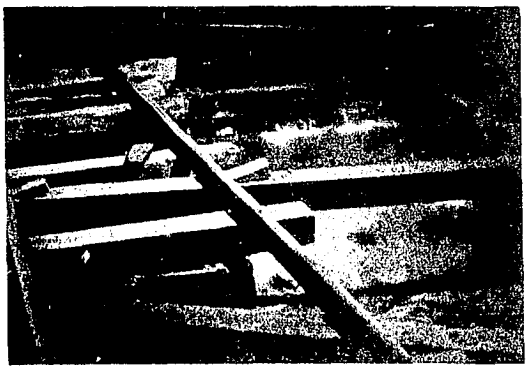
$$D = 50.3 \text{ cms}$$

Por lo que pondremos una tubería de 20 pulg. de diámetro.



SISTEMA DE BOMBEO

1) El agua debida a las filtraciones a lo largo del túnel es canalizada através de un drén



2) Se tiene un desarenador para limpiar el agua de materias que por su tamaño son perjudiciales para los impulsores del equipo de bombeo

3) Para no entorpecer las maniobras en la zona de la lumbrera, el agua fue conducida del desarenador al cárcamo mediante una tubería enterrada de 20"

CARCAMO DE BOMBEO

2. - CARCAMO DE BOMBEO:

El cárcamo tiene una capacidad que se calcula en función de un tiempo de llenado.

Tiempo de llenado = 30 minutos

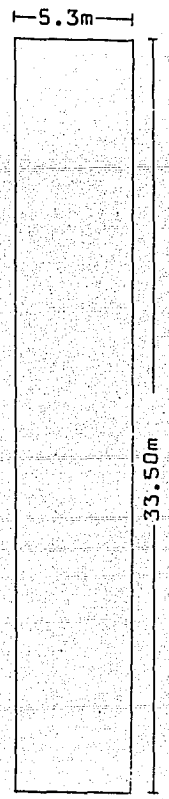
Gasto = 500 lts/seg

Q = 500 lts/seg

Capacidad = 500 x 1800 = 900000 lts.

Capacidad = 900 m^3

A = 177 m^2

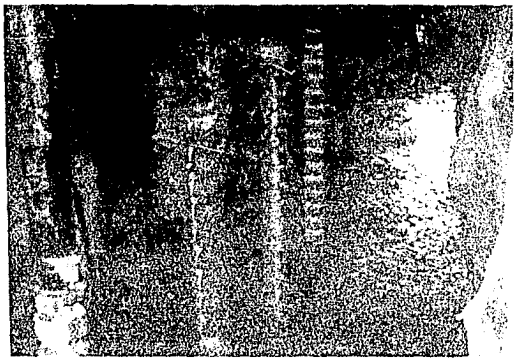


Profundidad = 6 m

Volumen de Alm. = 1064 m^3

Como vemos, el volumen es poco mayor que el calculado, lo cual se debe a la facilidad para construir el cárcamo y la galería de bombeo, la cual está localizada en la parte superior del cárcamo, como se indica en las siguientes fotografías.

4) Dada la importancia y magnitud de la maquinaria dentro de la obra y el poco espacio disponible para las maniobras, probocó la construcción de una galería especialmente diseñada para alojar el equipo de bombeo



5) La gran concentración de agua (500 lts. / seg.) hizo necesaria la instalación de 10 bombas verticales tipo turbina con 20 impulsores cada una.

6) La instalación electromecánica queda localizada en la parte superior de dicha galería.

NATURALEZA DEL LIQUIDO

3.-NATURALEZA DEL LIQUIDO.

Hasta cierto punto la naturaleza del líquido determina los tipos de bombas más frecuentemente usados para el servicio de que se trata.

Las características del líquido que más importan en la selección de un tipo determinado de bombas son:

(Temperatura, Peso específico, viscosidad, Materia extraña).

En nuestro caso no se tuvo problema pues el líquido bombeado es agua dulce fría, es decir:

Temperatura:

No fué necesario el uso de materiales especiales, estoperos enfriados por agua o características especiales como el soporte de la cubierta en la línea de su centro para temperaturas extremadamente altas; ni para temperaturas extremadamente bajas donde se usa el ferro-niquel para evitar fracturas, etc.

Peso específico:

Por cada m. de altura tenemos 10 Kg/cm2 por ser agua dulce fría.

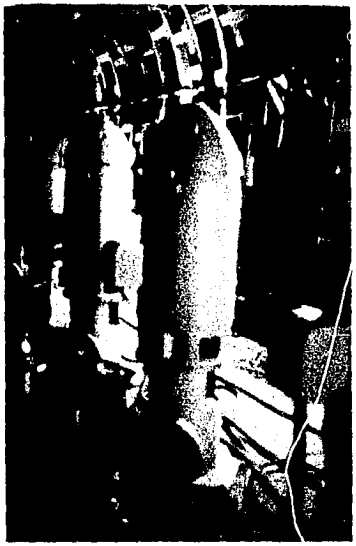
Viscosidad: de Agua dulce fría.

Materia extraña:

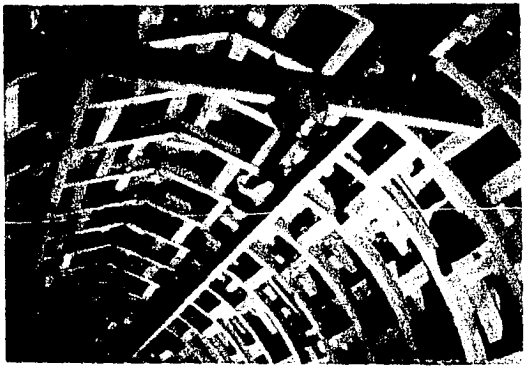
El tamaño y naturaleza de los sólidos suspendidos en los líquidos determinarán tanto el tipo de Impulsor mejor adaptado para el caso como los materiales que se deban de usar para la bomba.

En nuestro caso, el único problema fue el de la arena, el que se solucionó por medio de desarenadores antes de la llegada al cárcamo de bombeo como mencionamos anteriormente.

BOMBAS.



7) Para la instalación y el mantenimiento del equipo de bombeo se utiliza una grua viajera localizada en la bóveda de la galería.



4. - BOMBAS

Las bombas verticales de turbina se desarrollaron originalmente para -- bombear agua de pozos profundos y se les ha llamado bombas de pozo profundo, bombas de pozo de turbina y bombas de agujero. Como su aplicación ha aumentado a otros campos que no se relacionan con la de los pozos, ha sido adoptado por los fabricantes en lo general, la designación de bombas "verticales" de turbina.

Los campos de mayor aplicación para las bombas de turbina son los bombeos de pozos para irrigación y otros propósitos agrícolas, para abastecimiento municipal y abastecimientos industriales de agua, proceso, circulación, refrigeración y acondicionamiento de aire. Este tipo de bombas - también se ha usado para bombear salmuera, desaguado de minas, represión de campos petroleros y otros trabajos.

Estas bombas se han hecho para capacidades tan bajas como 0.63 lts/seg y tan altas como 1580 lts/seg o más y para alturas de elevación hasta de - 305 m.

Las bombas verticales de turbina deberán diseñarse con una flecha que fácilmente pueda subirse o bajarse para permitir el ajuste apropiado de la posición del impulsor en el tazón.

El diseño de bombas verticales ilustra como una bomba centrífuga puede especializarse para desempeñar una aplicación específica.

Las siguientes figuras nos muestran (1) diseño de turbina con impulsores cerrados y una transmisión lineal cubierta, (2) ilustra otro diseño de turbina con impulsores cerrados y flecha lineal abierta, el primero se lubrica con aceite y el segundo con el agua misma.

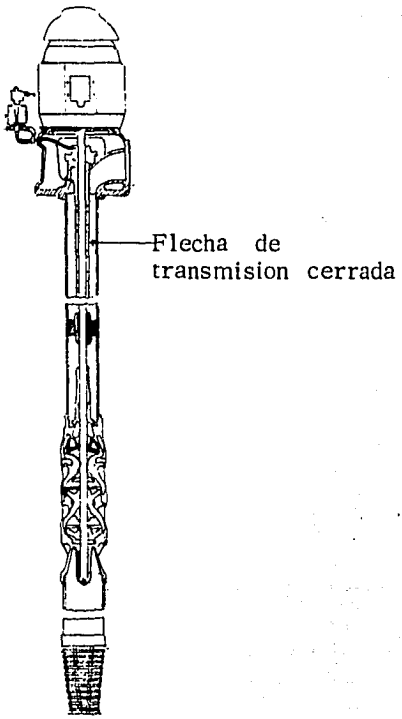


Fig. 1

Sección de una bomba de turbina vertical con impulsores cerrados y flecha de transmisión cerrada.

(Lubricación a base de aceite)

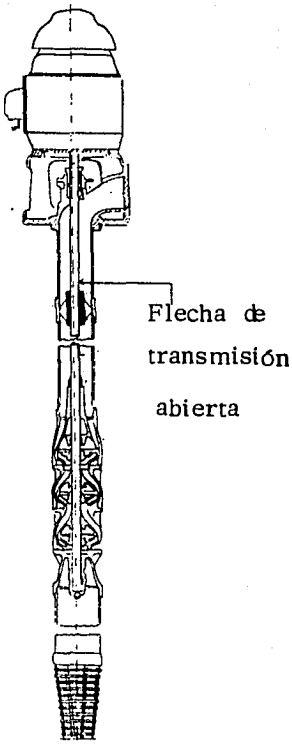


Fig. 2

Sección de una bomba de turbina vertical con impulsores cerrados y flecha de transmisión abierta

(Lubricación a base de agua)

El líquido es guiado al impulsor de la bomba vertical de turbina por la caja o cabeza de succión. Esta puede ser una sección cónica para fijarse a una coladera o tubería de sección cónica o puede ser una boca acampanada.

Los impulsores semiabiertos y encerrados se usan comunmente tanto unos como otros. Para espacios libres apropiados en los distintos pasos, el impulsor semiabierto requiere más cuidado al armar en la flecha del impulsor y un ajuste más preciso en el campo de la posición vertical de la flecha con el objeto de obtener la mejor eficiencia.

Se prefieren los impulsores encerrados a los semiabiertos, además, porque el desgaste en estos últimos reduce la capacidad, que no puede restaurarse a menos que se instalen nuevos impulsores. El desgaste normal en los impulsores encerrados no afecta los álabes del impulsor y los espacios desgastados pueden restaurarse reponiendo los anillos de desgaste.

Número de Unidades:

El número de unidades es importante principalmente para aumentar la confianza en las bombas; con frecuencia, son necesarias unidades de repuesto, especialmente en casos en los que la vida de la bomba pueda estar expuesta a un servicio severo como es nuestro caso.

Otra causa que influye en el número de unidades es el gasto de operación y carga, en nuestro caso tenemos un gasto de 500 lts/seg y una carga estática de 221 mts., lo cual nos impide poner solamente una bomba, pues se necesitaría contar con un motor de

$$Hp = \frac{500 \times (221 + 3.07)}{76 \times n}$$

supongamos una eficiencia de 79%

$$Hp = \frac{500 \times 224.07}{76 \times 0.79} = 1870 \text{ HP}$$

el cual no existe en el mercado y no sería costeable mandarlo hacer en primer lugar por las razones expuestas anteriormente y en segundo lugar por el costo.

El número de bombas en este caso se calculó por medio de tanteos, para obtener un motor que no pasara de los 300 HP que es el máximo tamaño obtenible fácilmente en el mercado; el tanteo se efectuó tanto para 50 como para 60 ciclos, pues el ciclaje influye directamente en el gasto de operación, como veremos en la selección del Equipo de Bombeo. Se calculó para los dos ciclajes pues la corriente normal es de 50 ciclos o sea la de la ciudad de México, pero se cuenta también con una planta de emergencia la cual es de 60 ciclos.

Datos:

$Q_{inicial}$ = 200 lts/seg

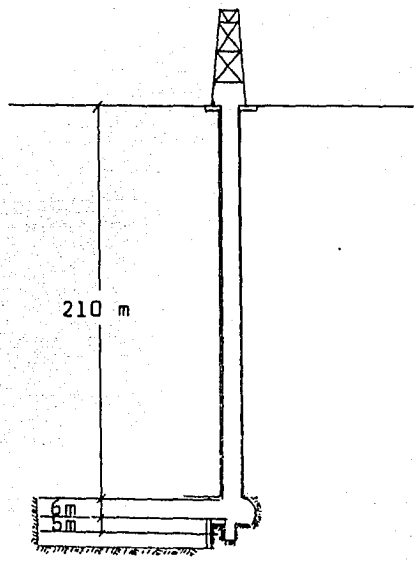
100% de Reserva = 200 lts/seg

30% de Disponibilidad = 60 lts/seg

Q_{total} = 460 lts/seg ≐ 500 lts/seg

Cálculo de la carga:

1. - Carga Estática



Carga estática = 210 m + 6 m + 5 m = 221 m

2. - Cálculo de la carga debida a la fricción.

Causas de la fricción:

1: Fricción interna causada por el frotamiento de las partículas del fluido.

2: Fricción externa causada por las partículas del fluido contra las paredes del tubo.

La fórmula de William Hazen es una fórmula empírica que incluye las dos causas anteriores y también cumple con las especificaciones del diámetro de la tubería

$$hf = 82.57\ (Q/C)^{1.852}\ (1/d)^{4.87}\ L$$

Q = flujo en lt/min

d = diámetro interior de la tubería en cms.

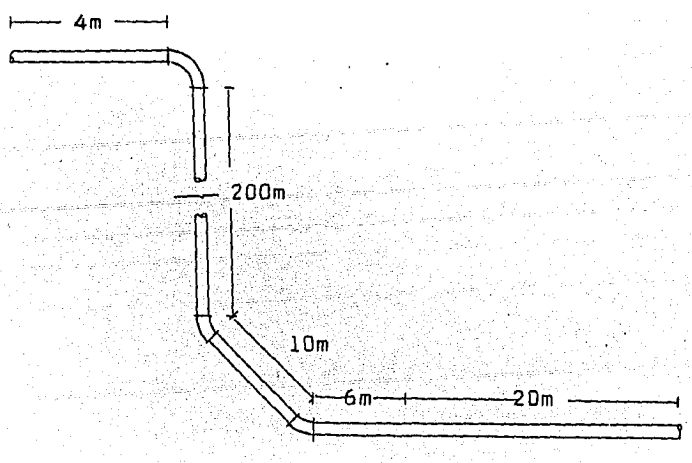
C = coeficiente de figura

L = longitud de la tubería en m.

el coeficiente de lisura para tubería de acero nueva, varía entre 130-140. Para tubería de acero es recomendable considerarla como nueva y aumentar un 25% para cuando se envejezca.

Cálculo de la carga debida a la fricción.

Longitud total de tubería.



Longitud total = 250 m

Carga de fricción de accesorios expresada en longitudes de tubería

1 Codo de 90° radio grande	20"	Ø =	10.37 m tub.
2 Codos de 45° radio norm.	20"	Ø =	14.02 m "
1 Válvula check	8"	Ø =	16.6 m "
1 Válvula de comp. abierta	8"	Ø =	1.37 m "
5 Válvulas check	20"	Ø =	204.35 m "
1 Lateral de 30°	20"	Ø =	8.00 m "
		Σ =	254.61 m "

∴ Longitud total "L" = 254.61 + 250 m ≃ 504.61

de la fórmula $hf = 82.7\ (Q/C)^{1.852}\ (1/d)^{4\ 87}\ L$

Tenemos que:

Q = 500 lts/seg.

C = Coef. de lisura (acero) = 130

d = 20" = 50.80 cms.

L ≃ 504/61 m

$$\therefore\ hf = 82.7\ \left(\frac{500 \times 60}{130}\right)^{1.852} \times (1/50.8)^{4.87} \times 504.61$$

$$hf = 82.7\ (230)^{1.852} \times (0.0172)^{4.87} \times 504.61$$

$$hf = 82.7 \times 23700 \times 25.1 \times 10^{-10} \times 504.61$$

$$hf = 8.27 \times 2.37 \times 2.51 \times 5.0461 \times 10^{-8} \times 10^{-10}$$

$$hf = 248 \times 10^{-2} \simeq 2.48\ m$$

Por envejecimiento 25% más

$$hf = 2.48 + 25\% = 3.07 \text{ m}$$

La pérdida es pequeña por tener una tubería con diámetro grande de 20".

Cálculo para 10 bombas:

Como vimos anteriormente tenemos un gasto de 500 lts/seg, por lo tanto, con 10 bombas tendremos un gasto de 50 lts/seg por cada bomba

$$Q_{diseño} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + \ldots Q_{10} = 500 \text{ lts/seg}$$

$$Q_{por\ bomba} = 50 \text{ lts/seg.}$$

La corriente eléctrica con que se cuenta en la obra, es de 50 ciclos y una planta de emergencia de 60 ciclos. Los motores utilizados para mover dichas bombas, son de 1460 r.p.m. para 50 ciclos y de 1760 para 60 ciclos.

Viendo las gráficas de la Johnston Pump Company en función del Gasto tenemos, para la mejor eficiencia, un impulsor tipo cerrado (Para 50 ciclos)

$$Q = 50 \text{ lts / seg.} = 790 \text{ gpm}$$

Impulsor tipo cerrado 12 DC = 76% (81/2")

Este impulsor tiene una carga de 31.3 fts. y desarrolla un gasto de 50 lts/seg.

Como nuestra altura de descarga es de 224.07 m o sea 739 fts. de carga

$$\text{No Imp.} = \frac{739}{313} = 24 \text{ Impulsores 12 DC}$$

El cálculo de la potencia del motor se hace con la fórmula

$$Hp = \frac{H\ Q\ S}{n \times 0.76}$$

donde: H = carga estática más fricción (n)

Q = gasto en lts/seg

n = eficiencia

76 = factor correctivo de unidades

S = peso específico del agua

$$HP = \frac{224.07 \times 50 \times 1}{76 \times 0.76} = 194 \text{ HP}$$

Cálculo de la potencia para 60 ciclos.

El gasto aumenta directamente con respecto a las rpm y en 60 ciclos el mismo motor aumenta de 1460 rpm a 1760, por lo que tendremos un gasto de:

$$Q = \frac{50 \times 1760}{1460} = 60.3 \text{ lts/seg}$$

y $\therefore$ $$HP = \frac{224.07 \times 60.3 \times 1}{76 \times 0.76} = 234 \text{ HP}$$

Por lo tanto sí pasa y está algo sobrado por lo que haremos otro tanteo para un número menor de bombas.

Cálculo para 8 bombas.

$$Q_{diseño} = Q_1 + Q_2 + Q_3 \ldots\ldots + Q_8 = 500 \text{ lts/seg}$$

$$Q_{por\ bomba} = 62.4 \text{ lts/seg} = 990 \text{ gpm}$$

corriente de 50 ciclos 1460 rpm

Cálculo del tipo de impulsor por gráficas

Costea más por su capacidad de carga un impulsor de 9" aunque se sacrifique un poco de (n) eficiencia.

Carga por impulsor = 38 Fts.

No. de impulsores $= \frac{739}{31.3} = 19.4 \quad 20$

Eficiencia ——— 79%

Cálcuclo de la potencia

$$HP = \frac{62.4 \times 224.07 \times 1}{76 \times 0.79} = 234HP$$

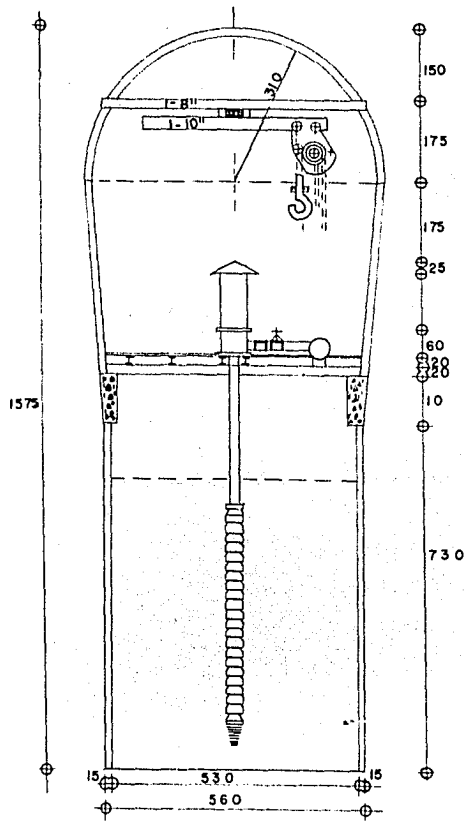
Cálculo para 60 ciclos

$$Q = \frac{1760 \times 62.4'}{1460} = 75.2 \text{ lts./seg}$$

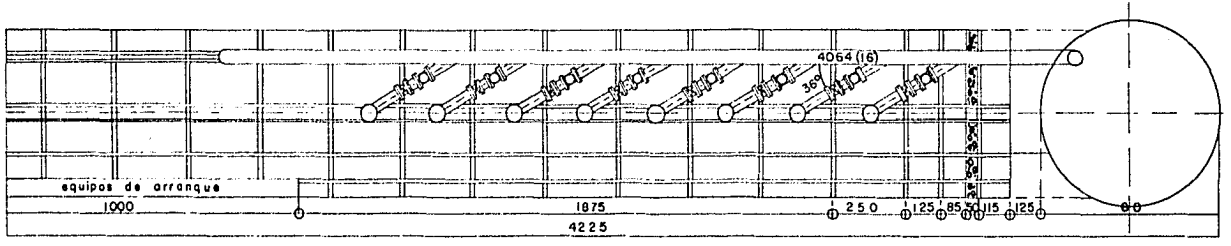
$$HP = \frac{75.2 \times 224.07 \times 1}{76 \times 0.79} = 282 \text{ HP}$$

Nos da mejor eficiencia y menos número de impulsores y como tenemos una potencia de 300 HP tenemos todavía una reserva.

Con lo anterior tenemos que con ocho bombas podemos extraer el agua debida a filtraciones y por seguridad pondremos dos más, por lo que - instalaremos un total de 10 bombas verticales de turbina con motores eléctricos de 300 H. P.



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
CORTE TRANSVERSAL DE LA INSTALACION DE BOMBAS	
TESIS PROFESIONAL	
FERNANDO BERISTAIN GOMEZ	
escala 1:50 acotacion cms.	PLANO Nº 5



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
VISTA DE PLANTA DE LA INSTALACION DE BOMBAS	
TESIS PROFESIONAL	
FERNANDO BERISTAIN GOMEZ	
escala 1:50 acotacion cms	PLANO-N°6

CALCULO DEL DIAMETRO MAS ECONOMICO DE LA TUBERIA.

5.- CALCULO DEL DIAMETRO MAS ECONOMICO DE LA TUBERIA.

1.- Mientras menor sea el diámetro, mayor resulta la velocidad del agua y las pérdidas por fricción aunque menor el costo inicial de la tubería. De aquí se deduce que la tubería es más económica cuando es mínima la suma de pérdidas por rozamiento y el desembolso anual ; determinándose la velocidad más económica que implica una cantidad de dinero invertido en tubería que hay que amortizar en un tiempo limitado agregando un interés anual.

El diámetro económico se calcula de acuerdo con curvas que están basadas en los conceptos anteriores, las curvas quedan determinadas en función de valores de velocidad dados arbitrariamente, resultando las gráficas que nos representan los cargos fijos (Interés Amortización) y costo de operación (Pérdidas por rozamiento, codos, etc.) la suma de las dos curvas anteriores nos da una tercera cuyo mínimo nos fija la inversión mínima y la velocidad más económica con la que deberá calcularse el diámetro de la tubería en cuestión.

Gasto considerado = 500 lts/seg.

Altura de descarga 225 m (aprox.)

$$Q = V\,A = V \times \frac{\pi D^2}{4}$$

$$D = \frac{1.48}{V^{\frac{1}{2}}} \qquad (1)$$

a) Cálculo de las pérdidas por fricción

$$hf \quad F\,L\,V^2/2g\,D$$

hf Pérdida por fricción

F Coeficiente de fricción 0.015

L Altura de descarga

V Velocidad

g Aceleración debida a la gravedad

D Diametro

$$hf = \frac{0.15 \times 225 \times V^2}{19.6 \times 1.48/V^{\frac{1}{2}}} = 0.116\ V^5/2 \qquad (2)$$

b) Pérdidas por válvulas

$$hv = Kv \times \frac{v^2}{2g}$$

K_V Coeficiente de resistencia para válvulas 0.15

$$hv = \frac{0.15\ v^2}{19.6} \quad 0.00765\ v^2 \qquad (3)$$

c) Pérdida por codos

$$Hc = \frac{k_c \quad v^2}{2g}$$

donde Kc depende de los cambios de dirección y del ángulo correspondiente

consideraremos 2 codos de 90° : Kc 1 (tablas)

$$hc = \frac{2 \times 1 \times v^2}{19.6} = 0.10 \ v^2 \qquad (4)$$

d) Las pérdidas por salida y entrada se desprecian

e) Espesor del tubo.- Se expresa por la siguiente ecuación.

$$e = \frac{PD}{2Kt}$$

donde:

e espesor

p presión que soporta el tubo 225 m c a 22.5 kg/cm^2

d Diametro deltubo

Kt Esfuerzo de trabajo del material del tubo 800 kg/cm^2.

$$e = (22.5 \times \frac{1.48}{V\frac{1}{2}} / 800) \times 100 = \frac{2.08}{V\frac{1}{2}} \qquad (5)$$

f) Precio de la tubería.-

Este precio incluyendo accesorios, instalación; para fines de cálculo se tomará a razon de $10.00kg. tomando como peso específico del -----

acero 7.86 kg/dm^3

$$C = D\,e\,L \times 7.86 \times 10\,\pi$$

donde:

C costo

D díametro

e espesor

L Longitud

$$C = 554000\ D\,e \qquad (6)$$

Si aceptamos que los cargos fijos del capital son de 19.5% al año

$$C' \ (\$ / \text{año}) = 0.195\ C \qquad \underline{1^a \text{ curva}}$$

g) Determinación de la segunda curva

Las pérdidas h tienen un equivalente en dinero, si se pierden en metros al pasar 500 lts/seg por la tubería, la potencia gastada es:

$$p = 500\,\Sigma\,h \ ; \ kg \times m/seg.$$

$$p = 500\,\Sigma h \times 0.736/75 \ — \ K\,W \qquad (7)$$

Si suponemos que el precio de la energía es de 0.12 $/ KW hora - operando 24 horas tendremos:

$$C = 0.12 \times 24 \times p$$

suponiendo que el conjunto motor-bomba tenga una eficiencia de 70% el costo de la energía por año es

$$C_1 = 365\ C\ /\ 0.70$$

la tercera curva se obtiene sumando las dos anteriores

$$C_s = C' + C_1 \ (\$ / \text{año})$$

Para los diferentes valores de velocidad, encontraremos el valor nú

númerico de los conceptos anteriores:

Para V = 1 M / seg

sustituyendo en la ecuación # 1

$$D = \frac{1.48}{(1)\ 1/2} = 1.48 \text{ m}$$

sustituyendo en la ecuación # 2

$$hf = 0.116\ (1)\ 5/2 = 0.116 \text{ m}$$

sustituyendo en la ecuación # 3

$$hv = 0.0076\ 5 \times (1)^2 = 0.00765 \text{ m}$$

sustituyendo en la ecuación # 4

$$hc = .10 \times (1)^2 = 0.10 \text{ m}$$

sustituyendo en la ecuación # 5

$$e = \frac{2.08}{(1)\ 1/2} = 2.08 \text{ cm}$$

sustituyendo en la ecuación # 6

$$C = 554\ 000 \times 14.8 \times 0.208 = 1{,}702.000.00$$

(cargos fijos) $C = 0.195 \times 1{,}702.000 = 332{,}000.00$ \$ año

sustituyendo en la ecuación # 7

$$p = 500 \times 0.225 \times 0.736/75 = 1.1 \text{ K w}$$

$$C = 0.12 \times 24 \times 1.1 = 3.18 \text{ \$ / día}$$

$$C_1 = 365 \times 3.18/0.70 = 1660 \text{ \$/ año}$$

$$C_s = C' + C_1 = 332{,}000 + 1660 = 333\ 660 \text{ \$/ año}$$

para V=2 $\quad D = \frac{1.48}{2^{\frac{1}{2}}} \quad 1.045$

$$hf = 0.116\ (2)\ 5/2^{(2)} = 0.657 \text{ m}$$

$hv = 0\ 00765\ (2)^2 = 0.03060\ m$

$hc = 0.10 \times (2)^2 = 0.40\ m$

$\sum h = 0.657 + 0.03060 + 0.40 = 1\ m$

$e = 2.08/(2)^{1/2} = 1.47\ cm$

$C = 554\ 000 \times 10.45 \times 0.147 = \$\ 852\ 000$

$C' = 0.195 \times 852.000 = 166\ 000\ \$/$ año

$P = 500 \times 1 \times 0.726/75 = 4.9$ kw hora

$C = 0.12 \times 24 \times 4.9 = 14.2$

$C_1 = 365 \times 14.2/.70 = 7400\ \$/$año

$Cs = C' + C_1 = 166\ 000 + 7400 = 173400\ \$/$año

para:

V = 3 M/seg

$D = 1.48/(3)^{1/2} = 0.856\ m$

$hf = 0.116(3)^{5/2} = 1.80\ m$

$hv = 0\ 00765 \times (3)^2 = 0.06885\ m$

$hc = 0.10 \times (3)^2 = 0.90\ m$

$\sum h = 1.80 + 0.06885 + 0.90 = 2.80\ m$

$e = 2.08/(3)^{1/2} = 1.2\ cm$

$C = 554\ 000 \times 956 \times 0.12 = \$\ 569\ 000$

$C' = 0.195 \times 569\ 000 = 111{,}000\ \$/$año

$P = 500 \times 2.8 \times 0.736/75 = 13.7$ kw

$C = 0.12 \times 24 \times 13.7 = 39.40\ \$/$dia

$C_1 = 365 \times 39.40/0.70 = 20{,}600\ \$/$día

$Cs = 111\ 000 + 20\ 600 = 131{,}600\ \$/$día

Para V = 4

$D = 1.48 /(4)^{1/2} = 0.74$ m

$hf = 0.116 (4)^{5/2} = 3.712$ m

$hv = 0.00765 \times (4)^2 = 0.1225$ m

$hc = 0.10 \times (4)^2 = 1.60$ m

$\Sigma h = 3.712 + 0.1225 + 1.60 = 5.40$ m

$e = 2.08 \times (4)^{1/2} = 1.04$ cm

C= 554 x 1000 x 7.40 x 0.104 = $426.000

C'= 0.195 x 426 000 = 75.600 $/año

P = 500 x 5.40 x 0.736/75 =26.4 KW

C = 0.12 x 24 x 26.3 = 76 $/día

C_1 = 365 x 76 /0.70 = 39,700 $ / año

Cs= 75 600 + 39 700 = 115 300 $/año

Para <u>V = 5</u>

$D = 1/48/(5)^{1/2} = 0.663$ m

$hf = 0.0116 (5)^{5/2} = 6.5$ m

$hv = 0.00765 \times (5)^2 = 0.191$ m

$hc = 0.10 \times (5)^2 = 2.50$ m

$\Sigma h = 9.20$ m

$e = 2.08/(5)^{1/2} = 0.93$ cm

C = 554 x 1000 x 6.63 x 0.093 = $ 342 000

P = 500 x 9.2 x 0.736/75 = 45 Kw

c = 0.12 x 24 x 45 = 130 $/día

C_1 = 365 x 130/70 = 66000 $/año

C_s = 66500 + 66 000 = 132500

Para V= 6

$D = 1.48/(6)^{1/2} = 0.60$ m

$Hf = 0.116x(6)^{5/2} = 10.30$ m

$hv = 0.00765 \times (6)^2 = 0.2760$ m

$hc = 0.10 \times (6)^2 = 3.6$ m

$\Sigma h = 14.2$ m

$e = 2.08/(6)^{1/2} = 0.845$ cm

C= 554 x 1000 x 6. x 0.0845 = $282 600

C' = 0.195 x 282 000 = 55 000 $/2año

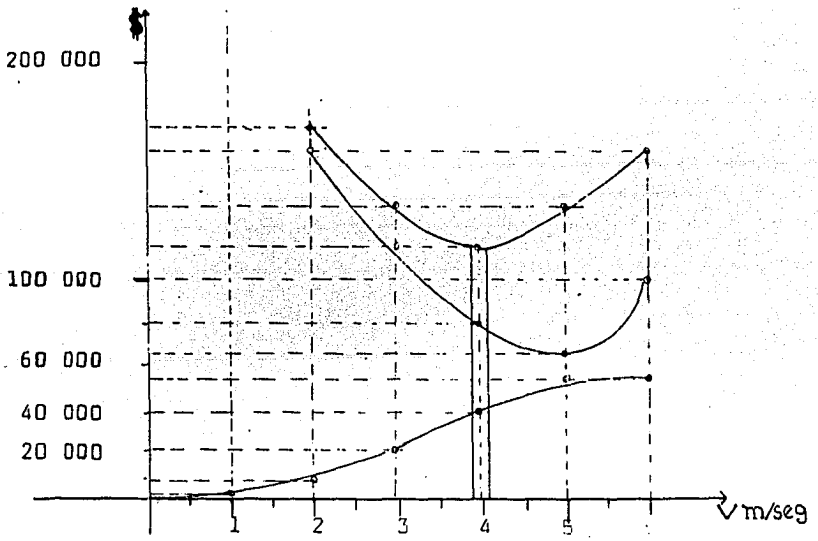
P= 500 x 14.20 x 0.736 / 75 = 70 kw

C= 0.12 x 24 x 70 = 200 $/día

C_1 = 365 x 200 /0.70 = 104 000 $/año

Cs = 55000 + 104 000 = 159 000 $/año

Con los datos anteriores estamos en condiciones de trazar las curvas que nos darán, la velocidad más económica y por consiguiente el diámetro más económico.



En la gráfica que se adjunta, vemos que el valor buscado corresponde a una velocidad igual a 4 m/seg por lo que:

$$Q = V \times A$$

$$A = Q/V = 0.5/4 = 0.125$$

$$A = \pi d^2/4 \; ; D = \left(\frac{4 \times A}{\pi^{1/2}} \right)^{1/2}$$

$$D = (4 \times 0.125/3.14)^{1/2} = (0.160)^{1/2}$$

$$D = 0.40 \text{ m}$$

$$D = 40 \text{ cm}$$

CALCULO DEL ESPESOR DE LA TUBERIA.

Cálculo de la Presión.-

1.- Determinación de la sobrepresión por golpe de ariete

$$Ha = \frac{V}{g(w/g \; (1/E' + D/Ee)^{1/2}}$$

donde:

V Velocidad del agua en m/seg

W Peso volumétrico del agua ton/m^3

E' Módulo de elasticidad del agua ton/m^2

E Módulo de elasticidad del tubo ton/m^2

e Espesor de las paredes del tubo en m

Velocidad más económica del agua = 4 m/seg

Peso volumétrico del agua = 1 ton/m^3

Módulo de elasticidad del agua = 207 000 ton/m^2

Módulo de elasticidad del tubo = 2 x 107 ton/m^2

Espesor de las paredes del tubo = 0.0104 m

$$Ha = \frac{4}{9.8\ (1/9.8\ (1/207000 + 0.36/2x10^7 \times 0.0104))^{1/2}}$$

ha = 444 m de columna de agua

ha = 44 kg/cm^2

Presión total = 230+44.4 = 67.4 kg/cm^2

Con nuestro valor del diámetro entramos en un catálogo del fabricante y vemos cuál es el diámetro comercial superior más próximo.

Valor obtenido en el cálculo = 400 mm

Valor comercial = 40.64 mm

El mismo catálogo nos dice un espesor mínimo de 9.52 mm para soportar una presión de 70 kg/cm^2 que es mayor que 67.4 kg/cm^2.

Datos de la tubería calculada:

D = 40.64 cm = 16"

e = 9.52 m

Peso = 93.13 kg/m

Diam. Int. = 387.4 mm

Todo este cálculo es bueno para tener una idea mas o menos buena de la dimensión de la tubería,en nuestro caso esta tubería calculada - - -

no fué la que se unstaló, pues en la obra ya se contaba con otra de 20" y 9.52 mm de espesor, por lo que se instaló esta.

Como el agua extraida es agua potable se han construido en el exterior canales para proveer de agua a los pueblos de Huehuetoca y Jorobas, estos canales fueron hechos por los mismos habitantes de dichos pueblos.

Este punto aunque no se relaciona mucho con la tesis, para mi manera de ver es de vital importancia pues pienso que el ingeniero no solo debe de preocuparse por la ejecucion de su obra, en este caso, extraer el agua de filtraciones, sino que siempre debe fijarse si puede de alguna manera ayudar a las personas necesitadas.

CAPITULO IV

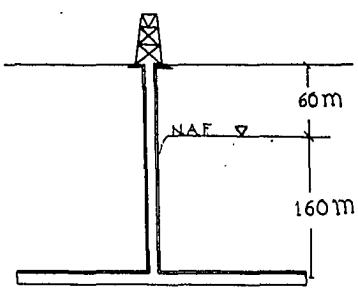
PERFORACION E INYECCION PARA EL CONTROL DE FILTRACIONES

Sistema de tratamiento de perforación e inyección para controlar el agua de filtración debido a una falla en el tunel de la lumbrera # 15 del emisor central.

1. - Problema por solucionar:

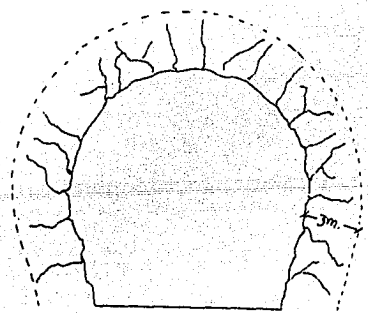
En el frente de perforación aguas abajo del tunel emisor central en la lumbrera # 15 se presenta un fuerte problema debido a grandes filtraciones de agua con una presión tal que las pistolas de barrenación y la carga de explosivos no podian ser manejadas con facilidad. Los explosivos al ser introducidos son expulsados al exterior y las pistolas no trabajan, pues como la presión del agua de filtración es mayor que la que expulsa la pistola, esta se tapa y no trabaja.

La presión fué calculada en función del nivel de las aguas freáticas.



Presión hidrostática 160 mts. de agua quitando por pérdidas de fricción 20% nos quedan 12 kg/cm^2 aproximadamente.

Este problema se puede decir que se debió a dos causas principalmente; la primera es que fué alterada la estabilidad del nivel de aguas freáticas por la excavación del túnel actuando este como un dren de gran tamaño, la segunda es que al estar perforando el túnel, una sección aproximada de 3m alrededor de este se descomprime produciendo fracturas en toda esa zona y por lo tanto mayores filtraciones a través de ellas. Todo esto se debe a que el material donde se trabaja es una roca intrusiva (riolita) la cuál por ser dura es muy frágil y al ser sometida a fuertes impactos por las voladuras se fractura.



Fractura de la roca por descompresión

Esta fracturación de la roca conjuntamente con la filtración de agua puede ocasionar graves problemas, pues la filtración limpia todo el empaque entre fractura y fractura causando grandes caidos que en algunas ocasiones son tan grandes que hacen que falle la estructura de entibación y en consecuencia pérdidas muy grandes, tanto humanas como económicas.

2.- Solución del Problema:

Como el principal problema o la causa de todos los problemas mencionados anteriormente, es el flujo de filtración entre las fracturas de la roca, la solución será de sellar dichas fracturas alrededor del

túnel para crear una capa impermeable que impida que éste trabaje como un gran dren.

Esta solución es factible hacerla mediante tratamientos de perforación e inyección explicados a continuación.

El procedimiento consiste en hacer perforaciones en el lugar donde se presentan las filtraciones a profundidades que varían según sea el problema que se va a solucionar; pues este método no se aplica únicamente a control de filtraciones o sea impermeabilización sino que también a consolidación y a sutura concreto roca en presas y otros trabajos, teniendo la perforacion y los datos obtenidos de las muestras recuperadas en la perforación, se procede a la inyección con mezclas agua-cemento y otros compuestos químicos que dependen también del tipo de trabajo a realizar.

a) Perforación:

Estas perforaciones, por lo general se hacen con un equipo de rotación del tipo de sondas rotativas, en los túneles, como es nuestro caso, estan accionadas con motores eléctricos para no contaminar el aire. También se admite el empleo de equipo de percusión y rotación llamados martillos perforadores; con este equipo se debe tener más cuidado, pues es malo que la roca se ensucie o se fracture en el interior del barreno, estos equipos por lo general son neumáticos.

El diámetro mínimo aconsejable de las perforaciones es el:

EX = 38 mm. o sea $1\frac{1}{2}$" de diámetro.

Las perforaciones especiales para analisar el tipo de terreno.

suelen hacerse con diámetros N_X = 76 mm ó sea 3", con recuperación de la muestra de 2" como mínimo, estas perforaciones se pueden hacer con el mismo equipo, solamente cambiando la herramienta.

Como nuestro trabajo era el de reducir al máximo las filtraciones a lo largo del túnel; se hicieron 5 barrenos en el frente a una profundidad de 40 m. o sea que si se avanza en el frente un promedio de 5 metros diarios, este trabajo servirfa para 8 dfas y después se harfa nuevamente el trabajo de impermeabilización, mientras que en estos 8 dfas se prepara el otro frente, para tener un trabajo continuo. La recuperación de las muestras de roca nos sfrven para hacer los estudios necesarios, como son la orientación de las fracturas, permeabilidad, etc., estos estudios nos dirigen para adoptar mezclas y presiones adecuadas.

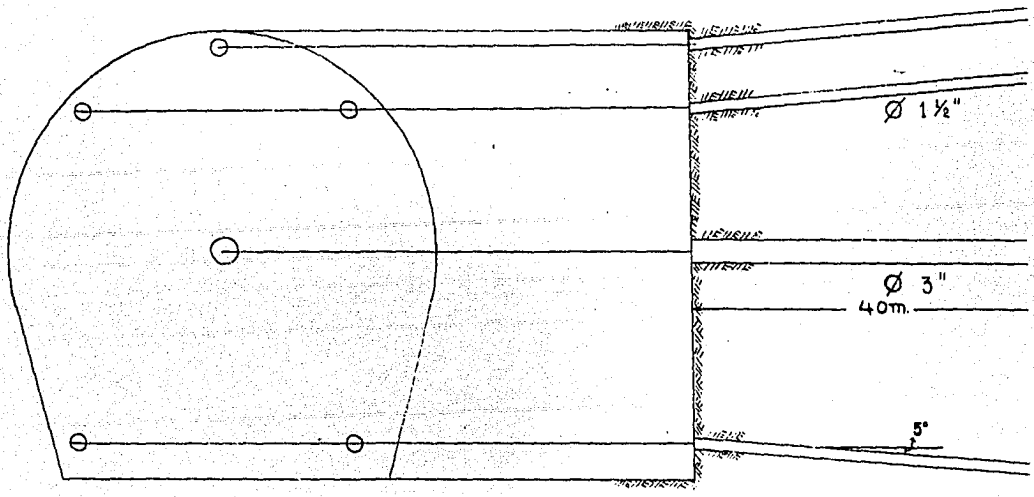
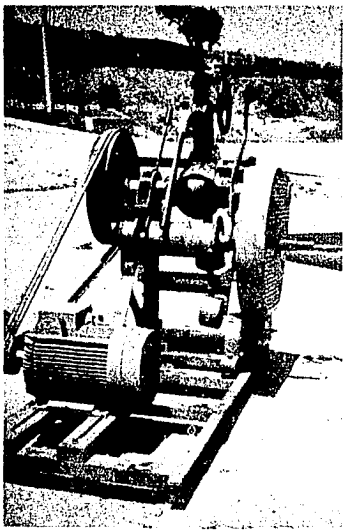


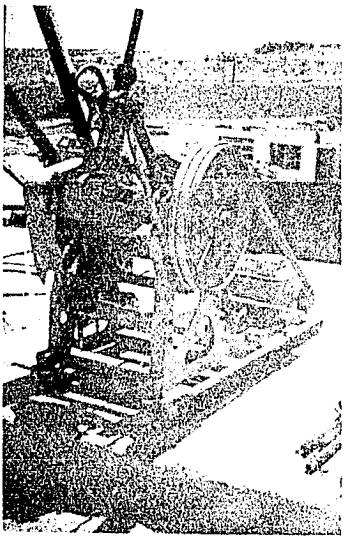
Diagrama de Barrenación.

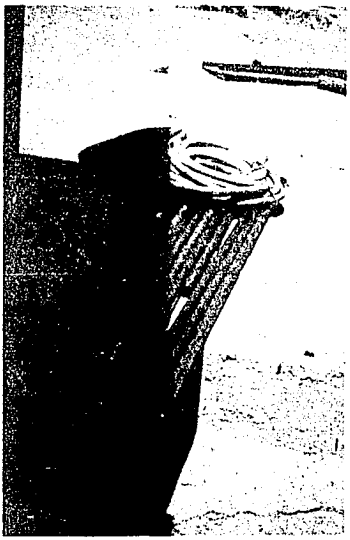


EQUIPO DE BARRENACION

UTILIZADO PARA EL

CONTROL DE FILTRACIONES





b) Inyección:

Por lo que se refiere a la inyección, se utilizará agua y cemento como elementos principales.

Los materiales que componen la mezcla son:

Cemento
Agua
Bentonita
Silicato de Sodio
Cloruro de Calcio
Aditivos expansores (aserrin, salvado, etc.)

Durante la operación de inyección, se notó una fuerte absorción de lechada agua-cemento; de esto ya se tenía conocimiento, debido a las pruebas de permeabilidad que fueron superiores a los 10 Lugeons (lit. m., min. 10 Kg / cm^2 = 1 Lugeon).

Con la filtración en el frente del túnel, la lechada venía expulsada junto con el agua. Para evitar pérdidas de materiales, tiempo, etc., se agregó a la lechada aserrín, bentonita y silicato de sodio. Estos tipos de mezclas se utilizan solamente en trabajos temporales.

La longitud de los barrenos como se dijo anteriormente, fué de 40 m., una vez que se llegó a esta profundidad, se procedió a inyectar por etapas de 5 m.

La primera etapa comprendida entre los 35 y 40 mts., la consideramos la más importante debido a que por su profundidad se puede aplicar mayor presión.

La experiencia obtenida en este tipo de tratamiento para poder se-

llar las filtraciones, nos dice que es necesario fracturar la roca, aplicando presiones hasta de 100 Kg / cm^2.

Con la ruptura de la estructura de la roca se procura formar un tapón impermeable que no se lograría aplicando porciones menores, debido a que las mezclas siguen las fracturas grandes o fallas sin interesarles las fracturas pequeñas, que son las que más abundan y la causa de las filtraciones.

Una vez sellada la primera etapa, se procede a tratar las siguientes, aplicando presiones siempre menores, conforme se van acercando al brocal. Las presiones las define el "inyectista", según su criterio, debido a que no todas las etapas tienen las mismas características; el "inyectista", sigue la "regla de absorción" que consiste en bajar o aumentar la presión, según sea la absorción.

El proporcionamiento de la mezcla, depende de la facilidad con que se consume la lechada a la hora que esta se inyecta, entre menor es la cantidad consumida, el proporcionamiento será con mucha agua y poco cemento, por ejemplo 10 a 1, para que la lechada penetre perfectamente, (para roca poco fracturada).

Si hay mucho consumo de lechada, se disminuye el agua y se tiene una mezcla más espesa como 4-1 a 2-1. Por lo que se refiere a la lechada para inyección, se empezará con una mezcla fluida. Dicha mezcla deberá cambiarse, aumentando la concentración del cemento, en forma muy progresiva, hasta un máximo de 1 a 1.

Todo esto nos muestra lo variable que es esto y el cuidado que debe de tenerse en la supervisión, para estar cambiando los proporcionamientos y las presiones de inyección.

3. - Resultado Obtenido

El método anterior, dió por resultado una disminución de un 90% de filtraciones, eliminando los problemas mencionados anteriormente.

Otro resultado no previsto, fué que cuando fueron perforados los 40 mts. de túnel inyectados , ya no se presentaron las filtraciones, probablemente debido a que el agua busca otra vía, dado que estas venidas de agua se verifican con depresiones y la misma depresión puede cambiar el curso del agua.

BIBLIOGRAFIA

Cimentaciones y Túneles - - - - - - - - - - - - - P. Galabru

Manual para el Uso de Explosivos - - - - - - - Du Pont Glasters' Hand Book

Manual de Hidráulica - - - - - - - - - - - - - - - Horace Williams King

Máquinas Hidráulicas - - - - - - - - - - - - - - - José L. De Parres

Manual para Constructores - - - - - - - - - - - Fundidora de Monterrey

Bombas Centrífugas - - - - - - - - - - - - - - - Igor J. Karassik