

Universidad Nacional de Ingeniería



**Proyecto Integral de Desarrollo en la
Zona de Calizas de la Mina Huachocolpa**

T E S I S

Presentada por:

Alejandro Gómez Artica

Para optar el Grado de:

INGENIERO DE MINAS

LIMA - PERU

1 9 7 9

INDICE

Pag.

Prologo -----	4
Introducción -----	5

CAPITULO I

GENERALIDADES

Situación -----	6
Vías de acceso -----	7
Recursos naturales -----	7
Fisiografía -----	8
Geología de la zona de Calizas -----	8
Potencial de reservas de la zona de Calizas -----	14

CAPITULO II

CRUCERO DE INTEGRACION

Dimensión y longitud del cruce -----	16
Volumen por valor -----	17
Perforación -----	17
Número de taladros -----	21
Brocas y Barrenos -----	23
Explosivos y voladura -----	25
Método de arranque -----	25
Cálculo para la cantidad de carga -----	29
Explosivos -----	30

Accesorios de voladura -----	37
Cargulo -----	35
Materiales -----	39
Geometria de la via ---	42
Peralte -----	42
Radi: de -----	43
Cambios -----	44
Equipo -----	44
..... -----	44
Composicion del aire subteraneo -----	49
Estado de ventilacion -----	54
..... -----	56
Máquina de Shortereting H. -----	58
..... tiempo efect. de trabajo -----	60
..... -----	60

ii

chimenea con sacos vicia machine super 48v -----	70
..... -----	70
..... de la maquina -----	70
..... del nuevo -----	70
..... la cámara de perforación -----	70
..... acción de la máqui. -----	70
Rizado de la chimenea -----	70

Experiencia obtenidas -----	77
Costo -----	79

CAPITULO IV

PIQUE " EL CAPACHERO " -----	81
Tipo de izaje --- -----	82
Cálculo de skip y jaula -----	86
Selección del cable -----	94
Fórmulas para hallar el factor de seguridad -----	95
Cálculo de tambora y poleas -----	103
Angulo de desplazamiento del cable -----	105
Grampas -----	107
Cálculo de wincha -----	107
Sistema de control -----	111
Costos -----	118

CAPITULO V

Servicios -----	120
Cálculo de aire comprimido -----	120

APENDICE

Bibliografía -----	132
--------------------	-----

PROLOGO

El presente trabajo titulado " Proyecto Integral de Desarrollo en la zona de Calizas de la Mina Huachocolpa" confeccionado a base de experiencias y conocimientos persigue, dos objetivos:

Primero, cumplir con uno de los requisitos establecidos por la Universidad Nacional de Ingenieria, para optar el Titulo de Ingeniero de Minas.

Segundo, es el deber que tenemos todos de hacer conocer la combinación de los conocimientos adquiridos en las aulas con aquellos que se aprenden en los centros de trabajo.

Debo ser extensivo mis agradecimientos a mis profesores por los valiosos conocimientos y consejos que me han dado.

No es menor mis agradecimientos a los señores directivos, empleados, obreros de este campamento en especial a los señores Ingenieros Alberto Benavides, Eduardo Rubio, Hector Villanueva, José Molina.

INTRODUCCIÓN.

El contenido de este trabajo, es más que todo la combinación de la Ciencia, la Técnica y las experiencias adquiridas en varios años de constante lucha en el campo de la Minería.

MINAS HUACHOCOLPA, es un conjunto de minas, encuadradas en una extensión de 20 x 20 kms., el centro de este cuadrángulo tiene una topografía muy accidentada por cumbres y picos que sobre pasan los 5,000.00 M.S.N.M.

BuENAVENTURA, trabaja no una sola mina, sino un distrito. Este distrito se caracteriza por lo alejado que se encuentran algunas veces del centro de operaciones, lugar donde se ubica la Planta de Beneficio, siendo éste uno de los puntos fuertes para llegar a las minas que se encuentran en la zona denominada Huachocolpa. Los caminos de paso son las que forman el potencial minero de la operación Huachocolpa.

Para la integración de las minas: Luchito I, II, III, IV, V, Chirre, Heneje, Piruta; se proyectó un cruceiro en la cota 4160 que tendrá una longitud de 750 mts. con rumbo Norte-Sur, o sea hacia donde se encuentra la Planta Concentradora, desde el tope del cruceiro se hará una chimenea al nivel 4280 con la RAISE DRILL MACHINE, para luego acondicionarla como pique principal denominada "EL CAPACHERO" por donde se izará todo el mineral de las explotaciones y explotaciones de las vetas ya mencionadas, todos estos trabajos consisten en una primera etapa, luego se procederá a profundizar hasta el nivel 4,000.

Con esto se solucionarían los problemas siguientes:

- 1.- El transporte del mineral en volquetes se reduciría a 2.5 kms de los 10 que es.
- 2.- El carguío, de una sola tolva a los volquetes y no así de cada boca mina.
- 3.- El transporte interno en mina, sólo se hará con una locomotora.
- 4.- Se concentrarán las viviendas en un solo lugar (Corralpampa) porque hoy se encuentran en cada mina.
- 5.- Los servicios generales tendrán una sola rea mineral para todas las vetas, etc.

Buenaventura es una Compañía Minera, que está dando lugar e impulso a la tecnificación y mecanización, tal es así, es la segunda en nuestro País después de CENTROMIN, que adquirió una máquina para hacer chimeneas de gran longitud y con mucha seguridad (DRESEP SUPER 480), también se cuenta con una máquina SHOTCRETING, para acelerar el sostenimiento de dichas labores.

CAPITULO I .-
GENERALIDADES

SITUACION.-

Las minas Huachocolpa se encuentra en el distrito minero del mismo nombre, es propiedad de la Compañía de Minas Buenaventura S.A. Políticaicamente pertenece al distrito Huachocolpa de la provincia y Departamento de Huancavelica.

La altitud sobre el nivel del mar es de 4,000 a 5,000 metros, las minas más altas son Tangana y Monchaylla y las que están más bajas son las de la zona de las Calizas.

VIAS DE ACCESO.-

Las principales vías de acceso son las carreteras.

a.- Lima- Pisco- Castro Virreyña- Paso el Chonta- Huachocolpa.

b.- Lima- Huancayo- Huancavelica- Paso el Chonta- Huachocolpa.

Ferrocarril:

a.- Lima- Huancayo- Huancavelica, de esta última ciudad se continúa por carretera hasta la mina, por esta vía se movilizan los concentrados, materiales, combustibles, etc.

RECURSOS NATURALES Y CLIMA .-

Los recursos son precarios por pertenecer a la sierra alta o puna, con fuertes y abundantes lluvias, nevadas en los meses de invierno (Enero a Abril) y heladas en los meses de verano con temperaturas que varían de 12° hasta 14° bajo cero.

Los centros de abastecimiento son: Huancavelica, Huancayo, Pisco Lima.

No hay cultivos, sólo existe ichu, vegetación que sirve de alimento a los auquénidos y ganado ovino.

El personal que trabaja en este asiento Minero no tiene estabilidad por ser pequeños agricultores, en ciertas épocas del año se tiene problemas de personal.

FISIOGRAFIA.-

La topografía muy accidentada debido a los cerros elevados, los que presentan una cobertura de bloques de roca volcánicas. Los ríos Totonapampa y Atocmarca forman el río Opamayo que se une con el río Lircay para luego desembocar en el Maritimo.

GEOLOGIA DE LA ZONA DE CALIZAS.-

Breve Reseña:

El Dr. R. Lewis preparó un plano geológico del distrito minero de Huachocolpa (1956).

El año 1,971, el Ing° Humberto Salazar estudió las características de las rocas sedimentarias del distrito cambiando la interpretación del mismo, en el mismo año el Dr. Don Noble realizó el trabajo de campo sobre la geología de las rocas volcánicas e intrusivas del distrito. Por los geólogos de la Compañía se ha hecho estudios parciales sobre algunos cuerpos mineralizados.

En 1,976 el Dr. U. Patersen realizó un trabajo de zonamiento en Huachocolpa.

ESTATIGRAFIA Y PETROGRAFIA.-

El area de este distrito minero está cubierta por una variedad de rocas, siendo en orden descendente: Volcánicas, andesíticas terciarias.

Calizas mesozoicas.

Areniscas, Lutitas, Cuarcitas y Rocas Intrusivas, Estas últimas son de varias composiciones: Cuarzo latitas, granito, granodiorita, diorita y riolita, completan la secuencia estatigráfica: gravas, distritos y travertinos cuaternarios.

ROCAS SEDIMENTARIAS-.

Las más antiguas son las calizas Pucará - - (Triásico, Jurásico), la parte inferior son conocidas como sub-grupo Chambará, está integrada por paquetes de calizas potentes, en la parte inferior (Chambará inferior), Lutitas verdosas en la parte media (Chambará media) y calizas grises de color marrón oscuro; de paquetes delgados en la parte superior (Chambará superior).

La parte media del grupo Pucará, se conoce como formación Arama-shay, está integrada por Lutitas negras y calizas arenosas negras. La formación Condorsinga (Pucará Superior), está formada por calizas grises con horizontes modulares y algo chertoso, encima de esta formación se encuentra la Cercapuquio, lo cual está formada por areniscas blancas y oscuras, sobre ésta yacen las calizas grises de la formación Chunumayo (Jurásico medio).

Encima de las calizas Chunumayo, se encuentran el grupo *Goyllaris quisca* (Cretáceo inferior) que está formado por areniscas blancas y lutitas negras y rojas, coronando la serie sedimentaria se encuentran las calizas grises marrones de la formación Chulec (cretasio inferior).

Encima de esta serie se encuentra en discordancia angular, una potente serie andesíticas.

ROCAS VOLCANICAS E INTRUSIVAS.-

Las rocas volcánicas generalmente conocidas como andesíticas, el Dr. D. Noble lo ha denominado "Cuarzo Latita", con el estudio que hizo preparó un plano geológico del Zenozóico donde explica las siguientes formaciones:

- 1.- Formación Arco Iris.
- 2.- Complejo de Volcán Mixto y Domo volcánico.
- 3.- Volcán Tinquí.
- 4.- Complejo del Domo Chosecc.
- 5.- Complejo Manchaylla.
- 5.- Dique de latita cuarcifera Joven y Domo volcánico.

GEOLOGIA ESTRUCTURAL REGIONAL.-

En este distrito parecen existir los siguientes patrones:

- a.- Plegamientos (N-S) ocurrido en las rocas sedimentarias antiguas
- b.- Falla Huachocolpa (N-S) al oeste de las rocas sedimentarias y en contacto con las rocas volcánicas (Positiva y China Hereje)
- c.- Plegamientos N-S y fallamiento N-S de los volcánicos Arco Iris y Casapalca.

- d.- Luego de fracturas mineralizadas N 60 E y E.W.
- e.- Diques de latita cuarcifera N-S.

DEPOSITO DEL YACIMIENTO.-

Dicho yacimiento es de plomo y Zinc principalmente, con menores cantidades de cobre, plata. Los depósitos minerales de Huachocolpa son epigenéticos y se han formado por:

- 1.- Metazomatismo de contacto: minerales de Zn y Cu diseminados en granates; ejemplo Gandhi, Huáscar, Consuelo y cuerpos silicificados en Tangana.
- 2.- Proceso Hidrotermal:
 - a.- Relleno de cavidades. Filones de fisura: la casi totalidad de las vetas de la región se encuentran en volcánicos.
 - b.- Relleno de brechas, Zinc y Plomo diseminados en los cuerpos silices de Tangana.
 - c.- Reemplazamiento:
 - Masivo: Pirata, Luchitos (en forma de mantos), Perseverancia de Yanaututo (cuerpos).
- 3.- Oxidación superficial y enriquecimiento supergénico; Perseverancia de Yanaututo (Mn).
- 4.- Metamorfismo de contacto:
 - Granates de Consuelo, Mauricio III, Huáscar, formados en calizas.

LA MINERALOGIA.-

Los minerales comunes y abundantes son: la galena, blenda, cuarzo y pirita.

Los minerales escasos son la chalcopirita, tetrahedrita, calcita. En el area de Tangana se encuentra además, rodonita, rodofrosita, en la zona de las calizas se encuentra la geocronita, jamenzonita: en otras areas se encuentran la estibina, plata roja, baritina, croupimente, realgar.

EL ZONEAMIENTO MINERALOGICO.-

El Dr. U. Petersen, ha enfocado este punto, mediante el contorno de las proporciones de los metales existentes, sacó una conclusión que la mineralización de Tangana y Recuperada pertenecen a focos mineralógicos diferentes. Los contornos tienden a estar más apretados y evolucionan más en rama les pequeños especialmente si son "Ciegos", también tienden ha avanzar a las zonas más permeables y por ende su forma es influenciada por las posiciones de los clavos de mineral.

El cociente que permite dibujar el mayor número de contornos es Pb/Cu.

Este varía desde más de 50 hasta menos de 10. También se observa que la mineralización es reciente por lo que se aproxima paralelos a la superficie actual.

ALTERACION HIDROTERMAL.-

Se presenta oajo la forma de caolinización silicificación, piritización, etc. Especialmente en las cajas volcánicas o intrusivas. La caolinización es más frecuente en zonas superficiales y la silicificación en las partes más bajas y las vetas.

ESTRUCTURAS EXTERNAS.-

Estas son: Inflexiones, Lazos cimoides, colas de caballo y otras ramificaciones. Este elemento constituye el control más importante de los "Ore Shoots", entre ellos se encuentran los siguientes:

- 1.- Romales tensionales que salen de las estructuras de cizallamiento (Tangana, Maloya, Recuperada, Teresita).
- 2.- Inflexiones (aberturas tensionales) de estructuras de cizallamiento (Cauca, blenda rubia, Manchaylla).
- 3.- Lazos cimoides (Recuperada, Teresita, Blenda Rubia).
- 4.- "Cola de Caballo" (Teresita, Tangana).

CONTROLES DE MINERALIZACION.-

Más importantes son las estructuras de las vetas y el tipo de rocas se ha reconocido ampliamente que la parte tensional de cualquier veta, controla de alguna manera los ore shoots de este distrito minero.

Las inflexiones de las vetas, los lazos cimoides, las colas de caballo y las ramificaciones son controles de mineralización.

El tipo de roca muestra que hay más favorable al fracturamiento que otras.

Así por ejemplo: Las brechas volcánicas son más favorables que las lavas de derrame domicas y aún intrusivas. Los diques pre-minerales conocidos en la zona de las calizas, parecen no haber sido favorables al fracturamiento.

Algunos diques pos-minerales de las zonas volcánicas, tal vez señalen algún control de la mineralización.

POTENCIAL DE RESERVAS DE LA ZONA DE CALIZAS .-

<u>VETA</u>	<u>T.M.S.</u>	<u>LEYES</u>		
		Pb %	Zn %	Ag ^{Onz} /tc
Luchito I	50,000.0	6.0	7.0	6.0
Luchito IV	217,144.0	5.5	6.5	5.0
China Hereje	40,500.0	5.0	6.0	8.0
Luchito V	40,000.0	4.5	5.5	4.0
Pirata	200,000.0	6.0	7.5	5.0
	547,644.0	5.6	6.8	5.2

CAPITULO II

CRUCERO DE INTEGRACION

La minería, en especial la filoneana, sus exploraciones y desarrollos se hacen mediante socavones através de cualquier tipo de roca, ya sea en veta o en estéril, el socavón en veta se denominara galería, el que no está dentro de ella se denominaría según las orientaciones que se les dara (Crucero o "Cortada", estócadadas, etc).

Una vez hecho el estudio completo, se lleva a cabo el proyecto de reconocer las vetas detectadas y conocidas en la etapa de la prospección.

En nuestro caso se conoce las vetas en los niveles altos.

Siendo bastante prometedoras se ha decidido explorar y desarrollar en profundidad, pero como la topografía del terreno no permite abrir sobre veta una galería, nos obliga a entrar mediante un crucero desde el nivel 4160, el cual en su recorrido cortará las vetas mencionadas anteriormente, a dicho crucero se está denominando de INTEGRACION, cuya finalidad es integrar todas las minas de esta zona y acercarnos por interior mina hacia la Planta Concentradora, luego salir a superficie mediante una chimenea que se acondicionará como pique para izar todo el mineral y así disminuir la distancia de transporte en volquetes.

Para un trabajo de esta índole se necesita una organización que permita el funcionamiento continuo del avance que repercutirá en los costos.

Los factores que se está tomando en cuenta son:

- a.- Dimensión y longitud del crucero.
- b.- Volumen por valor.
- c.- Perforación.
- d.- Voladura y explosión.
- e.- Carguío.
- f.- Materiales.
- g.- Ventilación.
- h.- Sostenimiento.
- i.- Energía eléctrica.
- j.- Equipo de transporte.
- k.- Mano de Obra.
- l.- Cálculo del tiempo efectivo de trabajo.

DIMENSION Y LONGITUD DEL CRUCERO .-

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

En cuanto a la boca, se debe preveer el fácil acceso a la misma las zonas apropiadas para la deposición del desmonte y como problema importante el drenaje del agua.

Una vez elegida la ruta que va a seguir el crucero es necesario conocer la distancia exacta, la dirección, así como la gradiente.

La sección del socavón será: 7 pies de ancho por 8 pies de alto ($2.10 \times 2.40 \text{ m}^2$) y una longitud de 750 mts. hasta el punto donde estará ubicado el pique " EL CAPACHERO ", con esta longitud se cortarán todas las vetas que se ha mencionado en la introducción.

VOLUMEN POR VOLAR .-

Sección de la labor: $2.10 \times 2.40 = 5.04 \text{ m}^2$

Volumen: $5.04 \text{ m}^2 \times 750 \text{ m.} = 3,780 \text{ m}^3$

El volumen es $3,780 \text{ m}^3$ de roca in-situ.

Gran parte de esta extensión se trabajará en roca fuertemente - - saturada de agua caliente, por tal motivo los cálculos se esta - haciendo con dos guardias por día.

PERFORACION

Esta etapa es sumamente importante para obtener un mejor éxito en el avance de un frente.

Las pruebas que se han hecho en esta clase de roca (calizas) con - diferentes tipos de perforadoras ha dado lugar a la elección de la misma que se va a usar en dicho proyecto, también se debe tener en cuenta los factores siguientes:

El costo de adquisición, de servicios, de mantenimiento y cargos fijos, por otra parte, la velocidad de perforación y el diámetro de los taladros.

Pero la mayor incógnita se presenta en el cálculo del tiempo de - perforación, ya que el número de taladros, así como la velocidad de penetración pueden variar dentro de amplios límites debido a las condiciones de las rocas.

Podemos dividir en dos el tiempo de perforación:

1.- Depende de las condiciones de la roca.

2.- Tiempo independiente a las condiciones de la roca.

La primera comprende solamente la perforación efectiva, la segunda el regreso de la perforadora, el movimiento de los barrenos a nuevas posiciones, cambio de los mismos, el emboquillado, etc.

Para calcular el tiempo de perforación con las máquinas se está utilizando la siguiente fórmula:

$$T = \frac{n}{z} \times t_1 + \frac{nl}{zw} = \frac{n}{z} \left(t_1 + \frac{l}{w} \right)$$

T = Tiempo total de perforación (min.)

t_1 = Tiempo independiente (min/ taladro)

n = Número de taladros.

z. = Número de perforadoras.

l = Longitud de taladros (metros)

w = Velocidad de penetración (metros/min.)

De acuerdo a las pruebas que se han realizado, el tiempo independiente (t_1) = de 3.4 a 3.6 minutos.

Para conocer la performance de las máquinas en este tipo de roca, se ha hecho pruebas con tres tipos: Lion, Atlas Puma y Montabert - T - 25, los resultados se vé en la tabla siguiente, la longitud de perforación es progresivamente hasta 31 metros.

LONGITUD PERFORADO METROS	TIEMPO CONTROLADO			VELOCIDAD DE PENETRACION		
	MIN.			mts/min.		
	Lion	Puna	T-25	Lion	Puna	T-25
3.10	12.41	14.86	9.81	0.25	0.21	0.32
6.20	31.18	34.20	24.77	0.19	0.18	0.26
9.30	53.96	56.75	38.70	0.17	0.16	0.24
12.40	76.66	82.87	52.71	0.16	0.15	0.24
15.50	99.22	109.55	68.21	0.16	0.14	0.23
18.60	123.83	135.49	84.16	0.15	0.14	0.22
21.70	147.85	160.30	100.80	0.15	0.14	0.22
24.80	173.33	187.35	117.56	0.14	0.13	0.21
27.90	200.64	218.09	138.43	0.14	0.13	0.20
31.00	212.30	230.32	149.02	0.15	0.13	0.21

TABLA 1

Con la tabla 1 se confecciona la tabla 2 incluyendo el tiempo independiente promedio $(3.4 + 3.6) \div 2 = 3.5$ min/taladro.

MAQUINA	Nº de Taladro	Metros Perforados	Tiempo neto Perforación	Tiempo Indepen.	Tiempo m/min Comer. Comer.
Puna	20	31	3h. 50' 32"	70 m.	5h. 0" 32" 0.103
Lion	20	31	3h. 31' 30"	70 m.	4h. 42' 03" 0.110
T- 25	20	31	2h. 29' 00"	70 m.	3h. 39' 00" 0.140

TABLA 2

De estas pruebas se ha visto por conveniente utilizar la Montabert T- 25, para el avance del frente, cuyas características con respecto a las otras son:

MAQUINA	Presión Nominal Kg/cm ²	Peso kg.	Altura mm.	Diámetro de pistón mm.	Carrera d' pistón mm.	Golpes/ minuto	Consumo de aire f ³ /min.
T - 25	5.5	25.0	680	82	100	2,400	135
Puma	6.0	26.9	680	70	55	2,300	131
Lion	6.0	29.5	770	70	55	2,100	159

TABLA 3

Aplicando la fórmula:

$$\text{Tiempo total} = \frac{n}{z} t_1 + \frac{l}{w} = n t_1 + \frac{l}{w} \quad \text{cuando } z = 1$$

$$n = 20$$

$$z = 1$$

$$t_1 = 3.5 \text{ Min/ taladro}$$

$$l = 1.55 \text{ metros}$$

$$w = 0.21 \text{ m/min}$$

$$T = \frac{20}{1} \left(3.5 + \frac{1.55}{0.21} \right) = 20 (3.5 + 7.381) = 217.62 \text{ minutos.}$$

$$T = 3h. 37 \text{ mm. } 37 \text{ seg.}$$

Contamos con máquinas de este tipo en stock. Se empleará solo una máquina en el frente.

RELACION DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS
Y AREA DEL FRENTE.

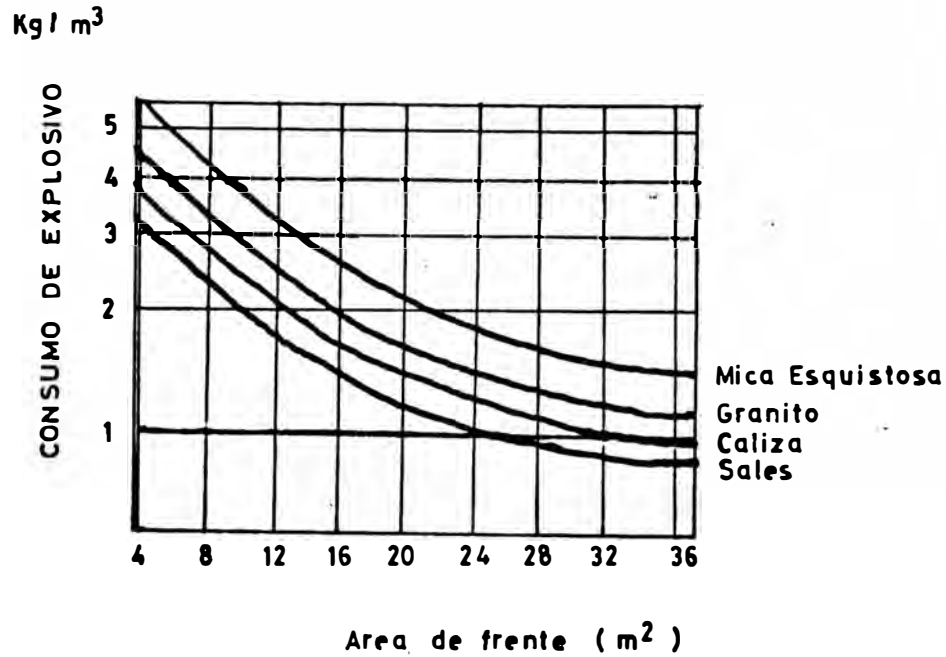


Grafico...8...

RELACION No. DE TALADROS Y AREA DEL FRENTE

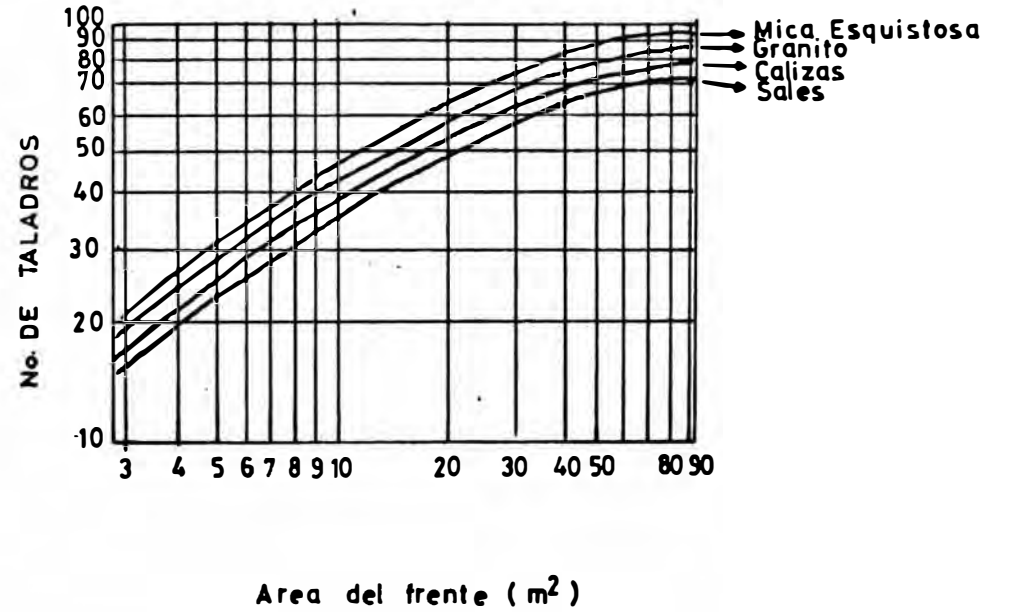


Grafico...9.....

NUNERO DE TALADROS.-

El número de taladros depende del area del frente y de la dureza de la roca, también el tipo de arranque en ángulo necesita menor número de taladros que el arranque en paralelo, pero la ventaja es relativa.

En nuestro proyecto se harán los cálculos con el arranque "Burn Cat" (Corte Quemado), más adelante en voladura mencionaremos.

Pero lo que más influye es el tipo de roca; por consiguiente - clasificaremos en tres clases las rocas conocidas:

DURA	SEMI-DURA	BLANDA
Granito	Riolitas	Serpentinas
Sienitas	Andesitas	Yesos
Dioritas	Traquitas	Pizarras
Basalto	Calizas	Salgenas
Rocas Silisificadas	Roca Alterada	Carbón
Cuarzo	Vidrios Volcánicos	Arenisca
Cuarcita	Dolomita	

TABLA 4

También se debe tener en cuenta la presión de aire.

El número de taladros se puede encontrar aplicando la fórmula siguiente:

$$N = \frac{R}{C} + K S \quad \text{y también en el gráfico (3).}$$

N = Número de taladros.

R = La circunferencia de la sección en metros

C = Distancia entre los taladros de circunferencia en metros.

S = Dimensión de sección en m².

K = Coeficiente.

Las distancias entre los taladros de circunferencia se da a continuación, según nuestras pruebas que se ha realizado; pero se advierte que éste se trata sólo en nuestro caso o para tipos similares teniendo que adaptarse o modificarlo de acuerdo a las circunstancias.

0.5 m., para roca dura (Blenda Rubia)

0.6 m., para roca semi-dura (Calizas)

0.7 m., para roca blanda (Consuelo)

El coeficiente K

2 : para roca dura

1.5 : para roca semi-dura

1 : para roca blanda.

La circunferencia de la sección (R), se obtiene aproximadamente con la siguiente fórmula:

$$R = 4\sqrt{S}$$

Cálculo de número de taladros:

$$N = \frac{4\sqrt{2.4 \times 2.10} + 1.5 \times 2.40 \times 2.10}{0.5}$$

$$N = 17.96 + 7.56 = 25.5 = 26$$

$$N = 26 \text{ taladros}$$

BROCAS Y BARRENOS.-

En las perforaciones se puede usar los diferentes tipos y formas en barrenos; las más usuales son las exagonales con cúlata de collar.

La elección debe tener en cuenta ciertos factores como por ejemplo: el explosivo que se vá a utilizar, el avance por tiro y el equipo de perforación que se dispone.

Como en la operación minera de este asiento se ha establecido el uso del barreno exagonal con collar marca FAGERSTA, de una sola pieza con broca de cincel, las características son:

		LONGITUD		CALIBRE DE			PESO	
SERIE		EFECTIVA		LA BROCA				
		mm.	Piés	mm.	pulg.	aprox.	Kg.	lbs
		800	2' 7"	40	1	37/64"	2.9	6.4
		1600	5' 3"	39	1	17/32"	5.3	11.7
		2400	7' 10"	38	1	1/2"	7.8	17.2
7/8"	12	3200	10' 6"	37	1	29/64"	10.2	22.5
		4000	13' 1"	36	1	72/64"	12.7	28.0
		4800	16' 9"	35	1	3/8"	15.1	33.2
		5600	18' 4"	34	1	11/32"	17.6	38.8
		6400	21'	33	1	19/64"	20.0	44.1

TABALA 5

Las tablas que a continuación se muestra son de las pruebas que se hizo con este tipo de barreno.

Sacando como consecuencia, la duración promedio de un barreno fagers ta en este tipo de roca es de 555 piés. También depende de la - - - técnica en la afilada y el trato que le dá el perforista.

PRUEBA DE BARRENOS

MARCA: Fagersta .- Mina Pirat

Longitud: 1,600 mm.

Dimensiones de la Broca: 39 mm.

Altura: 17 mm.

N° de BARRE NO	Piés		Inserto an		Inserto des		Desgastede		Inserto	
	Perfo rados	Acunu lados	tes afilado	Diá. Alt.	pués afilado	Diám. Altu.	Perforado	Diám. Alt.	Afilado	Diá. Alt.
1	78.06	78.06	37	17	37	17	2.0	0.0	0.0	0.0
	68.22	146.28	37	16	36	16	0.0	1.0	1.0	0.0
	57.07	203.35	35.5	15	35	15	0.5	1.0	0.5	0.0
	85.61	288.96	34	15	33	14.5	1.0	0.0	1.0	0.5
	85.61	374.57	31	14	31	13	2.0	0.5	0.0	1.0
	79.90	454.47	30.5	11	30	10.5	0.5	2.0	0.5	0.5
	102.73	557.20	28	10			2.0	0.5		
2	97.02	97.02	38.0	17	37.5	17	1.0	0.0	0.5	0.0
	33.46	130.48	37.0	16.50	37	16	0.5	0.5	0.0	0.5
	55.76	186.24	36.0	16	35	16	1.0	0.0	1.0	0.0
	79.90	266.14	34.0	15	32	14	1.0	1.0	2.0	1.0
	57.07	323.21	31.5	14	31	12.5	0.5	0.0	0.5	1.5
	68.22	391.43	30.0	12	29.5	11.0	1.0	0.5	0.5	1.0
	89.22	480.65	29.0	10	29	9.0	0.5	1.0	0.0	1.0
	80.69	561.34	28.0	9			1.0	0.0		
3	62.78	62.78	38	17	37.5	17	1.0	0.0	0.5	0.0
	97.25	160.03	36	16	35	16	1.5	1.0	1.0	0.0
	82.00	242.03	34.5	15.5	33	15.5	0.5	0.5	1.5	0.0
	83.64	325.67	32	15	31	13	1.0	0.5	1.0	2.0
	78.06	403.73	30.5	12	30	12	0.5	3.0	0.5	0.0
	74.19	477.92	29.0	11	28	10	1.0	1.0	1.0	1.0
	104.83	582.75	26.5	10			1.5	0.0		
4	101.68	101.68	38	17	38	17	1.0	0.0	0.0	0.0
	50.84	152.52	37	16	37.0	15	1.0	1.0	0.0	1.0
	66.09	218.61	36.5	15	35.5	14	0.5	0.0	1.0	1.0
	61.01	279.62	34.5	13	33.0	13	1.0	1.0	1.5	0.0

Se rompió la pastilla

TABLA 6

EXPLOSIVOS Y VOLADURAS.-

El frente de una galería tiene una sola cara de derribo. El primer paso y a la vez el más difícil, es crear una abertura hacia el cual se vuela sucesivamente el resto de la roca, la explicación está limitada sólo a los factores fundamentales, tales como las formas de arranque, cálculo de la cantidad de carga y el sistema de disparos, puesto que es muy difícil describir otros factores en forma generalizada, ya que la voladura de túneles tiene siempre condiciones muy especiales en cada caso, tales como dimensión de secciones, clases y condiciones de roca, sistema de trabajo.

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

MÉTODOS DE ARRANQUE.-

El arranque es el primer disparo para ampliar las caras libres con el fin de facilitar o efectivizar otros disparos subsiguientes.

Hay varios métodos de arranque, de los cuales hay que seleccionar uno que se adecúe a las condiciones de cada trabajo. Explicamos algunos que son representativos:

- 1.- Corte en V y corte de doble V, se utiliza con frecuencia por su facilidad de perforación y su eficiencia; pero, por otro lado tiene la desventaja que el avance es limitado. El ángulo para la perforación de los taladros de arranque se considera adecuado cuando tiene de 60° a 70° sobre la superficie del frente.

CORTE EN V

CORTE EN DOBLE V

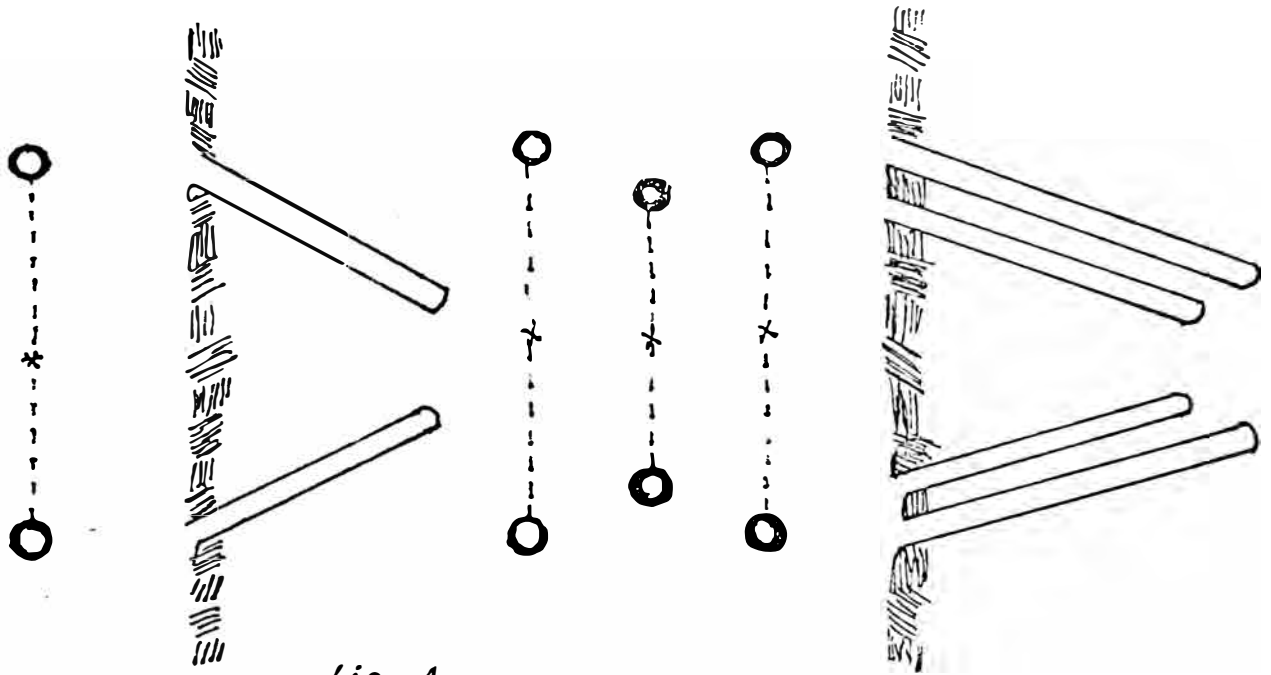


fig. 4

2.- El corte de Pirámide o de Diamante, utilizado muy poco en los socavones horizontales por su dificultad en la perforación pero sí es muy adecuado para la perforación de chimeneas y piques.

CORTE DE PIRAMIDE

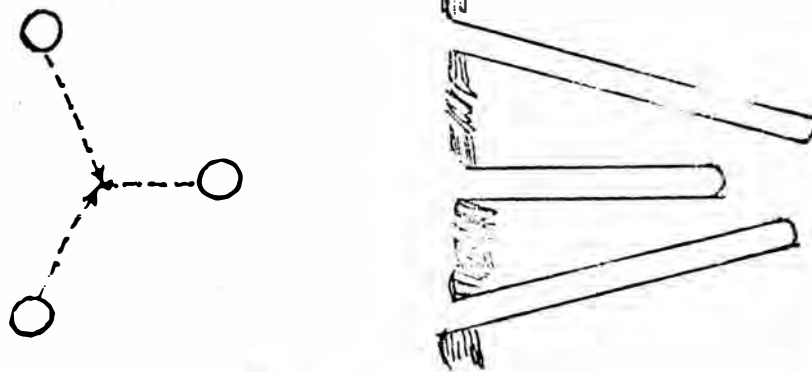


fig. 5

DIAMANTE

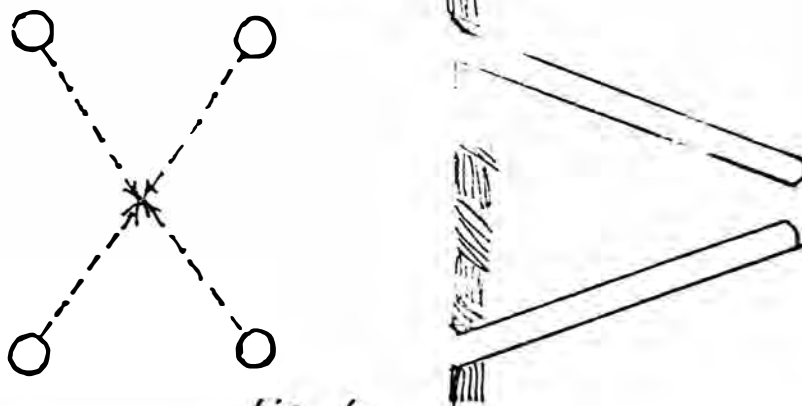


fig. 6

3.- CORTE QUEMADO (Burn Cut).-

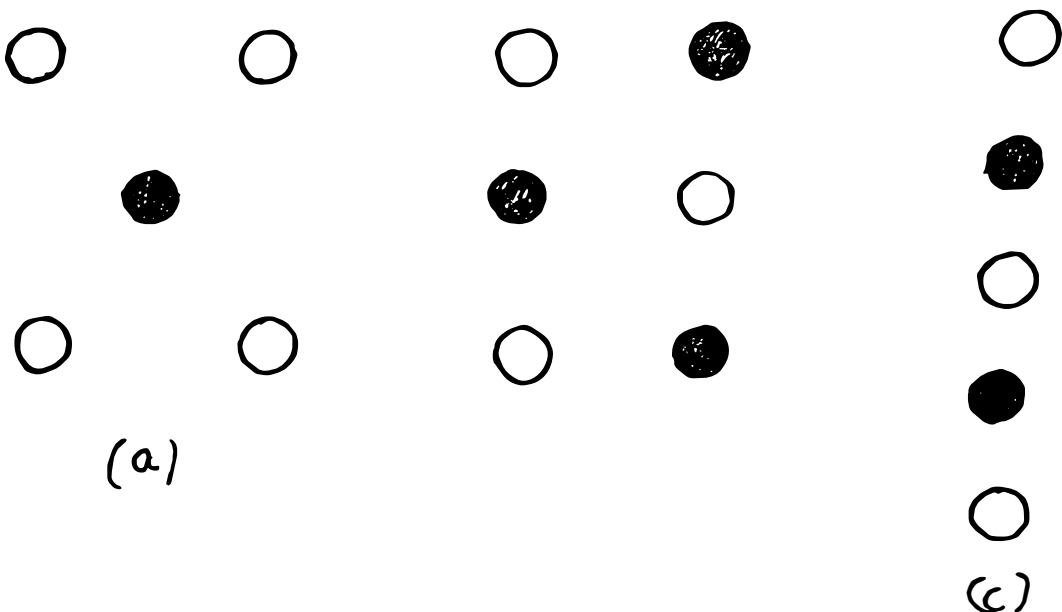
Consiste en perforar en paralelo, -
taladros de diámetros grandes y pequeños, en estos arranques
se dejan taladros vacíos del mismo diámetro que los cargados
y cuando se hacen con taladros de mayor diámetro, por lo -
general estos se utilizan como una cara libre más.

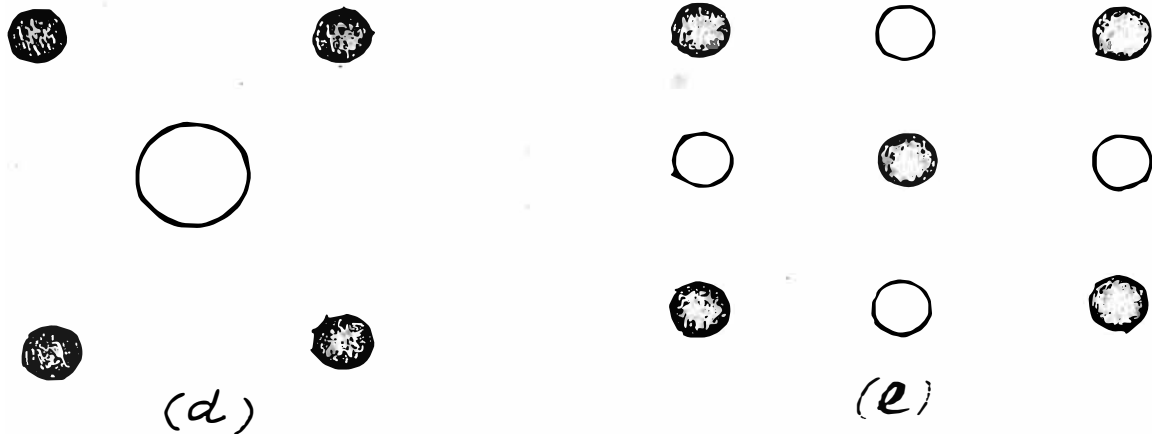
Las distancias entre los taladros son cortas, que está entre
4 a 6 pulgadas de centro a centro.

Este sistema tiene gran ventaja porque como todos los taladros
de arranque son perforados perpendicularmente sobre la cara -
de la sección, son muy fáciles de perforar y también se puede
perforar en longitudes más largas, con el consiguiente resul-
tado de que se obtiene gran avance.

En cambio tiene el defecto de que si la distancia entre los -
taladros de arranque no está bien calculada, los disparos se
interfieren motivando la no detonación de los fulminantes o
explosivos.

Las pruebas y ventajas de este tipo de arranque, ha hecho que
sea implantado en todos los avances de frentes.







 Hueco Cargado
 Hueco vacío

fig. 7

El tipo (b) ha dado buenos resultados en calizas, por consiguiente se usará en la perforación.

En el cuadro siguiente se muestra el avance medio (A_m) y profundidad (H) en metros, para dos tipos de arranque quemados, (b) y (d) Gronlud y Michigan respectivamente, prueba con dos disparos (1.55 mts cada uno).

Tipo	H	A_m	%
Gronlud	3.10	2.80	90
Michigan	3.10	2.75	89

TABLA 7

CALCULO PARA LA CANTIDAD DE CARGA .-

La cantidad de carga depende - de la dureza de la roca, dimensión de sección, número y longitud de taladros, sistema de disparo y clase de explosivos, etc.

Generalmente la cantidad de carga de explosivos por m^3 vá disminuyendo mientras más grande sea la sección y, vá en aumento mientras más dura sea la roca. El cálculo de la cantidad de carga adecuada ha sido hecho por expertos, pero este no tiene aplicación generalizada y por consiguiente calculamos un promedio a base de resultados en el mismo terreno.

Recomiendo que se aplique con las modificaciones o adaptaciones - - necesarias.

CUADRO DE RELACION ENTRE LA SECCION Y LA CANTIDAD DE CARGA EN EL CASO DE UTILIZAR DINAMITA

Sección (m^2)	1 - 5	5 - 10	10 - 15	15 - 20
Roca dura (Kg/m^3)	3.2 - 2.8	2.8 - 2.5	2.5 - 2.0	2.0 - 1.7
Roca semi-dura	2.3 - 1.8	1.8 - 1.5	1.5 - 1	1 - 0.8
Roca Blanda	1.5 - 1.0	1 - 0.8	0.8 - 0.5	0.5 - 0.4

TABLA 8

También se adjunta un gráfico (8), consumo de explosivos versus - - sección (Blasting Practice) para diferentes rocas.

EXPLOSIVOS.-

Los explosivos se clasifican:

Bajos Explosivos.- Son los que se deflagran, cuya transformación química se realiza en velocidad menor a la del sonido (pólvora negra, pólvora sin humo).

Altos Explosivos.- Son aquellos cuya velocidad de reacción de detonación es 3,000 m/seg. hasta más de 7,000 m/seg. Estos son: Dinamita., Anfo, Explosivo licuado (Slurry) , - Explosivos iniciadores.

En todo proyecto se empleará la dinamita. Está compuesta generalmente por tres elementos principales: Sensibilizantes como nitroglicerina, proveedores de oxígeno, como nitrato de amonio y combustibles como aserrín, harina de trigo o almidón.

Por su consistencia se clasifican: gelatinosa, semi-gelatinosa y pulverulenta, van en orden consecutivos, disminuyendo en su velocidad de detonación y densidad y por consiguiente, la fuerza de explosión va reduciéndose.

La Dinamita Gelatinosa, como su nombre lo indica, tiene plasticidad muy buena resistencia al agua y una adecuada dureza, esta última tiene especial significado, puesto que posibilita el relleno de la carga en los taladros (retoqueado) con el fin de aumentar la eficiencia de la explosión.

Las características de la dinamita varía de acuerdo con sus clases, la indicación de éstas son dado por los fabricantes:

- Velocidad de detonación.
- Densidad

- Potencia (R W S).
- Volumen de gases.
- Prueba de martillo de 5 Kg.
- Detonación por simpatía.
- Energía de explosión.
- Temperatura de explosión.
- Balance de oxígeno.

ACCESORIOS DE VOLADURA .

Son productos procesados utilizando explosivos, fulminantes y mecha.

Hay fulminantes eléctricos y corrientes, lo que se utiliza en general y casi en todas las minas es el número 6.

Los fulminantes contienen explosivos iniciadores que fácilmente tienden a iniciarse con chispa o fuego, además contienen otros explosivos que están colocados al lado de los iniciadores que llegan a detonar por efecto de iniciación.

La iniciación de fulminantes se realiza con mecha de seguridad o por sistemas eléctricos, es una mecha que contiene pólvora negra en su núcleo, forrada con tejidos de hilos, papeles, plásticos, etc.

Su velocidad de combustión es de 100 - 140 seg/m.:

a.- Velocidad de detonación.- Es la velocidad de reacción explosiva que se propaga en el interior del explosivo, o sea la velocidad de liberación de energía de explosión.

Para medir por el método de DEUTRICHE.

- b.- *Detonación por Simpatía.*- Es la explosión inducida por un cartucho cebado a otro que está próximo.
- c.- *Potencia o fuerza relativa al peso (R W S).*- Tomando como 100% la potencia de la gelatina explosiva, se compara en pruebas especiales y en porcentaje la fuerza de un determinado tipo de explosivos, con la gelatina explosiva en igualdad de pesos.
- d.- *Sensibilidad al Choque.*- (Prueba de Martillo) Se demuestra la resistencia de los explosivos al choque o golpe. La medida más conocida para esto se llama la prueba de sensibilidad por caída del martillo; sobre un yunque, se coloca 0.1 gr. de explosivo de muestra envuelta en hoja de estaño y se deja caer sobre la muestra de fierro de 5 Kg. desde diferentes alturas para observar si explota o no. La dinamita generalmente explota con una altura entre 15 a 25 cm., el fulminante de mercurio que se utiliza como explosivo iniciador del fulminante, explota con una altura de 1 a 2 cm.
- e.- *Sensibilidad al calor.*- (Punto de Ignición) Si se calienta gradualmente los explosivos, poco a poco, a cierta temperatura se descomponen repentinamente acompañado por el fuego o el sonido. A esa temperatura se le considera el punto de ignición.
- f.- *Densidad.*- EL ANFO tiene la densidad 0.8 - 0.9 ; la dinamita pulvurulenta 0.9 - 1.0 ; la dinamita gelatinosa 1.2- 1.4

- g.- Dureza.- La dureza en los explosivos tiene índice de importancia para la seguridad de su manejo y para aumentar el efecto de voladura.
- h.- Resistencia al agua.- La mayoría de los explosivos industriales tienen como sus ingredientes principales: Nitrato de amonio o de sodio, por consiguiente, éstos tienen problemas en su capacidad de resistencia al agua.
Sin embargo, como en la práctica la existencia de agua es inevitable, es recomendable seleccionar dinamita que tengan una resistencia al agua de 4 a 10 horas.
- i.- Balance de oxígeno.- Es un índice teórico, para demostrar si hay escases o exceso de oxígeno después de una explosión.
- j.- Volumen de gases de explosión.- También es un valor teórico manifiesta cuantos litros de gases se producen después de una explosión de 1 kg. de explosivos en condiciones de 0 C° y una atmósfera de presión.

CARACTERISTICAS DE LA DINAMITA DINASOL PARA USO MINERO Y OTROS

CARACTERISTICAS	80%	65%	45%
Potencia (R.W.S.) %	80	65	45
Balance Oxígeno gr.	+ 1.9	+ 2.0	+2.0
Volumen de gas de explosión			
1/Kg. (C , 1 atm)	910	915	850
Fuerza de explosión litro-Kg/cm ²	9850	9100	8200
	(98500 m-Kg)	(9100 m-Kg)	(8200 m-Kg)

Prueba de martillo (5 Kg) cm	20 - 22	20 - 22	20 - 22
Resistencia al agua (horas)			
(Profundidad de agua: 50 cm)	24	15	4
Velocidad de detonación m/seg.	5500 - 5800	5000 - 5200	4300-4500
Prueba de simpatía (veces el			
dímetro del cartucho)	+ 3 veces	+ 3 veces	+ 3 veces
Dureza Kg/cm ²	menos 10	menos 10	menos 10
Peso específico	125 - 1.30	125 - 1.30	1.1.-1.2
Gas de voladura	Excelente	Excelente	Excelente

TABLA 9

MEDIDAS DEL CARTUCHO DE DINAMITA .-

Medidas	7/8" x 7"	1 x 7"	1 1/8" x 7"
Peso Neto/ caja Kg.	22.7	22.7	22.7
Número de Cartuchos/caja	288	220	186
Peso de cartucho (gr)	78.8	103.2	122.0

TABLA 10

Las resistencias a la tensión de las rocas comunes, se indican a continuación:

/..

TABLA 11

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA TENSION (P.S.I.)
Granito duro	1298
Anhidrita dura	1220
Caliza dura	890
Granito común (promedio)	888
Mármol	860
Grauwaca	700
Arenisca dura	583
Caliza común	480
Sal	400

La dinamita que se va a utilizar es la DINASOL de 45% y 65% ; -
cuyas características se mencionan en la tabla 9.

CARGUIO.-

La roca al ser rota aumenta su volumen. El factor de -
corrección es: Peso del material ~~total~~ entre peso del material -
in-situ, ó también es el 100 % entre el coeficiente de expansión.
El coeficiente de expansión: = 100 % + % de expansión del mate--
rial.

Peso aproximado in-situ de algunos materiales y su porcentaje -
de expansión (inchamiento).

PRODUCTOS	tn/ m ³	% expansión
Basalto	2.90	50
Baucita	2.40	35
Arcilla	1.70	30
Antracita	1.30	35
Concreto	2.40	40
Cobre porfidítico	2.80	50
Arena, tierra	1.80	20
Flourita	3.20	50
Granito	2.60	60
Grava	2.00	15
Yeso	2.30	40
Mineral de Hierro (Hematita)	3.90	70
Mineral de Hierro (Magnetita)	5.00	70
Mineral de plomo 30 %	3.60	50
Mineral de Pb y Zn 16 %, 7 %	3.10	50
Mineral fosfatados	2.70	40
Sal	2.40	40
Arenisca	2.50	50
Pizarra	1.80	35
Esquisto	2.80	30
Saliza	2.70	50
Minerales Sulfurosos	3.10	50
Talco	2.70	50
Roca Ignea	3.00	50
Mineral de Uranio	2.50	50

TABLA 12

CARROS MINEROS .-

Los carros mineros que tenemos son del tipo - "U", de volteo lateral.

CAPACIDAD			
24	27	35	Piés Cúbicos
0.68	0.77	1.00	Metros Cúbicos

TABLA 13

DIMENSIONES GENERALES

Tipo	MEDIDAS EXTERNAS			MEDIDAS DE TOLVA			RUEDAS		PESO
	Altura cm. S.riel	Ancho cm.	Largo cm.	Altura cm.	Ancho cm.	Lar. Es. cm.	Diám a/c cm.	Eje	total Kilos
U -24	115	71	161	81	71	122	0.47	30 62	428
U -27	118	71	203	81	71	152	0.47	30 62	475
U -30	125	81	203	89	81	152	0.47	30 62	500

TABLA 14

PALA MECANICA .-

Se tiene una sobre carril, que es accionada por - aire comprimido, sus partes principales: Cuerpo giratorio y mecanismo de oscilación, bastidor desplazable con la pala.

Sus características se vé en la siguiente tabla.

TIPO	MOTOR DE TRACCION H.P.	MOTOR DE ACCIONAMIENTO DE LA CUCHARA H.P.	CAPACIDAD DE LA CUCHARA pies ³ m ³		MANGUERA PULGØ	PRESIO AIRE 1b/pulg ² kg/cm ²	PESO NETO 1b.Kg kg/cm ²
LM 36	10	12	5	0.14	1	65-100 4.7-7	3970-1800

TABALA 15

Recomendable con 85 lb/pulg² (6 Kg/cm²)

Para calcular la capacidad de la Pála Mecánica, utilizaremos la -
formula siguiente:

$$Q = \frac{60 Vc. Kl. Kd. Ku}{T} \text{ m}^3/\text{min} \text{ o } \text{pie}^3/\text{min}$$

Vc : Capacidad de la cuchara m³ o pie³

t1 : Duración del ciclo de excavación (seg)

Kl : Grado de llenado de la cuchara (0.2 a 1.0)

Kd : Coeficiente de dificultad de la carga (0.2 a 1.0)

Ku : Coeficiente de utilización de la máquina y se encuentra por
la relación siguiente:

$$Ku = \frac{Vv. t1}{Vc. Kl. Kd} = \frac{Vv. t1}{Vv. Kl. Kd} + \frac{t2 + t3}{z}$$

Vv = Capacidad de carro m³

t₂ = Tiempo utilizado para el cambio de vagonetas, (min)

z = Número de carros en el tren

t₃ = Duración de cambio del tren de carros (min.)

La capacidad de nuestra pala:

$$Ku = \frac{0.68 \times 0.5}{\frac{0.14 \times 0.7 \times 0.8}{0.68 \times 0.5} + 1 + \frac{10}{12}} = \frac{4.3367}{11.00} = 0.70$$

$$Q = \frac{60 \times 0.14 \times 0.70 \times 0.8 \times 0.70}{20} = 0.16 \text{ m}^3 / \text{min}$$

<u>Tamaño de carros</u>	Promedio de paladas que requiere	Tiempo Promedio de llenado
0.68 m ³	5	4 min. 15 seg.
0.77 "	5.5.	5 " ----
1.0 "	7	6 " 15 "

TABLA 16

MATERIALES .-

A lo largo de todo el crucero, se colocará tubería de cuatro pulgadas de diámetro (4" Ø), ya que por ésta entrará la red madre de aire, para todas las vetas que posteriormente se trabajarán, para el agua se utilizará tuberías de dos pulgadas de diámetro (2" Ø).

Por lo tanto se necesitará:

750 metros de tubería de 4" Ø

750 metros de tubería de 2" Ø

Los tubos de cuatro, serán unidos mediante bridas y los de dos, serán con colpas, uniones universales y válvulas en sitios especiales

LINEA DE CAUVILLE.-

Como este crucero es de gran importancia para el transporte interno del mineral de varias vetas, se colocará línea de un peso considerable.

La tabla siguiente, nos da el peso de los carriles según el peso de la locomotora.

Peso de Locomotora	1.5	2	3	4	5	15	20	30
Mínimo de línea (lb/ yd.)	12	16	20	20	20	40	50	60
Peso Recomendado lb/ yd.	20	20	30	30	30	50	60	70

TABLA 17

Los que se tienen en stock, en almacén es de 30 lb/ yd., los cuales serán utilizados.

En la colocación de éstos, se debe tener mucho cuidado, emplear debidamente los durmientes, eclisas, clavos de riel, la geometría de la vía.

DURMIENTES .-

Son los que sirven para que las vías se mantengan debidamente separadas, dicha separación se denomina trocha, los durmientes pueden ser de madera y metálica.

La longitud debe ser dos veces de la trocha o cuando menos la trocha, más de 24 pulgadas.

Las ecuaciones siguientes nos permite hallar el ancho y el espesor.

1..

$$a = J + 1/4$$

$$b = 1.375 \times J$$

a = Espesor

B = Ancho

J = Longitud del clavo de riel.

ECLISAS .-

Son placas de acero que se colocan a uno y otro lado de los rieles, se mantienen colocados mediante pernos.

DIMENSIONES DEL RIEL Y SUS ACCESORIOS DE FIJACION Y UNIONES SEGUN EL PESO DE LOS RIELES

PESO lb/yd.	RIEL PULGADAS				ECLISAS PULGADAS	PERNOS-TUERCAS PULGADAS				CLAVOS PULGADAS	
	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K
8	1	9/16	13/16	5/32	1/2	16 1/8	3/8	1/2	5/8	2 1/2	5/16
12	2		1	3/16	5/8	16 1/8	1/2	13/4	13/16	3	3/8
16	2	3/8	1 11/64	7/32	3/4	16 1/8	1/2	2	13/16	3 1/2	3/8
20	2	5/8	1 11/32	1/4	3/4	16 1/8	1/2	2	13/16	3 1/2	3/8
25	2	3/4	1 1/2	19/64	13/16	16 1/8	5/8	2 1/4	1	4	1/4
30	3	3/8	1 11/16	21/64	13/16	16 1/8	5/8	2 1/2	1	4	1/2
35	3	5/16	1 3/4	23/64	13/16	16 1/8	5/8	2 3/4	1	4 1/2	1/2
40	3	1/2	1 7/8	25/64	7/8	20	3/4	3	1 3/16	5	1/2

TABLA 18

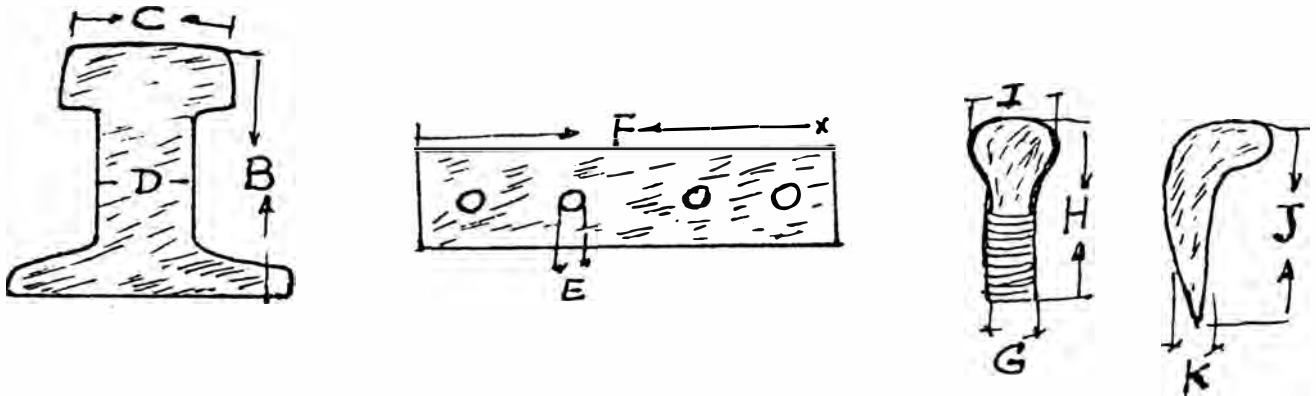


fig 9

El ancho de los durmientes = $1.375 \times 4'' = 5.5''$

El espesor de los durmientes = $4 + 1/4 = 4 \ 1/4''$

Como los carros mineros que contamos es para trocha de 0.50 o 20", los durmientes deben ser de $2 \times 0.50 = 1$ mts. de largo.

El espaciamiento está gobernado por la carga, la frecuencia del tren y el peso del riel; para no tener problemas, se colocará a 0.800 m. de durmiente a durmiente.

GEOMETRIA DE LA VIA.-

Pendiente.- Determina el número de carros mineros que debe tener el tren, que hala una locomotora.

Se debe tener cuidado casi siempre que el tren cargado, corre a favor de la pendiente.

Casi en todas las minas, se considera una pendiente de 0,25 a 0.5 %.

PERALTE .-

Es la diferencia de altura entre los dos rieles de la vía en una curva.

Este debe ser suficiente para que la fuerza centrífuga que se producen en las curvas impida que los carros mineros se vuelquen o descarrilen.

Debe existir la relación con los carros cargados en $F = 0.88P$

F = Fuerza Centrífuga.

P = Peso total del tren.

Se puede calcular por la fórmula : $d = 0.0699 \frac{V^2 E}{R}$

Donde:

V = Velocidad en M.P.H.

E = Trocha (pulgadas)

R = Radio de curvatura en pies.

También es necesario que la trocha en las curvas sean mayor, ya que las pestañas de las ruedas rozarían con los rieles, se puede encontrar con la fórmula siguiente:

$$S = \frac{L \sqrt{2 r h}}{R}$$

L = Distancia entre ejes de las ruedas.

r = Radio de las ruedas.

h = Altura de las pestañas.

RADIO DE CURVATURA .-

No debe ser menos de 6 veces la distancias entre ejes de las ruedas.

El radio de curvatura debe ser tan grande como sea posible , ya que las curvas en las vías aumentan la potencia necesaria para mover un carro minero.

Depende de las distancias entre ejes de la rueda , de la trocha y el diámetro de las ruedas.

CAMBIOS DE VIAS.-

Existen varias formas de éstas, lo que se vá a emplear en el avance del frente son los "Canton Car Transfers" Consiste en un chasis que se mueve alrededor de un eje cuando - el carro minero está sobre ella ; se usa cerca del frente , para no estar recorriendo gran tramo para hacer el cambio de carros , también se evita estar colocando cada cierto tramo los cambios - comunes.

RADIO DE CURVATURA MINIMA., EN PIES, SOBRE EL CUAL PASARA LA
LOCOMOTORA

DISTANCIA ENTRE EJES Pulgadas	DIAMETRO DE LAS RUEDAS (pulg.).										
	14	16	18	20	22	24	26	28	30	36	
18	6										
20	7	7									
22	7	8	8								
24	8	8	8	8							
26	8	8	8	9	9						
28	9	9	9	10	10						
30	10	10	10	11	11	11					
34	11	11	11	12	12	12	13				
36	12	12	12	13	13	13	14				
38	12	12	12	14	14	14	15	15			
40	13	13	13	14	14	14	16	16	16		
42	14	14	14	15	15	15	16	16	16		
44	15	15	15	16	16	16	17	17	17	20	
48	16	16	16	17	17	17	19	19	19	22	22
54		18	18	19	19	19	21	21	21	25	25
60		18	20	21	21	21	23	23	23	28	28
66			22	23	23	23	26	26	26	31	31
72			25	26	26	26	28	28	28	34	34
84			29	30	30	30	33	33	33	39	39
96				34	34	34	37	37	37	45	45
108				39	39	39	43	43	43	51	51
144				52	52	52	56	56	56	68	68

TABLA 19

EQUIPO DE TRANSPORTE.-

La capacidad de transporte, depende de varias condiciones, una condición muy importante es que la locomotora - tenga un estado técnico que esté al día.

Las condiciones de trabajo varían naturalmente por ejemplo, el tipo de riel, la gradiente y de los operadores. Estos factores - tienen una influencia en la eficiencia de las maquinarias; pero a la larga las condiciones son similares, aunque las obras se - realizan en diferentes partes del mundo.

Lo que tenemos que hacer es el cálculo de capacidad simple y común porque la elección de una locomotora es compleja, pues intervienen un gran número de factores.

Es preciso que se adopte a la sección y al radio de curvatura , - de las galerías en la que tendrán que circular.

En este aspecto, influye el peso teniendo en cuenta que las - locomotoras de trolley son las más ligeras, mientras que las de - acumuladores y de aire comprimido son las más pesadas.

Para dicho trabajo contamos con una locomotora BEV de 1.5 ton . de peso, calculando para el proyecto:

Peso de un carro minero	(T)	= 0.428 Tn.
Factor de carga (Roca Caliza)		= 1.200 Tn.
Peso de la locomotora	(L)	= 1.5 Tn.
Gradiente	(G)	= 0.5 %

Resistencia al rendimiento (R) = es la suma de las resistencias a las curvas, al rodamiento y a la pendiente.

$$R = R_e + R_r + R_g$$

Resistencia a la curva (Re) es depreciable por ser bastante pequeña.

Resistencia a la pendiente (Rg) es aproximadamente 20 lbs/ton. por cada 1 %.

Resistencia al rodamiento (Rr), depende del tipo de cojinetes de las ruedas de los carros mineros, también puede aumentarse en 10 a 15 lbs/ton. si la vía está en malas condiciones o puede bajar se si están en buenas condiciones.

RESISTENCIA AL RODAMIENTO

TIPO DE RODAMIENTO	Rr lbs/ton
Cojinetes planos	30
Cojinetes de rodillos	20 *

TABLA 20

* Son los tipos que tiene los carros U-24 y U-35 Denver

$$R = 0 + 20 + 0.5 \times 20 = 30 \text{ lbs/ton.}, \text{ aumentando } 10 \text{ lbs/ton.}$$

Por la calidad de la vía * 40 lbs/ton.

La incógnita, es el peso del tren que halará la locomotora.

Reemplazando todos los datos en la fórmula siguiente:

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

$$T = \frac{L (480 - 20 G)}{R + 20 G} = \frac{1.5 (480 - 10)}{40 + 20 \times 0.5} = \frac{1.5 \times 470}{50}$$

$$T = 14 \text{ ton.}$$

~~T =~~ Peso de Carros cargados.

El peso de cada carro cargado = Peso de carro vacío + factor de carga = 0.428 + 1.224 = 1,652

$$\text{N}^\circ \text{ de carros} = \frac{14}{1.652} = 8.5 \approx 9$$

La locomotora de 1.5 tons. de peso puede halar un convoy de nueve carros mineros U-24; pero el inconveniente es que es muy largo.

La otra alternativa sería utilizar los U-35

Peso de carro vacío = 0.5 ton.

Factor de carga = 1.8 ton.

Peso de carro cargado = 2.3 ton.

Nº de carros : $14 \frac{0}{2.3} = 6$ carros mineros.

Para nuestra operación se utilizará carros mineros tipos balancín U- 35

CARACTERISTICAS DE LA LOCOMOTORA BRITISH ELECTRIC VEHICLES QUE
FUNCIONA CON BATERIAS (BEV)

Peso ton.	CAPACIDAD NOMI NAL DE TRACCION tons.	FUERZA DE TRAC CION AL GANCHO Kgs	TROCHA cm.	VELOC. Km/h M/h
1.5	10 a 12	140	50 - 60	4.9 3
3.0	35	320	55.9 - 76.2	8.1 5
				6.5 4

TABLA 21

VENTILACION.-

El rendimiento del personal depende más que todo de la ventilación que existe en las labores, en general de toda la mina. En otras palabras, consiste en remover aire a un espacio - dado con el fin de proporcionar aire fresco y limpio para los trabajadores.

En labores cortas la ventilación natural puede ser adecuada; pero en largas, es necesario la ventilación mecánica.

El primer problema en diseñar un sistema de ventilación es estimar el volumen de aire necesario.

COMPOSICION DEL AIRE SUBTERRANEO.-

La composición normal en la -
atmosfera según el volumen es:

	<u>Por volumen %</u>	<u>Por peso %</u>
Nitrógeno	78.09	75.53
Oxígeno	20.95	23.14
Anhidrido carbónico	0.03	0.046
Argón y otros gases raros.	0.93	1.284

En un ambiente subterráneo, la composición del aire cambia, la - cantidad de oxígeno disminuye y la de anhidrido carbónico aumenta también aumentan otros gases que se encuentran en las fracturas - de las rocas.

Los factores que influyen en la contaminación del aire son:

- Tipo de Roca

,

/..

- Grado Geotérmico
- El cuerpo Humano
- Alumbrado
- Maquinarias
- Oxidación.

El efecto de las altas temperaturas, traen como consecuencia la deshidratación y el entorpecimiento del trabajador, la temperatura efectiva más adecuada para el trabajo del hombre es: 24°C (75°F). Para obtener dicha temperatura, depende de la temperatura del aire, de la humedad relativa y la velocidad del flujo del aire.

Velocidad del Aire.-
(Pies/min)., para obtener una temperatura efectiva de 24°C. (75°F).

TEMPERATURA DEL AIRE		HUMEDAD RELATIVA								
°C	°F	50	55	60	65	70	75	80	85	90
26	79	20	20	20	20	20	20	30	40	50
27	80.5	20	20	20	20	35	50	70	85	100
28	82.5	20	20	35	50	73	105	140	170	210
29	84	35		73	115	165	215	265	320	375
30	86	70	115	165	215	295	365	435	500	565
31	88	105	230	300	380	480	570	650	720	800

TABLA 22

La cantidad de aire que requiere una persona para realizar trabajos, está en función de éste y de su constitución física de cada uno de ellos.

En la siguiente tabla nos dá en forma aproximada, la inhalación de aire y oxígeno en la respiración humana.

ACTIVIDADES	Nº DE RESPI RACION POR MIN.	AIRE INHALADO POR RESPIRAC. Pies ³	AIRE INH. Pies ³ /min.	CONSU. MO O ₂ pies ³ /min.	CUOC. RESP.
Reposos	12 - 18	0.014-0.025	0.18-0.45	0.01	0.75
Trabajo moderado	30	0.052-0.070	1.50-2.10	0.07	0.90
Trabajo fuerte	40	0.087	3.50	0.10	1.0

TABLA 23

DENSIDAD RELATIVA DEL AIRE A VARIAS ALTITUDES Y TEMPERATURAS

		ALTITUDES SOBRE EL NIVEL DEL MAR											
		Pies											
TEMPERATURA DE AIRE °F	0	500	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000	4500	5000	5500	6000
		PRESION BAROMETRICA EN PULGADAS											
	29.92	29.33	28.38	28.33	27.82	27.31	26.81	26.32	25.84	25.36	24.89	24.43	23.98
70	1.000	.981	.965	.947	.930	.913	.896	.880	.864	.848	.832	.817	.799
100	.946	.928	.913	.896	.880	.864	.846	.832	.817	.802	.787	.773	.756
125	.906	.889	.874	.858	.843	.827	.812	.797	.783	.768	.754	.740	.724
150	.869	.852	.839	.823	.808	.793	.779	.765	.751	.737	.723	.710	.694
175	.835	.837	.806	.791	.777	.762	.748	.735	.721	.708	.695	.682	.667
200	.803	.788	.775	.760	.747	.733	.719	.707	.694	.681	.668	.656	.642
225	.773	.758	.746	.732	.719	.706	.693	.608	.668	.656	.643	.632	.618
250	.747	.733	.721	.707	.695	.682	.669	.657	.645	.634	.622	.610	.597
275	.721	.707	.696	.683	.671	.658	.646	.634	.622	.611	.600	.589	.576
300	.697	.684	.673	.660	.648	.636	.625	.613	.602	.591	.580	.569	.557

-52-

TABLA 24

Densidad específica = 0.075 lbs/ piés³, a nivel del mar (Presión barométrica 29.92 a una temperatura de 70°F).

LAS PRESIONES ATMOSFERICAS Y BAROMETRICAS, A VARIAR ALTURAS SOBRE

EL NIVEL DEL MAR

SOBRE EL NIVEL DEL MAR	PRESION AT- MOSFERICA	PRESION BARO- METRICA	DENSIDAD RELA- TIVA DEL AIRE
Piés	(PSI)	Pulg. Hg	
0	14.69	29.92	1,000
500	14.42	29.38	0.981
1,000	14.16	28.86	0.964
1,500	13.91	28.33	0.947
2,000	13.66	27.82	0.930
2,500	13.41	27.31	0.913
3,000	13.16	26.81	0.896
3,500	12.92	26.32	0.880
4,000	12.68	25.84	0.864
4,500	12.45	25.36	0.848
5,000	12.22	24.89	0.832
5,500	11.99	24.43	0.816
6,000	11.77	23.98	0.799
6,500	11.55	23.53	0.786
7,000	11.33	23.09	0.774
7,500	11.12	22.65	0.758
8,000	10.91	22.22	0.739
8,500	10.70	21.80	0.728
9,000	10.50	21.38	0.715
9,500	10.30	20.98	0.701
10,000	10.10	20.58	0.687
10,500	9.90	20.18	0.674
11,000	9.71	19.75	0.661
11,500	9.52	19.40	0.648
12,000	9.34	19.03	0.636
12,500	9.15	18.65	0.624
13,000	8.97	18.29	0.611
13,500	8.80	17.93	0.599
14,000	8.62	17.57	0.587
14,500	8.45	17.22	0.576
15,000	8.28	16.88	0.564

TABLA 25

El aire mínimo y necesario, según el reglamento de Seguridad e Higiene, para la industria minera es de $3 \text{ m}^3/\text{min}$ ($106 \text{ piés}^3/\text{min}$) a nivel del mar, ésta varía según la altura.

de 1,500 a 3,000	M.S.N.M.	aumente en	40 %
de 3,000 a 4,000	" " "	" "	70 %
de 4,000 a más	" " "	" " "	100 %

MÉTODOS DE VENTILACION.-

Hay tres métodos generales en ventilación de túneles, impelente, aspirante, aspirante impelente.

Impelente.- Es el aire que sopla por un ventilador a través de un conducto, llevando al frente de trabajo.

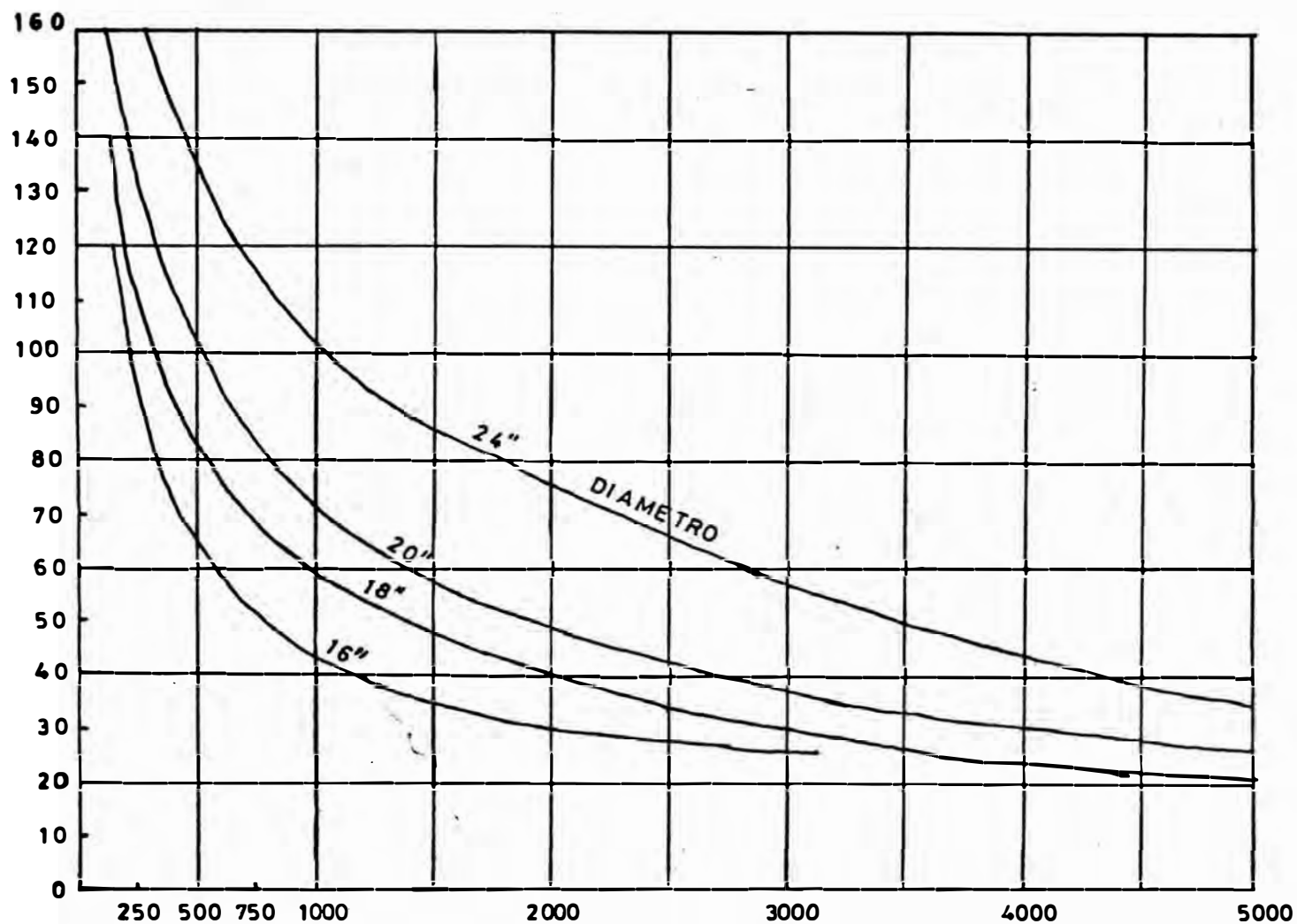
Aspirante o negativa.- Es cuando se extrae el aire contaminado; por los factores ya mencionados.

Aspirante impelente.- Cuando se combinan las ventajas anteriores insuflando aire durante las horas de trabajo y absorbiendo después de cada disparo, para evacuar los gases y polvos que se producen en la voladura.

EQUIPO DE VENTILACION.-

Se cuenta con ventiladores MECO.E.F. 5 de 5 c.v., 21 pulgadas de diámetro de flujo axial.

La entrega de aire libre de $8,000 \text{ piés}^3/\text{min}$. en descarga libre y desarrollando una presión máxima, con un conducto de salida cerrado de 8.5 W.G.



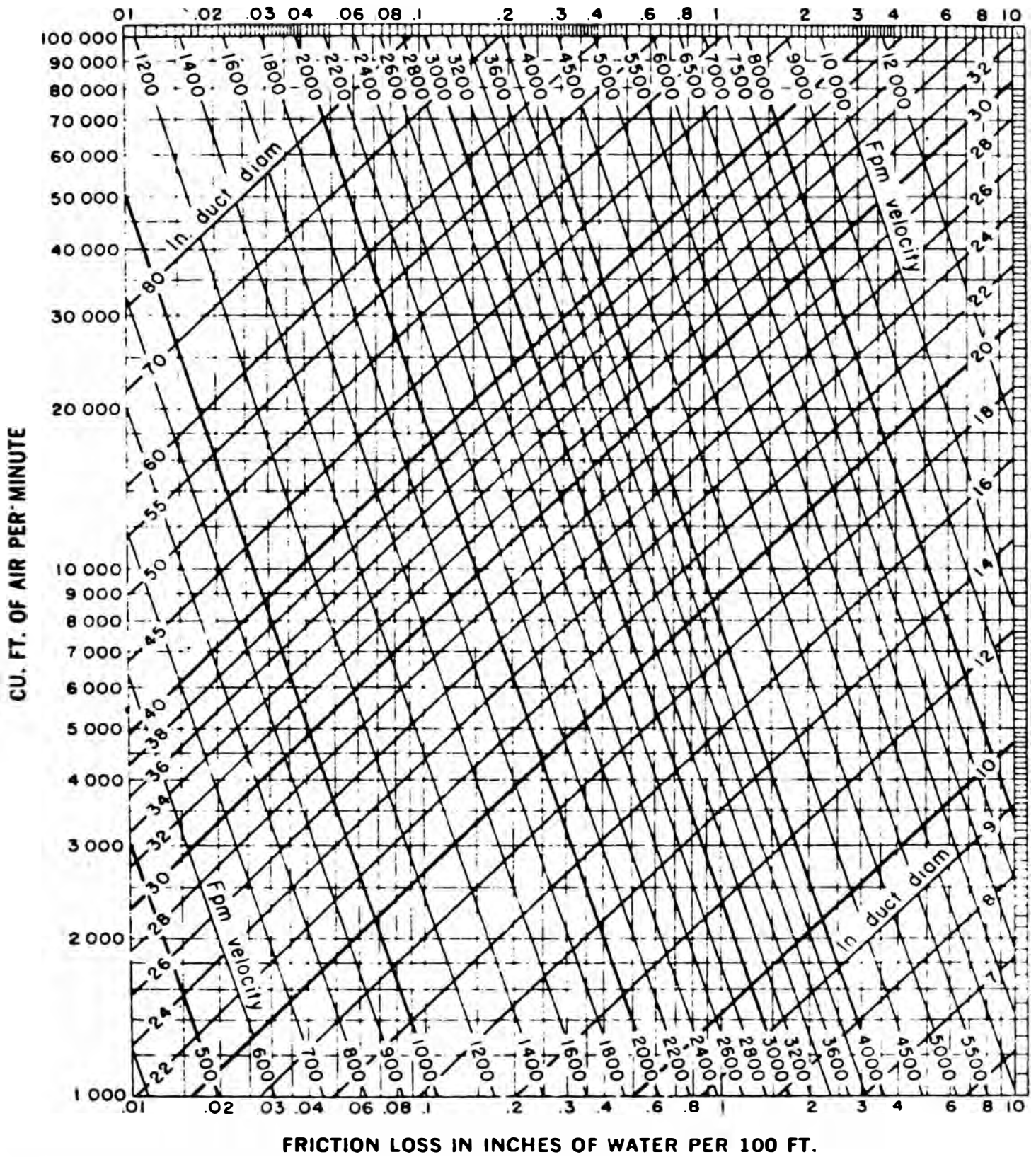
Longitud de Manga o Tubo (m)

CANTIDAD DE AIRE ENTREGADO POR UN VENTILADOR ELECTRICO "MECO"EF5

Grafico: 10

FRICTION OF AIR

FRICTION OF AIR IN STRAIGHT DUCTS FOR VOLUMES OF 1000 TO 100,000 CFM



(Based on Standard Air of 0.075 lb per cu ft density flowing through average, clean, round, galvanized metal ducts having approximately 40 joints per 100 ft.)

From Heating Ventilating Air Conditioning Guide 1960 Used by permission.

Fig 11

Es. 0.4 W.G. / 100

Longitud del ducto es : 2,460 piés (750 mts).

Total : $0.4/100 \times 2,460 = 9.84''$ W.G. Esto es a nivel de mar.

El factor de corrección por temperatura (60°F) y a una altitud de 13,000 piés S.N.M. es + 0.62

Fricción corregida $\frac{9.84}{0.62} = 16''$ W.G.

Las características de nuestro ventilador son:

21 1/4" - 14" - 3,000 r.p.m. de -.5" W.G.

Número de ventiladores necesarios: $\frac{16}{8.5} = 1.8 = 2$ ventiladores

Distancia de instalación : $\frac{700}{2} = 350$ mts.

SOSTENIMIENTO.-

Como anteriormente he mencionado el afán de la compañía es tecnificar, para hacer más rápido el sostenimiento se cuenta con pernos de roca del tipo PERFO de 4' y 5' y una máquina de "SHOTCRETING".

MAQUINA SHOTCRETING MOD. H.-

Es un disparador capaz de producir inyección de alta calidad y de confianza necesaria para concreto de alta resistencia y duración para trabajos de construcción y reparación.

Por reajuste simple de la válvula del equipo, los operadores pueden mezclar e inyectar materiales de todo grado:

a.- Abastecimiento del aire.- Una compresora de 125 P.C.M., dará - aire suficiente, usando manguera de 1 1/2".

b.- Abastecimiento de agua.- Para shotcreté, siempre debe usarse - agua limpia para evitar la obstrucción del filtro y del medidor de agua, es necesario una presión de 20 - 40 P.S.I. Cuando se opera desde un sistema sin presión, debe usarse la bomba impulsora. (Boster pump).

c.- Carga (Loading).- La tolva tiene un volumen de 5 1/2 piés³ hasta su nivel. Esto permite mezclar 4 1/2 piés³ de arena y una - bolsa de cement o.

La tapa del tanque debe cerrarse cuando se carga la tolva, aproximadamente la mitad de la arena debe ser cargada antes de agregar el cemento, luego el resto de arena. Para cargar el tanque - se debe seguir los pasos siguientes:

- Con la válvula de material cerrada (close), abrir la tapa del tanque permitiendo la entrada de una porción de mezcla. Use - el agitador de la tolva para que comience a afluir el material.
- Agregar la cantidad deseada de agua a la mezcla, mientras el - material vá llegando a la cámara de mezclado.
- ~~Cerrar~~ la tapa del tanque para preparar en la tolva la siguien - te porción.
- Permitir un minuto (mínimo) para una mezcla perfecta.

La cantidad de agua agregada a la mezcla, depende de la humedad - de la arena y la proporción agua/cemento deseada en el Shotcrete Usualmente esto es de 4 galones por porción.

d.- Inyección.- Debe seguirse las siguientes etapas:

- Llevar la presión de aire a 60 P.S.I. para mangueras de 50 - pies y 1 1/2".
- Cerrar la válvula de salida de aire (escape de aire).
- Llevar la válvula principal de aire a la posición ON.
- Abrir (open) la válvula de material.

Cuando el material, empieza a fluir debe haber una buena producción de material en el pitón.

Mantener el pitón de aire en ON todo el tiempo que dure la inyección para evitar el apelmazamiento del concreto en el anillo del pitón. Para facilitar el trabajo del operador, debe usar la más baja presión de operación (40 P.S.I.).

No es necesario que esté completamente vacío el tanque para cargar - la siguiente porción.-

Pasos para detener la operación de la máquina.

- Cerrar la válvula principal de aire a OFF.
- Abrir (open) la válvula de escape del aire.
- Cerrar (close) la válvula del material.
- Abrir la tapa del tanque permitiendo el ingreso de la siguiente -- porción.

La válvula del material puede ser cerrada en cualquier momento para - para el flujo del material.

Sin embargo, si la parada sería por más de un minuto, se debe seguir el proceso mencionado arriba.

e.- Contrapresión.- Si por alguna razón se atora la manguera del material, se toma las siguientes medidas:

- Para el motor de la máquina inmediatamente.
- Corregir la causa del atoro de la manguera, las causas posibles (los pliegos de la manguera o fragmentos de roca en la manguera)
- Girar a OFF la válvula principal del aire.
- Soplar el material tapado atrás de la máquina poniendo la punta del pistón sobre una superficie a nivel.
- Abrir la válvula de escape del aire.

f.- Técnica del Pitón.- La técnica se desarrolla más que todo con la práctica, sin embargo se debe recordar algunos puntos básicos:

- Si es posible, siempre mantener el pitón a 90° a la superficie del trabajador y a una distancia de 60".
- Agarrar la manguera del material suavemente y dejarla mover, tratando de evitar las pulzaciones.
- El ayudante debe estar aproximadamente a 6' - 8' atrás del operador.
- Mover el pitón en un sentido circular para poner un espesor constante. Note que el material está viniendo por la manguera con una velocidad de 4 - 9 yardas / hora.

A continuación se menciona algunas experiencias con dicha máquina en una cortada de las mismas características.

Se empezó el trabajo con la Shotcresting, en el XC 233 hace siete semanas, basado en las observaciones de este trabajo.

1.- Tiempo.- La distribución del tiempo para un turno de 7. am a 4 pm. , sin tomar en cuenta las demoras por falta de aire y agua, por cambiar carros de arena, desquinche en la superficie.

FUNCION 7 a.m. - 12 m.	TIEMPO min.	%
Llegar al centro de trabajo	30	6.25
Mantenimiento de máquina, chequeo de tuberías de aire y agua	30	6.25
Trabajo de Shotcrete	210	43.75
Lavado de la máquina y descanso para almorzar	30	6.25
<u>1 p.m. - 4 p.m.</u>		
Retorno al trabajo	30	6.25
Trabajo de Shotcreting	90	18.75
Lavado de la máquina	30	6.25
Descanso y salir	30	6.25
TOTAL	480	100.00

TABLA 26

En resumen, la distribución del tiempo es:

18.75 % ó 90 min., en caminar y descanso.

62.50 % ó 300 min., en shotcrete propiamente dicha.

18.75 % ó 90 min., en mantenimiento de la máquina.

Se observa un tiempo neto de 300 mm disponibles para el hechado del concreto.

Tomando en cuenta 12 minutos como máximo requerido para hechar cada porción de mezcla.

Nº de porciones de mezcla que deberían hechar en cada turno:

$$300 \div 12 = 25.$$

Sin embargo nunca se ha logrado este rendimiento.

Con mucha exigencias el número máximo de porciones de mezcla que se ha llegado a hechar es 18, lo cual significa un trabajo de $18 \times 26 = 216$ minutos, el resto del tiempo o sea 84 min. se ha empleado en cambios de carros de arena desquinche de la superficie y descansos intermedios.

O sea el 45.0 % del tiempo se emplea en Shotcrete.

Para mantener la eficiencia del trabajo, se sugiere lo siguiente:

- Aumento de los trabajadores más, solamente se trabajó con tres:

1 operador de la máquina y 2 para hechar el concreto.

La distribución del tiempo para cada hechada del concreto es como sigue:

4 minutos, hechado de arena, cemento en el embudo.

1 minuto, mezclar con agua.

7 minutos, rocear la mezcla en la superficie.

12 Minutos por cada porción de mezcla.

Se notará que hay 5 minutos de intervalo entre cada terminación y - comienzo de cada hechada teniendo la mezcla, se puede disminuir este intervalo a sólo 1 minuto, teniendo el embudo lleno de arena y cemento, mientras se está hechando el concreto; pero esto requiere de - dos personas extras.

Con la nueva organización de 5 personas, no se cuenta con el tiempo - de llenar el embudo con arena y cemento pues esto debe de hacerse simultáneamente con la roceada del concreto, la nueva distribución del tiempo sería:

1 minuto para mezclar

7 " para hechar el concreto

8 minutos para cada porción

Tomando en cuenta el tiempo neto de Shotcrete: $216 \div 8 = 27$ porciones por cada turno, lo que significa un aumento de 50 %.

Además de aumentar la eficiencia de hechadas de mezcla, también nos permite mejorar el avance diario de la labor.

La organización de 5 personas sería como sigue:

1 operador de la máquina.

1 operador del pitón.

1 ayudante del operador del pitón.

2 ayudantes para llenar el embudo con arena y cemento.

5 Total.

EQUIPO DE SEGURIDAD.-

- Guante de neoprene.

- Lentes especiales que no sean afectados por la humedad:

c.g. MSA - 03 - 3379

- Crema de cara c.g. MSA # 04 - 37666

- Respiradores MSA Dustfice # 66.

ARENA .-

A.C. I. ESPECIFICACIONES DE ARENA FINA PARA SHOTCRETE

MALLA	% POR PESO QUE PASA (N)
3/8"	100
N° 4	95 - 100
N° 8	80 - 100
N° 16	50 - 85
N° 30	25 - 60
N° 50	10 - 30
N° 100	2 - 10

TABLA 27

$$\text{MODULO DE FINEZA} = \frac{\sum N}{100} ; \text{ debe ser entre } 2.4 \text{ y } 3.2$$

Para cumplir con el requisito de la arena fina, es necesario zarandear.

El rendimiento del zarandear fué de 5 carros mineros tipo U-35 con dos personas en 8 horas en una malla 1/2".

No se ha podido sacar el módulo de fineza" exacta de arenas por falta de mallas propias de análisis.

ROCIADO DEL CONCRETO.-

El sistema de refuerzo en la cortada de integración y en el píqae " EL Capachero " , en los tramos de terreno fracturado o inestable será el de "Shotcrete " o sea el concreto rociado a presión o un espesor variable según las necesidades del terreno (entre 2" a 6"), en muchos tramos reforzados con aplicación de mallas metálicas y pernos "Roof - Bols" , estos últimos se han utilizados con gran éxito inclusive en tajos.

REGLA PARA INSTALAR PERNOS DE ROCA TIPO PERFO DE 5'

- 1.- Desatar bien la roca, nunca perforar sobre un banco suelto, siempre sobre roca sólida.
- 2.- Perforar lo más pronto posible después del disparo.
- 3.- Usar barrenos nuevos en lo posible, o con poco uso, emplear el barreno de 5' hasta el mismo collarín.
- 4.- Limpiar bien el taladro con la cuchara.

5.- Tener listo en la labor:

a.- Los pernos.

b.- Las canastillas

c.- La maleta PERFO.

d.- Arena y cemento.

6.- Llenar la galonera con agua limpia de la tubería, nunca de la cuneta.

7.- Mezclar en seco sobre la batea, iguales partes de arena y cemento. La cantidad depende del número de pernos a ponerse.

8.- Hecharle agua hasta formar una pasta de mortero y mezclar con el badilejo.

9!- Poner juntas dos canastillas sobre una parte plana y con el badilejo llenarlas con mortero al ras.

10.- Poner una sobre otra y amarrarlas con los alambres que hay en la maleta perfo.

11.- Meter las dos canastillas así amarradas hasta el fondo del taladro.

12.- Meter el perno por el centro de las canastillas forzando el mortero a través de los huecos.

13.- Si está muy duro, golpear el perno con un combo hasta dejar unas 2" de roscas fuera del taladro.

14.- Terminado de poner todos los pernos, enjuagar bien el badilejo y batea.

15.- Se deja el perno así dos días y luego se vuelve con la plancha y la rosca y se le ajusta con una llave Stillson lo más que se pueda.

CALCULO DEL TIEMPO EFECTIVO DE TRABAJO.-

El tiempo de trabajo, efec
tiva no es nunca el 100%.,

Por este motivo tenemos que observar que nuestro cálculo de capacidad dé un margen de seguridad que es necesario para realizar la obra en cuestión.

Hay dos clases de eficiencia:

La de la máquina y la del operador.

Normalmente el cálculo está basado en 50 minutos por hora de eficiencia para un operador, pero según nuestra experiencia hay otras - clases de interrupciones.

La máquina quizá tenga que repararse en ciertos momentos, la obra puede ser reparada por motivos fuera de nuestro alcance.

Para esta clase de obstáculos hemos calculado con 5% adicional.

Por lo tanto digamos que el factor de demora basado en esta discusión es aproximadamente: $60 - \frac{5}{100} \times 100 \div 95 = 1.26$

El tiempo efectivo de trabajo en una jornada de 8 horas será:

$$8 \div 1.26 = 6 \text{ horas } 21 \text{ min.}$$

PERFORACION .-

26 taladros x 1.55 = 40.3 m \div 0.14m/min. velocidad de penetración comercial = 287.86 minutos = 4 horas 48 minutos.

LIMPIEZA.-

Volumen In-situ $5.04 \times 1.55 = 7.812 \text{ m}^3$, volumen disgregado $7,812 \times 1.5$ coeficiente de expansión = 11.72 m^3 .

Número de carros U- 24 : $11.72 \div 0.68$ capacidad de carro = 17

Tiempo de llenar los 17 x 4.25 = 72.25 min = 1 hora 15 min.

Perforación	4 horas 48 min	(Con un coefi
Limpieza	1 horas 15 min	ciente bastan
Dispara	30 min	te conservador)
Llegar al centro de trabajo	30 min	
Descanso - salir	30 min.	
Descanso para almorzar y prepara		
ción del equipo de perforación	27 min.	
	<hr/>	
	8 horas	

EL PROYECTO.-

Con todo lo mencionado en páginas anteriores se está haciendo los cálculos del proyecto en cuestión.

Para sacar la cantidad de materiales a emplearse y también de duración del proyecto y finalmente saber el costo de la obra:

1.- Dimensión de la sección:

$$2.10 \times 2.40 \text{ m}^2 = 5.04 \text{ m}^2, \text{ ó } 7 \times 8 = 56 \text{ pies}^2$$

2.- Volumen por volar:

$$5.04 \times 750 = 3,780 \text{ m}^3 \text{ de roca in-situ.}$$

3.- Tiempo que durará hacer los 750 m de cortada:

El avance diario es de 2.75 mts. en las dos guardias (tabla)

$$\text{o sea } 2.75 \times 5.04 \text{ m}^3 / \text{diario} = 13.86 \text{ m}^3 / \text{dia.}$$

El total de m^3 se volará en $3780 \div 13.86 = 273$ días.

En estos cálculos se toma por lo general 250 a 275 días laborales al año. Tomando lo último, la cortada estaría en: $275 \div 273 = \underline{1 \text{ año}}$

4.- Perforación.- El frente se llevará con 26 taladros, el arranque corte canadiense (Corte Quemado) (tabla) de 5 pies de longitud.

- Pies perforados por disparo = $26 \times 5.25'' = 136.5$ pies/disparo

- Pies perforados en todo el crucero = 136.5 pies/disparo \times N° de disparos $\times 547 = 74,665.5$ pies.

- Brocas y aceros, en toda la obra se utilizarán barrenos marca Fagesta (tabla 5 y 6), cuya duración es de 555 pies de cada uno.

N° de piezas = $74,665.5$ pies \div 555 pies de duración = 135 barrenos de 5' 3" de longitud.

A dicha cantidad se tiene que agregar un 20% por rotura de las pastillas de tungsteno y a veces sufren atascamiento y en afán de recuperarlo se tuercan y por consiguiente se pierden.

Total de barrenos que se usará = $135 + 20\% = 162$ barrenos.

5.- Explosivos por disparo (tabla), tipo de roca caliza.-

Está entre las semi dura, el consumo es 1.8 kg/m^3 y por metro - $1.8 \text{ Kg/m}^3 \times 5.04 = 9.72$ Kg de ~~dinamita~~ Dinamol de 45 %.

En toda la obra se gastará $3,780 \text{ m}^3 \times 1.8 \text{ Kg/m}^3 = 6,804$ Kgs de dinamita de 45 % cuyas medidas son: $7/8'' \times 7''$ (tabla).

N° de cartuchos = $6,804,000 \text{ grs} \div 78.8 \text{ grs} = 86,345$ cartuchos de dinamita ó 300 cajas.

- Fulminantes, en cada disparo se emplearán 26

N° de disparo = $750 \div 1.37$ avance por disparo = 545 disparos.

N° de fulminantes = 547 disparos $\times 26 = 14,234$ fulminantes # 6.

— Mecha de seguridad, la longitud en cada taladro es de 6' y por disparo: $6' \times 26 = 156$ piés, total = 547 disparos $\times 156$ piés = $85,332$ piés de mecha de seguridad.

6.- Doce carros mineros de un metro cúbico de capacidad ó 17 de 0.68 m^3 / capacidad.

Esto se comparará en etapas; porque en el comienzo del trabajo, no se necesitan todos los carros mineros.

7.- Una pala mecánica neumática de capacidad de cuchara de 0.14 m^3 LM 36.

8.- Una locomotora de 1.5 ton de peso.

9.- 750 metros de manga para ventilación de 18" de diámetro.

10.- Dos ventiladores $21 \frac{1}{4}'' \times 14'' \times 3,000$ cuyo motor es de 5 H.P.

11.- Energía eléctrica, que se consumirá durante el tiempo de duración de la obra.

$$2 \text{ ventiladores} \times 5 \text{ H.P.} = 10 \text{ H.P.} = 7.5 \text{ Kw.}$$

$$6,552 \text{ horas} \times 7.5 \text{ Kw} = 49,140 \text{ Kw.h.}$$

12.- 1,500 mts. lineales de línea de cauville con rieles de 30lbs/yds y con trocha de 50 cm.

13.- 1,250 durmientes de madera.

14.- 750 mts. de tubería de fierro negro de 4" de \emptyset para aire comprimido y 750 mts de tubería de 2" mts. \emptyset para agua.

15.- 500 metros de cable eléctrico trifásico.

16.- Una máquina de Shotcrete.

17.- Más o menos 500 bolsas de cemento para Shotcrete.

CALCULO DE COSTO

	\$ / metro	Importe
Mano de obra	3,477.00	2'607,750
Explosivos	2,141	1'605,750
Borcas y aceros	1,952.00	1'464,000
Equipo de Seguridad	36.00	27,000
Herramientas	86.00	64,500
Supervisión	1,043.	782,250
Aire Comprimido	102.00	76,500
Perforadoras y Repuestos	1,067.00	800,250
Tubería y Accesorios	2,405.00	1'803,750
Línea de Cauville y Accesorios	1,040.00	780,000
Varios	4,030.00	3'022,500
TOTAL	17,379.00	13'034,250.00

CAPITULO III

CHIMENEAS CON "RAISE DRILL MACHINE" " SUPER 480".-

La industria del petróleo, desde hace mucho tiempo, viene utilizando el método de perforación rotativa para cubrir grandes profundidades, la minería, ha adaptado este principio para lograr la perforación de chimeneas verticales y de cierta inclinación y de gran longitud.

Compañías de Minas Buenaventura S.A., tiene el orgullo de ser una de las empresas Mineras en el Perú y Sudamérica, que inicia el empleo de este tipo de perforación sin uso de explosivos en la ejecución de chimeneas.

Como en toda mina subterránea, los problemas son casi generales, en los que tenemos en el distrito minero Huachocolpa, se presentaron causas como:

- 1.- Galerías y Crueros, bastantes profundos, que se necesitan para la ventilación mecánica.
- 2.- Necesidad de hechaderos de mineral (Ore Pass) y de relleno (Weste Pass) de gran longitud entre niveles extremos.
- 3.- Integración de labores.
- 4.- Rescate de zonas con potencial metálico, que debido a presencia de gases (CO_2), no fué posible continuar su explotación y desarrollo en tiempos atrás.

Los puntos antes mencionados y otras ventajas como: rapidez, seguridad y costos menores que se obtendrá con la máquina Desser Super 480 han influenciado a los directivos, la compra de dicha máquina.

DESCRIPCION.-

La máquina " RAISE DRILL MACHINE SUPER 480" , tiene un peso total de 70,000 lbs., puede perforar chimeneas con diámetros desde 3 hasta 6'.

La longitud máxima que puede perforar es de 750 pies; el ángulo de perforación puede variar entre los 45 a 90 grados con la horizontal. [Figura 12].

PARTES DE LA MAQUINA.-

Consta de tres partes principales:

- 1.- Perforador giratorio. (fig. 13)
- 2.- Unidad de fuerza. (fig 14).
- 3.- Unidad de transporte sobre orugas (Opcional).

- Otros componentes, incluye:

Tableros de control, posicionador, colector de residuos de perforación, tubos de acople (rod), broca piloto (Pilot bit) , estabilizadores, broca escareador (Reaming bit) cuyo diámetro es de 1.5 metros (fig 15 y 16).

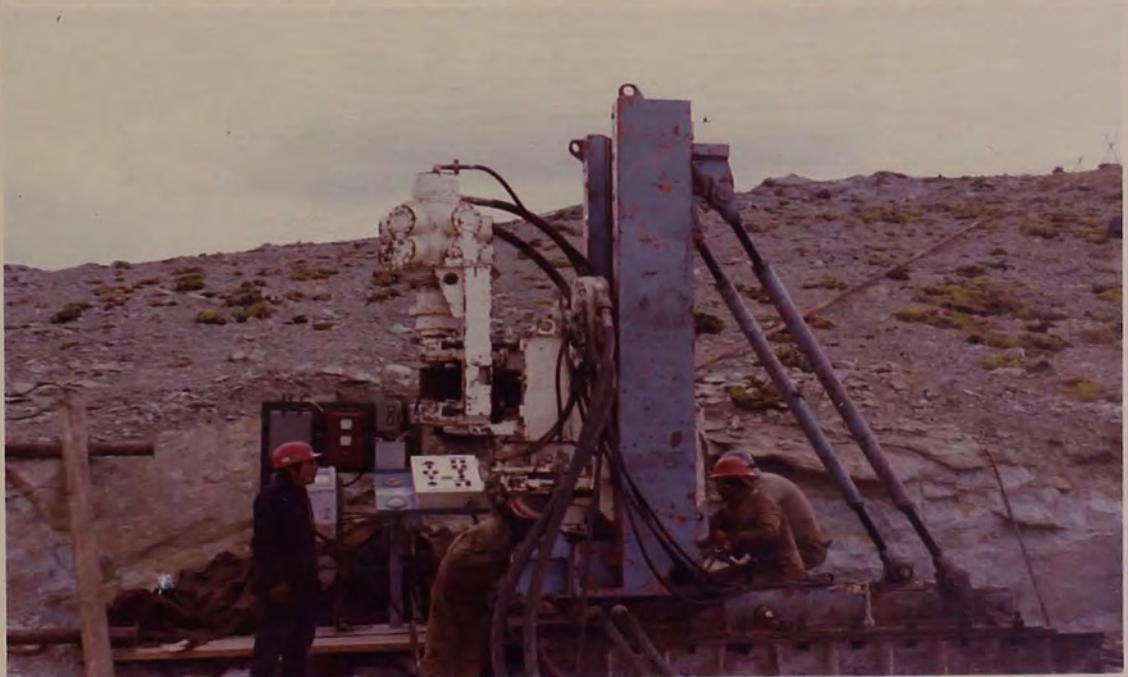
1.- PERFORADOR GIRATORIO.- Consiste en:

- a.- Columna estructural con un peso de 8,500.00 lbs.
- b.- Pié de base.
- c.- Apoyo graduables,
- d.- Cilindro de soporte (En él se apoyan todas las piezas anteriormente mencionados); peso: 3,000.00 libras.
- e.- Cabezal de perforación, con un peso de 6,100.00 libras.
- f.- Motor hidráulico, cuyo peso es de 2,500 libras.

1..



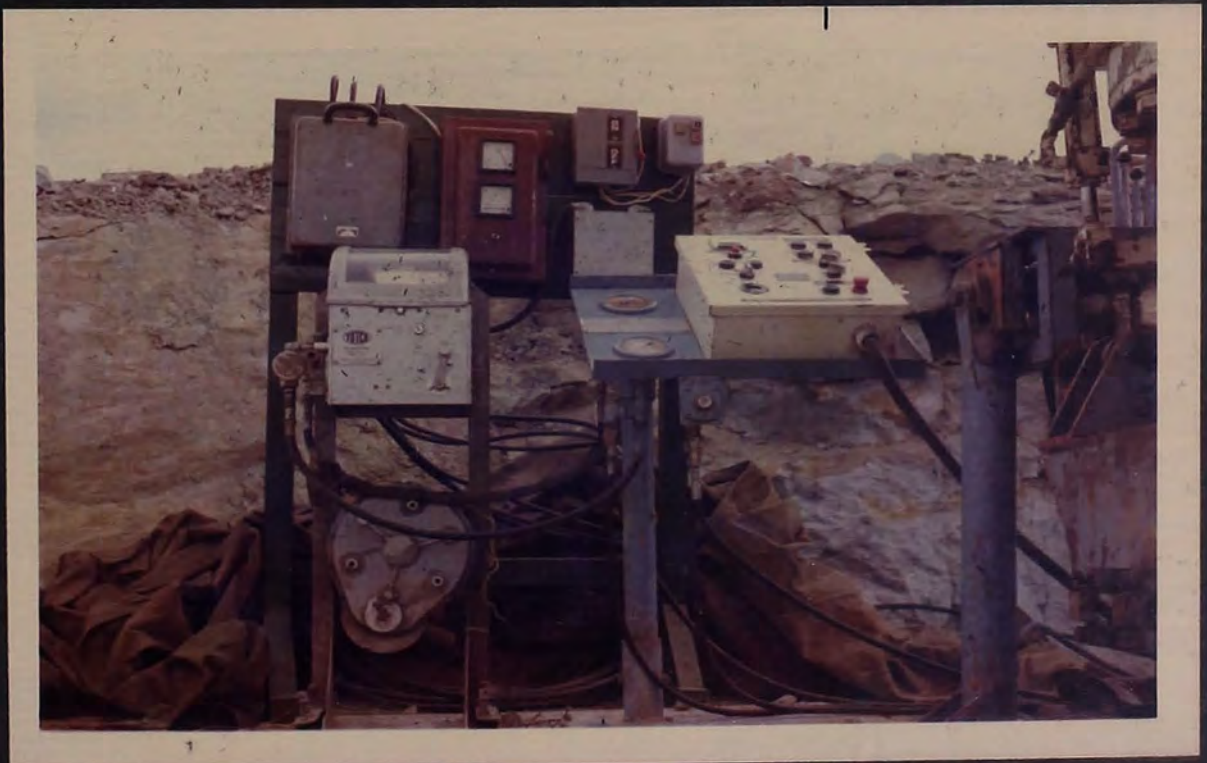
PERFORADOR GIRATORIO Y COLUMNA
ESTRUTURAL



columna estructural y apoyo gradua-
ble, motor hidráulico



Unidad de fuerza



Tablero de control

2.- UNIDAD DE FUERZA .- Consiste principalmente en un motor eléctrico de 200 H.P. y Carter de 190 galones de fluido hidráulico, 2 bombas hidráulicas, thermostato y filtros especiales, - la unidad de fuerza provee el fluido a la presión necesaria - al motor hidráulico, el cual transmite el movimiento de rotación necesario para la perforación.
Sus dimensiones son: 10' x 3' x 3'7" y un peso aproximado de - 5,500 lbs.

3.- LA UNIDAD DE TRANSPORTE A OKUGA.- No fue adquirido.

DESCRIPCION DE LA CÁMARA DE PERFORACION .-

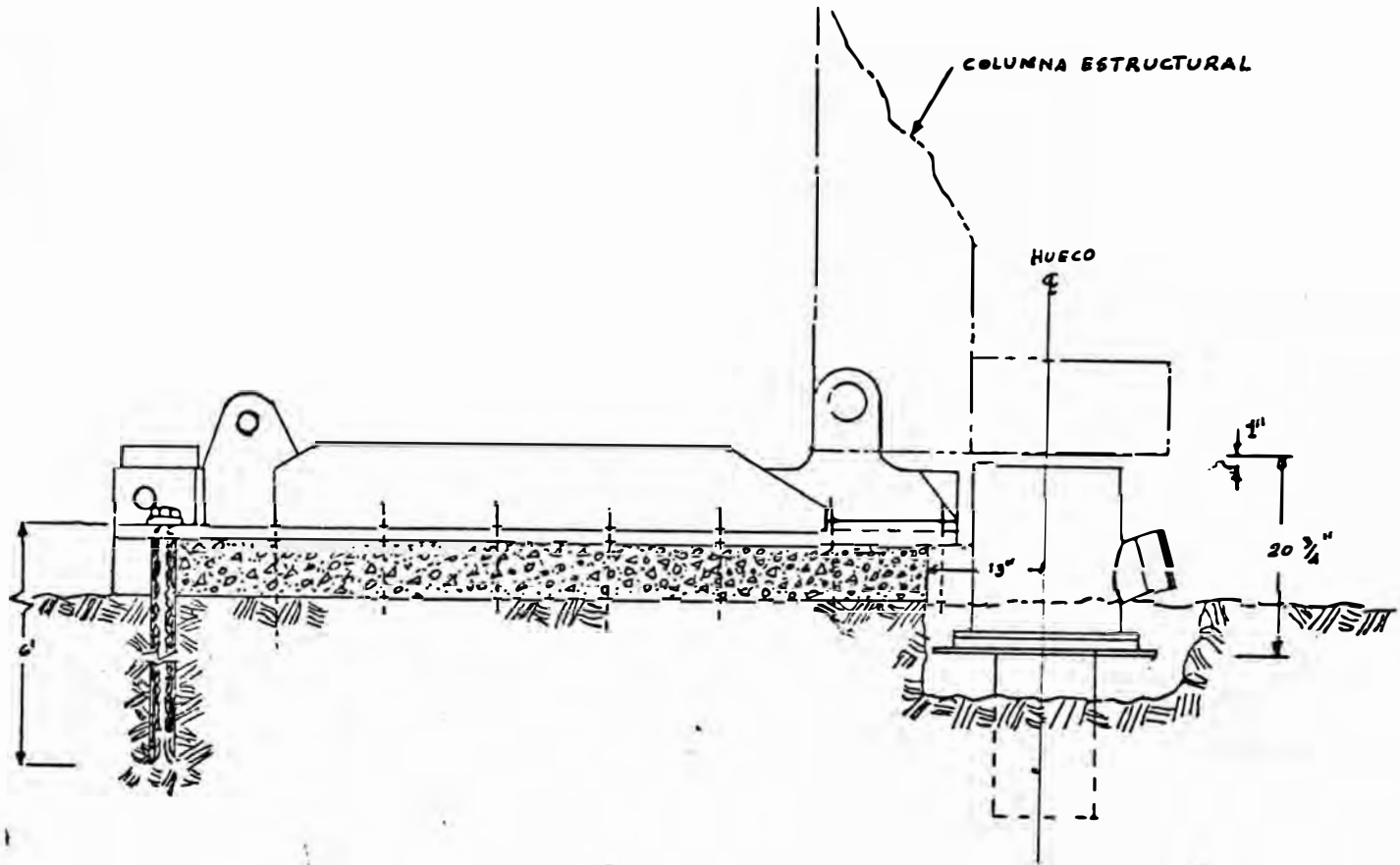
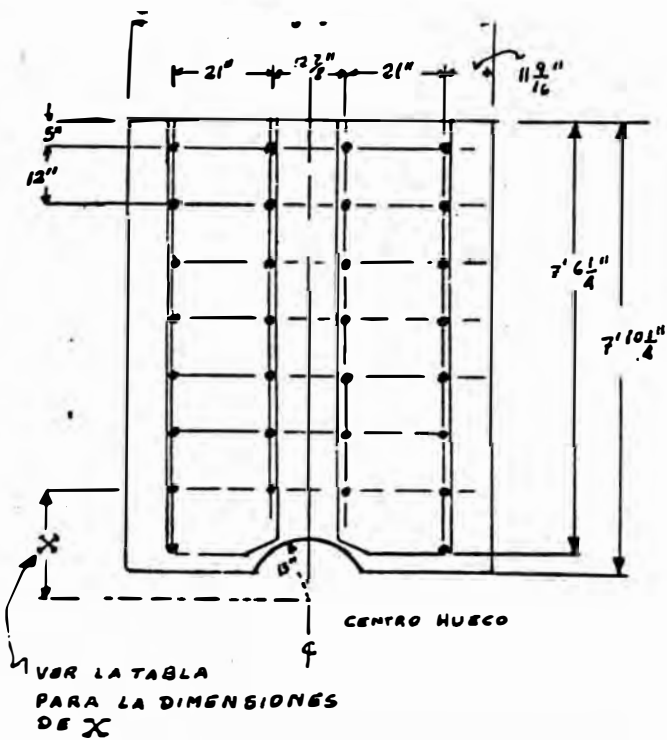
La construcción y - preparación de la estación de trabajo es necesaria cuando se perforará una chimenea desde un lugar de trabajo subterráneo. Para la puesta en operación de la máquina, se requiere una cámara con las siguientes dimensiones mínimas: largo 26' ancho 12', alto 19'. Más detalle en el plano adjunto.

Contar con una cámara holgada, elimina los inconvenientes que significa el manipuleo de equipo pesado.

Debe considerarse también espacio necesario para la unidad de fuerza que trabaja al lado de la perforadora. (Fig. 17).

CONSTRUCCION DE LA BASE

La construcción de la base de la perforadora, se efectúa de acuerdo con las necesidades del terreno; si el terreno en la cual ha de trabajar es suave, se debe usar; la base de concreto, detallado en el plano adjunto.



INCLINACION HUECO GRADOS	X Pulg.	X	X	X	
90	23.00	75	27.63	60	34.79
89	23.25	74	28.02	59	35.39
88	23.51	73	28.41	58	36.02
87	23.78	72	28.81	57	36.67
86	24.06	71	29.24	56	37.35
85	24.34	70	29.67	55	38.06
84	24.63	69	30.11	54	38.78
83	24.92	68	30.57	53	39.54
82	25.23	67	31.04	52	40.32
81	25.55	66	31.52	51	41.14
80	25.86	65	32.02	50	41.98
79	26.20	64	32.54	49	42.87
78	26.54	63	33.07	48	43.78
77	26.89	62	33.63	47	44.74
76	27.25	61	34.20	46	45.73
				45 MAX.	46.78

RAISE DRILL 480

BASE E INSTALACION DEL
COLECTOR DE POLVOS

Fig 18

Si es dureza considerable, se usará la plataforma de acero estructural trineo de diseño "Centromin".

De estas dos bases, la más económica es el "Trineo", ya que está es recuperable después de haberse terminado la perforación.

La base de concreto, se construye con concreto $3 \frac{2}{3} : 2 \frac{1}{3} : 1$, si la inclinación de la chimenea es diferente a la vertical, la base será modificada de acuerdo a la tabla que relaciona el ángulo deseado con la distancia del punto de perforación al pivot de la máquina, estos valores varían desde 23" para una perforación vertical y 46" para una perforación de 45°.

Esta base de cemento lleva 32 pernos de anclaje de 6" , donde - vá la máquina, las distancias de perno a perno debe ser exactamente para que coincidan con los huecos de la base metálica de dicha perforadora. (Fig . 18

INSTALACION DE LA MAQUINA .-

La facilidad en la instalación del equipo, depende de la situación de la cámara y posición de la máquina dentro de ella, para facilitar la instalación fue necesario la adquisición de equipos adicionales para el izaje y emplazamiento de la máquina en su base, para esto es necesario contar con 4 teches de 2 ó 3 toneladas de capacidad, los cuales se ubican en los cáncamos.

Una vez colocada la máquina en su base, se debe instalar la Unidad de Fuerza electrohidráulica.

En ambas instalaciones se debe tener especial cuidado que estén bien nivelados, por las siguientes razones:

Si la base de la máquina perforadora no presenta una superficie nivelada, existe el peligro de que la base metálica se dobla, - cuando no se nivela la Unidad de Fuerza, puede sufrir un sobrecalentamiento de la bomba, un esfuerzo innecesario.

Una vez instalada la perforadora y la Unidad de Fuerza, se procede a las instalaciones de las mangueras que transportan el fluido hidráulico entre ambas y al tablero de control.

Concluida esta operación, se asienta la columna de perforación. Cuando se trata de transportar la máquina por interior mina, se debe contar con una plataforma de transporte capaz de resistir un peso de 17,600 libras, por supuesto, la labor debe tener una sección que permita viajar a la máquina normalmente.

En la instalación, ocupamos de cuatro a seis hombres y en las mejores condiciones hemos tardado 4 turnos de 8 horas cada uno.

Consideraciones aparte, merece, la instalación del circuito eléctrico, aire comprimido, tuberías de expulsión de residuos y para el agua de refrigeración.

PERFORACIÓN DEL HUECO PILOTO.-

La perforación del hueco piloto, se hace de arriba hacia abajo, para lo cual se necesita:

- La broca del piloto (Pilot bit), que tiene un diámetro de 12"
- Tres estabilizadores.

- Tubos de acople (Rods), cada uno es de 5' de largo y 10' de diámetro.

Instalada la máquina, se inicia la perforación con la acción de la broca piloto acoplada al primer estabilizador, este se conoce por tener en otro extremo un acoplamiento de rosca fina y en el otro un acoplamiento de rosca normal, antes de cada acoplamiento de los estabilizadores y barrenos, se debe engrasar las roscas con grasa de torque Besto Life C-5 o su equivalente.

La perforación se inicia en forma lenta y sin presión, para evitar la desviación del hueco.

Obtenido los primeros 5 pies, se instala el colector de polvos (Packer), el cual es fijado con cemento y se une a los tubos de expulsión de residuos previamente instalados, luego se continúa la perforación acoplando tres estabilizadores más; después de este se agregan los tubos de acople (Rods), hasta llegar al nivel inferior.

La velocidad teórica de perforación es de 20 pies/hora, pero nuestros operadores han llegado a 18 pies/hora. En la perforación del hueco piloto, es recomendable evacuar el polvo sólo con aire y también que éstos residuos (Cuttings) sean depositados relativamente cerca a la cámara, donde el ayudante puede ver su flujo con cierta facilidad.

La máquina puede regularse en velocidades hasta 52 r.p.m., según se requiera. Sólo en la perforación del hueco piloto se utiliza el aire comprimido y es importante tener control sobre la expulsión de residuos.

Concluido la perforación del hueco piloto, en el nivel inferior; se recupera la broca y el estabilizador de la broca.

RIMADO DE LA CHIMENEA .-

Terminado el hueco piloto y al retirar la broca, se acopla en el nivel inferior la broca chimenea (Reaming bit), la cual comienza su trabajo de abajo hacia arriba, durante esta etapa no se usa aire comprimido, en su lugar se usa agua -- con el objeto de refrigerar la broca.

La velocidad de rimado teórico de la máquina es de 8 a 10 pies - por hora. En la perforación de una chimenea en calizas, se ha llegado a 7 pies/hora con nuestros operadores.

En este caso no es acoplamiento sino desacoplamiento de barrenos hasta llegar a las inmediaciones de la base de la máquina en el nivel superior, en este momento se detiene la perforación y se procede a fijar la broca, una vez asegurada se retira la máquina y con martillos perforadores se termina de desbocar la chimenea para izarla.

En nuestro caso hemos preferido volver a bajar ésta al nivel inferior por ser un trabajo más seguro, para evitarnos estar transportando nuevamente a este nivel.

En esta fase la máquina actúa con menor velocidad pero mayor torque. También en el rimado de la chimenea se ha producido 1.5 ton. de carga por cada pie de avance por lo que es necesario contar con un buen equipo de acarreo y así evitar que la carga se acumule dentro de la chimenea, provocando que éste se cimente y cierre nuevamente la abertura.

EXPERIENCIA OBTENIDAS. -

En la perforación de dos chimeneas, en roca caliza, se ha encontrado algunas dificultades, como también se ha llegado a constatar los requerimientos de personal, material y equipos.

- 1.- Hallazgo de cavernas.- Una de las principales dificultades al encontrar cavernas en una perforación; cuando son mayores de 10' en el sentido del hueco, no permite la salida de residuos, los cuales tratan de llenar la cavidad y en algún momento pueden caer en bloque encima de la columna de tubos, consiguiendo la inmovilización de la máquina, dando lugar a serios problemas. En estos casos es preferible tratar de cementar la caverna antes de continuar, cavernas menores pueden pasarse con bastante cuidado.
- 2.- Es sumamente necesario la instalación de teléfono entre la cámara y el nivel inferior, al efectuar la perforación de la chimenea.
- 3.- Para la extracción del material proveniente de la perforación de la chimenea, se utilizó con éxito una pala mecánica LM 36, cuyas características se menciona en el Capítulo I, una locomotora de 1.5 ton. de peso y 12 carros mineros tipo balancín U-35 para un recorrido de 800 mts de vías.
- 4.- La vía de acceso hacia la cámara durante la perforación, debe estar libre para el tráfico continuo de los tubos de acople (Rods).
- 5.- Personal.- Es operada por dos personas, tanto en la perforación del hueco piloto como en la perforación de la chimenea, para --

mayor rapidez en las fases de instalación, desmontaje y traslado puede ocuparse mayor personal, dependiendo de las condiciones propias de cada hueco.

6.- Energía eléctrica.- Se requiere un potencial de 250 Kw.H. 440 V. en forma constante.

7.- Aire Comprimido.- Para la expulsión de residuos en la fase de perforación del hueco piloto, se requiere no menos de 1,000 - piés³ por minuto, a una presión de 80 lbs/pulg.²

8.- Agua de refrigeración.- Con una presión mínima de 20 P.S.I., - la unidad de fuerza requiere para su circuito de refrigeración entre 4 a 5 galones por minuto. Para evitar el polvo y humedecer los residuos en la expulsión, es necesario 3 a 5 galones - por minuto.

El agua es impulsada por aire comprimido en la perforación del hueco piloto, en la perforación de la chimenea, se puede usar - únicamente el agua proveniente de la unidad de fuerza.

9.- El trabajo de la máquina chimenera debe tener prioridad sobre cualquier tipo de trabajo, debido al alto costo de equipo. La máquina sin funcionar tiene un costo de aproximadamente: \$500.- 00 / hora.

10.- Hacer las programaciones de las chimeneas con el margen de - holgura suficiente, con el objeto de evitar transportes innecesarios y que la máquina esté mucho tiempo sin trabajo.

11.- Efectuar mantenimientos aproximadamente cada 2,500 piés de perforación.

12.- Equipo Auxiliar.-

4 tecles de cadena de 5 ton., para instalación de equipo.

1 tecla eléctrica de 1 ton. para levantar los tubos de acople estabilizadores y broca piloto al posicionador.

1 tecla de cadena de 1 ton, para cargar los tubos de acople a la plataforma.

1 tilfor de 5 ton.

1 plataforma de 3 m x 1 m, para transporte de máquinas y accesorios.

1 juego de teléfonos magnéticos.

1 tablero eléctrico, voltímetro, amperímetro, swcht térmico y otro.

COSTO PROMEDIO DE OPERACION CHIMENEA 120 MTS. DIAMETRO 1.50 MTS

Construcción Cámara 115.00 m³ 257,434.00

Base con trineo, perforación de huecos

(Tareas + gasto barrenos) 12,447.00

Mano de obra albañiles 2,263.00

Pernos de anclaje, 32 c/u. 55,583.00

Canastillas , 32 c/u 22,269.00

Instalación eléctrica (Mano de obra) 9,053.00

Instalación Tuberías (Aire, agua etc). 15,842.00

Instalación Estación carguío tubos de acople y otros (Mano de obra) 9.053.00

Instalación salón depósito Cuttings 2,263.00

Transporte maquinaria desde B.M. a base (100 mts.) 15,842.00

Instalación maquinaria, tecler puesto en posición, etc.	12,730.00
Avance hueco piloto, 15 turnos 2 hombres por turno	38,191.00
Avance perforación chimenea, 15 turnos 2 hombres por turno	38,191.00
Desmontaje a B.M.	27,158.00
Lubricación	25,461.00
Brocas piloto y Rimado (Caliza de 18,000 PSI)	490,821.00
Varios	211,560.00
TOTAL	1'233,714.00

Los gastos de extracción del material proveniente de la perforación de la chimenea no han sido considerados.

10,281 soles por metro

Comparando con el costo de una chimenea hecha con el método convencional es casi igual, pero las grandes ventajas son:

- Tiempo .
- La facilidad de hacer una chimenea de 120 mts., sin necesitar labores de acceso ni niveles intermedio.
- La gran seguridad para el personal y equipos.

CAPITULO IV

PIQUE " EL CAPACHERO "

El sistema de transportes es sumamente importante en una mina. El mineral extraído debe llegar a la planta de beneficios con un mínimo de gastos

Las minas que están mucho tiempo en explotación llegan a tener los frentes de trabajo constante alejados de los accesos a superficie. Una forma más eficaz para controlar los excesivos transportes subterráneos es la nueva apertura de nuevos puntos de extracción.

El mineral de una amplia zona de trabajo, lejos de la planta de beneficios, tendrá pronto una ruta más corta.

Como no hay reglas fijas para diseñar una instalación de extracción. Cada caso debe ser estudiado separadamente en todos sus aspectos, tales como la zona por donde aflorará el pique, esta área debe ser favorable y suficientemente grande para las instalaciones de superficie, la naturaleza del terreno debe ser adecuada para las cimentaciones.

También es conveniente mantener la posibilidad de utilizar equipos que se tiene en otras labores o minas que no tienen futuro que están por agotarse. De este modo evitar comprar innecesarios.

El pique " EL CAPACHERO " tiene una profundidad inicial de 120mts pero luego llegará a 290 mts o sea al nivel 4040 de la mina.

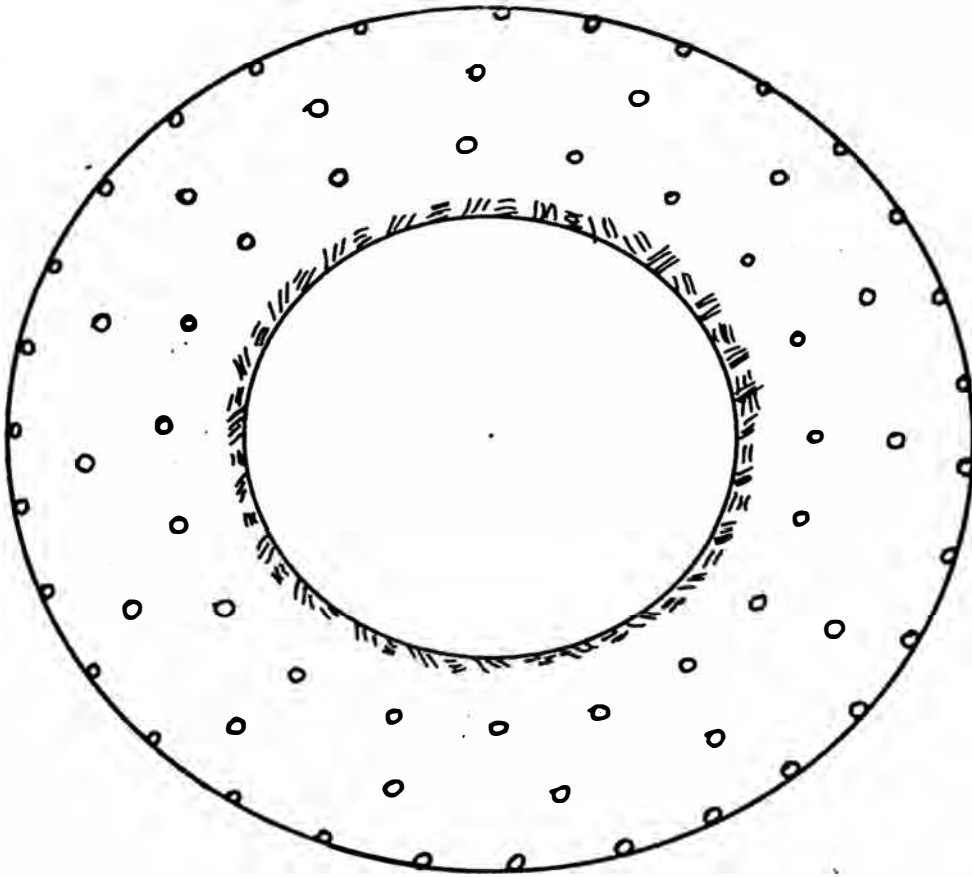
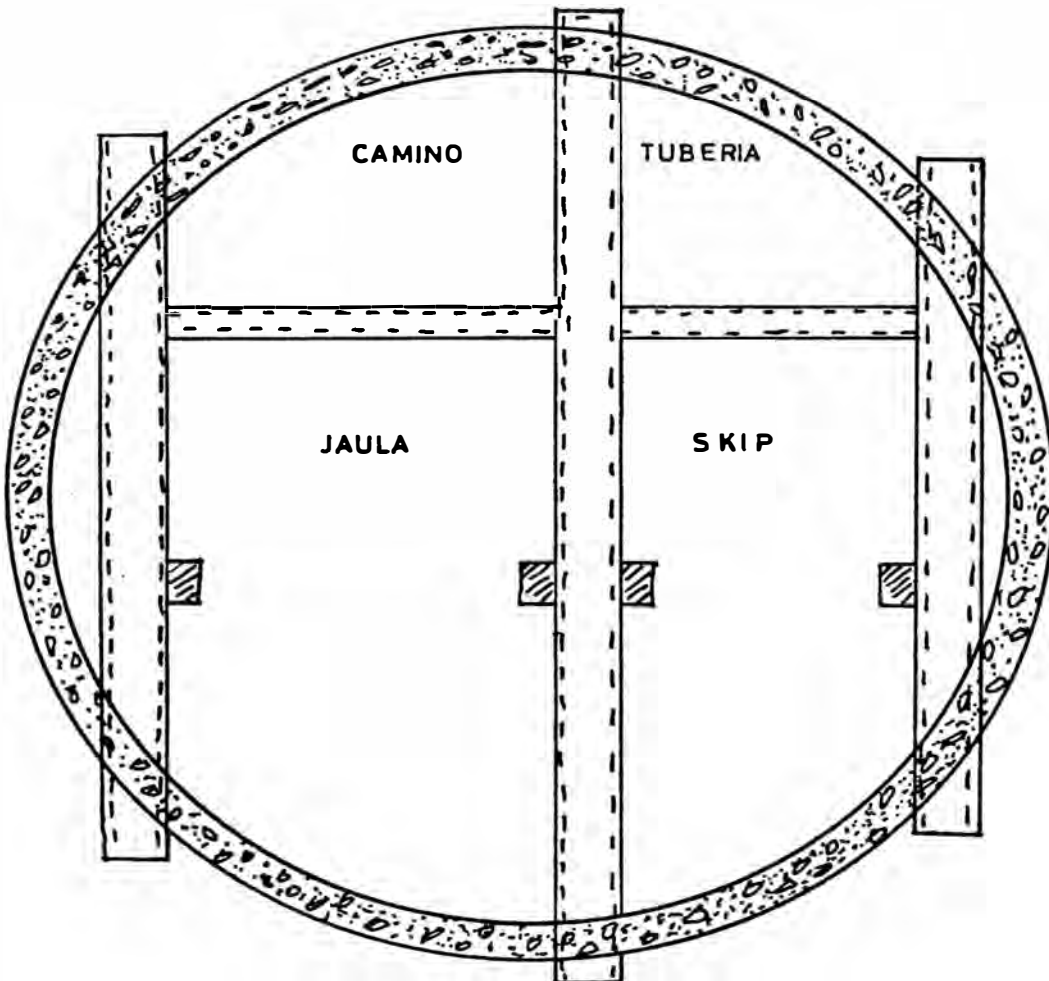


Figura...19....



Pique
" EL CAPACHERO "

Figura.. 20..

La sección del pique es circular de 3 mts de diámetro tiene tres compartimentos formado por el entibado; en dos se mueve el skips y jaula, y uno contiene las escaleras, tubos de aire y agua, líneas eléctricas que van al fondo.

El entibado será de migas de acero y la boca del pique está reforzada con un collar de concreto armado.

Las combinaciones de balde y jaula se mueven en los compartimentos entre guías de madera y estarán equipadas con dispositivos de seguridad que evitará su caída en caso de rotura de los cables.

Se ha tocado únicamente los aspectos resaltantes del diseño, es bueno mencionar que los cálculos se hará para los 290 mts de pique

Fig. 19 y 20.

TIPO DE IZAJE .-

Se puede clasificar según varias condiciones:

1.- Según construcción del pique:

- Vertical

Inclinado

El izaje por piques verticales es muy empleado en todo el continente, y es la que se utilizará en "El Capachero"

2.- Según el aparato de enrollamiento:

- Tamboras, a su vez se desprende con una y dos tamboras.

- Las máquinas con la rueda de propulsión Koepe, que también se divide en: monocable y multicable.

Con un solo tambor.- Se emplea para las extracciones de poca profundidad.

- Con dos tambores.- Se emplean para los extractores de múltiples niveles, con dos skips o jaulas.

La posibilidad de aplicación de la máquina es limitada por el ángulo máximo de la desviación de los cables en los tambores que no deben sobre pasar de 1.5° , pero son las más universales.

La polea Koepe.- Se distingue por sus ínfimas condiciones y por su ligereza. En su mayor parte se ejecutan dichas máquinas con el mando a distancias.

Estas máquinas se aplican para los extractores de un sólo nivel con dos skips., así como para múltiples niveles con un skip y un contrapeso.

Los de multicables, al igual de los monocables tienen el mismo empleo, son los más apropiados para utilizarlos en los casos de piques profundos, o cuando falta sitio para montar la máquina en el borde del pique.

Estas se distinguen por sus múltiples cualidades, tales como: mayor grado de seguridad de la marcha, los momentos de empuje, dimensiones y la eliminación de la acción de desenrollado del cable.

La localización de estas máquinas en el cabezal del pique se ha de tomar como regla general. A petición pueden ser también mandadas desde la superficie.

Para seleccionar este tipo, ver la figura 16, donde conociendo la profundidad del pique y la capacidad de izaje por hora, se encuentra una area clara y otra oscura, en donde están especificando

tambaras y koepe. Según esto, nosotros sólo usaremos tambaras. La siguiente tabla muestra los tipos de izaje que se puede usar eficientemente, para algunas de las condiciones generales de piques verticales:

CONDICIONES	IZAJE TAMBORES	POLEA KOEPE
Jaula y contrapeso	Un sólo	Una sola
Skip y contrapeso	tambor	polea
De uno a varios niveles		
Skip y Skip	Un sólo	Una sola
Un sólo nivel	tambor	polea
Skip y Skip	Doble tambora	Dos poleas
de varios niveles	embragado	Skip y <u>con</u> trapeso c/u.

TABLA 27

3.- Según el modo de equilibrar la carga:

- Sin balanceo
- Balanceado
- Con contrapeso.

Sin balanceo.-

Cuando el pique es de un sólo compartimiento o también cuando la producción se cubre con un solo skip o jaula.

Balanceado.-

Cuando el pique es de dos compartimentos, se puede trabajar con dos skips (jaulas), circulando simultáneamente y en sentido inverso, es este caso el esfuerzo estático de elevación será:

$$\text{Peso de la carga} + \text{peso del cable} = P_m + P_e.$$

También se puede combinar un skip con una jaula que serviría de contrapeso, esto se puede aplicar cuando se trabaja con tamboras de enrollamiento.

Con contrapeso.-

Cuando se tiene un skip o jaula equilibrado con un lastre, cuyo peso puede ser intermedio entre la jaula llena y vacía.

En estos dos últimos sistemas se reduce el esfuerzo de la máquina. Como el pique tiene dos compartimentos, se tendrá que seleccionar el balanceado o el contrapesado con una jaula que servirá para el transporte del personal, éste está supeditado a los cálculos de la capacidad del skip y también al motor de la wincha.

Por consiguiente se tiene que hacer los cálculos con los dos tipos de izaje; para seleccionar en forma satisfactoria y no tener problemas en el futuro.

También hay una posibilidad de usar dos skips durante el izaje de carga y cambiar una jaula por un balde en el momento de transportar personal. Este cambio tiene sus inconvenientes, pero hay que tener en cuenta el asunto económico de la empresa.

CALCULO DE SKIP Y JAULA .-

1.- Las necesidades de la Empresa, está cifrada en esta zona, - mejor dicho que toda la producción saldrá por este pique. En consecuencia, la Planta de Beneficios tiene una capacidad de 400 T.M.S. por día; lo que significa para la mina una producción de 12,000 T.M.S. al mes; porque la mina trabaja 25 días al mes y la planta 30 días.

La producción diaria de la mina debe ser de $12,000 \div 25 = 480$ T.C.S. para nuestro cálculo lo aproximamos por exceso a 500 T.C.S./día.

El tiempo de izaje efectivo, con un buen coeficiente de seguridad, ya que se está pensando contrapesar con una jaula que servirá exclusivamente para el personal, es de 10 - horas / día.

Tonelaje deseado por hora : $500 \div 10 = 50$ T.p.h.

Profundidad de izaje es de 290 mts 0920 piés. desde la polea hasta el bolsillo (Pokect) de carguío. Se está considerando la profundidad del pique en lo futuro.

Las incognitas son:

- a).- Velocidad de izaje o del skip
- b).- Capacidad y peso del skip
- c).- Diámetro del cable de izaje
- d).- Diámetro de la polea
- e).- Diámetro de las tamboras
- f).- Potencia del motor

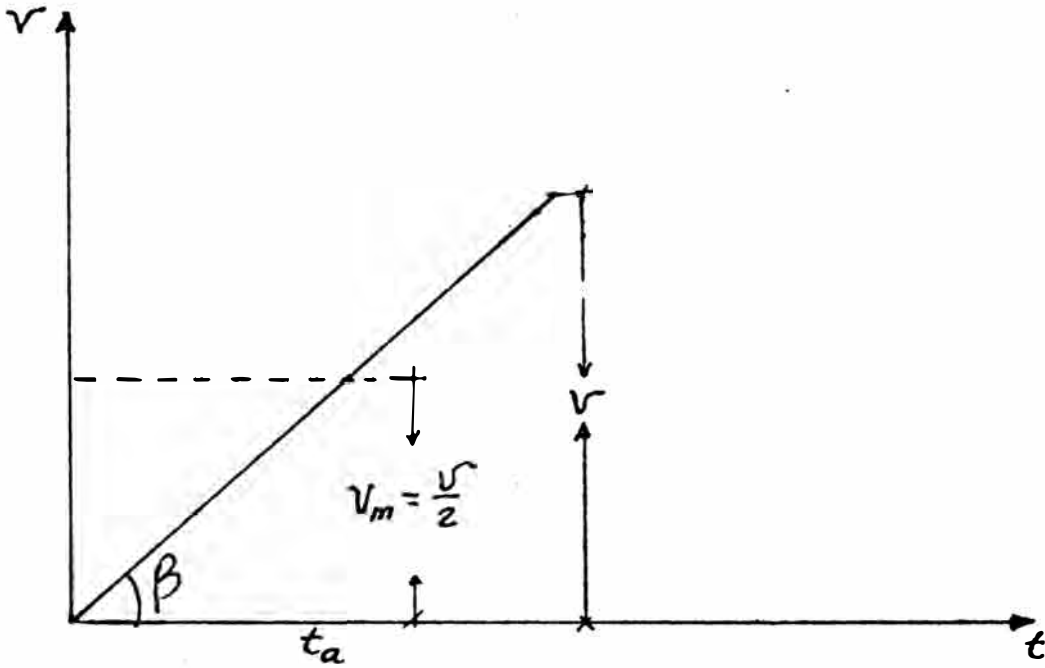


Fig (21)

Diagrama velocidad-tiempo, del movimiento uniforme acelerado

$$\text{tang } B = \frac{V}{t_a} = a \quad (1)$$

Para determinar la ecuación tiempo-velocidad, se sustituye el movimiento uniformemente acelerado por un movimiento uniforme, con la velocidad media:

$$v_m = \frac{V}{2}$$

Reemplazando en (1), se tiene:

$$a_a = \frac{V}{2 t_a} \quad t_a = \frac{V}{2a_a} \quad \text{-----} \quad (2)$$

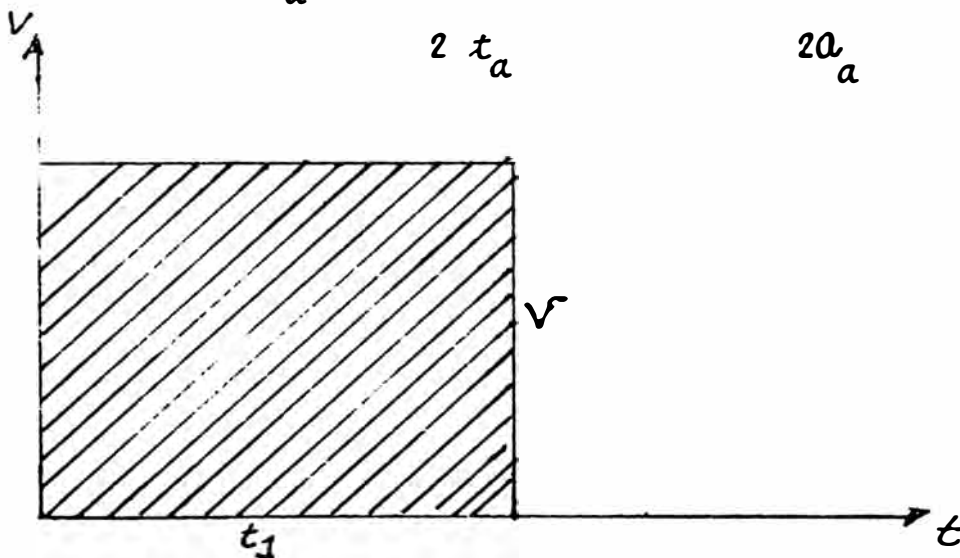


Fig (22)

Diagrama de velocidad-tiempo de movimiento uniforme:

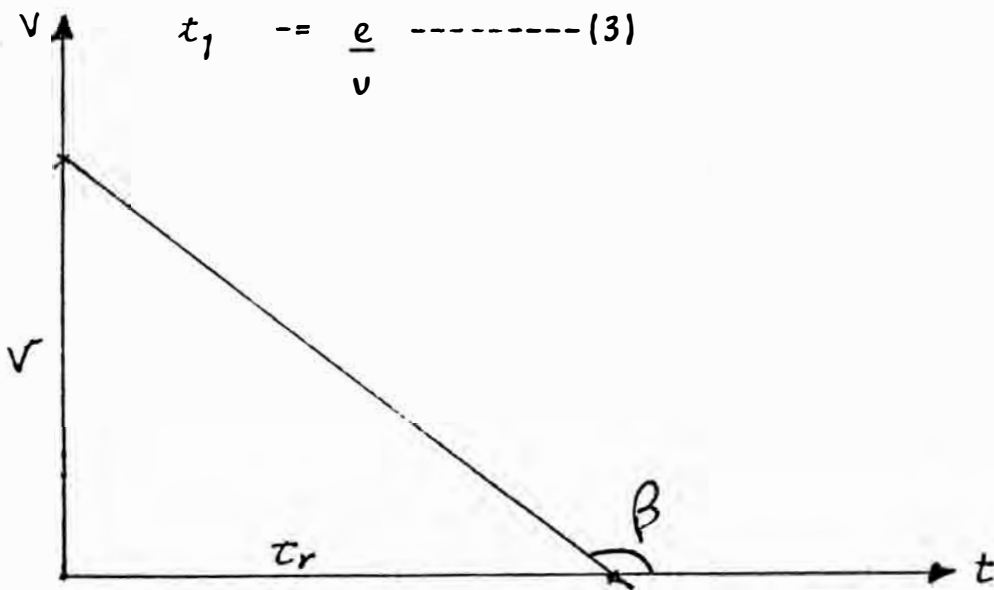


Fig. (23)

Diagrama del velocidad-tiempo del movimiento uniformemente retardado: Para el movimiento uniformemente retardado, son válidas las mismas condiciones y resultados que para el movimiento acelerado.

O sea:

$$a_n = \frac{v}{2 t_n} \quad T_n = \frac{v}{2 a_n} \quad \text{----- (4)}$$

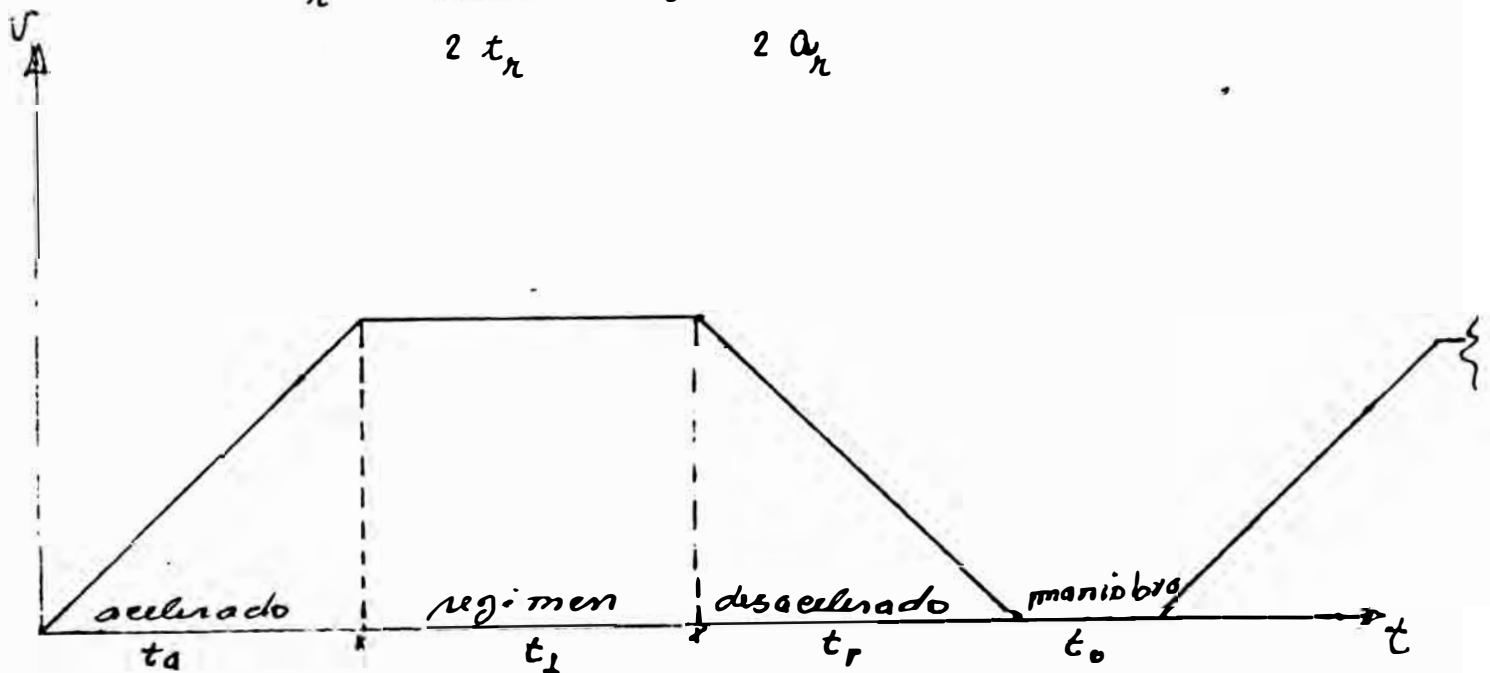


Fig (24)

Diagrama de velocidad-tiempo, considerando las tres etapas: - -
acelerada, uniforme y deceleración.

t = tiempo total en medio ciclo (subida o bajada de un skip o -
jaula)., sin considerar el tiempo de reposos (t_0)

$$t = t_a + t_1 + t_n \text{ ----- (5)}$$

Reemplazando los tiempos (2), (3) y (4) en la fórmula (5):

$$t = \frac{v}{2 a_a} + \frac{e}{v} + \frac{v}{2 a_n} \quad t = v \left(\frac{1}{2 a_a} + \frac{1}{2 a_n} \right) + \frac{e}{v} \text{ ---- (6)}$$

Esta fórmula admite el curso de la velocidad de un tiempo deter-
minado según el trapecio de ~~álas~~ iguales; es decir igual a la ace
leración y retardo:

$$a_a = a_n$$

Considerando una aceleración promedio de 2,5 piés/seg², la fórmula
(6) reduce a:

$$t = \frac{1}{2.5} v + \frac{e}{v} \rightarrow t = 0.4 v + \frac{e}{v} \text{ ----- (7)}$$

t = Tiempo neto de izaje en 1/2 de ciclo (seg)

v = Velocidad de izaje (piés/seg)

e = Profundidad de izaje (piés)

Si el izaje se hace en balancín con dos skips, el tiempo (t) no se
duplicará, pero sí el izaje es con un skip con un contrapeso, ya -
sea una jaula u otro objeto, el tiempo (t) se tendrá que multipli-
car por dos para hacer el ciclo completo.

1..

En ambos casos se tiene que agregar el tiempo de carga y de descarga, que es un promedio de 15 seg. cuando en los dos puntos es mecanizada (volteo automático y tolvas con pistones neumáticos).

Para nuestro cálculo del pique EL CAPACHERO, se tomarán las dos alternativas.

Por otro lado sabemos que nuestra capacidad de izaje debe ser de 50 T.C.S. / hora.

El ciclo tiempo (C.T.) en función de la capacidad del skip: sea W la capacidad del skip.

C.T. = Ciclo Tiempo.

Deduciendo:

T = Toneladas por izar

H = Horas efectivas trabajadas

W = Peso del mineral izado en el skip

H se va a hacer $\frac{T}{W}$ viajes

W

$$! \text{ seg. cuantos viajes se haría: } N^{\circ} \text{ viajes} = \frac{t \text{ seg}}{W.H. \text{ horas}} = \frac{T}{3600 HW}$$

uego:

$$1 \text{ seg} - \frac{T}{3600 H.W.} \text{ viajes}$$

$$C.T. = \frac{\quad}{\quad} \text{ un viaje}$$

$$C.T. = \frac{1 \text{ seg} \times \text{viaje}}{\frac{T}{3600 H.W.} \text{ viajes}} = \frac{3600 W \text{ seg}}{T / H}$$

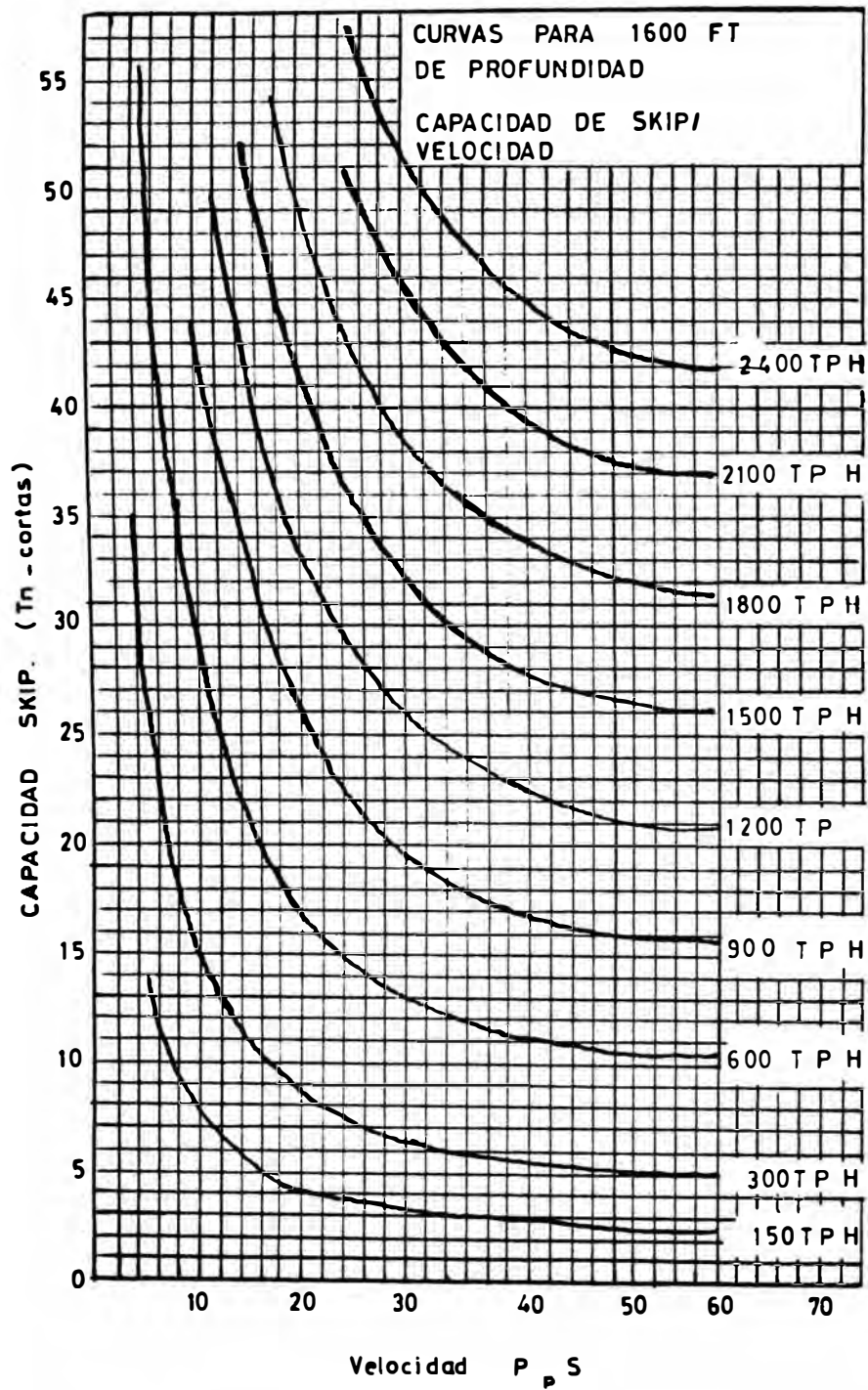


Figura: 25

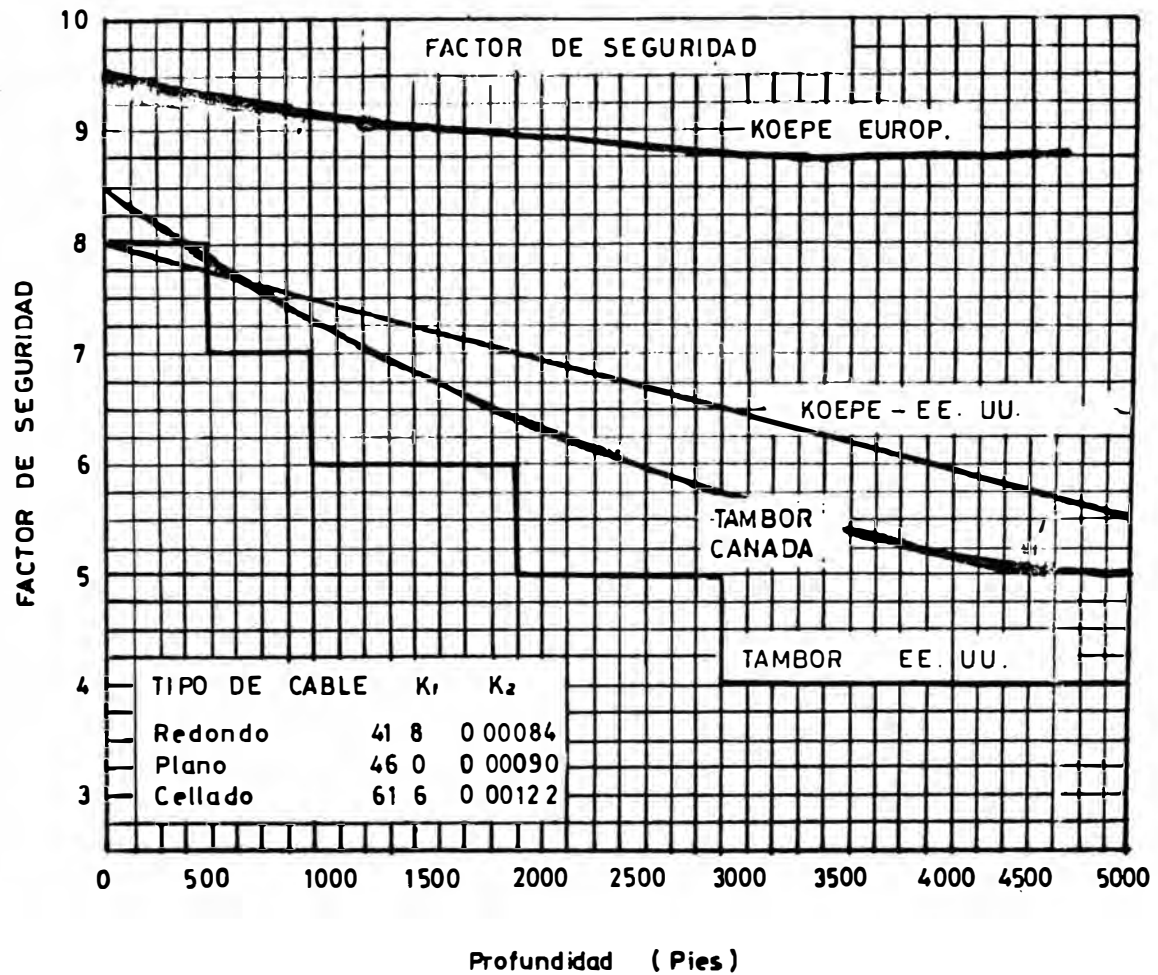


Figura: 27

$$C T. = \frac{3600 \text{ W}}{T / H} \text{ seg}$$

Restando el tiempo (t_0) de reposo, se tendrá el tiempo neto de izaje.

$$T/H = T_p H \text{ Toneladas por hora}$$

$$C T. = \frac{3600}{T_p H} (W - t_0) \text{ ----- (8)}$$

Igualando las ecuaciones (7) y (8):

$$\frac{3600 \text{ W}}{T_p H} - t_0 = 0.4V + \frac{e}{V}$$

~~Despejando W :~~

$$W = V \frac{\frac{e}{V} + 0.4V + t_0}{\frac{3600}{T_p H}} \quad \text{I}$$

Fórmula que nos permite calcular la capacidad del skip y velocidad de izaje; porque los dos son incógnitas.

Sustituyendo la profundidad y la capacidad por hora, asumiendo diferentes velocidades se encuentran las capacidades de skips, en la fórmula I, luego trazamos una curva velocidad-carga, similar a la de la figura 25.

$$W = \frac{\frac{950 \text{ piés}}{V} + 0.4V + 15}{\frac{3600}{50}} =$$

$$w = \frac{950 + 0.4V^2}{72V} + \frac{13.194}{V} + 0.00555V + 0.2083$$

Para saber un máximo y un mínimo, procedemos a derivar la ecuación:

$$\frac{dw}{ds} = w' = -\frac{950}{72V^2} + \frac{0.4}{72}$$

Igualando a cero la primera derivada se tiene:

$$\frac{950}{V^2} = 0.4 \quad V^2 = \frac{950}{0.4} = 2375$$

$$V = \sqrt{2375} = 48.7 \text{ piés/seg.}$$

Donde se puede ver que no tiene un máximo ni mínimo.

Dando valores a V, desde 0 a 200 piés/seg., se tendrá la tabla siguiente:

V	w
0	
1	13.40
2	6.80
3	4.60
4	3.50
5	2.90
6	2.40
7	2.20
8	1.80
9	1.70
10	1.60
15	1.20

20	1.00
25	0.90
30	0.80
35	0.77
40	0.76
45	0.75
50	0.74
60	0.76
70	0.79
80	0.82
90	0.85
100	0.89
110	0.94
120	0.98
130	1.00
140	1.08
150	1.13
160	1.18
170	1.23
180	1.28
190	1.33
200	1.38

TABLA 29

Si se desea izar con dos skips, se dividirá en dos la capacidad W sin variar las velocidades.

CARGA SKIP = W (T.N.)

20

15

10

5

0

0

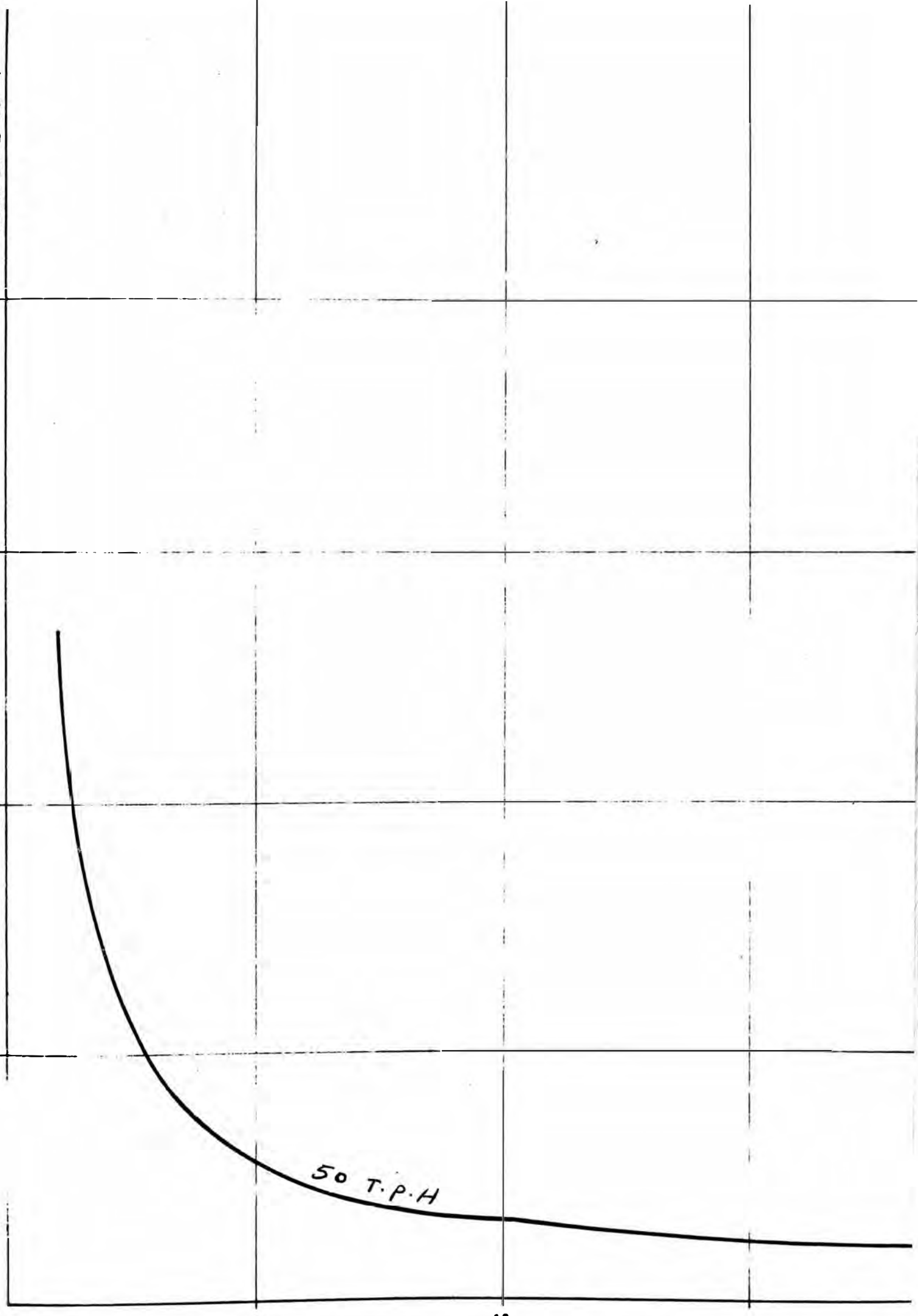
5

10

15

VELOCIDAD = V PI

50 T.P.H



La experiencia obtenida en izaje con winchas de tamboras, nos hace seleccionar con una velocidad de 5'/seg. 110 m/min., a ésta le corresponde 2.40 ton.

Con estos datos se vá a calcular el cable de izaje y motor de wincha.

Pero hay que mencionar dos alternativas:

a.- Cuando se trabaja con balancín con la jaula y un sólo skip-

La capacidad será de 2.4 ton. y la velocidad será de 110m/min y la jaula debe tener un peso de 1.8 ton según Stalyn.

b. Cuando se trabaja con dos skips simultáneamente, se puede seleccionar, cada uno de ellos de 1.2 ton. de capacidad y con una velocidad de 110 mts/min.

Los cálculos para el cable de izaje se tomará el primero.

El peso del skip, recomiendan que puede ser el 75 % de la capacidad del mismo; o sea: $0.75 W = W'$.

(a) $W' = \text{peso del skip} = 0.75 \times 2.4 = 1.8 \text{ ton.}$

SELECCION DEL CABLE DE IZAJE.-

Los cables se clasifican de la siguiente

te manera:

Cable para halado	6 x 7
Cable para izaje	6 x 19
Cables especiales flexible	6 x 37
Cables extra flexibles	8 x 19
Cables que no rotan	18 x 7

La expresión (6 x 7), se lee: cable de 6 toronas cada una de 7 - alambres.

Los cables de extracción son contruídos de alta calidad y acero - especiales, cuya resistencia aproximada a la tracción, oscila entre 140 a 180 Kg/mm² y 160 - 195 Kg/mm², los primeros son para cables - ordinarios y los segundos para cables especiales.

Factores que se toman en cuenta en la selección de cables de izaje:

- a.- Factor de seguridad
- b.- Esfuerzo debido al deslizamiento
- c.- Carga muerta (peso del skip + contenido, jaula + material o gente)
- d.- Peso del cable
- e.- Aceleración
- f.- Esfuerzo debido a la inercia
- g.- Condiciones bajo las cuales el cable trabaja.

FORMULAS PARA HALLAR EL FACTOR DE SEGURIDAD .-

$$S = \frac{Pr}{(W' + W + N) + ms L'} \quad \text{para izar mineral}$$

$$S = \frac{Pr}{(W' + n. 75) + ms L'} \quad \text{Para izar personal}$$

Según Bergverordnung, el coeficiente de seguridad (s) para un cable nuevo debe estar en función de la profundidad; porque estos experimentan una reducción de frecuencia de las flexiones sobre las poleas

Tambores o poleas de arrastre (Koepe) conforme aumenta la profundidad.

El coeficiente de seguridad frente a la carga estática, debe ser:

En el transporte de mineral o material:

$$S = 7.2 - 0.0005 L$$

En el transporte de personal:

$$S = 9.5 - 0.001 L$$

S = Factor de seguridad

C = Capacidad de carga

W' = Peso del skip o jaula (Kg)

N = Peso de los carros transportados en la jaula (kg)

W = Carga útil por skip o jaula (Kg)

M_s = Peso por metro lineal del cable Kg/m

L' = Distancia entre polea y tolva de carguío interior del cable - de equilibrio. (m).

L = Distancia entre el centro de polea y la posición de carguío de la jaula o skip (profundidad) (m)

n = Número de personas en la jaula

F_s = Sección metálica del cable (mm^2)

γ_s = Peso específico del cable de extracción.

La fórmula siguiente, nos da la sección metálica del cable:

$$1) \quad F_s = \frac{W' + W + N}{\frac{\sigma}{S} - 10^3 L' \gamma_s} \quad \text{----- II}$$

σ = Resistencia a la tracción Kg/mm^2

Nota.- $L = L'$ cuando no existe el cable de equilibrio.

Los pesos específicos de los cables pueden tomarse como guía los siguientes valores:

CLASES DE CABLES	(ρ_s) Kg/mm ³
Cables redondos con alma de cáñamo	9.5×10^{-6}
Cables cerrados	8.7×10^{-6}

Los factores de seguridad:

$$S \geq 7.2 - 0.0005 \times 280 = 7.06$$

$$S \geq 9.5 \times 0.001 \times 280 = 9.22$$

Los factores de seguridad se pueden hallar en la figura 27, también en la tabla 30.

FACTORES DE SEGURIDAD DE CABLES DE IZAJE POR TAMBORES EN PIQUES DE DIFERENTES PROFUNDIDADES

LONGITUD DEL CABLE EN EL PIQUE	FACTOR MINIMO DE SEGURIDAD PARA CABLE - NUEVO	FACTOR MINIMO DE SEGURIDAD PARA DESHECHAR UN CABLE	% DE REDUCION
500 ó menos	8	6.4	20
500 a 1,000	7	5.8	17
1,000 a 2,000	6	5.0	16.5
2,000 a 3,000	5	4.3	14
3,000 a más	4	3.6	10

TABLA 30

Reemplazando los datos en la fórmula II, se tiene:

$$F_{\Delta} = \frac{2,400 + 1,800}{\frac{170}{7.06} - 103} \times 280 \times 9.5 \times 10^{-6} = \frac{4,200}{21.42} = 196.01$$

$$F_{\Delta} = 196.01 \text{ mm}^2 = 0,3039 \text{ pulg}^2 \approx 7/8''$$

Conversión de mm^2 a pulg^2 x 0.00155

En la tabla se tiene

DIAMETRO DEL CABLE (d)	6 x 19 CABLE PARA IZAJE		
	DIAMETRO DE ALAMBRE = $\frac{1}{15.62} d$	AREA DE UN ALAMBRE Pulg^2	AREA TOTAL DEL CABLE PULG^2
3/8	0.0241	0.00045	0.0513
1/2	0.0320	0.00080	0.0912
5/8	0.0404	0.00128	0.1456
3/4	0.0480	0.00181	0.2063
7/8	0.0564	0.00250	0.2850
1	0.0644	0.00325	0.3705
1 1/8	0.0720	0.00407	0.4640
1 1/4	0.0805	0.00509	0.5802
1 3/8	0.0890	0.00622	0.7090
1 1/2	0.0970	0.00739	0.8400
1 5/8	0.1045	0.00857	0.9769
1 3/4	0.1130	0.01003	1.1434
2	0.1290	0.01007	1.4900

2).- Aplicando otra fórmula podemos comprobar el diámetro del cable:

Resistencia a la rotura (tn) = (W + W' + peso cable/pié x profundidad) - x f. seguridad (s)

$$\frac{\sigma}{s} = \frac{(W' + W + r_p)}{F_s}$$

$$\sigma \times F_s = (W' + W + r_p) \times s \text{ ----- (1)}$$

Expresando en función del diámetro del cable y usando constantes K_1 y K_2 la fórmula (1) se escribirá

r_p = peso del cable por cad pié líneal o metro línea.

El peso específico $r_s = \frac{\text{peso}}{\text{Volumen}} = \frac{r_p}{F_s}$

$$r_p = F_s \times r_s \text{ ----- (a)}$$

$$F_s = \frac{\pi}{4} d^2 \text{ (b) reemplazando a y b en (1), se tendrá:}$$

$$\frac{\sigma \pi}{4} d^2 = (W + W' + r_s \frac{\pi}{4} d^2 \times L) \times s$$

Haciendo: $\frac{\sigma \pi}{4} = K_1$ constante

$$r_s \times \frac{\pi}{4} = K_2 \text{ constante}$$

TIPO DE CABLE	K ₁	K ₂
Redondos	41.8	0.00084
Planos	46.0	0.00090
Cerrados	61.6	0.00122

TABLA 32

Luego tenemos:

$$K_1 d^2 = (W + W' + K_2 d^2 \times L) S$$

$$d = \sqrt{\frac{W + W' \text{ (tn)}}{S} - K_2 \cdot L}$$

pulgadas --- III

N° de cable

Gráfico

Reemplazando los datos en la fórmula III, tendremos

$$d = \sqrt{\frac{\frac{2.40 + 1.80}{47.8} - 0.00084 \times 920}{7.06}} \times 1$$

Efectuando operaciones:

$$d = \sqrt{\frac{4.20}{5.921 - 0.7728}} = \sqrt{0.8158191}$$

$$d = 0.90 \text{ pulgadas} = 7/8''$$

$$d = 7/8'' \quad \emptyset$$

Por los dos métodos nos da un diámetro de 7/8" para el cable de izaje que se usará en el pique " El Capachero"

6 x 19 CABLE DE IZAJE

DIÁMETRO EN PULGADAS	PESO APROXIMADO lbs / pie	RESISTENCIA A LA ROTURA tn. de 2,000 lbs
3/4	0.95	23.8
7/8	1.29	32.2
1	1.68	41.8
1 1/8	2.13	52.6
1 1/4	2.63	64.6
1 3/8	3.18	77.7
1 1/2	3.78	92.0
1 5/8	4.44	107.0
1 3/4	5.15	124.0
1 7/8	5.91	141.0
2	6.72	160.0
2 1/8	7.59	179.0
2 1/4	8.51	200.0

CABLES PARA DISTINTOS USOS

USOS	diámetro pulgada	construcción	Entramado	Núcleo
Izaje piques verticales	1/2 a 1 1/8	6 x 19	regular o long	fibra
	3/4 a 2 1/4	6 x 19	regular o long.	fibra
Piques incli nados	5/8 a 1 1/2	6 x 19	regular o long.	fibra
Rastrillos	5/8 a 1	3 x 19	regular o long.	fibra
	5/16 a 1 1/4	6 x 19	" "	"
Línea perfora ción	5/8 a 1	6 x 16	regul. izquier do	
Cable carril	1/2 a 1 3/8	cellado de 250 1 147 Alambres		
Para tracción	1/2 a 3/4	6 x 7	Regular	fibra

TABLA 34

Comprobando con la relación $\frac{T_1}{T_2} = 1.5 \text{ a } 1.6$ Recomendado

Ver figura 28

$$T_1 = W + W' + \frac{\text{peso total}}{2}$$

$W_j = \text{Peso de la jaula}$

$$T_2 = \frac{W_j + \text{Peso total del cable de jaula}}{2} \quad \varnothing 1" = 4,200 \text{ lbs}$$

$$T_1 = 4,800 + 3,600 + 593.4 = 8,993.4 \text{ lbs.}$$

$$T_2 = 3,600 + 1,500 + 593.4 = 5,693.4 \text{ lbs.}$$

$$\frac{T_1}{T_2} = \frac{8,993.4}{5,693.4} = 1.58 \quad \frac{T_1}{T_2} = 1.58 \text{ Lo cual satisface}$$

Comprobación del factor de seguridad.

$$S = \frac{\text{resistencia a la rotura}}{W + W' + \text{peso del cable x total}} =$$

Resistencia a la rotura, ver en la tabla 33 es 32.20 tns.

$$S = \frac{32.2}{T_1} = \frac{32.2}{\frac{8993.4}{2000}} = 7.16 \quad S = 7.16$$

CALCULO DE TAMBORAS Y POLEAS .-

Se usará dos tambores cilíndricos, para su cálculo se utilizará el gráfico 28 donde nos da una relación de $D \%$ d , o sea de los diámetros de la tambora y del cable. Según Peeler, estas relaciones deben ser de 70 en minas de carbón y de 85 en minas metálicas.

Del gráfico 28 se tiene para 920 pies una radio de $\frac{D}{d} = 60$ lo que

demuestra que la relación es de 60% 1 y a la vez confirma recomendaciones de algunos autores como también de catálogos.

$$D = d \times 60 = \frac{7/8"}{8} \times 60 = 52.5$$

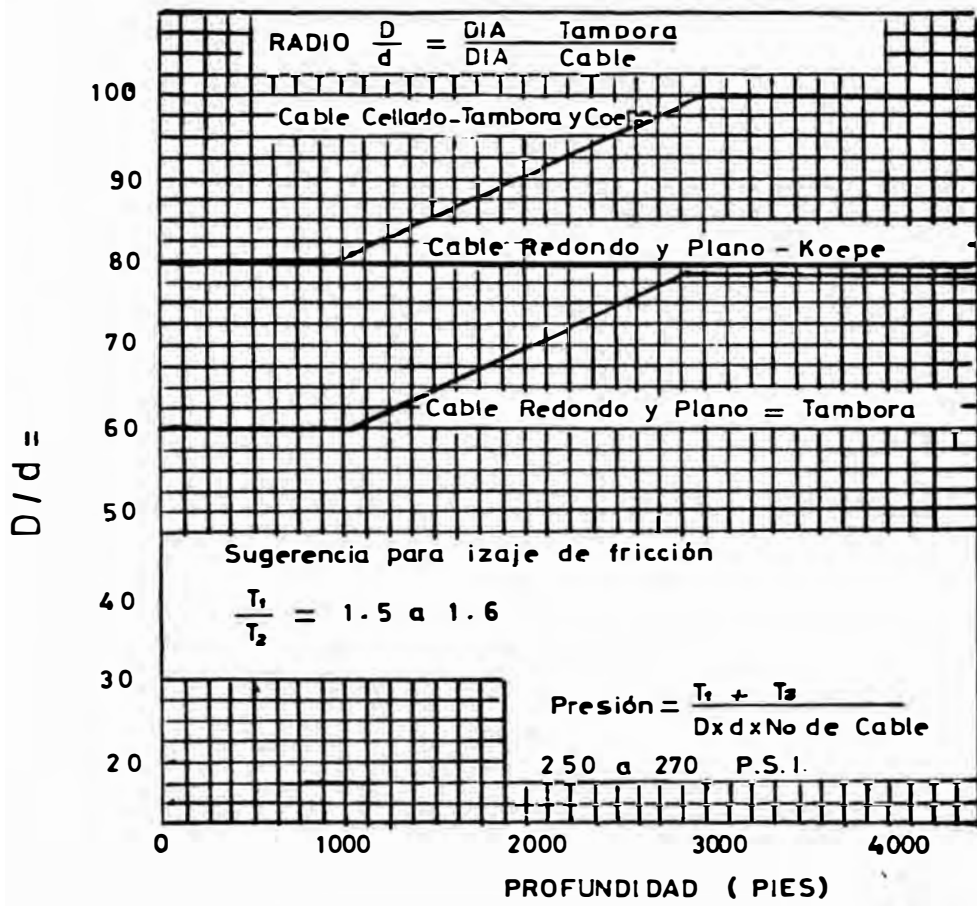


Figura: 28.....

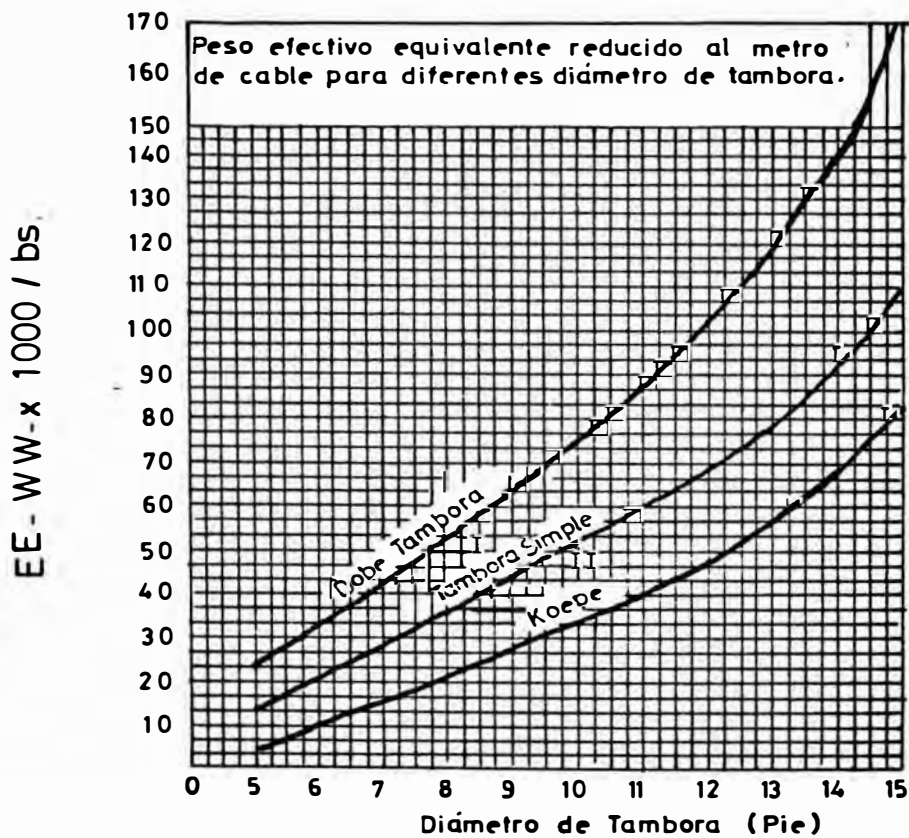


Figura ...30...

Consideraremos por exceso, o sea redondeando a 60" o 5 pies

$$D = 60'' = 5 \text{ pies}$$

Con este dato se puede ver en la tabla siguiente.

Para determinar las dimensiones de la tambora, que es de 60" diámetro x 52 longitud.

TAMBORA EN PULGADAS	
DIAMETRO	LONGITUD
16	20
24	24
29	25
42	34
48	40
56	48
60	52

TABLA 35

Comprobando con la fórmula siguiente:

$$L = \frac{S \times \text{profundidad}}{\pi (D + 1.7 d)}$$

L = Longitud de la tambora

S = Diámetro de las canaletas = 1.05 d

D = Diámetro de la tambora

d = Diámetro del cable

Reemplazando:

$$L = \frac{1.05 \times 7/8 \times 920 \times 12}{3.1416 (60 + 1.7 \times 7/8)} = \frac{10143}{193.17} = 52.5'' = 53''$$

POLEA.-

La recomendación que hacen para cables de 6 x 19, la relación del diámetro del cable y de la polea debe ser de $1 \frac{0}{48}$, para tener un desgaste que sea económico.

El Bureau de Estandars, en los E.E.U.U., recomiendan que la relación debe ser de $1 \frac{0}{85}$ para cables de 6 x 7, $1 \frac{0}{50}$ para cables de 6 x 19 y nunca menor de $1 \frac{0}{20}$.

De lo mencionado anteriormente, se tien que :

$$\frac{d}{D_p} = \frac{1}{48} \quad D_p = 48 \times d = 48 \times \frac{7}{8} = 42''$$

$$D_p = 42'' = 3.5 \text{ piés}$$

ÁNGULO DE DESPLAZAMIENTO DEL CABLE (Fleet angle)

Es el ángulo que el cable hace en su posición extremo en la tambora con la línea que pasa a través de la polea y perpendicular a la tambora (figura 29). Con el fin de que el desgaste en el cable sea mínimo y de que el cable corra suavemente, el fleet angle está limitado a un máximo de 1.5° .

Para decretar el ángulo, se recomienda:

- a) Aumentar el diámetro de la tambora.
- b) Aumentar la distancia horizontal entre la tambora y la polea.

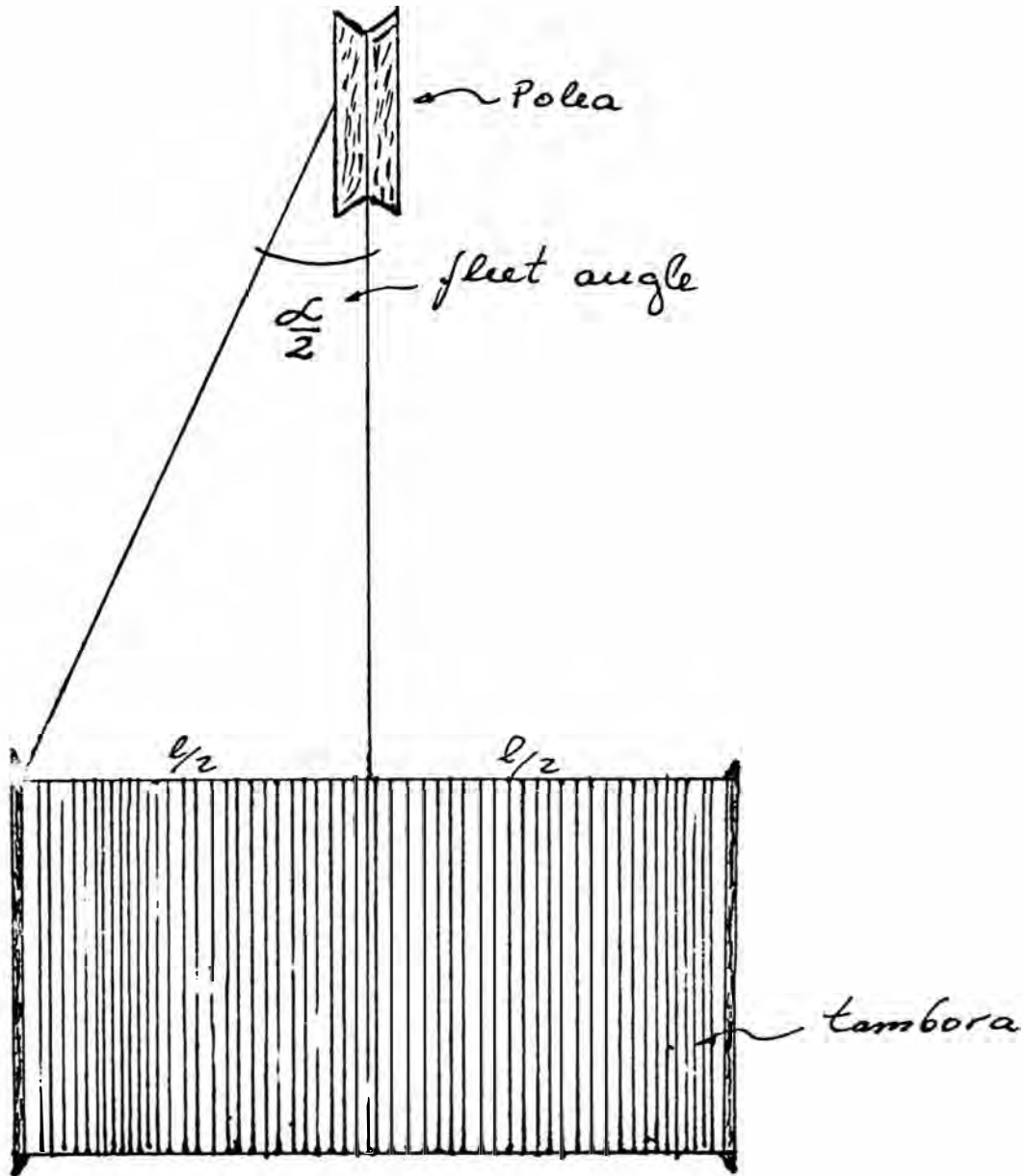


Gráfico 29

$$\text{tang } \frac{d}{2} = \frac{1}{2} \frac{\alpha}{\alpha} a$$

d = distancia horizontal de polea a tambora

$$a^2 = d^2 + H^2$$

H = Altura de polea a tambora

$$a = \sqrt{d^2 + H^2} \quad \text{Reemplazando:}$$

$$\text{tang } \frac{d}{2} = \frac{1}{2} \frac{\alpha}{\alpha} \sqrt{d^2 + H^2}$$

GRAMPAS .-

Cuando se usan clips en forma de U, la tabla siguiente nos dá el número de grampas que debe usarse como mínimo, así como la separación entre ellos y como se seleccionan de acuerdo al diámetro del cable.

DIAMETRO DEL CABLE pulg.	MINIMO N° DE CLIPS Requerido	ESPACIAMIENTO MINIMO DE CLIPS pulgadas.
1 1/2	6	9
1 3/8	6	8 1/4
1 1/4	5	7 1/2
1 1/8	5	6 3/4
1	4	6
7/8	4	5 1/4
3/4	4	4 1/2
5/8	3	3 3/4
1/2	3	3

TABLA 36

CALCULO DE WINCHA .-

Lo clasificaremos según su tamaño en tres tipos:

- Máquinas pequeñas.
- Máquinas medianas
- Máquinas grandes

Las dimensiones de las máquinas se define según el rendimiento deseado, teniendo en cuenta sus funciones adicionales.

El grupo de las máquinas pequeñas de extracción, está adaptado para el trabajo en la superficie o en el fondo de las minas,

El grupo abarca con la polea de propulsión Koepe, a dos tamboras y a un sólo tambor.

Todas ellas son de construcción similar, componiéndose de conjuntos y elementos estandarizados, típicos, repetidos y probados.

Las dimensiones de estas máquinas son particularmente pequeñas y los cimientos, las construcciones de sostenimiento muy simplificadas. Esto facilita y rebaja considerablemente el costo de montaje de la máquina.

Las máquinas de extracción medianas, en este grupo abarca las de dos tamboras, con la rueda a propulsión Koepe multicables, destinadas para grandes instalaciones auxiliares de extracción, cuyo propósito es el de transportar los materiales (mineral) así como el personal. Las máquinas poseen la propulsión asincrónica mediante los engranajes dentados de uno o dos grados.

En la máquina de este grupo, se han aplicado los más modernos sistemas de los frenos y de sus propulsiones, así como los reguladores de velocidad hidráulica o eléctrica, asegurando la marcha de la máquina, su parada segura y estable independientemente de los frenos mecánicos. Las máquinas están equipadas con el frenado dinámico y de generadores.

El mando está efectuada desde el puesto, disponiendo de: Indicadores de profundidad, aparatara de seguridad, de medición y control, así como un completo de palancas de mando de bloqueo recíproco, sirviendo para la dirección y paradas de la máquina.

En las máquinas a acoplamiento de fricción, se utilizan los correctores de deslizamiento, accionado automáticamente.

La localización de éstas pueden ser en los cabezales de los piques, al borde o bien en la torre.

Las máquinas monocables y multicables de extracción con la propulsión.

Sistema Leonardo.-

El grupo abarca un renglón amplio y variado de las máquinas de extracción con el sistema Leonardo, empleadas en el servicio de los piques principales de las minas con el transporte intensivo de la masa extraída.

Para el transporte de las personas se provechan solamente los menores de estas máquinas.

Estas máquinas se distinguen por su regulación estable de la velocidad desde 0 - hasta los valores nominales y por su gran seguridad en la explotación.

Teniendo en cuenta el momento de enrollamiento del cable se la ejecuta en dos versiones de construcción, es decir: con la polea Koepe o a dos tambores.

- La variación primera.- Poseyendo muchas cualidades, tales como: la posibilidad de tracción desde los niveles profundos, el peso disminuido, construcción sencilla y los momentos de rotación menos acentuados.

Con las ruedas de propulsión se emplean tanto en las instalaciones de dos kips, sirviendo un sólo nivel de extracción, como en las instalaciones de un sólo skip con contrapeso permitiendo servir varios niveles.

En el primero de los casos, el cambio del cable se efectúa mediante un cabrestante especial, en el segundo directamente desde la rueda Koepe.

- La segunda variante.- Las máquinas a dos tamboras son para profundidades limitadas de tracción (limitada por el ángulo de desviación del cable y por las dimensiones del tambor), aplicable solamente a los pozos de poca profundidad o mediana.

Por estas razones, así por mayores momentos de rotación, son empleados con menor frecuencia como equipos de piques principales, a pesar de la posibilidad de la tracción simultánea con dos skips de diferentes niveles.

Nº	GRUPO DE MAQUINAS	TIPO	CARGA UTIL TONELADAS	VELOCIDAD DE TRACCION M/seg.	POTENCIA Kw.	GENERO DE PROPULSION
1	pequeñas	K B BB	1.5 a 2.0	2 a 4	50 a 130	Asincrónica
2		K B BB	2.50 a 5.00	4 a 6	130 a 500	"
3	Medianas	K BB AL	4.0 - 7.0 4.0 - 6.0 4.0 - 6.0	8 - 12 6 - 12 - 12	500 - 1000 500 - 1000 500 - 1000	" " "
		K	5.0 - 12.5	12 - 16	1100 - 2400	Corriente Continua
4	Grandes	BB 2L 4L	6.0 - 7.00 14.0 - 25.0 25.0 - 30.0	12 - 14 12 - 15 15 - 16	1100 - 1600 2200 - 4800 1600 - 6000	" " "

EL INDICE DE LAS MAQUINAS EVIDENCIALES:

K = Máquinas con rueda a propulsión (Koepe)

b = Máquinas a un sólo tambor

BB= Máquinas a dos tambores

2L= Máquina a dos cables

4L= Máquina a cuatro cables

SISTEMA DE CONTROL.-

Los sistemas de control pueden ser:

- Normal
- Semi automático
- Automático

Las máquinas accionadas manualmente; tienden a desaparecer, en cambio las semi automáticas simplifican el trabajo del maquinista o winchero y son más seguras. Además economizan tiempo en el tonelaje extraído - la economía puede alcanzar del 5 a 10 %.

En las maquinarias medianas y grandes ya no se emplea el control manual. Hay muchos sistemas de hacerlo semi automático que consisten en equipos intercambiables, se prestan a muchas combinaciones, permitiendo obtener montajes muy compactos y seguros.

En este campo se tendrá presente la evolución de la técnica que acompañan a la introducción del automatismo.

Para completar con la selección del equipo de izaje para el pique , - "EL CAPACHERO", se procederá a calcular la potencia del motor de la wincha.

Para hacer este cálculo, hay varios métodos que se puede ver en revistas, catálogos, libros (Peele, Staley, etc).

Empleando de una revista o catálogo (NORDBERG):

El peso efectivo equivalente (EEW), en la figura 30, como el diámetro de la tambora es de 5' y de doble tambora, se tiene -
 EEW = 23,000.00 libras.

R = profundidad x peso/pié de cable.

TSL - Carga total suspendida = EEW + W + 2W' + 2R

SLB = Carga suspendida al fondo del pique = (W + R) -
 (V x ta x peso/pié de cable).

SLT = Carga suspendida en la parte superior del pique =
 (W - R) + (V x tr x peso de cable/pié).

Usando los siguientes pasos, determinamos los valores de H.P. -
 correspondientes a varios puntos en el diagrama del ciclo H.P. /
 tiempo.

$$1) \text{ H.P}_1 = \frac{\text{TSL} \times V^2}{32.2 \times t_a \times 550}$$

$$2) \text{ H.P}_2 = \frac{\text{TSL} \times V^2}{33.2 \times t_n \times 550}$$

$$3) \text{ H.P}_3 = \frac{(W + R) \times V}{550}$$

$$4) \text{ H.P}_7 = \frac{W \times V}{550} \times 0.175$$

$$5) A = (\text{h.p. en la aceleración máxima}) = \text{H.P}_1 + \text{H.P}_7 + \frac{\text{H.P}_4 + 2 \text{H.P}_3}{3}$$

6) B = (h.p. fin de la aceleración) = H.P₄ + H.P₇

7) C = (hp. Comienso de la retordación) = HP₅ + HP₇

8) D = (h.p. en la aceleración) + H.P₂ + H.P₇ + $\frac{H.P_5 + 2 H.P_6}{3}$

9) H.P₈ = (h.p. requerido para acelerar el rotor del motor)
= $\frac{0.6 A \times 1.2}{t_a}$

10) H.P₉ = (h.p. requerido para desacelerar el rotor del motor)
= $\frac{0.6 A \times 1.2}{t_r}$

11) E = (h.p. total requerido a acelerar el izaje y motor)
A + H.P₈

12) F = (h.p. total para desacelerar el izaje y el motor) D + H.P₉

Nota: H.P₂ y H.P₉ son negativos.

Fórmula para comprobación:

$$\left(\frac{A}{2} \times t_a \right) + \frac{(B + C)}{2} \times t_{fs} + \frac{D \times t_r}{2} = \frac{W \times \text{profundidad}}{0.85 \times 550}$$

0.85 = eficiencia, esta comprobación debe estar dentro de 1 a 2%

Finalmente calculamos la raíz media cuadrática H.P. para corriente -
continua, con la fórmula siguiente:

1..

$$\text{RMS H.P.} = \sqrt{\frac{E^2 \times t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} t_{fs} + F^2 t_n}{0.75 t_a + t_{fs} + 0.75 t_n + 0.5 t_o}}$$

Para motores de inducción, la siguiente fórmula

$$\text{RMS H.P.} = \sqrt{\frac{E^2 \times t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} t_{fs} + F^2 \times t_n}{0.5 t_a + t_{fs} + 0.5 t_n + 0.25 t_o}}$$

La eficiencia se halla en la fórmula : $0.176 = \frac{100 - E}{E}$

$$E = 85$$

Calculando con los dos datos de nuestro problema, se tendrá el motor deseado para una wincha de izaje de las dimensiones mencionadas.

Previamente vamos a hallar lo siguiente:

$$R = 1,186.9$$

$$\text{TSL} = 23,000 + 4,800 + 7,200 + 2,373.8 = 37,373.8 \text{ lbs.}$$

$$V = 6 \text{ piés/seg.}$$

$$t_a = T_n = \frac{6}{2.5} = 2.4 \text{ seg.}$$

$$\text{SLB} = (4,800 + 1,186.8) - (6 \times 2.4 \times 1.29) = 5,968.224 \text{ lbs.}$$

$$\text{SLT} = (4,800 - 1,186.8) + (6 \times 2.4 \times 1.29) = 3,631.776 \text{ lbs.}$$

t_{fs} = Tiempo de alcanzar la velocidad límite (seg)

La distancia viajada durante t_a y t_n

$$\text{espacio } e' = \frac{V}{2} t = e'$$

$$\text{Espacio} = e' + e'' = \frac{V}{2} t_r + \frac{V}{2} t_a = V T_a = 6 \times 2.4$$

$$= 14.4 \text{ pies}$$

$$t_{fs} = \frac{920 - 14.4}{6} = 151 \text{ seg}$$

$$t_{fs} = 151 \text{ seg.}$$

Calculando los distintos H. Ps.:

$$H.P_1 = \frac{37,373.8 \times 6^2}{32.2 \times 2.4 \times 550} = 31.7$$

$$H.P_1 = 32$$

$$H.P_2 = \frac{37,373.8 \times 6^2}{32.2 \times 2.4 \times 550} = 31.7$$

$$H.P_2 = 32$$

$$H.P_3 = \frac{(4,800 + 1,186.8) \times 6}{550} = 65.3$$

$$H.P_3 = 65.3$$

$$H.P_4 = \frac{5,968.224 \times 6}{550} = 65.10$$

$$H.P_4 = 65.1$$

$$H.P_5 = \frac{3,631.776 \times 6}{550} = 39.6$$

$$H.P_5 = 39.6$$

$$H.P_6 = \frac{(4,800 - 1,186.8) \times 6}{550} = 39.4$$

$$H.P_6 = 39.4$$

$$H.P_7 = \frac{4,800 \times 6}{550} \times 0.176 = 9.2$$

$$H.P_7 = 9.2$$

$$A = 32 + 9.2 + \frac{65.10 + 130.6}{3} = 106.4$$

$$A = 106.4 \text{ H.P.}$$

$$B = 65.10 + 9.2 + 74.3$$

$$B = 74.3 \text{ H.P.}$$

/..

$$C = 39.6 + 9.2 = 48.8$$

$$C = 48.8 \text{ H.P.}$$

$$D = -32 + 9.2 + \frac{39.6 + 78.8}{3} = 16.7$$

$$D = 16.7 \text{ H.P.}$$

$$H.P_8 = \frac{0.6 \times 106.4\theta}{2.4} \times 12 = 31.92$$

$$H.P_8 = 31.92$$

$$H.P_9 = \frac{-0.6 \times 106.4}{2.4} \times 1.2 = -31.92$$

$$H.P_9 = -31.92$$

$$E = 106.4 + 21.2 = 127.6$$

$$E = 127.6 \text{ H.P.}$$

$$F = 16.7 - 31.92$$

$$= 15.22$$

$$F = 15.22 \text{ H.P.}$$

Comprobación:

$$\left(\frac{106.4}{2} \times 2.4 \right) + \left(\frac{74.3 + 48.8}{2} \times 151 \right) + \left(\frac{16.7}{2} \times 2.4 \right) =$$

$$\frac{4,800 \times 920}{0.85 \times 550}$$

$$127.68 + 9,294.05 + 20.04$$

$$= 9,445.9892$$

$$9,441.77$$

$$9,445.9892$$

Lo cual es suficiente ajuste.

Finalmente, calculamos la raíz media cuadrática:

$$R.M.S. \text{ H.P.} = \sqrt{\frac{127.6^2 \times 2.4 + \frac{74.3^2 + 48.8^2}{3} + \frac{127.6 \times 48.8}{3} \times 151 + 15.22^2 \times 2.4}{75 \times 2.4 + 151 + 0.75 \times 2.4 + 0.5 \times 15}}$$

$$= \sqrt{\frac{39,076.224 + 711,150.09 + 555.96}{162.1}}$$

$$= \sqrt{\frac{750.782.27}{162.1}} = 4,631,5994 = 68$$

R.M.S. H.P. = 68 h.p.

Pero para propósitos de estimación, seleccionaremos un motor de 75 h.p..

En conclusión, para el izaje de 50 t.p.h. a una profundidad de 920 pies será necesario:

- Un winche de dos tamboras, dimensiones: 60" x 52" , a un motor de 75 hp con control semi automático (Lilly).
- Polea de 42" de diámetro.
- Cable de 7/8" de diámetro.
- Un skip, cuyo peso y capacidad sea de 1.8 y 2.4 ton. respectivamente.
- Una jaula, cuyo peso sea: 1.8 ton., su capacidad para 10 hombres por viaje.

CALCULO DE COSTOS

	IMPORTE G.
Mano de obra	403,200
Explosivos	770,760
Brocas y acero	468,480
Sostenimiento	1'435,295
Equipo de seguridad	119,936
Herramientas	15,380
Aire comprimido	18,000
Perforadora y repuestos	128,040
Supervisión	161,280
Varios	680,586
TOTAL	4'100,957.00

COSTO DE PROYECTO

	\$ Por mts.	Importe Total
Crucero de Integracion	17,397.00	13' 034,250.00
Chimenea con RAISE BORING	10,281.00	1' 233,714.00
Pique "Capacerb"	34,175.00	2' 204.271.00
Administración		2' 204.271.00
TOTAL :	61,835.00	20' 573,192.00

No se esta considernado maquinarias, porque se va utilizar el equipo de izaje de la mina Blenda Rubia y otros que la Compañia lo tiene trabajando en otros minas.

Los cuales hacen que el proyecto sea más econmico.

CAPITULO VI

SERVICIOS

Las minas que trabajaremos en la zona de las Calizas son: "Pirata", "Luchitos" I, II, III y IV y "China Hereje".

Para nuestro cálculo de consumo de aire comprimido debemos tomar un promedio $\frac{131 + 135}{2} = 133$ p.c.m. son quince máquinas que van a trabajar, según tablas que mencionamos. a continuación, nos da un multiplicador para determinar la capacidad requerida, evitando hallar el factor de corrección por altura y el factor de carga de simultaneidad.

Por ejemplo: Pirata y su alrededor está a una altura de + 13000 p.s.n.m.

Datos: para encontrar dicho multiplicador

13000 s.n.m.

15 Máquinas

Según la tabla tenemos 13.18 (multiplicador)

Datos: Para encontrar el consumo de aire comprimido:

133 p.c.m. por cada máquina perforadora.

13.18 el multiplicador

Luego tenemos $13.18 \times 133 = 1753$ p.c.m.

Que se necesita para que funcionen todas las máquinas en las diferentes labores ya mencionadas.

Aire Comprimido disponible que tenemos
en la actualidad

Compresoras trabajando ó disponibles

1 Ingersoll Rand XLE 1283.6 p.c.m.

2 Holmans 315 p.c.m. c/u 630.0 p.c.m.

Total: Capacidad teórica 1913.6 p.c.m.

Corrigiendo a la altura de 13000 p.s.n.m. tenemos

$1913.6 \times 0.62 = 1186.4$ p.c.m. reales.

Como se puede ver:

Consumo de aire comprimido = Aire comprimido disponible.

Cálculo de pérdidas de presión

Para calcular las pérdidas de presiones en los diversos tramos de la red de tubería de aire en la zona ya mencionada, se tomará el consumo de aire calculado.

Formaremos una tabla de una a quince máquinas, que nos permita calcular las pérdidas de presiones.

TABLA 1

N° de Máquinas	Consumo por Unidad p.c.m.	N° MULTIPLICADOR	Capacidad requerida p.c.m.
1	133	1.37	182.00
2	133	2.47	328.40
3	133	3.70	192.10
4	133	4.66	619.80
5	133	5.62	747.50
6	133	6.57	873.80
7	133	7.40	984.20
8	133	8.22	1090.20
9	133	8.90	1183.70
10	133	9.73	1294.00
12	133	11.10	1476.00
15	133	13.18	1753.00

NOTA: El número multiplicador incluye la simultaneidad y el factor por altura que en nuestro caso es 13,000 p.s.n.m.

TABLA 2

Tramos Principales	Longitud de Tubos pies	Diámetro de tubos pulgadas	Piezas deformes y Válvulas
A B	720	4	Codo soldao
B C	490	4	Válvulas 3"
C D	164	4	
D E	295	2	Reducción 4" a 2" y válvula 2"
E F	656	2	Teñ-2"
C J	1312	4*	
J K	394	2	Reducción de 4" a 2"

- A.- Compresoras y boca mina de Pirata nivel 160.
- B.- Boca mina de china Hereje nivel 160.
- E.- Boca mina de Luchito I nivel 220
- F.- Boca mina de Luchito I nivel 280.
- K.- Boca mina de Luchito IV nivel 210.

Para cada mina o ramales de la red de tubería de aire en interior mina formaremos tablas y lo llamaremos por sus letras respectivas.

* Se debe poner por lo menos 400 metros de tubos de 4" de diámetro porque en cálculos preliminares con tubos de 2" no llegaba presión suficiente para la perforación.

El cálculo con tubo de 2" se está incluyendo al final.

TABLA A

<u>Tramo Interior</u> <u>Mina Pirata</u>	<u>Longitud de</u> <u>Tubos pies</u>	<u>Diámetro del</u> <u>Tubo pulg.</u>	<u>Piezas de</u> <u>formas</u> <u>válvulas</u>
A.- Pique	656	4	Codo de 90°
Pique S/n 200	721.6	2	Reducción de 4"
Tajo			à 2" y valvulas
S/n 200-frente	164.0	2	

MINA China Hereje

TABLA- B

B G	426	2	Codo de 90° y reducción 4" a 2"
G- Tajos China Hereje	656.00	2	Codos y válvulas
G-H	656.00	2	- - -
H- Frente E	98.40	2	Teés
H Frente W	197.00	2	- - -
H-I frente X C	262.00	2	- - -

TABLA- E

MINA Luchito I

Nivel 220

E- ch-80	263.00	2	
ch- 80-ch 115	115.00	2	
ch-115-ch-145	98.00	2	
ch 145-frente-220	560.00	2	

TABLA - F

Mina Luchito I nivel 280

F-ch-90	295.0	2	Codo de 90°
ch-90 frente 280	360.8	2	

TABLA - K

Mina Luchito IV Nivel 210

K- S/n 90 ó ch-90	295.00	2	Codo de 90°
S/n 90= X C	197.0	2	
XC- mantos	22 9.9	2	
XC- porfiada VII	229.9*	2	

* Se está calculando hasta Porfiada VII o esa incluyendo los 70 metros +_ que vá a tener dicha cortada, y desde un punto a 150 metros de la boca mina.

Y también se está recargando a las longitudes reales de los tramos de tubería, la longitud equivalente por las piezas deformes y válvulas que existen en la instalación.

Fórmula que nos permite calcular dicho equivalente

$$L_w = \frac{\gamma}{\zeta} d$$

L_w = Longitud equivalente.

γ = coeficiente de resistencia de piezas deformes y medios de cierre.

ζ = coeficiente de resistencia para diversos diámetros interiores.

d = diámetro de tubería.

Con los datos de las tablas 1,2,A,B,E,F, y K se va a las tablas 25 del manual COMPRESSED AIR DATA ó a las tablas 34-79 a 34-87 del libro COMPRESSED AIR And Gas Data. Ingersoll Rand.

Para nuestros cálculos consideraremos la presión inicial de 97 lb/pulg².

PARAMETROS.-

Para calcular las pérdidas de presión son:

- 1.- Presión aire (inicial) lb/pulg².
- 2.- Longitud de tubería pies.
- 3.- Consumo de aire p.c.m.

Un punto que no se está tomando para los cálculos de pérdida de presión son los desniveles por ser tan pequeño dichas pérdidas.

Por ejemplo :

Para una presión media de 97 lb/pulg² la pérdida de presión por cada 1000 mts. es 0.61, en nuestro caso el desnivel mayor es 4280 - 4160 = 120 m. lo mismo se puede decir del desnivel descendente^{te} porque en este caso aumenta la presión debido al peso específico del aire.

TABLA- 3

Tramos N° Máquinas	Consumo de aire p.c.m.	Presión inicial lb/plg.	Pérdida de pres. lb/plg	Presión final lb/plg	
A B	12	1476.00	97.00	3.70	93.30
B C	9	1183.70	93.30	1.40	91.90
C D	5	747.50	91.90	0.25	91.65
D E	5	747.80	91.65	10.83	80.82
E F	1	182 . 00	80.82	7.75	73.03
C J	4	619.80	91.90	1.17	90.53
J K	4	619.80	90.53	5.64	85.89

TABLA 4

Mina Pirita

A- pique	3	492.10	97.00	0.33	96.67
Pique S/n 200	2	328.40	96.67	5.56	91.11
S/n 200 Frente	1	182.00	91.11	0.51	90.60

Mina China Hereje y Luchito I Nivel 160

TABLA 5

B G	3	492.10	93.30	6.65	86.65
G H	2	328.40	86.65	6.17	80.47
G- Tajo Ch.H.	1	182.00	86.65	2.03	84.62
H- frente E	1	182.00	80.47	0.31	80.16
H- frente W	1	182.00	80.47	0.61	79.86
H- I frente XC	1	182.00	80.47	0.81	79.66

Mina Luchito I Nivel 220

TABLA 6

Tramo interior mina	N° Máquina	Consumo de aire p.c.m.	Presión inicial lb/plg.	Pérdida presión lb/plg.	Presión final lb/plg.
E-ch-80	4	619.80	80.82	7.26	73.56
Ch-80 ch-115	3	492.10	73.56	2.19	71.37
Ch-115-ch 145	2	328.40	71.37	0.87	70.50
Ch-145 frente 220	1	182.00	70.50	2.24	68.26

Mina Luchito I Nivel 280

TABLA 7

Tramo Interior mina	Nº Máquinas	Consumo de aire p.c.m.	Presión inicial lb/pulg	Pérdida presión lb/pulg	Presión final lb/pulg
F- ch-90	1	182.00	73.03	1.181.18	71.85 71.85
Ch-90-Frente /280	1	182.00	71.85	1.441.44	70.41 70.41

Mina Luchito IV Nivel 210

TABLA 8

X- s/n-90	4	619.80	85.89	8.11	77.78
S/n -90-XC	3	492.10	77.78	3.80	73.89
XC-mantos	2	328.40	73.89	1.66	72.23
XC-porfiada VII	1	182.00	73.89	0.76	73.13

Cálculo preliminar para el tramo CK

con tubería de 2"

Longitud (pies) = 1705.60 pies.

Nº Máquinas. = 4

Consumo de aire = 619.80 p.c.m.

Presión inicial = 91.90 lb/plg²

(Ap) Pérdida de presión por cada

100 p. = 2.49 lb/plg²

(Ap) total en la longitud presión

final en boca mina

(K) = 49.45 lb/plg²

O sea hasta el frente que es 200 mts. más la pérdida era mayor lo cual no merece poner.

En el cálculo de consumo de aire no se está tomando en cuenta las ventiladoras ni la pala mecánica, por que las primeras funcionan -- después de los disparos y la segunda funciona cuando no se perfora en dicha labor.

Haremos una tabla con la longitud de tubería que tenemos disponible O sea aumentando 100 mts. de tubo de 4" de diámetro, que significan 328 pies y trabajando 1 a 4 máquinas.

Tomando como presión inicial del punto C. que es 91.9016/lbs/pulg. cuadrados.

TABLA 9

Nº de Máquinas	Consumo p.c.m.	Longitud pies	Nº de tubería	Pi	Ap	Pf
1	182.00	328	4	91.90	0.05	91.85
2	328.40	328	4	91.90	0.09	91.81
3	492.10	328	4	91.90	0.17	91.73
4	619.80	328	4	91.90	0.29	91.44

La longitud restante que son 620 mts, ó 2033.6 pies hasta el frente. Con tubería de 2" de diámetro, también confeccionaremos una tabla - similar a la anterior

TABLA 10

				P_i	A_f	P_f
1	182.00	2033	2	91.85	6.30	85.55
2	328.50	2033	2	91.81	19.11	72.70*
3	492.10	2033	2	91.73	31.30	60.43
4	619.80	2033	2	91.44	45.33	46.11

De estas dos tablas se puede sacar una conclusión bien importante para resolver el problema de esta mina por el momento.

Puede trabajar 2 máquinas perforadoras en forma instantanea.

* Con dicha presión puede funcionar máquinas perforadoras en sus catálogos de la Montabert dice que éstas pueden perforar con un mínimo de 75/ lb/ pulg².

CONCLUSIONES

- 1.- Para que trabajen todas las máquinas perforadoras estimadas -- en las diferentes minas de la zona mencionada, deben funcionar las tres compresoras (XLE y las Holmans) al mismo tiempo.
- 2.- Las minas Pirat, China Hereje y Luchito I nivel 160 no tiene - problemas con el aire comprimido, porque se puede ver en las - tablas 4 y 5.
Pero las labores de Luchito I nivel 220 y 280 si se sigue avan zando los frentes o poniendo mayor número. de máquinas, vamos ha tener dificultades, según tabla 6 y 7.
- 3.- Para Luchito IV, funcionando 2 máquinas perforadoras no tenemos problema, pero si queremos aumentar más ya el aire no es sufi- ciente como se puede ver en las tablas 9 y 10.

RECOMENDACIONES

- 1.- Aumentar el ramal de la red de tubería de la mina Luchito IV , tubos de cuatro pulgadas de diámetro por lo menos unos 300 -- metros más de lo actual.
- 2.- Hacer una red matriz con tuberías de cuatro pulgadas de diámetro para las minas, China Hereje, Luchito I Luchito III y luego Lu - chito IV por la cortada 160.
- 3.- Se debe distribuir bien las quince máquinas perforadoras que de ben trabajar en las distintas labores, porque el consumo de aire de las mismas es igual a la capacidad real de los compresoras.
- 4.- Se necesita con urgencia una compresora de 1000p.c.m. para reem plazar a los dos Holmans.

BIBLIOGRAFIA

Diversos Catálogos

- *Mecánica Aplicada al laboreo de Minas* Maencks Ostermann
- *Blasting Practice*
- *Estudios Geológicos de Doctores Geólogos contratados por la Cia.*
- *Explotación de Minas Vidal*
- *Compressed Air and gas data.* CHARLES W Gibbs
- *Compressed Air: Hand Book of Pneumatic Engineering Practice.*
- *NORDBERG MFG CO.*
- *MINE VENTILATION AND AIR CONDITIONING* HOWARDE L. HARTMAN.
- *ROEBLING WIRE ROPE AND Fittings.*
- *MANE HOISTS :* STALYN
- *MINE HOISTS :* PELEE
- *HOW MODERN MINE HOISTS ARE SELECTED.* E y M^o 1965 JUNE.
- *BLAST HOLE DRILLING ECONOMICS* by BYRON CHITWOOD.
- *MINING SERVICES Y EQUIPMENT DIVISION* DRESSER INDUSTRIES.
- *CAMERON HIDRAULIC DATA.*
- *MISION MINERA SUECA AL PERU.*