



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA**

**APUNTES DE
EXPLORACION DE
MINAS IV**

DAVID GOMEZ RUIZ

SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL
SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL

SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL
SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL
SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL

SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL
SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL

SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL

SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL

SECRETARIA DE ECONOMIA FEDERAL

P R E F A C I O

Estos "Apuntes" son el resultado de impartir durante 25 años - la asignatura intitulada "EXPLOTACION DE MINAS IV", a estudian -
tes de la carrera de Ingeniero de Minas y Metalurgista de la -
Facultad de Ingeniería de la U.N.A.M., División de Ingeniería
en Ciencias de la Tierra.

El Ingeniero Geólogo busca, descubre, explora y evalúa un cria -
dero mineral; y el Ingeniero de Minas selecciona el método óp-
timo de extracción de los minerales del criadero, con el fin -
de maximizar la economía, seguridad y eficiencia de dicho méto-
do de extracción.

El curso de "Explotación de Minas IV" estudia los métodos espe- -
ciales de explotación minera: por disolución, procesos Frasch y
de Lixiviación, explosivos nucleares; analiza los sistemas de -- -
transporte horizontal en las minas (acarreo con locomotoras, --
bandas, etc., y transporte hidráulico de sólidos por tuberías),
así como los sistemas de transporte vertical: malacates de tam-
bor y de fricción, cables y poleas, jaulas y "skips", cartuchos
y dispositivos de seguridad. También estudia los sistemas de - -
bombeo en las minas (presencia y control del agua subterránea,
selección de bombas), así como los sistemas de ventilación e -- -
iluminación: presencia de gases y polvos contaminantes, medi---
ción del caudal de aire, leyes y fórmulas de ventilación, rami--
ficación de corrientes de ventilación, abanicos, acondicionamien-
to del aire, alumbrado e iluminación. Finalmente, dicho curso -
aborda la planeación, el control y los estudios de viabilidad de -
un proyecto minero de inversión: ingenierías geológica, minera,
metalúrgica y económica, incluyendo estudios de viabilidad del -
proyecto y su programación por ruta crítica.

Estos modestos "Apuntes" tratan de abarcar lo básico o esencial de todos los temas señalados en los seis capítulos que se resumen en el párrafo anterior. Sin embargo, y debido a la frecuencia tanto de las innovaciones tecnológicas como de las modificaciones que se hacen a los planes y programas de estudio, se recomienda al "Comité de Carrera" respectivo que revise y actualice periódicamente estos "Apuntes" para evitar que los temas tratados se conviertan en obsoletos.

Ing. David Gómez Ruiz.

INDICE DE MATERIAS

	Pág.
PREFACIO	i
CAP. I.- METODOS ESPECIALES DE EXPLOTACION MINERA	1
1.1.- Introducción	1
1.2.- Proceso de Disolución	2
1.3.- Técnicas de Registro y Terminación de Pozos, y de Explotación de Sal por Disolución	2
1.4.- Explotación por Disolución de la Potasa	4
1.5.- Explotación por Disolución de la Halita	6
1.6.- Manejo de Salmueras de la Industria Petrolera	7
1.7.- Proceso Frasch para la Explotación del Azufre	7
1.8.- Creación de Cavernas Subterráneas por Disolu- ción para Almacenamiento de Fluidos a Presión	10
1.9.- Proceso de Lixiviación	11
1.10.- Gasificación Subterránea in Situ del Carbón	15
1.11.- Explotación Subterránea in Situ de "Oil Shales"	16
1.12.- Explosivos Nucleares y Sistemas Subterráneos -- de Explotación Minera: Hundimiento de Bloques, Lixiviación y "Retorting" in Situ	17
1.13.- Sistemas Subterráneos para el Manejo de Dese- chos Radiactivos	19
CAP. II.- SISTEMAS DE ACARREO EN LAS MINAS	21
11.1.- Introducción	21
11.2.- Evolución Histórica de los Métodos de Acarreo	22
11.3.- Procedimientos Rudimentarios de Acarreo	23
11.4.- Acarreo con Locomotoras	25
11.5.- Fórmula General del Acarreo con Locomotoras	27

11.6.-	Cálculo del Peso y del Caballaje de una Locomotora	30
11.7.-	Bandas Transportadoras	34
11.8.-	Funiculares o Teleféricos	35
11.9.-	Transporte Hidráulico de Sólidos por Tuberías	35
11.10.-	Equipos Mecánicos para Cargar Carros Mineros	36
11.11.-	Avionetas y Helicópteros	37
11.12.-	Vía para Mina	37
11.13.-	Diversos Tipos de Carros Mineros	42
11.14.-	Transporte de Gente y Materiales	44
CAP. III.-	SISTEMAS DE EXTRACCION EN LAS MINAS	46
111.1.-	Introducción	46
111.2.-	Angulo de Flotación o de Esviaje ("Fleet Angle")	48
111.3.-	Tambores para los Malacates y Polea de Cola	49
111.4.-	Malacates de Tambor	50
111.5.-	Malacates de Fricción (Sistema o Polea Koepe)	50
111.6.-	Cables para los Malacates (Redondos de Acero)	55
111.7.-	Jaulas, Skips, Cartuchos en los Tiros	57
111.8.-	Dispositivos Automáticos de Seguridad (Perros)	58
111.9.-	Selección y Cálculo de Malacates Eléctricos	58
	Problema o Proyecto	60
	1) Cálculo de las dimensiones del tiro y de la Tolva de carga; pesos jaula y skip	60
	2) Cálculo del diámetro del cable	62
	3) Cálculo diámetros poleas y tambores malacate	63
	4) Cálculo del malacate y de su motor respectivo	64
CAP. IV.-	SISTEMAS DE DRENAJE Y BOMBEO EN LAS MINAS	73

IV.1.-	Clasificación de las Aguas Subterráneas	73
IV.2.-	Nivel Freático o Hidrostático	73
IV.3.-	Geología Estructural y Geohidrología	74
IV.4.-	Métodos para Desaguar Minas	75
IV.5.-	Tipos de Bombas. Bombas de Embolo	78
IV.6.-	Bombas Centrífugas	79
IV.7.-	Tipos y Usos de las Bombas Centrífugas	80
IV.8.-	Fórmulas para el Cálculo de Bombas	82
IV.9.-	Estimación del Gasto de Agua	85
IV.10.-	Ocurrencia del Agua en las Minas Subterráneas	86
IV.11.-	Cuidados Especiales para el Control del Agua	86

CAP. V.-	SISTEMAS DE VENTILACION E ILUMINACION EN LAS - -	
	MINAS	88
V.1.-	Significado e Importancia de la Ventilación	88
V.2.-	Naturaleza de la Atmósfera de una Mina	88
V.3.-	Gases y Polvos en las Minas	89
V.4.-	Objetivos de la Ventilación	95
V.5.-	Presión de Ventilación	95
V.6.-	Diferentes Tipos de Ventilación en las Minas	96
V.7.-	Control de las Corrientes de Ventilación	98
V.8.-	Movimiento y Cantidad Requerida de Aire	99
V.9.-	Mediciones del Caudal de Aire en las Minas	100
V.10.-	Leyes y Fórmulas Sobre Ventilación	102
V.11.-	Atkinson, Kilocusec y otras Fórmulas	106
V.12.-	Abanicos o Ventiladores Mecánicos	107
V.13.-	Acondicionamiento del Aire en las Minas	112
V.14.-	Ramificación de las Corrientes de Ventilación y Ejemplos Numéricos	112
	Procedimiento General para Calcular la Presión - Total de Ventilación Requerida por una Mina	121
V.15.-	Silicosis	126
V.16.-	Alumbrado e Iluminación en las Minas	129

CAP. VI.- PLANEACION, CONTROL Y ESTUDIOS DE VIABILIDAD DE- PROYECTOS MINEROS	133
VI.1.- Introducción	133
VI.2.- Estudio de Viabilidad	133
VI.3.- Ingeniería del Proyecto y su Presupuesto	135
VI.4.- Programación con Ruta Crítica y PERT	136
VI.5.- Ingeniería Geológica	136
VI.6.- Ingeniería Minera	138
VI.7.- Ingeniería Metalúrgica	138
VI.8.- Ingeniería Económica	139

BIBLIOGRAFIA	141
-------------------------------	------------

CAPITULO I.

METODOS ESPECIALES DE EXPLOTACION MINERA

(Sistemas Especiales para la Extracción Subterránea de Metales y Minerales).

1.1.- Introducción.

Las técnicas mineras por disolución permiten la extracción de menas solubles, como sal común y potasa, de horizontes salinos no explotables por los métodos convencionales de explotación de minas.

El proceso de disolución implica lo siguiente: cuelle de pozos de acceso al depósito, suministro adecuado de agua, y desarrollo o creación de una cavidad subterránea o caverna. Es decir, la explotación minera subterránea por disolución depende de los tres factores siguientes: - - - (1) existencia de una capa (formación) de sal común o de potasa, (2) existencia de pozos de acceso (entrada de agua fresca y salida de la salmuera), y (3) control del proceso de disolución para poder delinear el crecimiento de cavidades (cavernas) subterráneas cilíndricas.

Los cloruros de sodio y de potasio (halitas) son los minerales comúnmente explotados por disolución de "evaporitas" (rocas que resultan de la evaporación del agua del mar o de los lagos salados) cuyos mantos salinos varían desde 30 hasta 500 pies de potencia. Dichos cloruros de sodio y potasio también se pueden extraer por disolución de los domos salinos. La explotación por disolución ha profundizado hasta 10,000 pies. Para la obtención del producto final, la salmuera se somete a recristalización, o a crystalización fraccionada.

El almacenamiento subterráneo de petróleo y gas (fluidos a presión) es un problema de actualidad, y las cavidades formadas en mantos salinos ofrecen excelentes facilidades para dicho almacenaje. La formación controlada de estas cavidades bien configuradas ha sido posible debido a lo siguiente: (1) mejor comprensión del proceso de disolución, (2) amplia experiencia obtenida durante los últimos 40 años. (3) mejor tecnología para perforación y terminación de pozos, (4) levantamiento topográfico -- de dichas cavidades, (5) eficiente operación de sistemas subterráneos de almacenaje, y (6) proceso continuo de investigación, que mejorará las técnicas mineras por disolución, en un futuro cercano.

1.2.- Proceso de Disolución.

La velocidad de inyección de agua fresca a través de un - barreno y dentro de una formación salina, determina la velocidad a la cual la sal es disuelta, así como la forma - y dimensiones de la cavidad que se va creando por la disolución de la sal.

El agua en contacto con la sal la disuelve, lo que incrementa la densidad del agua y la hace descender, en forma análoga a la transmisión del calor por convección. Véanse las figuras de la 21-3 a la 21-12, Sección 21, Vol.2, Cummins and Given: mecanismo y análisis matemático (ecuaciones) del proceso de disolución.

1.3.- Técnicas de Registro y Terminación de Pozos, y de Explotación de Sal por Disolución.

El término "Sal" se aplica a cualquier formación soluble de "evaporitas": depósitos de cloruro de sodio o potasio, o de trona (carbonato de sodio hidratado y muy soluble en el agua: Chile). Cada depósito y pozo de sal presentan problemas peculiares que sólo pueden ser resueltos por expertos en la materia.

La técnica de registro de pozos ("Wireline-Logging") se usa para determinar, "in-Situ", las propiedades de las -- formaciones geológicas atravesadas por los barrenos, mediante instrumentación y cables eléctricos introducidos -- en dichos barrenos (véase fig. 21-17, Cummins & Given).. -- Estos registros permiten determinar lo siguiente:

- Litología de las formaciones atravesadas por los barrenos.
- Espesores de las formaciones salinas.
- Materiales insolubles inter-estratificados entre los solubles.
- Composición Química de las sales solubles.
- Espesores y composiciones de los mantos depositados arriba y abajo de la formación salina.

Los servicios para los pozos, después de su colado y registro, incluyen: ademe, cementación y post-cementación.

El "fracturamiento hidráulico" es el procedimiento más rápido y barato para desarrollar permeabilidad, mediante la creación de fracturas de tensión ("open cracks") en las rocas; en consecuencia, también es el método más barato para explotar por disolución mantos salinos a través

de pozos múltiples. Véase la fig. 21-25, Vol. 2, Cummins & Given, Sección 21: El proceso se inicia con el cuele de un barreno que se llena con un líquido que se presuriza, mediante bombas, hasta que se desarrollan esfuerzos suficientes para el fracturamiento por tensión de las rocas circundantes, creándose canales por donde circulan solventes y soluciones a través de la formación salina.

1.4.- Explotación por Disolución de la Potasa. (Sales solubles de potasio: cloruros, sulfatos, etc.).

Por muchos años y en muchos países, la potasa (óxido de potasio, K_2O equivalente) ha sido minada por disolución; actualmente, destacan los depósitos de Saskatchewan, Canadá (Kalium Chemicals Ltd, 1964), depósitos que ofrecen las mejores condiciones para la extracción por disolución de la potasa.

En Alemania, la industria de la potasa tiene un largo -- historial, no obstante que lo plegado de las formaciones de potasa ha impedido el pleno desarrollo de las técnicas por disolución.

La explotación por disolución de un depósito de potasa -- persigue la extracción del ClK ; para lo cual, se disuelve el cloruro de potasio (disolución selectiva) y se deja el $Cl Na$; o bien, se disuelven ambos. Este último mé todo de disolución total (contra disolución selectiva) -- es el preferido y el más práctico. La solución satura--

da extraída se cristaliza para recuperar los cloruros de sodio y de potasio.

Una cavidad con un solo pozo tiene poca capacidad de producción de salmuera. Resultan más convenientes las operaciones de dos o más pozos que las de uno solo; o sea, cuando el agua fresca se inyecta por un pozo, y la salmuera se extrae por otro. En Saskatchewan, la potasa se recupera por cristalización fraccionada: el cloruro de sodio se precipita en evaporadores, y el cloruro de potasio se obtiene en cristalizadores al vacío. Existe un tubo interior que llega hasta el piso de la potasa; otro exterior cuyo extremo inferior se coloca entre el piso y el techo del manto de potasa; el espacio anular entre las tuberías interior y exterior se usa para inyectar agua fresca.

El área expuesta a la acción del solvente es proporcional al espesor del manto y al diámetro de la cavidad. Durante el inicio de una cavidad, que puede durar varios meses, ésta tiene poca capacidad para generar salmuera. Conforme esta cavidad se amplía, su capacidad aumenta -- hasta convertirse en un pozo productor de salmuera. Una cavidad cilíndrica alcanza su fase productiva cuando su diámetro llega a 50 pies, diámetro que puede ampliarse -- hasta 300 pies en cavidades operadas por un solo pozo -- (potasa); y para pozos dobles, las dimensiones serán parecidas. Estas cavidades se espacian dejando pilares entre ellas para sostener los estratos superpuestos a la potasa; por cuyo motivo, se extrae un 40% del mineral comercial. Véanse págs. 21-38 a 21-48 del Cummins & Given, Vol. 2, Sección 21. Los costos de producción de una ton.

de potasa refinada varían desde \$20.00 hasta \$35.00 dlrs. Mon. Amer. (explotación minera, refinación, administración y ventas).

Al abandonar una cavidad, deberá cementarse la boca del pozo para conservar la presión hidrostática de la salmuera dentro de la cavidad, presión que evitará el hundimiento del techo y, posteriormente, el hundimiento de la superficie del terreno.

1.5.- Explotación de la Halita por Disolución y a través de Pozos o Barrenos.

"Rock Salt" o Sal Común es el cloruro de sodio (Cl Na).- Esta sal común se extrae por disolución de depósitos sedimentarios: evaporitas o domos salinos. Capas delgadas, plegadas y falladas de halita son difíciles y costosas de minar.

Esta explotación consiste en lo siguiente: (1) inyección del solvente (agua) dentro de la formación salina, y (2) extracción de salmuera a través de una tubería, o del anillo formado entre dos tuberías concéntricas. La inyección del solvente dentro de la cavidad se hará a una presión suficiente para poder elevar hasta la superficie la salmuera resultante. Las bombas se instalan en la superficie, o dentro del mismo barreno (bombas de pozo profundo).

Véanse págs. 21-54 y 21-55 del Cummins and Given, Vol.2, Sección 21: "Localización y Construcción de un Campo para la Explotación de Salmueras".

1.6.- Manejo de Salmueras.

Durante muchos años, la industria petrolera ha manejado las salmueras como subproductos de la explotación del petróleo. Estas salmueras, en un principio, se arrojaban a ríos y lagos, o bien, se bombeaban dentro de acuíferos cercanos a la superficie; actualmente, la mayoría de las salmueras obtenidas se inyectan dentro de acuíferos salinos bien definidos, o dentro de la misma formación petrolífera para la conservación de la presión. Véanse págs. 21-56 a 21-60 del Cummins & Given, Vol. 2, Sección 21.

1.7.- Sistema o Proceso Frasch para la Explotación del Azufre.

Depósitos subterráneos de azufre elemental existen en las calizas, anhidrita y yeso del "caprock" (encape) de los domos salinos de Texas, Louisiana y del Istmo de Tehuantepec. Estos domos son intrusiones que parten de un manto de sal y se acercan a la superficie del terreno: véanse figs. 21-46, 21-47 y 21-48 del Cummins & Given, Vol. 2. En México, se han explotado por azufre cinco domos salinos; en E.U.A., 27 domos.

"Herman Frasch" usó las tres propiedades siguientes del azufre para poder desarrollar su proceso: (1) su bajo punto de fusión (113°C), (2) su calidad de insoluble en e inmiscible con el agua, (3) su bajo peso específico (1.8). Este proceso Frasch consiste en calentar agua a 300 ó 350°F , y bombearla dentro del depósito a través de tubos concéntricos. El calor del agua funde al azufre que se

acumula en el fondo del pozo, desde el cual es bombeado ("air-lifted") hasta la superficie. Véase la fig. 21-48 del Cummins & Given, Vol. 2, Sección 21.

Para la aplicación práctica del "Proceso Frasch" se requieren tres recursos básicos: (1) un depósito importante de azufre; (2) suministro abundante de agua, y (3) suministro adecuado de combustible barato.

Por ejemplo, un depósito viable de azufre (domo salino) debería contener como mínimo unos 5 millones de toneladas de azufre, una ley media de más de 20% de S, un espesor mínimo de 50 pies, una profundidad entre 200' y 2,500', una porosidad uniforme entre 10% y 15%; además, deberá estar recubierto por una capa impermeable (caprock) de suficiente espesor que evite la disipación del calor.

Las reservas se determinan mediante barrenación y muestreo de las rocas del domo salino. Los barrenos de exploración se espacian unos 1,000 pies, y dichas reservas se calculan en toneladas largas de azufre por acre - - - (Un acre = $43,560 \text{ pies}^2 = 4,047 \text{ m}^2$; y una tonelada larga = 2,240 lb.). Se recupera un 75% del azufre contenido. En general, los domos salinos con menos de 3 millones de ton de azufre se consideran como marginales. Es necesario que el depósito sea razonablemente poroso y permeable para que el agua caliente inyectada pueda penetrar a través de toda la formación de azufre.

El método Frasch requiere desde 800 hasta 15,000 galones de agua por tonelada minada de azufre. Las minas actualmente en operación consumen desde uno hasta 12 millones

de galones por día de agua procedente de ríos, lagos, pozos, canales, o del mar. Por consiguiente, hay que asegurar amplio suministro de agua de buena calidad. Esta agua generalmente requiere tratamiento químico previo para evitar la corrosión.

La eficiencia térmica del proceso Frasch es muy baja: de 0.50% a 5.0%; por cuyo motivo, hay que escoger un combustible barato. Por fortuna, en las cercanías de estas minas (domos) existen grandes cantidades de gas natural. Una mina Frasch que use 5 millones de galones de agua -- por día, requerirá unos 12 millones de pies cúbicos de gas por día.

Asegurados los tres recursos anteriores (depósito de azufre, suministro de agua y de combustible), se procede al diseño y construcción de todas las facilidades restantes requeridas: bombas y tuberías, y depósitos, para agua; -- planta de fuerza para calentar y tratar el agua, comprimir el aire, y generar vapor y electricidad; tuberías -- concéntricas para el transporte de agua, aire comprimido y azufre; sistemas de control de la producción de los pozos; almacenamiento y facilidades de cargado y de transporte para el azufre sólido o líquido, etc. Al final, los pozos productivos se espacian entre sí unos -- 150 pies.

La técnica minera inventada por Herman Frasch es simple y ha cambiado poco; sin embargo, cada mina de azufre -- Frasch tiene sus problemas peculiares: alto costo de los pozos, leyes bajas, suministro inadecuado de agua, fletes altos, climas muy severos, etc. Sin embargo, el proceso

Frasch tiene más de arte adquirido a través de largos -- años de experiencia, que de ciencia. La fig. 21-48 del Cummins & Given, Vol. 2, muestra el proceso probable -- de desarrollo de un pozo productor de azufre Frasch. -- Estúdiense las páginas 21-65 a 21-67 del Cummins & Given, Vol. 2, Sección 21.

1.8.- Creación de Cavernas Subterráneas por Disolución para -- el Almacenamiento de Fluidos a Presión.

Líquidos y gases a presión suelen almacenarse en contenedores a alta presión que resultan muy caros y poco -- prácticos cuando se trata de almacenar grandes volúmenes, por su consumo cíclico. Por otra parte, en ciertas regiones con yacimientos subterráneos de sales solubles, -- las cámaras o cavernas por disolución que quedan vacías después de la extracción de la salmuera, pueden ser usadas para almacenar grandes volúmenes de fluidos a presión (petróleo y gas). Ciertos productos, por la contaminación que pueden sufrir, no deben almacenarse en cámaras o cavernas por disolución.

Para cualquier sistema subterráneo de almacenamiento en -- cámaras por disolución, deberá considerarse lo siguiente: (1) manera de inyectar el fluido por almacenar dentro de la cámara respectiva; (2) manejo de la salmuera desplazada de dicha cámara; (3) manera de extraer el fluido almacenado de su cámara de almacenamiento. Estos sistemas subterráneos de almacenaje resultan simples y baratos, pero se recomienda consultar con especialistas en la planeación, desarrollo y operación de estos sistemas cada día --

más usados para almacenar petróleo, gas natural, etc. - Estúdiense páginas 21-67 a 21-70 del Cummins & Given, -- Vol. 2, Sección 21.

Existen dos técnicas para almacenar fluidos en cavidades por disolución. En la primera, los fluidos no se almacenan sino hasta después que toda la salmuera ha sido removida de la cámara por disolución. Los gases se inyectan con compresor y se extraen por expansión. Un sistema más común de almacenaje es el método "liquid full": - los gases se inyectan, la salmuera se desaloja a través de tuberías, y los gases almacenados se recuperan por -- desplazamiento con salmueras, o mediante inyección de -- agua fresca.

1.9.- Lixiviación.

Es un proceso hidrometalúrgico para la recuperación de valores de los minerales con metales aprovechables, que se aplica en los casos siguientes: (1) terreros de las - minas, (2) rebajes de las minas antiguas, (3) zonas mine - ras hundidas, (4) minas a tajo abierto y abandonadas, y - (5) criaderos minerales de baja ley. Es decir, este pro - ceso de lixiviación se aplica a minerales cuya baja ley no permitiría cubrir los costos minero-metalúrgicos, si se aplicasen los métodos convencionales de explotación - minera, de concentración y de fundición.

El proceso de lixiviación se usa para extraer los meta-- les de los minerales, y ofrece las cinco variantes que se describen a continuación:

(1) terreros de las minas, (2) montones previamente preparados, (3) tanques de tratamiento, (4) criaderos minerales in situ, y (5) lixiviación químico-nuclear in situ.

1.9.1.- Lixiviación de Terreros de las Minas (Mine Dumps Leaching).- Las empresas mineras que explotan cobre usan la lixiviación para recuperar bajas leyes de cobre contenido en el tepetate removido del encape, acarreado por camiones y depositado en montones con ángulos de reposo de unos 37°. La tecnología actual para la construcción de estos terreros en las minas se resume a continuación: (1) se remueve toda la vegetación de la base del terrero; (2) se compacta e impermeabiliza el piso, así como una capa de arcilla de 2 pies como mínimo de espesor que se le superpone; (3) se quitan los finos formados por la acción trituradora de las ruedas de los camiones, del material vaciado en el terrero (primeros 2 pies), y se rompen (ripping the dump surface) sus primeros 8-10 pies de espesor para permitir la oxidación natural de los sulfuros; (4) se humedece el terrero con soluciones lixiviantes ácidas (pH entre 1.5 y 2.0) para iniciar el proceso de oxidación de los sulfuros con el oxígeno de la atmósfera; y (5) se construyen y lixivian en forma sucesiva terreros de 50 pies de altura o espesor.

-Descripción de Operaciones.- El oxígeno atmosférico produce la oxidación de los sulfuros; esta oxidación incrementa la temperatura, produce cambios de volumen, y provoca la rápida trituración química (decrepitación) de la roca con sulfuros, exponiendo nuevas superficies

minerales a la lixiviación. Posteriormente, las soluciones lixiviantes se distribuyen dentro del terreno de diversas maneras y mediante el uso de regaderas (5 sprays), estanques, barrenos de inyección cada 25 - pies, zanjas o canales, o redes de tuberías de plástico, procurando el más íntimo contacto de dichas soluciones con todas las partes del terreno. Las soluciones ricas ("pregnant liquors") se recuperan, y el cobre se precipita mediante chatarra de hierro.

1.9.2.- Lixiviación de Montones Preparados (Heap Leaching).-

Aplicable a minerales con leyes muy bajas, o a minerales complejos cuyas recuperaciones serían muy bajas -- por procesos metalúrgicos convencionales. Un sitio -- ideal para este tipo de lixiviación sería un cañón, barranco u hondonada del terreno para que el montón de mineral quedase confinado; previamente se removería la vegetación y se compactaría e impermeabilizaría el piso, etc. Este método se usa para lixiviar minerales de uranio de baja ley (0.05 a 0.10% de uranio), así -- como de baja ley de cobre. En este último caso, las -- soluciones efluentes pueden contener 3 gr de cobre por litro.

1.9.3.- Lixiviación en Tanques de Tratamiento (Vat Leaching).-

Aplicable a minerales complejos de cobre de alta ley -- (sulfuros y óxidos). Se pueden usar tanques de 68 -- pies de ancho x 175 pies de largo x 18' 5 de altura. -- Las soluciones lixiviantes se calientan a 53°C. y se hacen circular en contra-corriente dentro del tanque -- de tratamiento. El cobre se recupera de la solución -- enriquecida por electrólisis; y los sulfuros de cobre, por flotación de las colas de dicho tanque (vat-lea-- ching).

1.9.4.- Lixiviación de Criaderos Minerales in Situ.- Aplicable a óxidos y sulfuros de cobre, de uranio y de otros metales, en forma similar a las operaciones descritas -- para terreros mina y montones preparados (dump and -- heap leaching). Las soluciones de lixiviación se ponen en contacto con los minerales mediante percolación descendente. Los líquidos enriquecidos se bombean a plantas de recuperación por precipitación. En la naturaleza existen bacterias (tíobacilos) que oxidan los sulfuros de cobre y de hierro. En los E.U.A., el costo de producción por lixiviación de una libra de cobre varía de £ 25 a £ 41 de dólar, Mon.Amer. Véase el cuadro siguiente:

	<u>Centavos de Dólar,</u>	
	<u>Mon.Amer., por Libra de Cobre.</u>	
	<u>Costo Mínimo</u>	<u>Costo Máximo</u>
Explotación minera	£ 5.9	£ 12.9
Acido sulfúrico	4.5	16.0
Chatarra de hierro para cementación	3.8	3.8
Mano de obra, energía, - agua y materiales	1.3	1.3
Fletes y cargos por fundición	7.0	7.0
T o t a l e s : . .	£ 22.5	£ 41.0
	====	====

1.9.5.- Lixiviación Químico-Nuclear in Situ.- Una explosión -- nuclear subterránea fragmentaría el mineral de una chi menea, y el mineral quebrado se sometería después a -- procesos de oxidación y de lixiviación. Es decir, con

sideraciones teóricas y experimentos de laboratorio -- hacen pensar en que la combinación de una detonación nuclear, dentro de una masa mineralizada, con procesos posteriores de oxidación y de lixiviación, haría surgir un nuevo método de explotación minera que se denominaría: "Lixiviación Químico-Nuclear in Situ" de un criadero mineral.

Ciertos micro-organismos intervienen en la lixiviación de los metales: algunos bacilos aceleran el proceso de oxidación, y también convierten en solubles en agua a sulfuros metálicos insolubles. Estos bacilos operan muy bien en soluciones con pH menores de 3.5, a temperaturas inferiores a 35°C, y con más de 9% de oxígeno. Estúdiense págs. 21-76 a 21-78 del Cummins & Given, -- Vol. 2, Sección 21.

1.10.- Gasificación Subterránea in Situ del Carbón. - Esta --- idea nació en 1868. Consiste en extraer la energía -- térmica del C de un yacimiento en forma de gases sintéticos, mediante la combustión parcial o completa del carbón con aire, oxígeno, vapor, o con sus mezclas. - Gases combustibles han sido producidos gasificando la antracita, el carbón bituminoso y el lignito mediante un soplo de aire, o de la mezcla oxígeno y vapor. - - Existen campos de experimentación y laboratorios de -- investigación en los E.U.A., Rusia, Inglaterra, Bélgica, Italia, Francia, Polonia, Checoslovaquia y Japón; sin embargo, las técnicas de la gasificación subterránea in situ del carbón no han sido aún desarrolladas - totalmente. Actualmente. (agosto/1984), sólo Rusia --

tiene una operación comercial de gasificación del carbón in situ; pero es necesario hacer pruebas en mantos profundos de carbón para confirmar los resultados obtenidos en las numerosas pruebas hechas a escasas profundidades (menores de 300 m). Estúdiense páginas 21.79 a 21.88 del Vol. 2, Sección 21, Cummins & Given.

1.11.- Explotación Subterránea in Situ de Lutitas Aceitíferas

(Oil Shale).- La "Oil Shale" es una roca caliza-arcillosa (marga) de grano muy fino, que contiene una sustancia orgánica sólida denominada "kerogen". Esta sustancia calentada entre 600° y 900°F, se descompone en petróleo y gas, y deja un residuo carbonáceo sobre la lutita restante. Este proceso de pirólisis ("cracking" o descomposición) del "kerogen" se denomina en inglés "retorting": extracción a través de barrenos, de combustibles líquidos y gaseosos, mediante la pirólisis in situ de un yacimiento de lutitas petrolíferas. El desarrollo y aplicación de esta nueva técnica subterránea, eliminaría costosas operaciones mineras subterráneas, acarreo de materiales, así como el manejo de los desechos de lutitas; lo cual haría posible el aprovechamiento económico de depósitos de baja ley de "Oil-Shale".

La explotación in situ de la "oil shale" se ha investigado en Suecia, Alemania, Estonia y E.U.A. desde los años cuarentas, pero su industrialización sólo se ha comenzado a lograr en Suecia. Sin embargo, aún no se alcanza el conocimiento completo del proceso de explotación in situ de estas lutitas, ni de su viabilidad -

o factibilidad económica. Estúdiense páginas 21-91 a 21-96, Sección 21, Vol. 2, del Cummins & Given.

1.12.- Explosivos Nucleares y Sistemas Subterráneos de Explotación Minera: "Block-Caving", Lixiviación In Situ, "Retorting in Situ".

Las explosiones nucleares, que liberan mucha más energía que las detonaciones de explosivos químicos, son producidas por reacciones de fisión o de fusión.

En la fisión nuclear, un neutrón libre penetra dentro -- del núcleo de un átomo fisionable y lo fragmenta, des -- prendiéndose enormes cantidades de energía: la fisión nuclear completa de una libra de uranio produce la misma energía que la detonación de 9,000 toneladas de TNT (Tri nitrotolueno).

En la fusión nuclear, un par de núcleos ligeros se unen (funden) para formar un solo núcleo de un átomo más pesado; por ejemplo, dos núcleos de "deuterium" (hidrógeno pesado) se pueden unir para formar el núcleo de un elemento más pesado (Helio). Esta reacción, correspondiente a una sola libra de "deuterium", teóricamente desprendería energía equivalente a la detonación de 26,000 toneladas de TNT (Trinitrotolueno).

Un "kilotón" de energía nuclear explosiva se define como el desprendimiento súbito de 10^{12} calorías de energía (4×10^9 Btu), equivalente a la energía liberada por la detonación de 1,000 toneladas de TNT. Por este moti-

vo, un explosivo termo-nuclear resulta más barato por -- tonelada quebrada que los explosivos convencionales.

La formación de una "chimenea de fragmentación" (Rubble Chimney) mediante una explosión nuclear, es la idea bá-- sica para la explotación minera subterránea. Estas chi-- meneas han sido producidas tanto por explosivos de fi-- sión como de fusión (fig. 21-64, Cummins & Given). Es-- tos explosivos nucleares se recomiendan para depósitos - masivos de minerales que requieran voladuras a gran es-- cala.

El uso de explosivos nucleares puede ser factible en --- tres diferentes métodos de explotación minera subterrá-- nea: "Block Caving", "Lixiviación in Situ", y "Retorting - in Situ". Los explosivos nucleares producen cavidades - aproximadamente esféricas.

-El Hundimiento de Bloques ("Block-Caving").- Consiste en la extracción del mineral de una "chimenea de frag-- mentación" producida por explosivos nucleares. Para -- que resulte factible su aplicación, se requiere que el mineral pueda ser extraído de dicha chimenea a bajo cos-- to . Este método podría aplicarse a la explotación mi-- nera de la "oil Shale". Estúdiense página 21-101, Vol. 2, Sección 21, Cummins & Given.

-La Lixiviación in Situ permite operaciones mineras a -- gran escala en criaderos minerales profundos y de baja ley, sin perturbar la topografía superficial y sin pro-- ducir contaminación. Estúdiense páginas 21-99 a 21-102 Vol.2, Sección 21, Cummins & Given.

- "Retorting in Situ" para la explotación de "oil-shale": consistiría en la creación de chimeneas de fragmentación con explosivos nucleares, chimeneas que se usarían como "retortas" para que el petróleo se desprendiese -- de la combustión in situ de las lutitas, petróleo que se recuperaría a través de barrenos dados en la base de dicha chimenea (Véase fig. 21-71, pág. 21-104, Cummins & Given). Falta por averiguar la bondad económica de este método de explotación minera in situ de las lutitas petrolíferas.

- Los problemas de seguridad asociados con el uso pacífico de los explosivos nucleares han sido ampliamente estudiados por la "Atomic Energy Commission" (A.E.C.) de los E.U.A., y por sus contratistas, quienes han llegado a la conclusión de que no ofrecerían peligros insuperables aquellos proyectos mineros subterráneos que usasen explosivos nucleares. Estúdiense páginas 21-103 a - - 21-106, Vol. 2, Sección 21, Cummins & Given.

- En relación con peligros por la contaminación radiactiva, daños sísmicos (movimientos superficiales, y subterráneos, estúdiense las páginas 21-103 a 21-106, Sección 21, Vol. 2, Cummins & Given).

1.13.- Sistemas Subterráneos para el Manejo de Desechos Radiactivos (Manejo Subterráneo de Desechos Radiactivos).

Son los desechos del proceso de fisión que resultan de las reacciones químicas de los combustibles usados en los grandes reactores nucleares generadores de electricidad:-

estos desechos se caracterizan por tener las propiedades siguientes: (1) alto poder térmico y radiaciones ionizantes muy penetrantes, lo que requiere tanto la remoción del calor como la protección mediante gruesos pilares -- (barreras), y durante cientos de años; (2) poseen pequeñas cantidades de radionúcleos de muy larga vida, que deben aislarse durante miles de años de todo contacto con seres vivientes; (3) existen muy pocos procesos viables -- económicamente para el tratamiento, la neutralización, o la reducción de la peligrosidad de estos desechos radiactivos de las plantas de reactores nucleares para la generación de electricidad.

Evidentemente, para que se pueda generalizar el uso mundial de la energía nuclear, será necesario resolver en primer término, y en forma permanente, los problemas señalados en el párrafo anterior. La A.E.C., de los EUA., ("USAEC=United States Atomic Energy Commission") ha patrocinado la investigación y el desarrollo de varios métodos para el tratamiento y manejo seguro de los desechos radiactivos. Hasta la fecha (1985), el procedimiento más prometedor consiste en la solidificación de dichos desechos radiactivos, y en su posterior colocación o almacenamiento en profundos mantos salinos subterráneos. Estúdiense páginas 21-106 a 21-112, Vol. 2, Sección 21, SME-Mining Engineering Handbook de Cummins & Given, Edición 1973. Véase la Bibliografía sobre "Specialized Underground Extraction Systems", en las páginas -- 21-112 a 21-118, Vol.2, Cummins & Given.

Bibliografía del Capítulo I

SME-Mining Engineering Handbook, Vol. 2, Section 21, -- Cummins and Given, 1973 Edition, AIME, New York.

SISTEMAS DE ACARREO O TRANSPORTE HORIZONTAL EN LAS MINAS

11.1.- Introducción.

El sistema de acarreo en una mina incluye el transporte horizontal de gente y materiales, de mineral y pepetate, tanto en el interior como en el exterior de la mina.

En una mina de carbón, generalmente existe un solo nivel de acarreo con pocos equipos pesados (locomotoras y carros mineros), pero muy económicos y eficientes. En cambio, en una mina metálica chica o mediana existen varios niveles de acarreo con muchas locomotoras y carros ligeros e ineficientes. Así mismo, en una mina metálica grande, el acarreo generalmente se concentra en un solo nivel.

Debido al ahorro en mano de obra, pocos equipos grandes y pesados (locomotoras y carros mineros) resultan más eficientes y económicos que muchos equipos pequeños y ligeros que requieren abundante mano de obra.

Para hacer el análisis económico de un sistema de acarreo en una mina, deberán determinarse y estudiarse con cienzudamente los dos factores siguientes:

- (1) Inversión Inicial.
- (2) Costos de operación y mantenimiento de los diversos procedimientos y equipos de acarreo aplicables (varias alternativas).

Con fundamento en los dos factores anteriores, deberá escogerse el método y los equipos de acarreo que arrojen el costo más bajo por tonelada acarreada durante la vida de la mina: "principio de la minimización del costo por tonelada acarreada".

11.2.- Evolución Histórica de los Métodos de Acarreo.

La lista siguiente muestra la evolución de los procedimientos de acarreo usados en las minas:

- 1.- Uso de canastas, sacos o costales ("Packing").
- 2.- Uso de trineos o tinas de madera en las minas de carbón.
- 3.- Traspaleo o uso de palas ("Mucking").
- 4.- Uso de carretillas ("wheelbarrows") llenadas a pala.

Los cuatro métodos anteriores son procedimientos primitivos o rudimentarios de acarreo que sólo se recomiendan para tonelajes muy pequeños y distancias muy cortas. Sin embargo, la introducción del carro minero de ruedas sobre vía revolucionó los sistemas de acarreo en el interior de las minas, según se ilustra en la lista siguiente:

- 5.- Uso de carros con ruedas sobre vía:
 - a) Empujados a mano ("hand-tramming").
 - b) Tirados por bestias: ponies, caballos y mulas.
 - c) Tirados por locomotoras eléctricas de trolley: en 1882 se introdujeron en Sajonia; en 1887, en las minas de carbón de Pensilvania, E.U.A.

d) Tirados por locomotoras de baterías: aparecieron en 1899 en las minas de carbón de Virginia, E.U.A.

e) Tirados por locomotoras de aire comprimido.

f) Tirados por locomotoras de gasolina o diesel.

- 6.- Uso de escrepas.
- 7.- Uso de bandas transportadoras.
- 8.- Uso de canastillas aéreas: funiculares o teleféricos.
- 9.- Transporte de sólidos por tuberías.
- 10.- Acarreo con camiones en rampas.

11.3.- Descripción de Algunos Procedimientos Rudimentarios de -- Acarreo.

11.3.1.- Acarreo primitivo con canastas, sacos o costales.- -
Costales o canastas que contenían de 50 a 150 libras -
de mineral, se cargaban sobre las cabezas, hombros o -
espaldas de los mineros; cuyo rendimiento promedio era
de una ton-km por hombre turno de ocho horas.

11.3.2.- Traspaleo.- Se usan palas con mangos o cabos en forma
de "D", con peso muerto de 2.5 kg, y cuya capacidad --
es de unos 10 kg por palada. Un hombre-turno rinde --
20 ton a 5 m de distancia, y 30 ton a 3 m, si se usan
tarimas o planchas de acero que faciliten el traspaleo;
es decir, se traspalean de 2 a 4 ton/hora.

11.3.3.- Carretillas.- Se usan para distancias mayores de 5 m,
pero menores de 50 m, en minas pequeñas. Una carreti-

lla tiene 50 cm de altura, 3 pies cúbicos de capacidad (85 litros: 250 a 300 lb), y su velocidad media de acarreo es de 50 m/minuto.

- 11.3.4.- Carritos empujados a mano sobre vía.- Se usan en minas muy pequeñas y para distancias mayores de 50 m y menores de 300 m. Los carritos empujados por 1 ó 2 hombres, ruedan sobre rieles de 16 a 18 lb/yd, vía de 18 a 24 pulgadas de calibre, y a una velocidad de 40 a 45 m/minuto. Su rendimiento varía de 10 a 15 ton-km por hombre turno.
- 11.3.5.- Acarreo con bestias.- Las locomotoras ya eliminaron -- a ponies, caballos y mulas, que se usaron para distancias de acarreo de 100 a 500 m, con un rendimiento de 25 a 300 ton-km por turno, según el número de carros mineros y de bestias que formasen el convoy.
- 11.3.6.- Acarreo con escrepas.- Fueron inventadas en la región ferrífera del Lago Superior. Las escrepas se recomiendan para distancias mayores de 7 m y menores de 50 m; su rendimiento varía de 50 a 300 ton por hombre turno a distancias de 10 m. Las escrepas sirven para reza--gar, acarrear, llenar carros y chorreadores, así como para extender tepetate en los rebajes de corte y relleno.

Se han diseñado numerosos tipos de escrepas accionadas por winches de aire comprimido o eléctricos de doble tambor, con cables de acero de 3/8 a 3/4 de pulgada de diámetro y que pasan a través de poleas estratégicamente instaladas. Estúdiense páginas 198 a 202 del libro "Elements of Mining" de Lewis and Clark.

11.4.- Acarreo con Locomotora.

A continuación se describirán diversos tipos de locomotora.

- 11.4.1.- Locomotoras de vapor.- Se usaron primero en las minas de carbón; después en las minas a cielo abierto. Su principal ventaja era que contaban con su fuente de energía propia; y su principal desventaja, que su eficiencia térmica era muy baja (8 a 12%). Estas locomotoras ya fueron desplazadas por las eléctricas -- y por los camiones de gran capacidad.
- 11.4.2.- Locomotoras de combustión interna.- Las de gasolina no deben usarse en el interior de las minas, sólo bajo condiciones muy buenas de ventilación. Las locomotoras diesel cada día se usan más en el interior de las minas porque sus gases de escape carecen de C O - (monóxido de carbono) y no provocan el incendio del metano de las minas de carbón.
- 11.4.3.- Locomotoras de aire comprimido.- Han sido muy poco -- usadas en el interior de las minas metálicas y de -- carbón. Sus principales ventajas son: no requieren -- alambre de trolley, no provocan incendios, no descargan gases nocivos contaminantes. Sus principales des -- ventajas son: fuertes costos del compresor de alta -- presión (1,000 psi), de las tuberías conductoras extra fuertes y de las estaciones de cargado de aire compri -- mado. Además, las demoras para cargar, la nublazón -- que producen de la atmósfera de la mina, y el jaloneo del motor durante el arranque fueron otros tantos -- motivos para que no se extendiera su uso.

- 11.4.4.- Locomotoras eléctricas de trolley.- Necesitan corriente directa de 250 voltios y alambre de trolley; sobre este último desliza una polea de cobre montada en el extremo de una garrocha. Se fabrican desde 3 hasta 50 toneladas cortas (s.t.) de peso; las chicas, usadas en los cañones auxiliares de las minas pesan 3, 4, 6, 8 y 10 ton, y sus velocidades medias son de 6 millas/hora (10 km/hr.); las grandes, usadas en los cañones generales de acarreo, pesan desde 12 hasta 50 ton cortas y sus velocidades medias varían de 8 a 10 millas por hora.

Las locomotoras de trolley son muy usadas en las minas por su diseño simple, compacto y fuerte, que les permite aguantar un trato rudo. Se recomienda su uso para distancias de acarreo y tonelajes medianos y grandes, y para pendientes menores de 3%. Estas locomotoras tienen las desventajas siguientes: hay que soldar eléctricamente los rieles entre sí con ligaduras de cobre (bonos), hay que suspender el alambre de trolley en la cabeza de los cañones, el cual puede provocar incendios y accidentes graves o fatales; finalmente, estas locomotoras resultan afectadas por los paros de corriente eléctrica.

- 11.4.5.- Locomotoras eléctricas de baterías.- Necesitan corriente directa de 80 voltios. Sus principales ventajas son las siguientes: no requieren alambre de trolley, lo cual elimina los peligros de incendio y de fulminación mortal; no se necesitan soldar eléctricamente los rieles con "bonos"; son independientes de los paros de corriente; además, las baterías se pueden

cargar cuando la demanda de energía eléctrica sea menor; finalmente, pueden usarse en las minas de carbón por ser del tipo permisible. Su única desventaja es que son más lentas que las locomotoras de trolley, lo cual sólo es desventajoso en los niveles o cañones generales de acarreo. Por consiguiente, el uso de las locomotoras de baterías está indicado para tonelajes y distancias cortos, o sea, como auxiliar de las locomotoras de trolley.

Las locomotoras de baterías se construyen desde una hasta 25 toneladas cortas (s.t.) de peso; las de 1, 3, 4, 5 y 8 ton de peso corren a velocidades de 3.5 millas/hora; las de 10 a 25 ton, a 5.0 millas/hora. Es decir, son más lentas que las de trolley. Por consiguiente, el uso de las locomotoras de baterías se recomienda para niveles auxiliares de acarreo (distancias y tonelajes cortos); y el uso de las locomotoras de trolley, para niveles generales de acarreo, en los cuales se manejan tonelajes medianos y grandes, a distancias también medianas y grandes. En conclusión, las locomotoras eléctricas de baterías, mas que competir, complementan y auxilian a las de trolley.

11.5.- Fórmula General del Acarreo con Locomotoras.

Para poder deducir la fórmula general de acarreo con locomotoras, partamos de los símbolos y supuestos siguientes:

S ("Speed") = Velocidad media del convoy en millas/hora: de 3.5 a 5.0 MPH para locomotoras de baterías, y de 6.0 a 10.0 MPH para locomotoras de trolley.

H ("Hours") = Tiempo efectivo de acarreo en horas/turno: siempre será menor o igual a 8.0 horas.

L ("Loan") = Toneladas acarreadas de mineral por cada viaje del tren o convoy.

D ("Distance") = Longitud en millas del viaje redondo, o sea, de ida y vuelta.

T ("Time") = Tiempo total en minutos/cada viaje redondo y destinado, exclusivamente, para llenar y vaciar carros, esperas en escapes y demoras.

M = Tonelaje acarreado por turno, o capacidad de acarreo de mineral en toneladas de un "convoy-turno".

Con fundamento en los símbolos anteriores, se deduce lo siguiente:

$$\text{-Tiempo total en horas de cada viaje redondo} = \frac{D}{S} + \frac{T}{60} \dots (1)$$

$$\text{-Número de viajes por turno} = \frac{H}{\frac{D}{S} + \frac{T}{60}} = \frac{60 HS}{60D+TS} \dots (2)$$

$$\text{-Capacidad Convoy-Turno (tons.)} = \left(\frac{60HS}{60D+TS} \right) \times L = \frac{60 HSL}{60D+TS} \dots (3)$$

La última fórmula (3), conocida como "fórmula general del acarreo con locomotoras", nos da el número de toneladas -

acarreadas por una locomotora con su convoy de carros durante un turno. Este tonelaje es directamente proporcional a H y L, e inversamente proporcional a D y T.

Ejemplo.- En una mina, se tiene el siguiente sistema de acarreo:

S = 6 millas/hora (locomotora chica de trolley).

H = 7.5 horas efectivas de acarreo/turno.

L = 125 ton (25 carros Granby de 100 pies³; de 5 ton -- c/u).

D = Dos (2) millas, viaje redondo.

T = 36 minutos por cada viaje redondo, tiempo empleado en llenar y vaciar, esperas en escapes y demoras, -- exclusivamente.

Aplicando a este ejemplo las fórmulas (1), (2) y (3) -- últimamente deducidas, obtenemos lo siguiente:

-Tiempo total en horas de cada viaje = $\frac{D}{S} + \frac{T}{60} = \frac{2}{6} + \frac{36}{60} = 0.933...$

-Núm. de viajes por turno = $\frac{60HS}{60D+TS} = \frac{60 \times 7.5 \times 6}{60 \times 2 + 36 \times 6} = \frac{60 \times 45}{120 + 216} = 8.04$

-"Capacidad, ton, convoy-turno" = $M = \frac{60HS^2L}{60D+TS} = \frac{60 \times 7.5 \times 6 \times 125}{60 \times 2 + 36 \times 6} = 1,000$ ton.

-Conclusión: Este convoy acarreará 1,000 ton por turno.

Si se incrementase la velocidad del convoy en un 50% -- (de 6 a 9MPH), "M" se incrementaría en 145 ton (125, efectivas); pero si se incrementasen los retardos en un 50% -- (T=36 + 18 = 54 minutos), "M" decrecería 261 ton (250, -- efectivas). Es decir, tiene mayor impacto (doble repercu

sión) un incremento en los retardos, que uno en la velocidad.

11.6.- Cálculo del Peso y del Caballaje de una Locomotora.

La locomotora seleccionada (de baterías, de trolley, o diesel) deberá tener peso y caballaje suficientes para arrancar, acelerar, y frenar dentro de una distancia razonable, en cualquier parte del cañón de acarreo, todo el convoy cargado. Antes de establecer las fórmulas para el cálculo del peso y del caballaje de una locomotora, daremos las definiciones siguientes:

- Resistencia al rodamiento (R ="track resistance") sobre una vía recta y horizontal: varía desde 10 hasta 40 -- lb/ton de peso (promedios: 25 lb/ton para los carros mineros y 20 lb/ton para la locomotora).
- Resistencia a vencer una pendiente ("grade resistance"): ES IGUAL A 20 lb por ton corta de peso y por cada 1% -- de pendiente, si esta última no pasa del 5%.
- Fuerza total de tracción de una locomotora en la periferia de sus ruedas motrices (TE ="Tractive Effort"): es la fuerza total desarrollada por el motor de la locomotora y transmitida por engranes a la rodada de las ruedas motrices. Este " TE " deberá ser igual al peso de la locomotora por el coeficiente de adhesión (K) de la rodada a la vía, para evitar patinamientos. Para rodada de acero y vía seca y limpia, $K=25\%$; por consiguiente, esta fuerza de tracción o " TE " es igual a 500 lb por ca-

da ton corta de peso de la locomotora: $0.25 \times 2000 = 500$ lb.
Para rieles sin arena y secos, se tienen los siguientes valores del coeficiente de adhesión K:

-Al arrancar y acelerar, $K = 30\%$.

-Para la locomotora en movimiento, $K = 25\%$.

-Durante el frenado con la locomotora, $K = 20\%$.

-Fuerza de tracción de la locomotora sobre el tren de carros (DBP="Draw-Bar-Pull"=tiro o jalón en el perno de arrastre): es igual a la fuerza tangencial desarrollada en la periferia de las ruedas motrices, menos la fuerza requerida para mover la propia locomotora (500 lb - 20 lb = 480 lb por cada ton corta de peso de la locomotora = tirón neto de la locomotora sobre el tren de carros por cada ton corta que pese).

-Fuerza requerida para acelerar el tren: Se requiere una fuerza de 100 lb para acelerar una masa de 1 ton corta, a razón de 1 milla/hora/segundo²; es decir, en seis segundos se alcanzará una velocidad de 6 millas/hora.

-También se considera la fuerza requerida para vencer la resistencia de las curvas de la vía.

Con fundamento en las definiciones anteriores, se puede deducir la fórmula siguiente para el cálculo del peso requerido por una locomotora, si se hace caso omiso de las fuerzas requeridas para acelerar el tren y para vencer la resistencia de las curvas, por ser estas últimas fuerzas relativamente pequeñas:

(4)... $L = \frac{T(R + 20 G)}{480 - 20 G}$, en cuya fórmula:

L = Peso requerido de la locomotora en toneladas cortas.

T = Peso total del tren de carros llenos, ton cortas.

R = Resistencia al rodamiento del tren de carros en --
lb/ton corta, sobre vía recta y horizontal (25 lb/-
ton, en promedio).

G = Pendiente más fuerte y desfavorable de la vía en --
por ciento (de 0 a 5%).

-Supuestos: Vía en buenas condiciones y K = 25%.

Por otra parte, la fórmula que da el caballaje desarro-
llado por la locomotora anterior en cualquier instante
es la siguiente:

(5)... H.P. = $\frac{TE \text{ (en lb)} \times MPH}{375 \times E}$, en cuya fórmula:

-H.P.=caballaje desarrollado por la locomotora en cual-
quier momento.

-TE ("Tractive Effort") = fuerza total de la locomotora
en la periferia de sus ruedas -
motrices, en lb.

-MPH = velocidad de la locomotora en cualquier instante,
en millas/hora.

-375=factor de conversión de unidades; E=eficiencia de -
la transmisión "motor-ruedas motrices locomotora": va
ría de 90 a 95%.

Ejemplo. - Calcúlese el peso y el caballaje de la locomotora para el nivel de acarreo de una mina, si se conocen los datos siguientes de su sistema de acarreo:

- T = 60 ton (25 conchas de 1.5 ton de capacidad cada una).
- G = 3% (pendiente más fuerte de la vía del cañón de acarreo).
- R = 30 lb/ton corta.

Para calcular el peso requerido de la locomotora, apliquemos la fórmula (4) anterior:

$$L = \frac{T(R+20G)}{480-20G} = \frac{60(30+20 \times 3)}{480-20 \times 3} = \frac{60(90)}{420} = 13 \text{ ton cortas.}$$

Para el cálculo del caballaje, partamos de los datos siguientes:

- TE de una locomotora de 13 ton = $13 \times 500 \text{ lb} = 6,500 \text{ lb}$.
 - Velocidad de la locomotora anterior = 8 MPH (millas/hora).
 - E = eficiencia de la transmisión = 90%.
- Aplicando la fórmula (5) anterior obtenemos:
- $$\text{H.P.} = \frac{TE \times \text{MPH}}{375 \times E} = \frac{6,500 \times 8}{375 \times 0.90} = \frac{52,000}{337.5} = 154 \text{ hp.}$$

-Estúdiense la Sección 14.2.7., Vol. 1 del Cummins and Given, que trata "Programas de Simulación para el Diseño de Sistemas de Acarreo en las Minas". Toda la simulación matemática no es mas que un intento racional para aproximarnos a la realidad.

También estudiense, del Cummins and Given, Vol. 1, la Sección 14.23 (Estimación del Peso y Caballaje de una locomotora), y el Cuadro 14.6 que suministra datos - para estimar el ciclo de trabajo, el amperaje y calentamiento de los motores (para que no se quemen) por el método de la raíz media cuadrática (Root Mean Square = RMS).

11.7.- Bandas Transportadoras.

Han sido muy usadas en las plantas de beneficio y en las minas de carbón, y cada día se usan más en las minas metálicas. Para poder diseñar e instalar la banda más adecuada para cada caso, deberán recabarse los datos siguientes:

- 1) Granulometría (porcentajes de finos y gruesos) y - densidad del material por transportar en banda.
- 2) Tonelaje máximo por acarrear/hora.
- 3) Longitud horizontal de acarreo con la banda.
- 4) Distancia vertical de acarreo con la banda
- 5) Con fundamento en los puntos 3) y 4) se determinará la pendiente de la banda (en general, menor de 25°).

Con fundamento en los datos anteriores, deberán determinarse las incógnitas siguientes:

- a) Ancho de la banda y su velocidad.
- b) Espaciamiento, número y tipo de rodillos.
- c) Tensión de la banda y caballaje del motor.

-Estudíesee eel ejemplo de las páginas 227 a 230 del libro "Elements of Mining" de Lewis and Clark, así como las Secciones 14.3 y 14.4, Vol. II, Cummins and Owen, 1973.

Para el estudio pormenorizado sobre diseño e instalación de bandas transportadoras, consúltese el "Manual" siguiente: "Handbook of Belting", Goodyear Tire and Rubber Company Inc., by Hardy H.W., latest edition (última edición).

III.8.- Funiculares o Teleféricos (cables o carabinillas aéreas).

Están indicados para transportar materiales (mineral, trapante, etc.) en regiones montañosas que sean accidentadas, abruptas, quebradas y escabrosas.

En general, los cables aéreos largos se subdividen en tramos rectos de 4.8 a 8.0 Km de longitud cada uno, y se construyen e instalan desde 5 hasta 200 Km de longitud. Su velocidad varía de 2 a 3 m/segundo (7 a 11 Km/hora); y su capacidad, de 100 a 200 ton/hora.

Hojalata y Lámina, S.A. (HMLSA), tiene instalado y en operación un teleférico en su mina de fierro "Las Encinas", ubicada en el Estado de Colima.

III.9.- Transporte Hidráulico de Sólidos por Tuberías.

Después de 1950, se han instalado tuberías largas para el transporte hidráulico de carbón, giscomita (asfalto-

tea: asfalto oo hi idhoorabuurco nrearedi sōd i idho),, coorcentree-
deos deo cobree yy deo hi ieriroo, yy ppoolductos ssi mi il ierrees. Cōmo
ejjamplo, cō ite reomos llos tress cōssos, ((tuberrī fās))ssi iggu bōm-
tes:

<u>Dō fāmētooyil bōng l bōng</u>	<u>Cōppōtōdōd deo TTeasportee</u>	<u>I hvees fōn</u>
44 ^o deo dō fāmētooyil bōng.	11,000 tppd cōn 600% sōd i idho	\$91.00 mi il fōn, dō s.
122 ^o deo dō fāmētooyil bōng.	4kol 066 tppd cōn 400 600% sōd i idho	\$922.00 mi il bōwes pō s.
88 ^o deo dō fāmētooyil bōng.	(Fferōdōdō to PReāa Cōd bōreāde -- MArzārī il bō).	

Llas fōrmul has matemātī kōss nesportō hvas apareceen eem lhas --
pāgg hvas 2335 yy 2336 dōdēl il i bōco "EB bōmētīs off M i h i h g g" deo --
Llōw i s s cō bōrk. Tōmbō fōn eestōdō lēse lha SSezōd fōn 174 SS, Vōl. 1. 11
dōdēl Cōmmī hvas aarōd Gō lveen, qque sse reffī bōre eel "tōneasportee --
hi idho sōd i bōo yy nreomātō i cōo deo sōd i idho ppor tuberrī fās."
Ffī hōd ierēte, cōmōsū lēse eel aarōtō fōl bō i hntī tūl bōdō "S i l u r n y --
P i p d i h e s s : t h e o r y , d e s s i g n a n d e q u i p m e n t " , p p o r W . R R . C o b r e e
r e a , p p a b i l i t a t o e m l h a n e v i l e t a m e n s u a l " M o r t i d M i h i h g g " , e m --
l h a s N h a s . c o r r e s p o n d i e n t e s a l h a s m e s s e s d e e m e n c o y y m a r z o --
d e o 1979.

111.100.- EEqui ppos Mezārī kōss Ulsalōs pparē Cōnggār Cōmīōs M i h e r o s s .

Llas mēqū hvas autōmātī kōss deo cōnggāldō (fīezaggāldōreos cō pōd lhas
autōmātī kōss), mōrtēaldōs sōdōre vīfā, il l h a r t e s u c o r i g g e s , p p u e -
d e m s e r a c c o b o r e a l d o s p p o r a d i n e c o m p r i m i d o , e e l b e r t r i c o d i d o , c o
d d e s e d . D e b i d o a a s s u a d i t o c o s t o y y g r e a m c o p p a r d i d o , s o d h o --
d e b e r e ā n u s a r s e e , s s i s e e d d i s p o n e e d e i m p o r t e n t e s t i c o n e l h a j e s s --
y y d e s u f f i t o i e n t e s c o m i o s . E s t o d o b e n s e l h a s p ā g g h v a s 2336 e a --
2339 dōdēl il i bōco "EB bōmētīs off M i h i h g g" deo Llōw i s s aarōd Cō bōrk.

Entre los equipos neumáticos que operan sobre vía, citaremos al "Cavo 310" (Atlas Copco), al "EIMCO-22", etc. Entre los equipos diesel montados sobre llantas tenemos a los cargadores frontales y, sobre todo, a los "autocargadores" Wagner ("scooptrams"), "France Loader", "Shopft" (Alemania) y "Jarvis Clark" (Canadá). Los traxcavos son autocargadores montados sobre orugas.

11.11.- Avionetas y Helicópteros.

Su uso se recomienda para minas ubicadas en regiones aisladas y remotas, carentes de vías de comunicación. Por ejemplo, las barras de metal doré obtenidas en la planta de beneficio (cianuración y fundición) de Ta-yoltita, Durango, salen al mercado en avioneta.

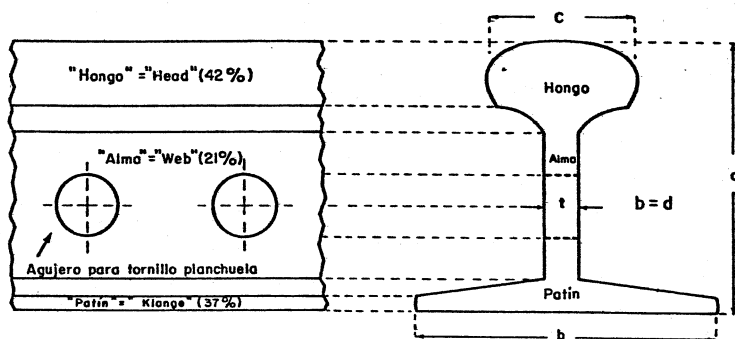
11.12.- Vía para las Minas.

Estúdiense la Sección 14.1.2, Vol. I, Cummins & Given. Por lo que respecta a las vías para minas, estudiaremos sus características siguientes:

11.12.1.- Calibre de la vía. - Es la distancia (luz) entre los hongos de los rieles de una vía, y se ajusta mediante un "escantillón". Se usan calibres de 18", 20" y 24" en las minas metálicas chicas y medianas; y desde 30" hasta el calibre estándar de $42-8\frac{1}{2}$ " (112.5 cm), en los cañones generales de acarreo de las minas metálicas grandes. En las minas de carbón se usan calibres de 30, 36, 42, 45 y 48 pulgadas, dependiendo del calibre

entre las ruedas o rodadas de los carros mineros y de las locomotoras respectivas.

11.12.2.- Rieles para la Vía.- Su material, peso y dimensiones están distribuidos en la forma siguiente:



Dimensiones de las Secciones de los Rieles:

Peso del Riel en lb/yd	b=d	c	t	Diámetro		Peso del Par de Planchuelas
				Agujero		
20	2"-5/8	1"-11/32	1/4"	3/4 pulg.		3.7 lb.
30	3"-1/8	1 - 11/16	21/64	13/16 "		9.1
40	3"-1/2	1 - 7/8	25/64	7/8 "		16.0
50	3"-7/8	2 - 1/8	7/16	1 "		25.3
60	4"-1/4	2 - 3/8	31/64	1 "		32.3
90	5"-3/8	2 - 5/8	9/16	1-1/4 "		74.0

-Fuente: Cuadro 4.2 ("Rail Sections"), Sección 14, --
Vol. 1, Cummins and Given.

El peso de los rieles por usar dependerá de los pesos de las rodadas de la locomotora y de las ruedas de los carros mineros cargados, del espaciamiento entre los durmientes y de la intensidad del tráfico, principalmente. En efecto, una regla práctica establece: "El peso de un riel en lb/yd deberá ser de -- 10 a 20 veces el peso en toneladas de una rueda del motor o del carro cargado, la que pese más sobre el riel".

Para carritos empujados a mano se usan rieles muy -- ligeros, de 8 a 16 lb/yd; para carros tirados por -- bestias, de 12 a 20 lb/yd; para acarreo con locomotoras, de 20, 25, 40, 60, 90 y 100 lb/yd. Para empalmar los rieles, que se fabrican en tramos de 20 -- pies, se usan planchuelas; dichos empalmes deben -- "cuatrapearse". Además, cuando se use trolley, los rieles deberán soldarse eléctricamente mediante li-- gaduras de cobre ("bonos"; Pachuca). Véase el cua-- dro 14.1 ("Suggested Rail Weights for Mine Locomoti-- ves"), Sección 14, Vol. 1, Cummins & Given:

<u>Peso Locomotora</u> <u>de cuatro ruedas</u> <u>en ton cortas.</u>	<u>Peso del riel que</u> <u>se recomienda --</u> <u>usar, en lb/yd.</u>
2 ("short ton")	20 lb/yarda
4 "	25 "
6 "	30 "
8 "	30 "
10 "	40 "
15 "	60 "
20 "	60 "
27 "	80 "
37 "	100 "
50 (*) "	100 "

(*) Esta locomotora de 50 ton cortas ("s.e.") de -- peso, consta de seis (6) ruedas motrices, no --- de cuatro.

11.12.3.- Durmientes.- Pueden ser de madera (encino), de acero, o de concreto. Para vía estándar de 142.5 cm de calibre, se usan durmientes de 8" de ancho por 6" de peralte y por 8 a 9 pies de longitud, espaciados 24 pulgadas de centro a centro. En calibres más chicos, -- la longitud del durmiente deberá ser el doble del calibre de la vía. En general, los durmientes son de -- 4" (ancho) x 3" (peralte) para riel de 12 lb; y de -- 5" x 3", 6" x 4", 6" x 6", y de 8" x 6" para rieles -- más pesados; además, el peralte de los durmientes deberá ser 1/4 de pulgada mayor que la longitud de los clavos para vía respectivos.

11.12.4.- Playas y ruletas, sapos y cambios.- Las playas -- ("turnsheets") y las ruletas ("turntables") pueden -- usarse en lugar de sapos ("frogs") y de cambios -- ("switches") para poder realizar cambios de dirección con carros chicos (menores de 1 ton de capacidad) y -- empujados a mano.

Una playa ("turnsheet") es una plancha de acero de -- 1/4 de pulgada de espesor y clavada sobre soleras de piso; sobre dicha solera (playa) se gira el carro y -- se encarrila sobre otra vía con diferente dirección -- a la anterior. Las ruletas ("turntables"), son dispositivos semejantes a las playas, pero están provistas

de rieles, baleros y chumaceras, y se usan para el mismo fin anterior.

Para carros grandes empujados a mano, o para carros tirados por locomotoras, se usan sapos de 10°, 15°, etc., así como palancas de cambio. Para detalles sobre sapos y cambios ("frogs and switches") véase el Manual del Ingeniero de Minas de Peele.

11.12.5.- Curvas y sobre-elevación del riel exterior.- En las vías del interior de las minas se usan curvas circulares de 40, 50, 60 y 80 pies de radio de curvatura. Por consiguiente, se requiere sobre-elevar el riel exterior de una curva para contrarrestar la fuerza centrífuga; dicha sobre-elevación se calcula mediante la fórmula siguiente:

$$e = \frac{0.0669 \times GV^2}{R}, \text{ cuyos símbolos significan:}$$

e = Sobre-elevación en pulgadas del riel exterior de la curva.

G = Calibre de la vía en pulgadas.

V = Velocidad del tren en millas por hora (MPH).

R = Radio de curvatura en pies de la curva.

Ejemplo.- Si G = 30 pulgadas, V = 6 millas/hora, y R = 60 pies, entonces:

$$e = \frac{0.0669 \times 30 \times 36}{60} = 0.0669 \times 18 = 1.2042 \text{ pulg.} = 3.06 \text{ cm.}$$

11.13.- Diversos Tipos de Carros Usados en las Minas.

Estúdiense la Sección 14.1.1, Vol. I, del Cummins & -- Given. Para poder seleccionar el tipo más adecuado - de carro minero, deberán tomarse en cuenta los factores siguientes:

- Ancho de los cañones de acarreo.
- Calibre de la vía y radio de las curvas.
- Procedimiento o método de llenado de los carros.
- Procedimiento o método de vaciado de los carros.
- Dimensiones de la jaula del tiro.
- Peso volumétrico del material quebrado por acarrear.
- Características físicas del mineral: fino o grueso, húmedo o seco, pegajoso y chicloso, etc.
- Ritmo diario de producción (ton/día).

En cañones de acarreo angostos y con curvas cerradas, deberán usarse carritos chicos empujados a mano. Para acarrear mineral fino y seco, deberán usarse carros cerrados; y para acarrear minerales húmedos y pegajosos, carros cuyo fondo y paredes puedan limpiarse fácilmente del material adherido al ser vaciados.

En general, el carro minero más grande posible de usar es el que resulta más económico; además, el costo de - un carro por pie cúbico de capacidad disminuye a medida que aumenta su tamaño.

Los carros usados en las minas se clasifican en los -- seis tipos siguientes:

- 1) Carro compacto tipo cajón cerrado.- Este carro mi-- nero requiere de "Volcadora" para poder ser vaciado

sobre la criba o parrilla de la estación o tolva - de descarga.

- 2) Carro tipo "concha" de volteo lateral ("rocker ---- dump car"). Véase la figura 8.06, pág. 221, "Elements of Mining", Lewis & Clark, 1964 Edition. La concha tiene su fondo en forma de V arredondada, - vacía lateralmente, y se recomienda para material - fino y pegajoso que se adhiere en el fondo de dicha concha.
- 3) Carro con el fondo en forma de aleros de techo, - de V invertida, o de W ("gable bottom car"). Véase la figura 8.07, pág. 222 del Lewis & Clark. Se - recomienda su uso para material que no sea fino ni pegajoso, como por ejemplo "gabarro" grande y seco.
- 4) Carro tipo Granby.- Se fabrican de 5 ton (100 - - - pies³) y de 10 ton (200 pies³) de capacidad; en México, su uso se introdujo en las minas de Cananea; posteriormente, se usaron en Inguarán, y cada día - se extiende más su uso en las minas mexicanas. Los carros tipo Granby vacían lateral y automáticamente sin necesidad de que el convoy de carros tenga que detenerse para vaciarlos; en efecto, el carro se -- inclina, vacía y se vuelve a enderezar automáticamente, gracias a un plano inclinado doble instalado a un lado de la vía, y no se necesita más gente que el motorista. Véase la figura 8.08, página 223 del Lewis & Clark.
- 5) Carros que vacían por el fondo ("drop-bottom-cars"). Véase la figura 8.11, página 224 del Lewis & Clark.

Han sido usados, aunque muy poco, en las minas de carbón.

- 6) Carritos que vacían de frente ("end-dump-cars") -- y también a los lados. -- Generalmente se trata de -- carritos mineros empujados a mano en las minas -- chicas. Si estos carritos se montan sobre una ru- leta, también pueden vaciar a ambos lados, no sólo de frente (carritos de machete). Véase la figura 8.09, página 223 del Lewis and Clark.

11.14.- Transporte de Gente y Materiales.

Estúdiase la Sección 14.9, Vol.1, Sección 14, Cummins and Given.

En las minas también se usan plataformas ("supply -- cars or trucks") para el transporte horizontal de ma- dera, explosivos, rieles, tuberías, barrenas y, en -- general, para la distribución de toda clase de suminis- tros e insumos para la mina.

Actualmente, está aumentando el uso de vehículos para el transporte horizontal de la gente: Pick-Ups, Jips, tractores agrícolas, vagonetas, y camiones especial- mente diseñados por EIMCO, Wagner, Jarvis Clark, etc., para el transporte de la gente.

Bibliografía del Capítulo II.

- 1.- "Elements of Mining", by Lewis and Clark, John --

Wiley and Sons, New York, 1964 Edition.

- 2.- SME-Mining Engineering Handbook, Cummins and - -
Given, AIME New York, 1973 Edition, Volume 1, - -
Section 14.

CAPITULO III.

SISTEMAS DE EXTRACCION O DE TRANSPORTE VERTICAL EN LAS MINAS

III.1.- Introducción.

Estos sistemas están constituidos por los elementos - - siguientes: Tiro, horca o castillo (torre), polea, cable, malacate-motor (incluyendo malacatero).

Reseñaremos a continuación, la evolución de los métodos y equipos de extracción o "manteo" en las minas.

III.1.1.- El torno o la cigüeña de mano ("Windlass").- Consiste en un tambor cilíndrico horizontal con una cuerda enrollada, tambor accionado por un maneral. El diámetro del tambor es de 8 a 10 pulgadas, y la longitud del maneral es del doble (16 a 20 pulgadas); además, - se usa cable de manila de 3/4 a 1.0 pulgada de diámetro, y un bote (olla) que pende del extremo libre - - (puntero) del cable.

Si la capacidad del bote es de unas 75 lb de mineral, y el tiempo efectivo de manteo es el 50% del tiempo total del turno, entonces, dos hombres pueden izar, - mantear o extraer unas 3.5 ton de mineral de una profundidad de 100 pies, en un turno de 8 horas (llenar y vaciar la olla, y demoras consumen 1/2 turno).

El torno o cigüeña de mano fue el primer dispositivo mecánico usado por el hombre para extraer (transportar verticalmente) el mineral de una mina. Actualmente, sólo se usa en prospectos mineros y para extraer toneladas bajos (10 ton/día) de profundidades

menores de 100 pies.

III.1.2.- La cigüeña accionada por una bestia ("the horse - - - whim").- Se usó para mayores tonelajes (3 a 5 veces) y mayores profundidades (3 veces), pero con cable metálico de 1/2 a 5/8 de pulgada de diámetro. Un sólo caballo puede extraer de 4 a 5 ton de una profundidad de 300 pies; o bien, de 15 a 20 ton de una profundidad de 100 pies en un turno de 8 horas.

III.1.3.- Winches de gasolina.- Pueden izar cargas desde 300 -- hasta 2,000 lb (1 ton corta), de profundidades que no excedan de 500 pies, y a velocidades de 100 a 350 pies por minuto. Un winche de 20 hp consume un galón de -- gasolina por hora.

III.1.4.- Winches de aire comprimido.- Se usan para izar cargas de 1,000, 2,000 y 3,500 lb de profundidades menores de 500, a velocidades de 50 a 300 pies/minuto; y consu---men, respectivamente, 200, 250 y 350 pies cúbicos de - aire libre por minuto (P.C.M.).

Por otra parte, winches neumáticos de doble tambor se usan para accionar escrepas, winches que ejercen un -- tirón sobre el cable de 3,500 a 5,000 lb, a 200 pies - por minuto de velocidad. Actualmente, los winches de aire comprimido están siendo desplazados por los eléc---tricos.

III.1.5.- Malacates de vapor.- Se usaron para manteear mayores -- tonelajes de mayores profundidades que los indicados para los winches de gasolina y neumáticos. Los malacates de vapor chicos tenían velocidades de extrac-- ción de 350 a 600 pies por minuto; los grandes, de - 700 a 1,500. Los malacates de vapor (obsoletos) --- ya fueron desplazados por los eléctricos de tambor - - y de polea de fricción.

III.1.6.- Malacates eléctricos de tambor o de fricción. Son -- accionados por motores eléctricos de corriente direc- ta o de corriente alterna, y son lo más usados actual- mente en los sistemas de extracción de las minas. --- Véanse páginas 240 y 241 del Lewis & Clark; y páginas 15-2, 15-7 y 15-25, Sección 15, Vol. 1, Cummins & Gi- ven.

III.2.- Posición relativa del "tambor" de un malacate en re--- lación con la "polea" instalada sobre la horca o cas--- tillo.

Angulo de flotación o de esviaje ("fleet angle") es el que forma el cable en su posición extrema (pegado a la ceja del tambor) con la perpendicular bajada del eje de la polea al eje del tambor, como se ilustra en la figura - 8.16 de la página 242 del Lewis and Clark. Este ángulo no debe exceder de 1° - $30'$, con el fin de atenuar el desgaste del cable y de asegurar su enrollamiento correcto sobre el tambor.

Por consiguiente, tambores de cara larga deberán colocarse a varios cientos de pies del tiro para poder satisfacer esta condición: "fleet angle" menor de - - - 1° 30' (ángulo de esviaje).

III.3.- Tambores para los Malacates y Polea de Cola.

III.3.1.- Tambores Cilíndricos.- El tipo más simple y más usado de tambor es el cilíndrico, cuyo diámetro y cara varían desde 2 hasta 25 pies, dependiendo de la profundidad del tiro y de la capacidad del malacate. Un malacate de un solo tambor cilíndrico, con o sin contrapeso, puede usarse con una sola jaula o bote - - - ("skip"); en cambio, un malacate con dos tambores cilíndricos puede usarse con dos jaulas o "skips" que se balancean entre sí. Véanse páginas 242 a 244 del Lewis & Clark.

III.3.2.- Tambores Cónicos, Cilindro-Cónicos, etc.- Existen -- tambores cónicos; fueron diseñados para reducir a un mínimo el par de arranque de los malacates de vapor (obsoletos). Los tambores cilindro-cónicos (fig. 819 página 245 del Lewis & Clark), sólo deben usarse para tiros muy profundos. El tambor bi-cilindro-cónico -- (fig. 8.20, pág. 245 del Lewis & Clark) permite el óptimo control del par de arranque y del calentamiento del motor. Los cables planos, ya desplazados por los cilindros, de 4 a 12 pulgadas de ancho por 1/2 a 2 -- pulgadas de espesor, se enrollan en forma de espiral en carretas, como la cuerda de un reloj. Estos cables planos se usan en el tiro de la Mina Dificultad, Real del Monte, Hidalgo.

III.3.3.- Polea de Cola.- Mediante una polea de cola, "tail -- sheave", instalada en el fondo de un tiro, se procede en la forma siguiente: el extremo de un cable se sujeta al piso de una jaula, el cable se baja y se hace pasar por la polea de cola (cable de balance);- después se sube el cable y su otro extremo se une al piso de la otra jaula. De esta forma, mediante la polea de cola, se tiene un balance casi perfecto entre las jaulas (o "skips") de los dos compartimientos del tiro.

III.4.- Malacates de Tambor.

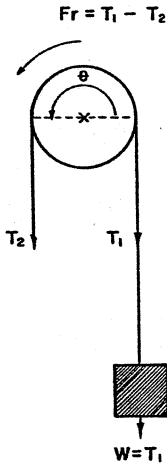
Almacenan el cable enrollado en el tambor, en una o más capas, y pueden ser de los tipos siguientes:

III.4.1.- Malacates de un solo tambor.- Indicados para mantear de un solo nivel, con o sin contrapeso. Las figuras 15-2 y 15-3, Sección 15, Vol. 1, Cummins & Given, muestran un malacate Nordberg de 10' de diámetro por 5' de cara.

III.4.2.- Malacates de dos tambores.- Indicados para mantear de diversos niveles: fig. 15-4 y 15-5 del Cummins & Given.

III.4.3.- Malacates de tambores múltiples (4).- Indicados para profundidades de extracción mayores de 6,000 pies; por cuyo motivo, se usan sobre todo en las minas de oro de Sud-Africa. Véase pág. 15-14, Sección 15, Vol. 1, - - Cummins & Given.

III.5.- Malacates de Fricción (Sistema Koepe de Extracción).



-Si un peso W , pende de un cable que pasa sobre la superficie cilíndrica de una polea (véase la figura respectiva), la fuerza T_2 que debemos aplicar para soportar dicho peso será menor que W , y estará determinada por la siguiente ecuación de -- "Eytelwein".

$$W = T_1 = T_2 \times e^{\mu\theta}$$

La diferencia de tensiones en el cable, $T_1 - T_2$, es la fuerza de fricción F_r ; si $T_1 = T_2$, $F_r = 0$ (cero).

En la fórmula de "Eytelwein":

T_1 = Tensión mayor en la punta cargada.

T_2 = Tensión menor en la punta sin carga:

μ = Coeficiente de fricción o de rozamiento entre llanta polea y bucle del cable.

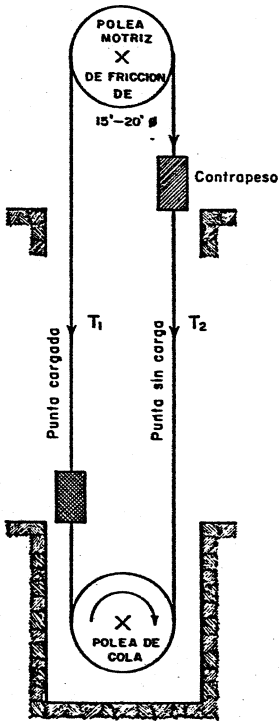
θ = Angulo de abrazo del cable sobre la polea expresado en radianes.

e = Base de los logaritmos naturales -- (2.71828...)

Véase la página 15-18, Sección 15, Vol. 1, Cummins & -- Given, sobre malacates de fricción.

Con fundamento en lo anterior, el día 1ro. de Agosto de -- 1877, la Oficina Imperial de patentes de Berlín otorgó -- al Director de Mina Hannover, "Friedrich Koepe", la patente para "una instalación de extracción minera con la -- carga del cable totalmente balanceada"...

MALACATE DE FRICCIÓN



En este sistema, el tambor del malacate se reemplaza por una polea motriz de fricción grande, de 15 a 20 pies -- de diámetro, sobre la cual pasa un cable cuyo ángulo de contacto con la polea puede ser de 180° ó de 240°. Como la fuerza motriz es la fuerza de fricción de la polea sobre el cable, deberá usarse una polea de cola instalada en el fondo del tiro, para poder balancear las cargas y poder generar el jalón requerido sobre el cable. Véase el croquis respectivo.

El principio básico del malacate de fricción surgió del hecho siguiente: "Un cable que pasa sobre una polea motriz de fricción genera una diferencia de tensión entre los puntos de entrada y de salida de dicho cable sobre la polea debido a la fricción.

La idea de "Friedrich Koepe" de transmitir el esfuerzo de la polea al cable, aprovechando el rozamiento entre la llanta de la polea y el bucle de cable que la abraza, puede expresarse mediante la fórmula matemática siguiente que gobierna el diseño de un malacate de fricción (ecuación de "Eytelwein"):

$$\frac{T_1}{T_2} \leq e^{\mu\theta} \leq 1.5 \text{ (iniciase patinamiento cable).}$$

En donde:

T_1 = Tensión del cable sobre la punta cargada.

T_2 = " " " " sin cargar.

e = base de los logaritmos naturales (2.71828...)

μ = coeficiente de fricción entre la llanta de la polea y el bucle del cable:

0.45 para cable seco de poliuretano.

0.46 para cable tratado ("dressed") de poliuretano.

0.50 para cable lubricado ("organic lubricated") de poliuretano.

θ = ángulo de abrazo en radianes del bucle o lazada del cable sobre la polea:

- $\theta = \pi$ radianes (180°) para malacates montados sobre torre: Taxco, Europa (ASEA).

- $\theta = \frac{4}{3}\pi$ radianes (240°) para malacates instalados sobre el piso del terreno ("ground mounted"): Sta. -- Bárbara, E.U.A., Canadá -- (NORDBERG).

El patinamiento del cable sobre la polea ocurre cuando la relación T_1/T_2 alcanza valores comprendidos en 1.5 y 1.6; además, en estos malacates de fricción sólo se gasta energía eléctrica para el manto de la "carga viva"; es decir, no se consume energía para mover la carga muerta debido al balance de las cargas, motivo por el cual se ahorra más energía que con los malacates de tambor.

Para profundidades de extracción de 300 m, o menos, podrían sólo utilizarse económicamente máquinas Koepe, si el tonelaje por extraer por hora fuese reducido; en virtud de que aceleraciones y velocidades serían pequeñas para esas profundidades. En cambio, para profundidades de extracción de 500 a 1500 m, la polea de fricción constituye el sistema de extracción más ventajoso y económico.

El diámetro de las poleas de fricción suele ser de 80 a 120 veces el diámetro del cable; por ejemplo, la polea de fricción para cable de 42 mm de diámetro, requiere un diámetro no mayor de 4.50 m.

Los malacates de fricción resultan ideales para la extracción de un solo nivel, y de profundidades entre 500 y 1500 m. Existen malacates de fricción de un solo cable (fig. 15-8, Sección 15, Vol. 1, Cummins & Given) y de cables múltiples, 2 y 4 (figs. 15-9 y 15-10). Para el diseño de malacates de fricción es necesario conocer los parámetros básicos siguientes:

-Profundidades de extracción o manteo (de preferencia -- de un solo nivel).

-Tonelaje por extraer por hora.

-Velocidad de manteo.

-Capacidad de los "skips" (dos botes o chalupas balanceadas).

Para minimizar el consumo de energía eléctrica se recomienda el uso del "skip" más grande posible combinado con la más baja velocidad posible de manteo. Los "skips"

se diseñan de forma que su peso muerto sea igual a --
0.75 veces la carga viva por manteeo: SW ("Skip Weight")
= 0.75 SL ("Skip Load").

En general, se usan malacates de fricción, ASEA (Suecos)
en Europa, y NORDBERG en Canadá, E.U.A. y México.

En relación con consideraciones técnicas para la selec-
ción de sistemas de extracción o manteeo en las minas, --
véase la página 15-20, Sección 15, Vol. 1, Cummins & ---
Given.

III.6.- Cables para los Malacates (redondos de acero).

Véanse páginas 247 a 255 del Lewis & Clark; página 441 -
del E & MJ del mes de Junio de 1966, así como página ---
15-20, Sección 15, Vol. 1 del Cummins and Given.

De la resistencia del cable de extracción de un malacate
depende la seguridad de las operaciones de manteeo y del
manejo de la gente; a su vez, del diámetro del mismo ca-
ble dependen los diámetros de las poleas de extracción -
y del tambor del malacate (80 a 120 veces el diámetro --
del cable).

Un cable es sometido a esfuerzos de tensión, comprensión,
flexión y torsión, así como al desgaste por abrasión, --
fricción y corrosión. Para la construcción de un cable,
se considera como unidad estructural básica al "torón":
un alambre en el centro rodeado de una o varias capas de
alambres. En general, la primera capa consta de ---
6 alambres, y las siguientes, de 12, 18 y 24 alam- - -

bres, respectivamente. Por ejemplo, una sola capa forma un torón de 7 alambres; dos capas, un torón de 19 alambres; tres capas, uno de 37 alambres. Los torones se entretrejen, trenzan o enrollan en forma de hélice -- alrededor de un alma central (antiguamente de cáñamo -- azul) metálica, o de fibra natural o sintética (polipropileno). Véase fig. 8.21, página 248 del Lewis-Clark. El diámetro de un cable es el del círculo circunscrito a la capa exterior de torones.

La resistencia a la ruptura del acero para los cables varía de 160 a 200 kg/mm². Los cables se clasifican, -- por orden creciente de flexibilidad en la forma siguiente:

- Para acarreo horizontal ("haulage-rope"): De seis torones con --
siete alambres
cada torón.
- Para manteo ("hoisting-rope"): De seis torones con 19 --
alambres cada torón.
- Para cable flexible (superflex): De seis torones con 37
alambres cada torón.

Nota.- Véase el cuadro 15-1, pág. 15-6, Vol.1, Cummins -- ang Given, en relación con "Esfuerzos de ruptura -- y datos para el diseño de Cables Redondos".

Recientemente se han introducido los "cables preformados" con las características siguientes: no se destuercen, poseen mayor resistencia a la flexión, enrollan mejor en el tambor, tienen vida más larga, pero su costo es mayor, -- en 25%, que el de los cables convencionales.

Los cables para malacates instalados en el interior de las minas deben inspeccionarse periódicamente. Por otra parte, el Artículo 112 del "Reglamento de Seguridad en los Trabajos de las Minas" establece los factores de seguridad para cables de extracción en las minas (de 4 a 8; promedio, 6), en función de la profundidad del tiro en metros (desde 150 m hasta más de 900m). Véanse los Artículos 113 y 114 del mismo Reglamento. Estúdiese el Cuadro 15-3, página 15-22, Vol. 1, Cummins And Given, en relación con "Factores de Seguridad de los Cables".

ROTESCO es una firma comercial que se dedica a la fabricación de aparatos detectores de averías en los cables - mediante ensayos o pruebas no destructivas de cables de acero; es decir, detectan alambres rotos, grados de corrosión, defectos de fabricación, deformaciones por mal manejo, etc.

111.7.- Jaulas o Calesas, "Skips" o Botes, Cartuchos en los Tiro-

Véase la página 15-63, Sección 15, Vol. 1 del Cummins - and Given: "skips", jaulas, guías y otros accesorios, - tales como cartuchos dosificadores, abrazaderas, rozaderas o correderas, sillas, etc. Véanse también páginas - 255 a 258 del Lewis & Clark.

El "Skip Kimberly está provisto de ruedas y cuernos que le permiten vaciar su contenido mineral y volver a su posición normal automáticamente. El "skip" tipo Anaconda tiene su descarga en forma de guillotina por el fondo. - También existen sistemas muy ingeniosos para vaciar las ollas que se extraen durante el cuele de un pozo o de un tiro.

En las minas de E.U.A., y de Canadá, está aumentando el uso de "skips" y calesas de aluminio, metal ligero que reduce su peso muerto entre 30 y 60%; esto implica incrementos en la velocidad y en la capacidad de extracción, y disminuciones en el consumo de energía y en el costo de los malacates.

111.8.- Dispositivos Automáticos de Seguridad para los Malacates.

Véase la página 15-59, Sección 15, Vol.1 del Cummins - and Given. Existen dispositivos de seguridad para "skips" y jaulas (calesas) en caso de rotura del cable: perros de seguridad cuyos dientes (tres dientes grandes) se encajan en las guías de madera y detienen a la jaula (transporte de personal) o al "skip"; para detalles en relación con la instalación de estas guías de madera, -- así como con respecto a guías de acero y de cables especiales, véase la página 15-63, Cummins & Given.

111.9.- Selección, Cálculo e Instalación de Malacates Eléctricos.

Consúltese el Capítulo correspondiente del libro "Mine - Plant Design", por W.W. Staley, Mc. Graw Hill, N. York, 1949.

Véanse páginas 258 a 267 del Lewis & Clark, así como el tema 15-3, páginas 15-20 a 15-59, Sección 15, Vol. 1 del Cummins and Given, y el Cuadro 15-2: "Datos para Seleccionar Tipo de Malacate".

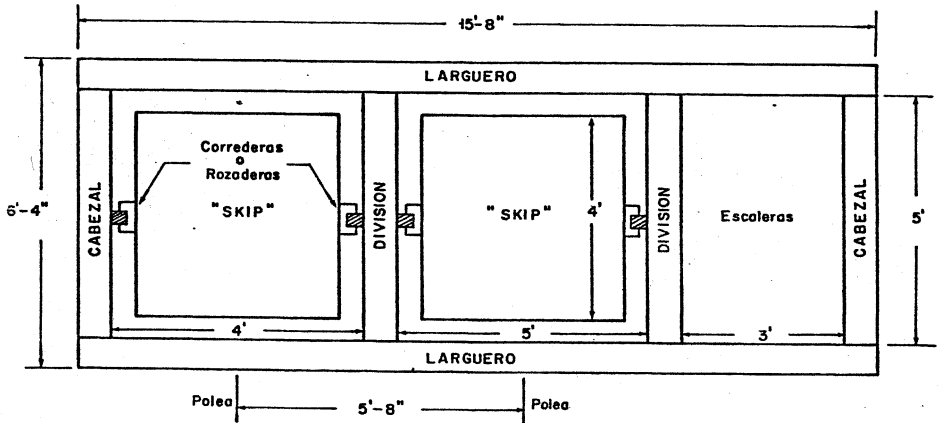
Para el diseño y cálculo del sistema de extracción "malacate-motor", procédase en la forma siguiente:

- 1) Determinése el ciclo de trabajo: depende de la profundidad del tiro y del tonelaje extraído por hora.
- 2) Determinése el diámetro y la cara del tambor.
- 3) Determinése los pares de fuerzas requeridas para los frenos y el clutch (embrague).
- 4) Determinése tipos de transmisiones y engranes: flecha motor a flecha malacate (o polea de fricción).
- 5) Selección del tipo de chumaceras para poleas y tambor.
- 6) Cálculo del caballaje del motor requerido para evitar su sobrecalentamiento: mediante la fórmula de la "raíz media cuadrática" (RMS: "Root Mean Square"), -- usada tanto para los malacates de tambor como de fricción.

Problema.- Para el manto de 600 ton diarias (8 horas efectivas) de mineral cuarzoso ($d=2.4$) por un tiro de servicio mixto, rectangular, vertical y de 400 m de profundidad, se desea calcular el equipo de extracción.

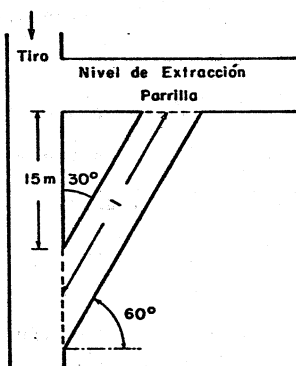
10.- Cálculo de las dimensiones totales del tiro, de las dimensiones de la tolva de carga y de los tamaños y pesos del skip y de la jaula.- El tiro constará de 3 compartimientos: dos de 5' x 5' para skips y jaulas, y uno de 3' x 5' para escalereado o camino para gente. Los largueros, cabezales e intermedios (divisiones) serán de 8" x 8", las guías de 4" x 6", y el ancho de una corredera (rozadera) junto con el juego entre skip y guía, de unas 2".

Por consiguiente, tendremos la figura siguiente:



La figura anterior nos indica claramente que las dimensiones totales del tiro rectangular son: $15'-8'' \times 6'-4''$.

A la tolva de carga le daremos la capacidad de un turno de trabajo, o sea, de 200 ton. Si la densidad del mineral la suponemos de 2.4, y los vacíos de 30%, el volumen total de la tolva será:



$$A \times l = \frac{200}{2.4} + 0.30 \frac{200}{2.4} = 84 + 25 = 109 \text{ m}^3$$

$$\therefore A \times l = 109.$$

A = sección transversal de la tolva; -

$$l = \frac{15}{\cos 30^\circ} = \frac{15}{0.866} = 17.3 \text{ m.}$$

$$\text{luego, } 17.3 A = 109, \text{ y } A = \frac{109}{17.3} = 6.3 \text{ m}^2.$$

En consecuencia, haremos la sección transversal de la tolva de unos 2.10m x 3.00 m de claro libre, y la ademaremos adecuadamente revistiéndola en el piso de tablón o lámina para que corra más fácilmente el material por gravedad.

En la boca superior de la tolva construiremos un emparrillado hecho de rieles. En la boca inferior de la tolva pondremos un dispositivo llamado "cartucho dosificador" que nos servirá para cargar el skip; dicho cartucho se accionará desde el piso del nivel de extracción por medio de una palanca o pistón de aire comprimido.

Para calcular la capacidad del skip supondremos que tiene una velocidad media de $6 \frac{\text{m}}{\text{seg}}$, y que las maniobras de cargar

y descargar un "skip" duran 33 segundos.

Por consiguiente:

-tiempo que tarda en subir o bajar un Skip = $\frac{400}{6} = 67$ seg.

-tiempo empleado en cargar y descargar un Skip = 33 seg.

-tiempo total empleado en un viaje - - - - - = 100 seg.

-Número de viajes en 8 hrs.-

efectivas de manto = $\frac{8 \text{ hs} \times 60 \text{ min} \times 60 \text{ seg}}{100} = 288$ viajes; o

sea, 288 descargas de Skip. Por lo tanto, tenemos que:

-Capacidad del Skip = $\frac{600 \text{ ton.}}{288} = \underline{\underline{2.08}} \text{ ton.} = \underline{\underline{4600}} \text{ lb.}$

-Volumen del Skip = $\frac{2.08}{2.4} + 0.30 \frac{2.08}{2.40} = 0.87 + 0.26 = 1.13 \text{ m}^3$

En la tabla 14 b de la pág. 79 del Staley, 1ra. Edición, - encontramos que un Skip de esa capacidad pesa unas 3000 lb y la jaula correspondiente 1000 lb.

Peso del Skip = 3000 lb.
Peso de la jaula = 1000 lb.

Usaremos un cable de dos - puntas con jaula y Skip en cada puntero: "Malacate Semi compensado".

2o.- Cálculo del cable.- Tenemos los datos siguientes:

-Profundidad del tiro = 400 m

-Supondremos una horca de altura = 25 m

-Peso del Skip = 3000 lb

-Peso de la jaula = 1000 lb

-Peso del mineral = 4600 lb

-Velocidad media del Skip = $6 \frac{m}{seg}$

-Aceleración del Skip = $1 m/seg^2 = 3.28 \text{ pies}/seg^2$

-Relación de diámetros de Polea a cable $\frac{D}{d_c} = 100$.

Jalón máximo sobre el cable, $P = W + w l + \frac{W + w l}{g} a + S$.

1er. tanteo.- Supondremos $d_c = 1''$ ($w = 1.60 \frac{lb}{pie}$) y $\frac{D}{d_c} = 100, \therefore D = 100''$.

$W = 3000(\text{skip}) + 1000(\text{jaula}) + 4600(\text{mineral}) = 8600 \text{ lb}$.

$w l = 1.60(400 + 25 + 15) \times 3.28 = 1.60 \times 440 \times 3.28 = 2200 \text{ lb}$.

$$F = \frac{8600 + 2300}{32.2} \times 3.28 = \frac{10900 \times 3.28}{32.2} = 1000 \text{ lb}$$

$$S = 288000 \frac{d_c^3}{D} = \frac{288000 \times 1}{100} = 2880 \text{ lb}$$

$W = 8,600 \text{ lb}$
$w l = 2,200 \text{ lb}$
$F = 1,000 \text{ lb}$
$S = 2,880 \text{ lb}$
TOTAL = 14,680 lb

Esfuerzo de ruptura de un cable de $1'' = 42 \text{ ton} \times 2000 \text{ lb} = 84000 \text{ lb}$.

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{84000}{14680} = 5.8 \longrightarrow 0. \text{ Key}$$

Usaremos, pues, un cable de:

<p>1'' de diámetro de 6x19, alma azul de la casa Roebling, que pesa $1.60 \frac{lb}{pie}$.</p>

30.- Cálculo de los Diámetros de las Poleas y del Tambor del Malacate.-

<p>Diámetro de las poleas y del Tambor del malacate = 8 pies. (96 veces el diámetro del cable)</p>
--

4o.- Cálculo del malacate y de su motor respectivo.- Usaremos un malacate cilíndrico de doble tambor de 8 pies de diámetro. Calculemos la cara del tambor suponiendo que vamos a enrollar el cable en una sola capa o cama:

-Longitud máxima del cable enrollado en el - - - - -
tambor = 400 m + 15(cartucho) + 20(horca)=435 m = 1420 pies.

-Número de vueltas del cable en el - - - - -
tambor = $\frac{1420}{8\pi} = \frac{1420}{8 \times 3.14} = 57$ vueltas.

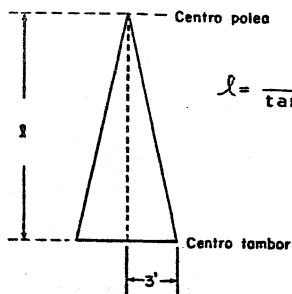
-Como siempre deben existir cuando menos 3 vueltas de cable enrolladas en el tambor, resulta que el número total de -- vueltas = 57 + 3 = 60 vueltas.

-Suponiendo cada vuelta separada de la siguiente ($\frac{1}{5}$ "), la -- cara de los tambores valdrá $60 \times (1" + \frac{1}{5}") = 60" + 12" = 72" = 6$ pies.

Usaremos, pues:

Dos Tambores Cilíndricos de 8' (diámetro) x 6' (cara).

La distancia horizontal (inclinada, no ?) mínima (l) del centro de las poleas al centro de los tambores del malacate -- será:



$$l = \frac{3'}{\tan 1^{\circ}30'} = \frac{3'}{0.026} = \frac{3000}{26} = 115' = 35 \text{ m.}$$

$l = 35\text{m}$ = Distancia inclinada o real entre el eje del malacate y el eje de las poleas.

Para calcular la capacidad del motor, pongamos los datos siguientes:

- Cantidad total de mineral por manteear = 600 ton.
- Altura total de manteeo = 430 m = 1410 pies.
- Peso del Skip = 3000 lb.
- Peso de la Jaula = 1000 lb.
- Peso del mineral por Skip = 4600 lb.
- Diámetro del cable = 1"
- Peso de una punta del cable (1440x1.6) = 2300 lb.
- Tamaño de los tambores cilíndricos = 8' x 6'
- *Peso efectivo de los dos Tambores y Engranés = 67000 lb.
- *Peso Efectivo de cada Polea = 2700 lb.
- Número de vueltas Activas: $1420 \div 8 \sqrt{1} = 56.7$
- Tiempo de Aceleración (t_a) = 6 seg.
- Tiempo de Retardación (t_s) = 6 seg.
- Tiempo de Reposo (t_o) = 10 seg.
- Tiempo Neto de Operación = 8 horas.

*Véase pág. 143 del Staley: "Mine Plant Design"

$$\text{--Viajes por minuto} + \frac{T}{H \times w \times 60} = \frac{600}{8 \times 2.08 \times 60} = \frac{10}{16.16}$$

T = total de ton o lb. por manteear, H=tiempo efectivo de manteeo, w = ton o lb. manteeadas por viaje.

$$\text{Tiempo por viaje} = \frac{16.16}{10} \times 60 = 97 \text{ seg.} = t.$$

Número activo de vueltas = 56.7

"tiempo equivalente a plena velocidad" = $(t-t_0 - \frac{t_a + t_r}{2}) = e;$

$$e = (97 - 10 - \frac{6 + 6}{2}) = 87 - 6 = 81 \text{ seg.}$$

Velocidad máxima del tambor, $v = \frac{56.7}{81} = 0.7 \text{ r.p.s.} = 42 \text{ r.p.m.}$

Tiempo real a plena velocidad, $t_s = e - \frac{t_a + t_r}{2} = 81 - 6 = 75 \text{ seg.}$

Núm. de vueltas enrolladas durante la -----

$$\text{aceleración} = \frac{v t_a}{2} = \frac{0.7 \times 6}{2} = \underline{2.10}.$$

Núm. de vueltas enrolladas durante la - - - - -

$$\text{retardación} = \frac{v t_r}{2} = \frac{0.7 \times 6}{2} = \underline{2.10}$$

Núm. de vueltas enrolladas durante la - - - - -

$$\text{velocidad } \underline{c_t e} = v t_s = 0.7 \times 75 = \underline{52.50} \text{ Total Vueltas}$$

Longitud de cable enrollado durante la - - - - -

$$\text{aceleración} = 2.10 \times 8\pi = 52'.7$$

Longitud de cable enrollado durante la - - - - -

$$\text{retardación} = 2.10 \times 8\pi = 52'.7$$

Longitud de cable enrollado durante la - - - - -

$$\text{velocidad } \underline{c_t e} = \underline{52.5 \times 8\pi = 1314.6}$$

1420:0 Total

Peso Skip = 3000 lb.

Peso Skip = 3000 lb

Peso mineral = 4600 lb

Peso jaula = 1000 lb

Peso jaula = 1000 lb.

4000 lb. (punta sin-
cargar).

Peso que pen- 8600 lb (punta cargada)

de del puntero del cable.

Momentos de la punta cargada que sube:

0 vueltas	-	8600 lb x 4 pies=	34400 pie-lb.
2.10	"	- 8600 lb x 4 pies=	34400 "
54.60	"	- 8600 lb x 4 pies=	34400 "
56.70	"	- 8600 lb x 4 pies=	34400 "

Momentos del cable que sube:

0 vueltas	-	(1420x1.6) x 4 =	9100 pie-lb.
2.10	"	- (1,367.3x1.6)x4=	8800 "
54.60	"	- (52.7x1.6) x 4 =	340 "
56.70	"	- (0 x 1.6) x 4 =	0 "

Momentos del skip vacío que baja :

0 vueltas	-	4000 x 4 =	16000 pie-lb
2.10	"	- 4000 x 4 =	16000 "
54.60	"	- 4000 x 4 =	16000 "
56.70	"	- 4000 x 4 =	16000 "

Momentos del cable que baja:

0 vueltas	-	(0 x 1.6) x 4 =	0
2.10	"	- (52.7 x 1.6) x 4 =	340 pie-lb.
54.60	"	- (1367.3x1.6) x 4 =	8800 "
56.70	"	- (1420 x 1.6) x 4 =	9100 "

Momentos totales de la carga que sube:

VUELTAS	0	2.10	54.60	56.70
Mom. Carga	34500	34500	34500	34500
Mom. Cable	9100	8800	340	0
Total	43600	43300	34740	34500

Momentos totales de la carga que baja:

Carga	16000	16000	16000	16000
Cable	0	340	8800	9100
Total	16000	16340	24800	25100

MOENTOS NETOS

NETOS	27600	26960	9940	9400 pies-lb
-------	-------	-------	------	--------------

Momento de la fricción.-

$$\frac{27600 + 9400}{2} = \frac{37000}{2} = 18500; \quad \frac{18500}{0.80} = 23000;$$

$$\begin{array}{r} 23000 \\ -18500 \\ \hline 4500 \end{array}$$

Momento de la Fricción = 4500 pies-lb.
--

Momentos producidos por las fuerzas de aceleración y retardación.-

La carga total por acelerar o retardar vale:

2 jaulas, a razón de 1000 lb. por jaula	= 2000 lb.
2 Skips, a razón de 3000 lb. por Skip	= 6000 lb.
Carga por mineral	= 4600 lb.
Peso de las dos puntas de cable	= 4600 lb.
Engranajes y Tambores	= 67000 lb.
Poleas	= 5400 lb.
T o t a l	= <u>89600 lb.</u>

V=velocidad periférica máxima del tambor = $v \times 8\pi = 0.7 \times 8 \times 3.14 = 17.6 \frac{\text{pies}}{\text{seg.}}$

$$a = \frac{V}{t_a} = \frac{17.6}{6} = 2.93 \frac{\text{pies}}{\text{seg}^2}; \quad F_a = F_r = \frac{89600}{32.2} \times 2.93 = 8125 \text{ lb.}$$

$$M_a = 8125 \times 4 = 32500 \text{ pies-lb.}$$

Luego:

$$M_a = 32500 \text{ pies-lb.}$$

$$M_r = - 32500 \text{ pies-lb.}$$

- . SUMA DE MOMENTOS . -

VUELTAS	0	A	B	C	D	56.70
		2.10	2.10	54.60	54.60	
Momento Neto	27600	26960	26960	9940	9940	9400
Momento de Fricc.	4500	4500	4500	4500	4500	4500
Mom.de Acel.y Retard.	32500	32500	-	-	-32500	-32500
Momento Total M	64600	63960	32460	14440	-12600	-12930
Tiempo en Seg.	0	6	6	81	.81	87
H. P.	517	512	252	116	- 101	- 103

$$\text{H.P.} = \frac{2\pi w(r.p.s)}{550} M = \frac{6.28 \times 0.7}{550} M = 0.008M; \therefore \boxed{\text{H.P.} = 0.008M}$$

Toscamente, potencia media del motor = $\frac{517+116}{2} \approx 300 \approx 300 \text{ H.P.}$

Potencia necesaria para acelerar el Rotor del Motor en --
1 seg = $300 \times 1.6 \approx 480 \text{ H.P.}$

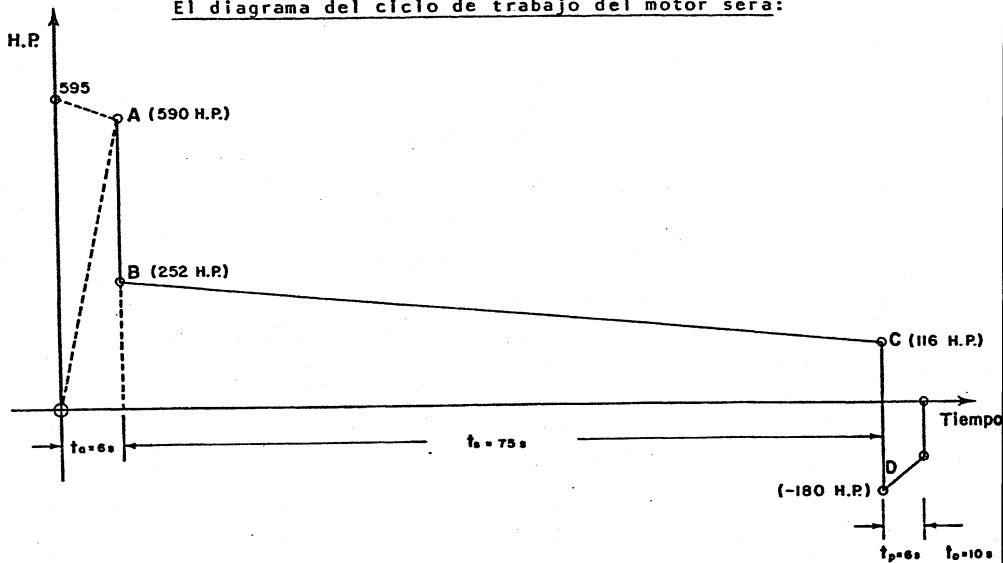
Ahora bien, el rotor no se acelera ni retarda en 1 seg, sino
en $t_a = t_r = 6 \text{ seg.}$

Luego $\frac{480}{6} = 80 \text{ H.P.}$. Entonces, las potencias necesarias en
A y D (véase diagrama del ciclo de trabajo), tomando en cu
ta la aceleración del rotor serán:

$$A = 512 + 80 \approx 590 \text{ H.P.}$$

$$D = -101 - 80 \approx -180 \text{ H.P.}$$

El diagrama del ciclo de trabajo del motor será:



El valor medio cuadrático de la potencia será:

$$\text{H.P.} = \sqrt{\frac{A^2 x t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} x t_s + D^2 x t_r}{k t_a + t_s + k t_r + l t_o}}$$

Para un motor de C.A. resulta que $k = \frac{1}{2}$, $l = \frac{1}{4}$, en consecuencia:

$$\text{H.P.} = \sqrt{\frac{590^2 \times 6 + \frac{252^2 + 116^2 + 252 \times 116}{3} \times 75 + 180^2 \times 6}{\frac{1}{2} \times 6 + 75 + \frac{1}{2} \times 6 + \frac{1}{4} \times 10}}$$

$$= \sqrt{\frac{2'088,000 + 2'625,000 + 194,400}{83.5}}$$

$$= \sqrt{58,800} = 243 \text{ H.P.} \approx 250 \text{ H.P.}$$

Para prever un 10% de caída de voltaje:

$$595 + 0.30 \times 595 = 595 + 178.50 \approx 770 \text{ H.P.}$$

Par de arranque máximo que debe desarrollar el motor.

Par de arranque máximo = 2x potencia del motor que se requiere o necesita.

$$\text{Luego, Potencia de nuestro motor} = \frac{770}{2} = \underline{385 \text{ H.P.}}$$

-Usaremos un motor de inducción de 400 H.P., de 1440 voltios, -- trifásico, de 60 ciclos y de 450 r.p.m., que tenga una "relación de transmisión" = $450 \div 42 = 10.7 : 1.0$.

BIBLIOGRAFIA

- Elements of Mining, Lewis and Clark, John Wiley and Sons, 1964 Edition.
- SME-Mining Engineering Handbook, Cummins and Given, AIME, N. -- YORK, 1973, Vol. 1, Section 15.
- Reglamento de Seguridad en los Trabajos de las Minas, 1967.
- Mine Plant Design, by W.W. Staley, Mc Graw Hill, N. York, 1936 and 1949 Editions.

CAPITULO IV.

SISTEMAS DE DRENAJE Y BOMBEO EN LAS MINAS

IV.1.- Clasificación de las Aguas Subterráneas.-

Desde el punto de vista geohidrológico-minero, se distinguen los tres tipos siguientes de aguas subterráneas:

Aguas Meteóricas.- Son las que provienen de las lluvias, ríos, lagos o lagunas. Una parte del agua de las lluvias se filtra y almacena en los poros y grietas de las rocas; otra parte circula o escurre sobre la superficie del terreno; y la tercera parte se evapora. Estas aguas meteóricas son las de mayor importancia en el desagüe de las minas.

Aguas Magmáticas o Juveniles.- Son las que provienen de los magmas y originan los manantiales de aguas termominerales. Estas aguas se caracterizan por su alta temperatura y por la presencia de ciertos elementos químicos (litio, etc.): agua subterránea en la Mina Parícutín de Pachuca, Hidalgo.

Aguas Connatas.- Son las que quedan atrapadas durante el proceso de formación de las rocas sedimentarias (proceso de sedimentación).

IV.2.- Nivel Freático o Hidrostático ("water table").-

Es la superficie o nivel superior (espejo) de las aguas subterráneas, que se detecta mediante pozos para agua o

tiros mineros. Este nivel freático ("water level"), en general, sigue toscamente las irregularidades o contornos de la superficie del terreno; pero se acerca más a esta superficie en el fondo de los valles que en las laderas o flancos de colinas o montañas.

El volumen de los poros de las rocas varía desde menos de 1% hasta 28%, y alcanza hasta 40% en arena y grava -- sueltas. Se dice que una roca está saturada, cuando todos sus poros están llenos de agua; pero el agua no sólo se almacena en los poros, sino también en las juntas, -- grietas, fracturas y fallas de las rocas.

IV.3.- Geología Estructural y Geohidrología.-

El agua subterránea circula a través de los poros de las rocas permeables, o a través de las fracturas de las impermeables. Por las fallas penetran grandes cantidades de aguas meteóricas a las minas; pero los estratos de rocas sedimentarias impermeables, y los diques de rocas ígneas, constituyen barreras (obstáculos) que impiden el paso y la circulación de las aguas subterráneas.

Si se realizan obras subterráneas en las cercanías de una mina inundada, se corre el riesgo de echarse el agua de la mina encima. También deben tomarse medidas precautorias, tanto en la superficie del terreno como en el interior de la mina, para evitar que penetren las aguas de -- las lluvias, ríos, lagos, presas (y hasta del mismo mar), en los laborios mineros.

Por consiguiente, sólo mediante un estudio concienzudo -- de la geología estructural y de la geohidrología de un --

distrito minero, se podrá entender, y posteriormente resolver atinadamente, su problema de drenaje y bombeo; a cuyo efecto, se recomienda recabar los datos siguientes:

- Topografía superficial del terreno: plano, ondulado, -- escabroso o abrupto.
- Posición del nivel hidrostático y gasto probable de --- agua (GPM).
- Localización de estratos permeables e impermeables, diques, fallas y fracturas, respecto a ríos, presas, lagos, minas inundadas, etc.; y también respecto a las -- obras mineras por ejecutar.

IV.4.- Métodos para Desaguar Minas.-

Las minas se pueden desaguar mediante uno o varios de los cuatro métodos o procedimientos siguientes:

- Mediante túneles o socavones.
- Mediante botes, tanques o toneles izados por malacates.
- Mediante elevadores de aire comprimido: "Air-Lifters".
- Mediante bombas.

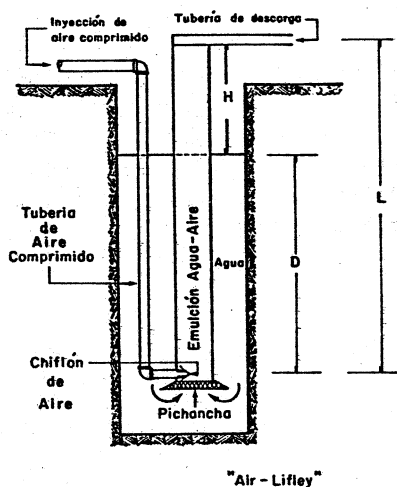
IV.4.1.- Desagüe por medio de túneles o socavones.- Sólo resulta aplicable cuando las condiciones topográficas del terreno lo permitan. El socavón servirá no sólo para el desagüe, sino también para el acarreo interior y para la ventilación; además, el socavón evitará el costo del -- sistema de bombeo (bombas, tuberías, energía, bomberos; costos de operación y mantenimiento, y depreciación), -- así como el peligro de que se inunde la mina si fallaran las bombas.

Antes de optar por el cuele de un socavón de desagüe - (Socavón Aviadero de Real del Monte a Omitlán, para de saguar la veta Vizcaíña), deberá hacerse un cuidadoso y concienzudo estudio económico comparativo de costos "Socavón Vs. Sistema de Bombeo"; montos de las inver-- siones iniciales, costos de operación y mantenimiento, depreciación, valores presentes; desde el punto de vis ta económico, se escogería aquella alternativa que --- arrojase el menor "valor presente".

IV.4.2.- Desagüe mediante botes, tanques o toneles.- Es un pro cedimiento simple y seguro (no hay peligro de que se - inunde el malacate que iza los botes) para desaguar mi nas antiguas inundadas, aunque tiene algunos inconve-- nientes: 1) altos costos iniciales y de operación del malacate (mayores que para las bombas); 2) la veloci-- dad del desagüe disminuye conforme aumenta la profundi dad del espejo del agua; 3) si el agua del bote se des carga sobre la superficie "fallada" del terreno, existe el peligro de que dicha agua penetre nuevamente en el interior de la mina inundada. Por consiguiente, -- este método sólo se recomienda para desaguar minas --- inundadas, y cuyo malacate inactivo puede ponerse nue vamente en operación para desaguarlas.

IV.4.3.- Desagüe mediante "air-lifters".- Son elevadores de --- agua accionados por aire comprimido, que al ser inyec tado dentro del agua forma con ésta una emulsión de me nor densidad que la misma agua. Fueron propuestos con fines de desagüe y bombeo en 1888 por el Dr. Julius -- Pohle. De entonces hasta la fecha, se han usado: -- a) para bombear agua de los pozos, b) para desaguar -- minas, c) para elevar pulpas o colas en las plantas de cianuración (tanques Pachuca), y d) para alimentar pul

pa a los molinos de bolas. Véanse páginas 686 a 691 -- del "Elements of Mining" de Lewis-Clark. En la figura respectiva tenemos:



D= Sumergencia: profundi-
dad del chiflón de aire
comprimido debajo super-
ficie libre del agua.

H= Altura total de bombeo.

L= D + H.

En general, la sumergencia
D se expresa como un porcen-
taje de L:

$$\% \text{ Sumergido} = \frac{D}{D+H} \times 100 = \frac{D}{L} \times 100.$$

-Se recomienda un porcentaje
de sumergencia entre 60% y -
70% para alcanzar la más alta
eficiencia en la operación:

$$\frac{D}{L} \approx \frac{2}{3}; \text{ luego, } D = \frac{2}{3} L, H = \frac{1}{3} L; \text{ es decir, } \frac{H}{D} = \frac{1}{2} D.$$

-Ejemplo: Si L = 15m, entonces, D = 10m, y H = 5m (altu-
ra de bombeo).

IV.4.4.- Sistema de Desagüe, Mediante Bombas en una Minas.- La -
capacidad de bombeo requerida en las minas subterráneas
varía desde unos cuantos litros por segundo hasta millo-
nes de litros por día. La elección del tipo de bomba de-
pende del gasto a manejar y de la profundidad de la mina:
desde 200 hasta 3,000 metros.

El agua que proviene de las minas subterráneas se con---

centra o acumula (almacena) en recipientes denominados piletas ("sumps"), localizadas de preferencia en las cercanías o en el fondo (caja) del tiro. Los cruceros y cañones colados a partir del tiro tienen pendientes tales (+ 0.50%) que el agua reconozca por gravedad a las piletas construidas cerca del tiro. El agua generada dentro de la mina se extrae mediante 1, 2 ó 3 etapas o estaciones de bombeo, dependiendo de la profundidad de la mina, estaciones distribuidas estratégicamente a lo largo del tiro de la mina. También se pueden conectar varias bombas centrífugas en serie, en cuyo caso, se evitan piletas y estaciones intermedias de bombeo.

Una estación de bombas es la excavación o espacio --abierto dentro de la mina que se destina a las bombas y a sus motores, los cuales se instalan sobre viguetas o bases de concreto. Las bombas se instalan cerca de la pileta, con su tubería de descarga y su tubo de succión, este último provisto de un cedazo o pichancha --("strainer") y de una válvula de pie.

IV.5.- Tipos de Bombas. Bombas de Embolo.-

Las bombas se clasifican en la forma siguientes:

- A) De desplazamiento: 1) De émbolo o reciprocantes: desde 1 hasta 5 pistones (símplex hasta quíntuplex).
2) Rotarias.
- B) Centrífugas (*): 1) Horizontales.
2) Verticales.
- (*) De uno o varios pasos, impulsores o tazones.

Las bombas de émbolo o pistón pueden ser símplex (de un solo cilindro), dúplex, tríplex, cuádruplex y quíntuplex, de simple o de doble acción. Las gráficas 18.01 a 18.05 de las páginas 635 a 636 del Lewis-Clark, muestran el funcionamiento de estas bombas, con gastos intermitentes en la tubería de descarga, y cuyas velocidades son muy bajas, puesto que no exceden de 60 r.p.m.; por tal motivo, pueden ser accionadas por motores de C.D. o de C.A., cuyas velocidades se reducen mediante transmisiones de engranes o de poleas con bandas. Estas bombas de pistón usan válvulas de seguridad para evitar la rotura de la tubería. En minas antiguas, aún siguen funcionando algunas viejas bombas de émbolo, que para fines de desagüe en las minas ya han sido desplazadas por las centrífugas.

IV.6.- Bombas Centrífugas.

Ocupan menos espacio que las de émbolo, se pueden conectar directamente con el motor, son de uno o de varios impulsores, y producen un gasto constante en la tubería de descarga, no intermitente como las bombas de émbolo.

El gasto de una bomba centrífuga varía con el diámetro y con la velocidad del impulsor; la altura de descarga con el cuadro, y la potencia requerida por la bomba con el cuadro de dicha velocidad.

Las bombas centrífugas deberán usarse para aquellos gastos y alturas de descarga correspondientes a las máximas eficiencias de las bombas. Véanse cuadro y "curvas características" de una bomba centrífuga en las páginas 638 y 639 del Lewis-Clark. Los fabricantes de bombas deberán -

suministrar a los compradores las "curvas características" de cada tipo de bomba que fabriquen, curvas que -- muestren las condiciones de carga y de gasto para las - cuales fueron diseñadas: Ingersoll-Rand, Worthington, - Fairbanks Morse, Sulzer, Byron Jackson, Flygt, etc. En efecto, cada bomba se diseña para ciertas condiciones - de carga y de gasto, condiciones que arrojan la máxima eficiencia de la bomba y, en consecuencia, el máximo ahorro en consumo de energía eléctrica.

IV.7.- Tipos y Usos de las Bombas Centrífugas.-

- IV.7.1.- Bombas portátiles o Semi-portátiles.- En general, son bombas centrífugas verticales accionadas por aire comprimido o electricidad, que trabajan sumergidas en piletas; las de aire comprimido pueden bombear hasta -- 100 G.P.M. contra cabezas de hasta 100 pies; las eléctricas son de mayor capacidad. Estas bombas están indicadas para gastos pequeños; por ejemplo, se recomienda su uso para drenar piletas, para desaguar el fondo de un tiro en proceso de avance, etc.
- IV.7.2.- Bombas Centrífugas Horizontales de un solo paso ("single-stage").- Se fabrican en tamaños con diámetro de descarga desde 3" hasta 12", son de 1,750 r.p.m., se conectan directamente al motor eléctrico, y se fabrican para gastos promedios de 3,500 G.P.M. contra cabezas de unos 500 pies. Son bombas de alta eficiencia, y resultan ideales para ser instaladas en estaciones de bombeo.
- IV.7.3.- Bombas Centrífugas Horizontales de varias etapas - - ("multistage").- Se fabrican en diámetros de descarg

ga desde 3" hasta 10", con 2 y hasta 10 impulsores, -- 3,500 r.p.m., para cabezas entre 500' y 5,000' (hasta 7,000'). Se conectan directamente al motor y resultan ideales para instalarse en estaciones de bombas con altas cabezas por vencer.

IV.7.4.- Bombas Centrifugas Verticales (de 1 y 2 "stages"). - Se fabrican para capacidades de hasta 15,000 G.P.M., cabezas de 800 pies, y se conectan directamente debajo del motor de hasta 1,250 hp, con velocidades de 1,750 ó 3,500 r.p.m. Indicadas para estaciones de bombas en las minas con cabezas menores de 800 pies, y para las piletas en las minas a cielo abierto.

IV.7.5.- Bombas Verticales de Turbina (de pozo-profundo). - Son bombas centrifugas verticales de diámetros relativamente pequeños para que quepan dentro de pozos de agua o en el interior de excavaciones angostas (8" a 24") - y profundas. Constan de hasta 20 impulsores removibles (15' a 100' de cabeza por impulsor), y varias trabajan sumergidas en el agua. Se construyen de 25 a más de 10,000 G.P.M., contra cabezas de 25 a 1000 pies. El motor y la bomba pueden formar una sola unidad; o bien, la bomba se sumerge dentro del pozo y el motor se instala en la superficie.

En general, para las bombas centrifugas se recomiendan motores eléctricos de inducción (A.C.) tipo jaula de ardilla ("Squirrel-Cage"). Por otra parte, la eficiencia bomba-motor es de 50% a 60% para unidades chicas, de 75% para unidades medianas, y hasta de 80% para sistemas de gran capacidad de bombeo: 90% de la bomba y 93% del motor. Véase fig. 26-14, Sección 26, Vol.2 del Cummins and Given.

Sobre factores a considerar para seleccionar una bomba, véase pág. 26-29 del Cummins and Given: tipo de trabajo y de instalación, gasto (G.P.M.), carga dinámica total, calidad y temperatura del agua, espacio disponible para el conjunto bomba-motor, etc.

NOTA.- Para bombear lodos, jales, pulpas y lechada de cemento, se usan bombas de émbolo resistentes a la abrasión, de pequeña o mediana capacidad, y de alta presión de descarga. Indicadas para inyectar lechada de cemento (grouting), y para bombear lodos y pulpas a través de tuberías -- largas. Existen también bombas centrífugas -- horizontales para bombear lodos, o mezclas de guijarros, arenas y lodos.

IV.8.- Fórmulas para el Cálculo de Bombas.-

La carga dinámica total, C.D.T., igual a H, que tiene que vencer una bomba, se calcula con la fórmula siguiente (200' < H < 5,000'):

$$\text{C.D.T.} = H = H_s + H_f + H_v + H_p, \text{ en pies. . . . (1)}$$

En donde:

H_s = carga estática o de altura, en pies; o sea, distancia vertical de elevación del agua: "suma de las proyecciones verticales de las tuberías de succión y de descarga".

H_f = carga de fricción de la tubería, en pies; deberá ser, bajo condiciones económicas, menor del 5% de H: por consiguiente, $H_f < 5.25\% H_s$.

Véase el cuadro 18.01, página 649 del Lewis-Clark.

H_v = carga de velocidad del agua = $\frac{v^2}{2g}$, siendo v la velo

idad del agua en pies/seg, y $g = 32.2$ pies/seg².
 H_p = carga de presión, en pies; siempre y cuando la tubería descargue en un tanque a presión. Generalmente $H_p = 0$.

El caballaje requerido para operar una bomba centrífuga se calcula con la fórmula siguiente:

$$hp = \frac{G \times H \times 8.33 \times k}{33,000 \times E} \quad (2)$$

En donde:

G = galones por minuto (G.P.M.): $200 < G < 5,000$ G.P.M.

H = carga dinámica total (C.D.T.), en pies.

8.33 = peso de un galón de agua (3.78 litros), en libras.

k = constante de sobrecapacidad para bombas centrífugas = 1.1

E = eficiencia bomba-motor: 50% a 80%; 50 a 60%, unidades chicas; 60 a 75%, medianas; hasta 80%, grandes.

1 hp = 550 pies-lb/seg. = 33,000 pies-libras/minuto.

-Las unidades chicas tienen capacidades de bombeo menores de 1,000 G.P.M. y de 1,000 pies de cabeza; las unidades medianas, entre 1,000 y 3,000 G.P.M.; y los sistemas de gran capacidad de bombeo exceden de los 3,000 G.P.M.

Para reducir al mínimo el caballaje requerido por una bomba centrífuga, deberá seleccionarse adecuadamente el diámetro de la tubería de descarga; para lo cual deberán tomarse en cuenta el costo de la tubería, su depreciación (¿a 25 años?), y el costo de la energía eléctrica suministrada al motor de la bomba.

Parámetros de una bomba centrífuga:

Tamaño: es el diámetro, en pulgadas, de su abertura de descarga (de 3" a 12"), y su número de impulsores o tazones: desde 2 hasta 28 y 30! ..

Cabeza: o Carga Dinámica Total (desde 200' hasta 5,000').

Gasto: Desde 200 hasta 5,000 G.P.M.

Composición del Agua: Agua limpia; o con cierto porcentaje de arenas y de lodos; pulpas, jales, temperatura del agua, pH, etc.

Revoluciones por Minuto: 1,750 R.P.M., 3,500 ó 3,550 --- R.P.M.

Eficiencia: Desde 50 hasta 80% (bomba-motor).

Nota. - Con fundamento en las "Curvas Características" -- de cada modelo de bomba, escójase aquélla que arroje la más alta eficiencia para las condiciones reales de gasto y de C.D.T. Las bombas centrífugas - verticales están indicadas para cargas totales menores de 800 pies; y las horizontales, para cargas mayores de 800 pies. Las bombas centrífugas - verticales son más baratas que las horizontales.

Ejemplo. - Escójase la bomba adecuada para manejar 280 - - G.P.M. de agua limpia, a temperatura ambiente, contra una carga dinámica total de 1,330 pies. ¿Qué tipo de bomba centrífuga se escogería?

Si aplicamos la fórmula (2) anterior, obtendremos:

$$\text{hp} = \frac{G \times H \times 8.33 \times k}{33,000 E} = \frac{280 \times 1330 \times 8.33 \times 1.1}{33,000 \times 0.68} = 152 \text{ hp.}$$

Si se solicitan cotizaciones a las casas fabricantes - - Byron Jackson (E = 53%), Worthington de México (E = 55%) e Ingersoll-Rand (E = 67.4%); la que arroja la eficiencia máxima, 67.4%, es la fabricada por la Ingersoll-Rand;

por consiguiente, escogeremos esta última bomba que - -
tiene las características siguientes:

- Núm de Modelo y Tamaño: 2 CNTA - 6
- Gasto: 280 GPM.
- C.D.T.: 1,330 pies = 405.7 m
- Velocidad de operación : 3,550 R.P.M.
- Eficiencia bomba-motor: 67.4%
- Tipo impulsor y Núm de pasos: cerrado/6 pasos
- Diámetro tuberías succión/descarga: 4"/2" $\frac{1}{2}$.
- Motor eléctrico requerido: 150 hp/3,550 R.P.M.
- Precio bomba - motor: alrededor de \$50,000.00 dls., -
U.S.Cy.
- Tiempo de entrega: 9 a 10 meses.

IV.9.- Estimación del Gasto de Agua.-

La estimación del gasto probable del agua que se encontrará en el interior de una mina, es un verdadero problema para los especialistas en Geología Estructural -- y en Geohidrología, cuyas estimaciones, en la mayoría de los casos, resultan poco confiables.

En efecto, escasa precipitación pluvial, terreno seco y cierto relieve topográfico, indican por lo regular un nivel freático profundo; sin embargo, no garantizan la ausencia de agua: recuérdese la inundación en 1945 de la "Mina San Antonio", en Santa Eulalia, Chihuahua, por la súbita irrupción de un gasto de agua de 100,000 - - G.P.M. (!) .

Se han hecho varios intentos para estimar el flujo de - agua que ocurrirá en túneles, tiros, minas subterráneas y a tajo abierto; intentos que han arrojado ciertas - -

guías generales para hacer dicha estimación, que casi siempre ha resultado poco confiable.

IV.10.- Ocurrencia del Agua en las Minas Subterráneas.-

En la "Mina San Antonio" de Santa Eulalia, Chihuahua, han ocurrido varias inundaciones, debido a la invasión del agua subterránea almacenada dentro de cavernas de rocas carbonatadas. Asimismo, las Minas "Buena Tierra" y "El Potosi", también en Santa Eulalia, Chih., han sufrido invasiones de agua procedente de bolsas aisladas de dicho líquido. La Mina de Naica, Chih., con altos costos por concepto de bombeo y de ventilación, costos ocasionados por el calor y la humedad producidos por el agua que penetra a la mina a través de fallas.

En las minas "Limón" y "Santa Francisca" de Nicaragua se presentan "aguas magmáticas", que se caracterizan por su alta temperatura y por la presencia de ciertos elementos químicos, por tratarse de una zona volcánica con abundantes fumarolas (energía geotérmica).

IV.11.- Cuidados Especiales para el Control del Agua.

Los barrenos de exploración se cementan en ciertas zonas con el fin de impedir la entrada de agua a la mina a través de dichos barrenos. Además, si en una mina existe el peligro de cortar agua en cantidades inconvenientes, se acostumbra perforar "barrenos piloto" que se adelanten entre 100' y 200' a las obras mineras. -- Por ejemplo, en la mina "San Antonio" antes mencionada se dan barrenos adelante de las obras mineras, y se diseñan "puertas de agua" que se instalan en lugares - -

estratégicos de los niveles de la mina (cercanos a las estaciones de bombas) para prevenir posibles inundaciones.

Bibliografía del Capítulo.

-SME- Mining Engineering Handbook, Vol. 2, Cummins and Given, AIME, N. York, 1973, Sección 26, páginas 26-1 -- a-26.51.

CAPITULO V

SISTEMAS DE VENTILACION E ILUMINACION EN LAS MINAS.

V.1.- Significado e Importancia de la Ventilación en las Minas.-

La ventilación es el control del movimiento del aire en el interior de una mina, en relación con cantidad y calidad, temperatura y humedad, dirección y velocidad de dicho aire. Por consiguiente, la ventilación de una mina es el proceso más importante para su control ambiental.

Desde otro punto de vista, el objetivo básico de la ventilación es la conservación de la vida humana en el interior de las excavaciones mineras mediante su adecuado control ambiental.

De lo anterior se concluye, que toda empresa minera debe poner atención especial en los importantes problemas de la ventilación de sus minas.

V.2.- Naturaleza de la Atmósfera de una Mina.-

Aire o atmósfera de una mina es la mezcla de gases que existen en su interior, o sea, en sus excavaciones subterráneas. La composición química del aire puro y seco, al nivel del mar, es la siguiente:

<u>Gases</u>	<u>%, en volumen</u>	<u>%, en peso</u>
Nitrógeno	78.09%	75.53%
Oxígeno	20.95	23.14
Bióxido de carbono	0.03	0.046
Argón y otros gases raros	0.93	1.284
T o t a l e s	100.00%	100.000%
	*****	*****

El vapor de agua puede variar, en volumen, desde 0.10 - hasta 3,00 %, generalmente excede del 1.0%. Además, -- en los cálculos para la ventilación de minas se consi-- dera el aire como un "gas ideal" con 21% de oxígeno y - 79% de nitrógeno, en volumen.

El mantenimiento de la pureza química del aire, dentro de ciertos límites y en el interior de la mina, se l-- gra mediante la ventilación.

V.3.- Gases y Polvos en las Minas.-

Los principales contaminantes de la atmósfera de una - mina son de dos tipos: gases y polvos. El objetivo -- primordial de la ventilación es diluir o remover estos contaminantes, así como suministrar la cantidad suficien - te de oxígeno para la respiración humana. En el interior de una mina y donde haya gente trabajando, el contenido de oxígeno no debe bajar de 20%, en volumen (aire fresco), pues si baja, se convierte en aire viciado.

Gases y polvos contaminantes en el interior de una mina no deben exceder los porcentajes que se especifican en el cuadro siguiente:

Gases (p.e.)	Efectos	Fuentes de Origen	% Máximos Permisibles
C O ₂ (1.529)	Muerte por sofocac.	Combustión completa	0.50%
C O (3.967)	Muy venenoso	Incendios, motores de C.I.	0.010
H ₂ S (1.1912)	Venenoso	Detonac. de algunos expl.	0.002
C H ₄ (0.559)	Explosivo (5-15%)	Mantos Carbón (grisú)	1.0
N O ₂ (1.5895)	Venenosos	Motores C.I., explosivos nitrogenados.	0.0005
N ₂ O y N O			
Polvos (de Si ó C)	Silicosis, Antracosis	Perforac. y Voladura ro- cas.	2x10 ⁶ parts. / pie ³ aire

Si O₂ < 10 μ/pie³ aire

El control de estos contaminantes (gases y polvos), se basa en los principios siguientes:

- 1.- Prevención (evitando su generación).
- 2.- Remoción (o eliminación).
- 3.- Supresión (mediante tratamiento especial)..
- 4.- Confinamiento (mediante taponamiento).
- 5.- Dilución (véase fórmula y ejemplo en el fondo de -- la página. 16-4, Sección 16, Vol.1, Cummins & Given).

A continuación, haremos una breve descripción de los gases y polvos de las minas, así como de la temperatura y humedad de su atmósfera.

El oxígeno (O) es un gas incoloro, inodoro, insípido y -- más pesado que el aire (p.e. = 1.1056). El oxígeno del -- aire de una mina es consumido por la respiración del hombre, y por las lámparas de carburo, la putrefacción de -- la madera, y los incendios dentro de la mina. Los efectos de la disminución del porcentaje de O en la atmósfera de una mina se pueden resumir como sigue:

- Entre 20.00 y 20.90%, todas las lámparas arden normalmente.
- Entre 16.0 y 17.0%, velas y lámparas de seguridad se -- apagan.
- Si el O baja a 13.0%, se apaga una lámpara de carburo.
- Si el O desciende a 10%, la respiración se torna difícil y la vida se pone en peligro; en efecto, la mente -- se vuelve confusa y todos los sentidos se embotan.

El aire de una mina deja de ser "fresco" y se convierte en "viciado", cuando su porcentaje de oxígeno baja, en volumen, del 20%.

El bióxido de carbono ($C O_2$) es un gas incoloro e inodoro, pero con un típico sabor ácido, más pesado que el aire (p.e.=1.529); no es venenoso en sí, pero puede causar la muerte por sofocación, por no ser apto para respiración (Gruta del Perro en Nápoles, Italia). Cuando el $C O_2$ sube a 3% en cierta atmósfera, la respiración comienza a dificultarse; pero cuando alcanza el 18%, sobreviene la muerte por sofocación. Este gas es producido por una combustión completa, por el hombre durante la exhalación de su respiración, por lámparas ardiendo, por la putrefacción de la madera, por algunos incendios y por la detonación de la pólvora. En la atmósfera de una mina, no debe exceder del 0.50%.

El monóxido de carbono ($C O$) es un gas incoloro, inodoro e insípido, extremadamente venenoso, más ligero que el aire (p.e.=0.967). Este gas es muy venenoso, porque penetra en los pulmones y de estos en la sangre, en la cual se disuelve según la reacción química siguiente: $Hb O_2$ (oxi-hemoglobina) + $C O = Hb (C O)$ carboxihemoglobina + O_2 , y desplaza al oxígeno de la hemoglobina, ya que la afinidad química de la Hb por el C O es 300 veces mayor que por el O. No debe exceder del 0.01% de C O en el aire de una mina. Sus efectos tóxicos (mareos, náuseas, desvanecimiento y la muerte...) dependen de su porcentaje en la atmósfera y del tiempo durante el cual se respire el C O, como sigue:

0.06% de $C O$, produce la muerte en 2.5 horas.

0.16% de $C o$, " " " en 1.0 hora.

0.30% de $C O$, " " " en 1/2 hora.

Etcétera.

Se usan detectores químicos (colorimétricos) y canarios para comprobar su existencia y medir su concentración. -

El CO es producido por las combustiones incompletas, por los incendios y explosiones que ocurren en las minas, por el escape de los motores de gasolina y por la detonación de algunos explosivos.

El metano (CH_4) es un gas incoloro, inodoro, insípido y -- más ligero que el aire (p.e.=0.559), conocido también como "gas de los pantanos". Se produce principalmente en las minas de carbón, y su propiedad más importante es su "explosividad" al mezclarse con el aire y convertirse en grisú. Los límites de peligrosidad (explosividad) del -- grisú se fijan en el rango comprendido entre 5% y 15% de metano en el aire, en volumen, siendo 9.5% de metano la mezcla óptima, o sea, cuando la explosión alcanza su máxima violencia. No debe exceder de 1.00% en la atmósfera de una mina de carbón. Existen en el mercado muy eficientes aparatos detectores de grisú: lámpara de seguridad -- de Davy y grisúmetros.

El hidrógeno sulfurado ($\text{H}_2 \text{S}$) es un gas con olor incon-- fundible a "huevos podridos", más pesado que el aire -- (p.e. = 1.1912), y de efectos fatales en concentraciones en el aire entre 0.10 y 0.15%. Resulta tóxico arriba de 0.002%. Este gas se produce por las detonaciones de explosivos con azufre, así como en algunos manantiales de aguas termo-minerales: "Agua Hedionda" en Cuautla, Morelos.

Los vapores nitrosos (N O_2) son gases café-rojizos de -- olor irritante, muy venenosos, más pesados que el aire -- (p.e. = 1.5895), producidos por la detonación incompleta de algunos explosivos que contienen nitrógeno: dinamitas, nitratos de amonio, etc. Tóxico arriba de 0.0005% (tra-- zas) en el aire de una mina. Produce bronquitis y la --- muerte después de unas cuantas horas de respirarlo.

En las minas se producen "polvos" de sílice y de carbón - que afectan el pulmón en forma de silicosis y antracosis; también se producen polvos tóxicos (de arsénico, -- plomo, mercurio, etc.), así como polvos radiactivos de - uranio, radio y torio. El polvo es producto de la perfo - ración de las rocas y de la voladura con explosivos. -- Se llama polvo, cualquier partícula con diámetro menor de 10 μ (micras). Las partículas que causan enfermedades - pulmonares, porque penetran en los alveolos del pulmón, varían de 1/4 a 7 μ de diámetro; por consiguiente, para - determinar la peligrosidad del polvo de sílice, se requie - re medir su concentración por unidad de volumen, el diá - metro o tamaño de las partículas, y el porcentaje de síli - ce libre.

Índice coniótico es el que determina la peligrosidad de una atmósfera de polvo de sílice en función de las tres - variables mencionadas en el párrafo anterior. El índice coniótico empleado en España viene dado por la fórmula si - guiente:

$$i = 3.32 \log. Ct - K$$

En donde:

C = Número de partículas de polvo por cm^3 (partículas - entre 0.5 y 5.0 micras).

t = Porcentaje de sílice libre.

K = Coeficiente que varía entre 8.9 y 10.6, según se tra - te de aparatos de filtro soluble o con membrana de mi - croporos.

i = Índice coniótico, cuyo valor no excede de 5.0 en at - mósferas que ya alcanzaron el límite de peligrosidad, y es mayor de 6.0 en atmósferas francamente peligro - sas.

Contra el polvo se lucha: a) eliminándolo antes de que -- incorpore al aire de la mina, mediante la inyección de -- agua dentro de los barrenos; b) precipitando el polvo en

suspensión, regando el material tumbado con explosivos, y mediante regaderas o "espreas"; c) evitando que el -- pulmón aspire el polvo mediante el uso de respiradores o mascarillas; sólo resultan eficaces los filtros co-- loides especiales que retienen el 93% del polvo.

Por otra parte, para que el organismo humano pueda fun-- cionar eficientemente, es necesario conservar dentro de ciertos límites la temperatura y la humedad del aire de la mina; a cuyo efecto, las temperaturas deben estar -- comprendidas entre 10° y 37°C, y las humedades, entre -- 20% y 95%.

Resumiendo, el "ingeniero de ventilación" tiene que con-- servar la composición de la atmósfera de la mina dentro de los porcentajes y límites siguientes:

Oxígeno (O): igual a, o más del 20%.

Metano (CH₄): menos del 1.00%.

Dióxido de carbono (CO₂): menos del 0.50%.

Monóxido de carbono (CO): menos del 0.01%.

Hidrógeno sulfurado (H₂ S): menos del 0.002%.

Vapores nitrosos (NO₂): menos del 0.0005% (trazas).

Polvo de sílice (Si O₂): menos de 2 x 10⁶ partículas de sílice menores de 10 micras de ó por pie³ de aire (28.3 litros); o sea, menos de 70,700 partícu-- las/litro

10°C < Temperatura < 37°C. (Termómetro).

20% < Humedad < 95% (Sicrómetro)

Nota.- El sudor humano contiene 0.25% de sal: 2.5 gramos de sal por litro de sudor. Bajo condiciones muy se-- veras de temperatura, un minero puede perder hasta

tres litros de agua (sudor) por hora; o sea, puede perder hasta 7.5 gramos de sal por hora, que será necesario reponerle.

V.4.- Objetivos de la Ventilación.-

El objetivo general de la ventilación es la conservación de la vida humana en el interior de las excavaciones mineras; y sus objetivos específicos son los tres siguientes:

- 1) Introducir la cantidad requerida de aire dentro de la mina: 50 pies³/min/hombre en las minas metálicas, y -- 100 pies³/min/h en las de carbón, como mínimo (1,500 y 3,000 litros/min/hombre, respectivamente).
- 2) Diluir los gases y disminuir la cantidad de polvos en suspensión a porcentajes permisibles (tolerables).
- 3) Bajar (o subir) la temperatura y la humedad (clima) -- a niveles agradables.

V.5.- Presión de Ventilación.-

Es la que genera o produce la corriente de ventilación, que siempre circula de un punto de mayor a uno de menor presión de ventilación. Esta presión se puede expresar en pulgadas de agua o en lb/pie². Una presión de ventilación de una pulgada de agua (columna de 1" de altura) equivale a una presión de 5.2 lb/pie²; en cambio, - una presión de ventilación de una pulgada de mercurio - equivale a una de 13".6 de agua, o sea, de 70.7 lb/pie².

V.6.- Diferentes Tipos de Ventilación en las Minas.-

Una mina es una red compleja de excavaciones de variadas dimensiones, dentro de las cuales trabajan los mineros, y hasta las cuales habrá que hacer llegar el aire fresco para eliminar el viciado.

Para poder ventilar una mina, es necesario generar una corriente de aire fresco que penetre por una boca de -- entrada, llegue hasta los laboríos en donde haya gente trabajando, y salga por una boca de salida. Evidente-- mente, esta corriente se produce porque la presión de - ventilación del aire va disminuyendo progresivamente -- desde la boca de entrada hasta la de salida.

La ventilación natural resulta de una diferencia de pre-- siones debida a los diferentes pesos o densidades de -- dos columnas de aire comunicadas entre sí. Esta dife-- rencia de densidades obedece principalmente a la trans-- ferencia de calor o energía térmica de las masas rocosas subterráneas a la atmósfera de la mina; también depende de si la temperatura del aire exterior es menor, igual - o mayor que la temperatura del aire en el interior de -- la mina. La ventilación natural no es confiable para -- la ventilación efectiva y continua de una mina. Por tal razón, el Reglamento de Seguridad de los E.U.A., expedido en 1969, exigió ventilación mecánica o forzada, no -- natural, en todas las minas subterráneas de carbón.

Por lo tanto, la ventilación es natural si existe una -- presión natural de ventilación entre las bocas de entra-- da y de salida; en caso contrario, la ventilación es ar-- tificial, forzada o mecánica. La presión natural de ven-- tilación se determina calculando la diferencia de densi-- dades de dos columnas de aire de la misma altura. Esta

diferencia de densidades multiplicada por la altura de la columna da la presión natural de ventilación en --- lb/pie^2 , presión que dividida entre 5.2 se convierte en pulgadas de agua.

La ventilación forzada o mecánica se logra mediante -- ventiladores o abanicos, pero en cualquiera de las dos formas siguientes:

- a) Succionando el aire de la mina en la boca de salida; es decir, creando una depresión en relación con la presión atmosférica; lo que se conoce como "ventilación aspirante".
- b) Soplando o inyectando aire fresco en la boca de entrada; es decir, creando un sobre presión en relación con la atmosférica; método que se conoce como "ventilación soplante o impelente". El peso normal del aire es de 0.078 lb/pie^3 , o sea, 1.25 gramos/litro.

Ventilación auxiliar o secundaria es la que hace llegar el aire fresco hasta los "topes ciegos" de las obras mineras, topes así llamados porque a ellos no llega la corriente principal de ventilación. Para ventilar estos topes ciegos, se puede usar la ventilación -- soplante o aspirante. La ventilación soplante (impelente) inyecta aire fresco, a través de la tubería de ventilación, sobre dichos topes. La ventilación aspirante chupa o succiona, a través de la tubería de ventilación el aire viciado de los topes ciegos. Véanse "Boosterfans", sección 16.2.5, pág. 16-33, Vol.1, Cummins and Given.

En los topes ciegos, resulta muy eficaz el uso simultáneo de ambos tipos de ventilación: la tubería de aire comprimido (2" a 4" de ϕ) sopla aire fresco en el piso del tope ciego, y la tubería de ventilación (de 24" a 36" de diámetro) succiona el aire viciado del techo del mismo tope. Los abanicos auxiliares que se usan en estos casos pueden ser eléctricos o de aire comprimido.

V.7.- Control de las Corrientes de Ventilación.-

Este control consiste en canalizar a cada laborío de la mina el caudal de aire que se necesite, así como en evitar los "cortocircuitos" (mezcla de corrientes de aire fresco con viciado). Para lograr este control se usan los dispositivos siguientes:

- 1) Puertas de ventilación de madera o de acero: sirven para impedir total o parcialmente (puertas de pichón) el paso del aire, aunque sí permiten el paso de la gente, materiales y trenes de acarreo. (*)
 - 2) Cortinas de lona: se usan principalmente en las minas de carbón para guiar y forzar el aire fresco hasta los topes ciegos de las frentes dobles, triples y cuádruples.
 - 3) Tapones o diques: se construyen de madera, tierra, ladrillo, tabique, mampostería y concreto; sirven para aislar, taponear, tapar, clausurar o "condenar" ciertas partes ya inactivas de una mina.
- (*) Las puertas de ventilación están provistas de ventanas con placas corredizas para regular las corrientes de ventilación.

- 4) Cruceros o puentes de ventilación: se usan en los cruces o intersecciones de dos galerías horizontales de ventilación (una de aire fresco y otra de viciado) de una mina de carbón, a fin de evitar los cortocircuitos; pueden ser puentes superiores ("overcasts") o inferiores ("downcasts").

V.8.- Movimiento y Cantidad Requerida de aire en las Minas.-

El volumen, caudal o gasto de aire (Q) requerido por una mina se calcula mediante la fórmula siguiente:

$$Q = A \times V \dots (1)$$

En donde:

Q = volumen en pies³/min (P.C.M.), en m³/seg, etc.

V = velocidad del aire en pies/min, en m/seg, etc.

A = área sección transversal del laborfo o excavación minera (conducto) por donde circula el aire, en pies², m², etc.

El caudal o cantidad requerida de aire está fijada por el "Reglamento de Seguridad en los Trabajos de las Minas", como sigue (cantidades mínimas):

-En minas metálicas: 50 pies³/min (1.5 m³/min), por hombre.

-En minas de carbón: 100 pies³/min (3.0 m³/min), por hombre.

Según H.L. Hartman, los equipos diesel requieren de 75 -

a 150 pies³/min (2 a 4 m³) por cada hp de potencia - - - ("scooptrams", etc.).

V.9.- Mediciones del Caudal de Aire (Q) en las Minas (Volumetría).

V.9.1.- Medición de las áreas transversales.- Primeramente se determinan con todo cuidado las áreas (A) de las secciones transversales (estaciones de medición en cañones, tiros, etc.) de los conductos por donde circula el aire, áreas que se expresan en pies² o en m².

Posteriormente, se determinan las velocidades del aire (V) en las mismas estaciones de medición, se aplica la fórmula $Q = AV$, y se obtiene el gasto o caudal del aire con una aproximación de 90 a 95%. Además, se recomienda medir semestralmente la cantidad de aire que circula dentro de una mina para detectar fugas y comprobar la eficiencia operativa de los abanicos; simultáneamente, se deben medir presiones de ventilación y determinar "coeficientes de resistencia" de las excavaciones, para poder evaluar y corregir las deficiencias del sistema de ventilación de la mina.

V.9.2.- Medición de las velocidades del aire.- Se usan los procedimientos que se describen a continuación:

- 1) Para velocidades moderadas, desde 120 ó 200 hasta -- 2,000 y 3,000 pies/min, se recomienda el uso del anemómetro comercial ordinario (anemómetro de álabes) -- para velocidades medias, tipo "molino de viento", -- cuya confiabilidad es de $\pm 10\%$.

Véanse las figs. 16-1 y 16-2, Vol.1, Cummins & Given.

- 2) Para bajas velocidades, menores de 150 a 120 pies/min, se recomienda el método de la "nube de humo" (tubo de humos con cloruro de titanio, MSA), o el uso de anemómetros especiales de baja velocidad. Véase fig. -- 16-3, Cummins & Given.

- 3) Para altas velocidades, mayores de 2,000 ó 3,000 pies por minuto, se recomienda el uso de anemómetros de alta velocidad y, sobre todo, el uso del "tubo de Pitot" con sus tablas numéricas respectivas, tubo que también sirve para medir las velocidades del aire dentro de las tuberías de ventilación de las minas. Véanse figs. -- 16-5 y 16-6, Cummins & Given. Las presiones de velocidad, en pulgadas de agua, determinadas con el tubo de Pitot, se pueden convertir en velocidades en pies por minuto, mediante el uso del cuadro numérico de conversión 16-1, que aparece en la pág. 16-10, Vol.1, -- Cummins & Given.

- 4) Recientemente apareció en el mercado un moderno "anemómetro de alambre caliente" ("heated wire anemometer"), que hace lecturas instantáneas y sirve para medir velocidades del aire desde 10 pies/min. hasta 8,000 pies por minuto. Se trata de un aparato o instrumento moderno y muy recomendable.

En el centro geométrico de un conducto, el aire alcanza su velocidad máxima; y en su periferia (perímetro húmedo), su velocidad mínima (casi cero). Por tal motivo, se ha estimado que la velocidad media del aire en un conducto, es el 80% (0.80) de su velocidad máxima en el centro:

$$v_{\text{media}} = 0.80 v_{\text{máx.}} \text{ (centro).}$$

La velocidad media (V) es la que debe usarse para calcular el gasto o caudal de aire mediante la fórmula $Q=AxV$.

V.10.- Leyes y Fórmulas Sobre Ventilación.

V.10.1.- Leyes. - Los fundamentos de aerodinámica están contenidos en las leyes o principios que rigen la circulación del aire en las minas y que se especifican a continuación (6 principios):

- 1) Para poder ventilar una mina, hay que suministrar - bocas de entrada y de salida a su corriente de aire de ventilación, cuya circulación es inducida por la diferencia de presiones entre dichas bocas, ya que el aire siempre fluye de un punto de más alta a otro de más baja presión.
- 2) La diferencia de presiones es producida o generada creando presiones (sobrepresiones o depresiones respecto a la presión atmosférica) en uno o en varios - puntos de los circuitos de ventilación.
- 3) La presión de ventilación generada deberá ser suficiente para vencer tanto la resistencia a la fricción como las pérdidas por choques en el interior de las excavaciones mineras.
- 4) El flujo de aire obedece a la ley de la igualdad del cuadrado entre los gastos con la primera potencia - entre las presiones correspondientes de ventilación (doble caudal de aire requiere cuádruple, 2^2 , presión de ventilación):

$$P_1 = RQ_1^2; P_2 = RQ_2^2; \text{ de donde, } \frac{P_1}{P_2} = \left(\frac{Q_1}{Q_2}\right)^2.$$

- 5) Las presiones de ventilación en una mina pueden ser positivas o negativas, o sea, mayores o menores que la presión atmosférica. Las presiones positivas o sobrepresiones generan la ventilación soplante o --impelente; y las presiones negativas o depresiones, la ventilación aspirante o de succión. Una presión de ventilación de 1 pulgada de agua equivale a 5.2 lb/pie².

- 6) La caída de presión en cada ramificación de la corriente de ventilación, con los mismos puntos de --entrada y de salida, será la misma independientemente de la resistencia a la fricción y de la cantidad de aire que circule en cada rama.

Las pérdidas de "presión de ventilación" obedecen a dos causas: a) "pérdida de presión por fricción", motivadas por la resistencia de las paredes de los conductos a la circulación del aire; y b) "pérdidas de presión por choques", generadas por cambios bruscos en la velocidad del aire debido a cambios en la dirección del aire o en el --área del conducto (obstrucciones en las puertas de ventilación, etc.).

V.10.2.- Fórmulas Sobre Ventilación.- La pérdida de presión de --ventilación por fricción, o resistencia que oponen las --paredes de las tuberías o de las excavaciones mineras a la circulación del aire de ventilación, depende de la --rugosidad de dichas paredes y de la velocidad del aire, según la siguiente fórmula de ventilación de Atkinson:

$$p = \frac{KSV^2}{A} = \frac{K(LO)V^2}{A} \dots (2)$$

En donde:

P = pérdida de presión en lb/pie² (psf)

S = superficie de fricción = longitud del conducto de --
aire (L) por su perímetro (O) = L x O, en pies² .

A = área sección transversal del conducto de aire, en --
pies².

V = velocidad media del aire en pies, o miles de pies/min.
(varía desde 25 hasta 10,000 pies/min):

Baja < 200; 200 < Media o Moderada < 3,000; Alta > 3,000
pies/minuto.

K = factor o coeficiente de fricción, que varía desde --
0.000,000,0010 hasta 0.000,000,0235. Véanse cuadro
16-4, pág. 16-16, Cummins & Given.

Nota.- Si la velocidad (V) del aire se expresa en miles
o millares de pies/min, desaparecen seis ceros --
en las cifras decimales de K (k varía desde - -
0.0010 hasta 0.0235). Los valores de K, obteni-
dos por el U.S. Bureau of Minesⁿ también aparecen
en las págs. 710 y 711, "Elements of Mining", - -
Lewis & Clark.

La fórmula que da la potencia real en caballos requeri-
da por un ventilador es la siguiente:

$$\text{hp} = \frac{P \times Q}{33,000 \times E} \dots (3)$$

En donde:

P = presión de ventilación en lb/pie².

Q = gasto o caudal de aire en pies³/min.

E = eficiencia mecánica y eléctrica (entre 65 y 75%) --
que nos permite convertir el caballaje teórico a --
real, del motor que accionará al ventilador.

Ejemplo.- Calcúlese la presión de ventilación (P) que se requiere para forzar 60,000 P.C.H. (Q) a través de un cañón colado en roca ígnea y -- sin madera de ademe. Este cañón tiene una sección transversal de 8' x 10', una longitud de 3,000 pies, y está en malas condiciones; también calcúlese el caballaje del motor requerido para accionar al ventilador, si -- E = 0.67.

$$\text{Usemos la fórmula } P = \frac{KSV^2}{A} = \frac{KLOV^2}{A} .$$

K = 0.000,000,0195 (valor máx. para cañón recto, limpio, roca ígnea).

S = 2 x (8 + 10) x 3,000 = 108,000 pies², superf. de fricción.

A = 8 x 10 = 80 pies².

V = $\frac{60,000}{80}$ = 750 pies/min.

Por consiguiente, sustituyendo valores numéricos:

$$P = \frac{0.000,000,0195 \times 108,000 \times (750)^2}{80} = 14.8 \text{ lb/pie}^2$$

O sea: H = $\frac{P}{5.2} = \frac{14.8}{5.2} = 2.84$ pulg. de agua, que es la presión requerida de ventilación.

-Cálculo del caballaje del motor eléctrico requerido:

$$\text{hp} = \frac{P \times Q}{33,000 \times E} = \frac{14.8 \times 60,000}{33,000 \times 0.67} = \frac{26.91}{0.67} \approx 40 \text{ hp.}$$

Se necesita un motor eléctrico de 40 hp, de C.A., trifásico, de 440 voltios, etc.

V.11.- Atkinson, Kilocusec y otras fórmulas.-

Los problemas de ventilación en las minas, se resuelven principalmente con la aplicación de la "fórmula simplificada de ventilación" que se deduce a continuación":

$$P = \frac{K S V^2}{A} = \frac{KS \left(\frac{Q}{A} \right)^2}{A} = \frac{KSQ^2}{A^3} = \left(\frac{KS}{A^3} \right) Q^2 ;$$

pero $\left(\frac{KS}{A^3} \right) = \left(\frac{KLO}{A^3} \right) =$ constante "R" para una parte o la totalidad de la mina = resistencia opuesta al flujo del aire de ventilación, en "Atkinsons".

Por consiguiente: $P = \left(\frac{KLO}{A^3} \right) \times Q^2 = R \times Q^2 \dots (4)$

A su vez, $hp = \frac{P \times Q \text{ (en kilocusecs)}}{0.55 \times E} \dots (5)$

En donde:

P = presión de ventilación en lb/pie².

Q = miles o millares de pies³/seg (1 kilocusec = 1,000 pies³/seg. = 60,000 P.C.M.)

R = $\frac{KLO}{A^3}$ = resistencia opuesta al flujo del aire de ventilación, en Atkinsons.

E = eficiencia motor-ventilador.

De la fórmula (4) anterior, se deduce que $R = \frac{P}{Q^2}$; de esta última fórmula a su vez se desprende lo siguiente: - "Se dice que una mina, o una de sus secciones, tiene una resistencia de un (1) Atkinson, si se requiere una presión de ventilación de 1 lb/pie² para hacer circular un flujo de aire de un (1) kilocusec (1,000 pies³/seg = --- 60,000 P.C.M.)".

Ejemplo.- En una mina, un abanico hace circular 240,000 P.C.M. de aire (Q), con una presión de ventilación de 3 pulg. de agua (H ó i). Calcúlese la resistencia (R) de la mina en Atkinsons, - así como el caballaje requerido del motor, si E = 70%.

-Presión de ventilación, $P = 5.2i = 5.2 \times 3 = 15.6 \text{ lb/pie}^2$.
-Caudal de aire = $\frac{240,000}{60,000} = 4$ kilocusecs.

A su vez, $R = \frac{P}{Q^2} = \frac{15.6}{(4)^2} = \frac{15.6}{16} = 0.975$ Atkinsons.

$hp = \frac{15.6 \times 4}{0.55 \times 0.70} = \frac{113.45}{0.70} = 162 \text{ hp}$.

Véanse ejemplos numéricos de las páginas 16-17 a 16-22, - Vo. 1, Cummins and Given.

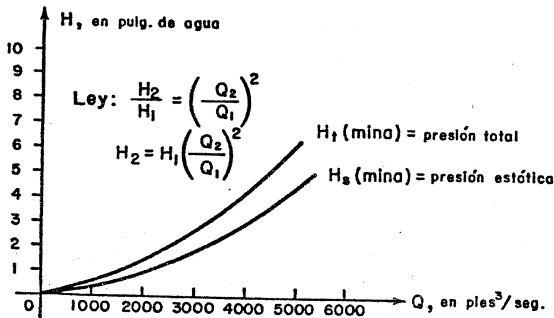
V.12.- Abanicos o Ventiladores Mecánicos.-

Un abanico es una bomba de aire. Existen abanicos centrí-
fugos (antiguos) de rotor o impulsor, y abanicos - -
axiales (modernos) con álabes en forma de hélice de - -
avión.. Las leyes generales de los abanicos son las mis-
mas para los axiales y centrífugos:

- (1) El volumen de aire producido varía directamente con la velocidad del abanico; es decir, doble caudal o - volumen requiere doble velocidad.
- (2) La presión inducida por el ventilador varía directa-
mente con el cuadrado de la velocidad del abanico; -
es decir; doble velocidad o volumen genera cuádruple
presión ($4 = 2^2$).

- (3) La potencia requerida por el abanico varía directamente con el cubo de su velocidad; es decir, doble velocidad o volumen requiere ocho ($8 = 2^3$) veces más potencia.
- (4) La eficiencia mecánica de un abanico es independiente de su velocidad y de la densidad del aire.

Las "curvas características de una mina" correlacionan el gasto Q de la corriente de ventilación, en pies³/seg, con las correspondientes presiones de ventilación, en -- pulgadas de agua. Véase la figura siguiente:

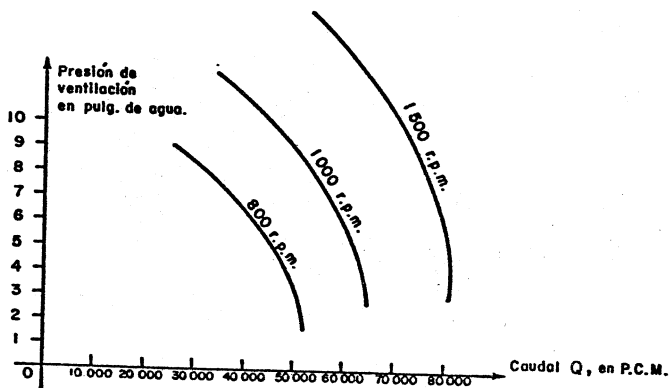


Curvas características de una mina

La gráfica anterior representa la variación de la presión de ventilación (H) con el gasto (Q).

Los abanicos extractores ("extractor fans") succionan y generan presiones negativas o inferiores a la atmosférica; los abanicos sopladores ("blower fans") soplan y generan sobrepresiones arriba de la atmosférica; y los abanicos reforzadores ("Booster fans") generan tanto de presiones (-) como sobrepresiones (+) con respecto a la presión atmosférica.

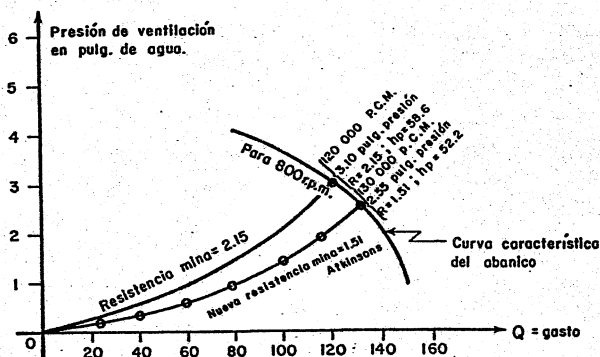
Las curvas características de un abanico, o de una serie o familia de abanicos, muestran como varía la presión de ventilación con el gasto o caudal (Q) de la corriente de ventilación, para diferentes velocidades del abanico, según se ilustra en la figura siguiente:



Curva característica de un abanico

Véanse págs. 721 a 729, "Elements of Mining", Lewis & Clark.

La operación de un abanico dentro de un sistema de ventilación queda determinada por sus "curvas características" y por la "resistencia de la mina", si se trata de un solo abanico. Por otra parte, las curvas características de un abanico dependen de su diseño, ideado por los fabricantes; mientras que la resistencia de la mina depende de su red de laboríos (tiros, socavones, túneles, cañones, cruceros, rebajes, etc.), red que depende y es controlada por el operador de la mina. La fig. 16-12 del Cummins & Givens ilustra la correlación entre la curva característica de un abanico (volumen, presión y cabalaje) y la resistencia de la mina. Véase la figura siguiente:



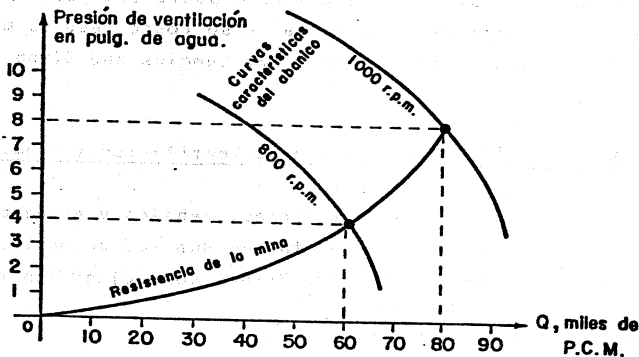
Q = Gasto en Miles de P.C.M.

Nota.- La resistencia de la mina se redujo de 2.15 a 1.51, al abrir una nueva comunicación.

En la selección de un abanico, hay que suponer que durará entre 15 y 25 años (vida útil); además, hay que tomar en cuenta las especificaciones y curvas especiales suministradas por los fabricantes: Jeffrey Manufacturing Company, etc. Se usan abanicos conectados en serie para -- generar corrientes de ventilación en minas de alta resistencia; y conectados en paralelo, para generar fuertes gastos o caudales con presiones de ventilación bajas.

Para abanicos en serie véanse figs. 16-16 y 16-17; para abanicos en paralelo, figs. 16-18 a 16-20, págs 16-26 a 16-28, del Cummins and Given.

Los abanicos se diseñan para adaptarse a diferentes relaciones gasto-resistencia mina. Los modernos abanicos axiales se construyen con álabes cuya inclinación se -- puede variar para adaptarse a diversas condiciones de -- gasto y resistencia. La fig. 16-13 del Cummins and Given compara las curvas características de un mismo abanico, operando a diversas velocidades (800 y 1000 rpm) y posiciones de sus álabes, para adaptarse a diversas resistencias de la mina. Véase la figura siguiente:



La eficiencia total del "sistema motor-abanico" es en -- promedio de 70% (entre 65 y 78%). En relación con abanicos "Booster Fans" (abanicos de refuerzo, de ayuda o auxiliares) véase la sección 16.25, Vol. 1, Cummins & Given.

V.13.- Acondicionamiento del Aire en las Minas.-

Al trabajar el cuerpo humano produce calor, que se disipa por la evaporación del sudor, evaporación que depende -- de la temperatura, humedad y velocidad del aire de la corriente de ventilación. Estas tres variables determinan el "clima" de una mina.

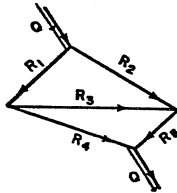
Después de cierta profundidad, mayor de 4,000 a 5,000 pies, para poder seguir trabajando una mina no queda otro recurso que la introducción de aire acondicionado.

Para el acondicionamiento climático de una mina se recomienda enfriar (ó calentar) el aire antes de enviarlo e -- incorporarlo a las corrientes generales de ventilación. - Este acondicionamiento del aire puede ser parcial, o abarcar la totalidad de la mina, y su costo resulta muy alto. Véanse págs. 16-71 a 16-84 del Cummins and Given.

V.14.- Ramificación de Corrientes de Ventilación y Ejem.Numéricos.

El conjunto de tiros, galerías, rebajes y excavaciones - subterráneas de una mina forman una red de mallas cerrada por la atmósfera. Las "redes complejas" son redes --

de ductos irreductibles a combinaciones simples en serie o en paralelo; en efecto, se reducen a un "circuito complejo tipo puente" (véase la figura siguiente), que se resuelven aplicándoles las leyes de Kirchoff (para circuitos eléctricos y de ventilación) y el método de tanteos o aproximaciones sucesivas de "Hardy y Cross"; en general, tres iteraciones son suficientes.

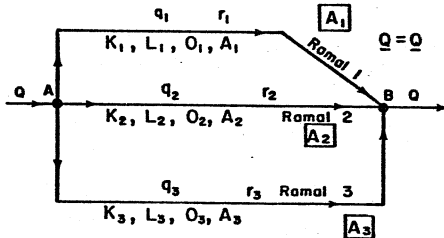


Circuito complejo "tipo puente", para solución de redes

$$Q = Q$$

Los problemas más complicados de ventilación aún no tienen solución matemática exacta, pero se pueden resolver con la ayuda de computadoras y mediante la "simulación de sistemas de ventilación".

Para la deducción de las fórmulas aplicables a la ramificación de la corriente principal de ventilación, considere se la figura siguiente:



La corriente de ventilación se trifurca en el punto A, y vuelve a reunirse en una sola en el punto B. La caída -- de presión entre los puntos A y B es \underline{P} , y la resistencia total entre los mismos puntos es \underline{R} . Si aplicamos a esta ramificación las leyes de la ventilación, obtenemos:

$$P = R Q^2 = r_1 q_1^2 = r_2 q_2^2 = r_3 q_3^2; \text{ es decir:}$$

$$q_1 = Q\sqrt{\frac{R}{r_1}}, q_2 = Q\sqrt{\frac{R}{r_2}}, q_3 = Q\sqrt{\frac{R}{r_3}}; \text{ de donde:}$$

$$(1) \text{ --- } Q = q_1 + q_2 + q_3, \text{ y}$$

$$(2) \text{ --- } \frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{r_1}} + \frac{1}{\sqrt{r_2}} + \frac{1}{\sqrt{r_3}}$$

La ecuación (2) nos dice que "el recíproco de la raíz -- cuadrada de la resistencia equivalente de la combinación, es igual a la suma de los recíprocos de las raíces cuadradas de todas las resistencias de la combinación o sistema en paralelo".

También es cierto que:-----

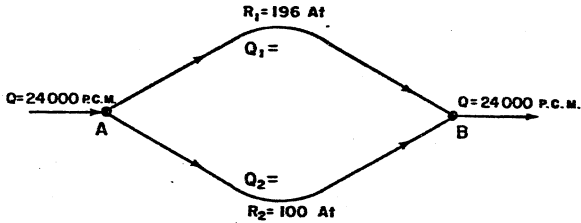
$$P = RQ^2 = \frac{k_1 L_1 O_1}{A_1^3} q_1^2 = \frac{k_2 L_2 O_2}{A_2^3} q_2^2 = \frac{k_3 L_3 O_3}{A_3^3} q_3^2$$

$$\text{En general, } Q = \dot{q}_1 + \dot{q}_2 + \dot{q}_3, \text{ y } q \propto \frac{A\sqrt{A}}{\sqrt{kLO}} = \frac{A^{3/2}}{(kLO)^{1/2}}$$

Resuélvase los problemas de las páginas 712 a 714 del - Lewis and Clark, sobre ramificación de corrientes de ventilación.

Ejemplo 1.- Si las resistencias de dos ramales en paralelo (Lewis and Clark) son de 100 y 196 Atkinsons, respectivamente, y por ambas ramas deberá circular un caudal --

total de aire de 24,000 P.C.M., ¿qué cantidad de aire -- circulará por cada ramal, y cuál será la presión de ventilación y el caballaje del motor, si $E = 0.667$.



$$Q = 24,000 \text{ P.C.M.} = \frac{24,000}{60,000} = \frac{4}{10} = 0.40 \text{ kilocusecs.}$$

Para ramales en paralelo:

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} = \frac{1}{\sqrt{196}} + \frac{1}{\sqrt{100}} = \frac{1}{14} + \frac{1}{10} = \frac{24}{140} = \frac{6}{35};$$

$$\text{Por consiguiente, } \frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{6}{35}; \therefore \sqrt{R} = \frac{35}{6}; \text{ y } R = \frac{1225}{36} \doteq 34$$

$\therefore R = 34 \text{ Atkinsons}$ (Resistencia Combinación $R_1 + R_2$).

$$\text{Por otra parte, } P = RQ^2 = 34 \times 0.4^2 = 5.44 \frac{\text{lb}}{\text{pie}^2} = 1.05 \text{ pulg.}$$

de agua, caída de presión entre los puntos A y B.

$$\text{También, } R_1 Q_1^2 = R_2 Q_2^2; \text{ o sea, } \frac{Q_1}{Q_2} = \sqrt{\frac{R_2}{R_1}} = \sqrt{\frac{100}{196}}$$

$$\text{Luego, } \frac{Q_1}{Q_2} = \frac{10}{14} = 0.714; \therefore \underline{Q_1 = 0.714 Q_2}$$

Entonces, las dos ecuaciones que necesitamos para resolver el problema son:

$$Q_1 + Q_2 = 24,000 \text{ P.C.M.}$$

$$Q_1 = 0.714 Q_2$$

Resolviendo estas ecuaciones resulta que:

$$Q_1 \doteq 10,000 \text{ P.C.M.}$$

$$Q_2 \doteq 14,000 \text{ P.C.M.}$$

$$Q = 24,000 \text{ P.C.M.}$$

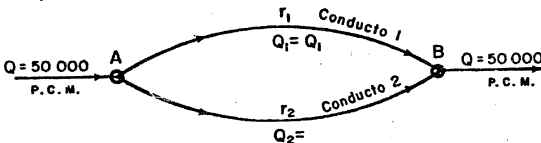
Por lo que toca al caballaje:

$$hp = \frac{P \times Q}{0.55 \times E} = \frac{5.44 \times 0.40}{0.55 \times 0.66} = \frac{3.96}{0.66} = \frac{6.0}{---} \text{ hp.}$$

Ejemplo 2.- Un volumen total $Q = 50,000$ P.C.M. circula por dos ramales cuyas dimensiones y coeficientes de fricción son los siguientes:(Véase figura siguiente):

	<u>Longitud</u>	<u>Sección Transv.</u>	<u>Area Sección</u>	<u>Superficie de Fricción</u>
Ramal 1 (Q_1)	850 pies	5' x 6'	30 pies ²	18,700 pies ²
Ramal 2 (Q_2)	500 pies	6' x 8'	48 pies ²	14,000 pies ²

$K = 0.000,000,0200$ en ambos ramales



Conducto 1: $L_1 = 850$ pies, $A_1 = 30$ pies², $Q_1 = 22$ pies.

Conducto 2: $L_2 = 500$ pies, $A_2 = 48$ pies², $Q_2 = 28$ pies.

Además, los 2 conductos tienen el mismo coeficiente de fricción K .

Entonces:

$$Q_1 \propto A_1 \sqrt{\frac{A_1}{L_1 \cdot 0_1}} \propto 30 \sqrt{\frac{30}{850 \times 22}} \propto 1.201572$$

$$Q_2 \propto A_2 \sqrt{\frac{A_2}{L_2 \cdot 0_2}} \propto 48 \sqrt{\frac{48}{500 \times 28}} \propto 2.8105584$$

O sea:

$$Q_1 \propto 1.20$$

$$Q_2 \propto \frac{2.81}{4.01}$$

$$\text{Por consiguiente: } Q_1 = \frac{1.20}{4.01} \times 50,000 = 14,963$$

$$Q_2 = \frac{2.81}{4.01} \times 50,000 = 35,037$$

$$Q = \underline{\underline{50,000}}$$

Redondeando: $Q_1 = 15,000$ P.C.H. = 0.25 kilocusecs

$Q_2 = 35,000$ P.C.H. = 0.5833 kilocusecs.

$Q = 50,000$ P.C.H. = 0.8333 kilocusecs.

Por otra parte:

$$V_1 = \frac{Q_1}{A_1} = \frac{15,000}{30} = 500 \text{ pies por/minuto.}$$

$$P = \frac{KS_1 V_1^2}{A_1} = \frac{0.000,000,020 \times 18,700 \times 500^2}{30}$$
$$= \frac{0.000,000,020 \times 18,700 \times 250,000}{30} = \frac{0.020 \times 187 \times 25}{30} = 3.12$$

Luego, $P = 3.12$ lb/pie² (caída de la presión de ventilación entre los puntos A y B). Comprobación:

$$V_2 = \frac{Q_2}{A_2} = \frac{35,000}{48} = 729.166 \dots \text{ pies/min.}$$

$$P = \frac{KS_2 V_2^2}{A_2} = \frac{0.000,000,020 \times 14,000 \times 531,684}{48} = \frac{0.000,020 \times 14 \times 531,684}{48}$$

$$P = 3.11 \text{ (0'Key).}$$

$$\text{También, } P = RQ^2, \therefore R = \frac{P}{Q^2} = \frac{3.12}{0.833^2} = \frac{3.12}{0.69444} = 4.49$$

Es decir, $R = 4.49$ Atkinsons.

Calculemos ahora r_1 y r_2 :

$$r_1 = \frac{P}{Q_1^2} = \frac{3.12}{0.25^2} = \frac{3.12}{0.0625} = 49.92 \text{ Atkinsons}$$

$$r_2 = \frac{P}{Q_2^2} = \frac{3.12}{0.58333^2} = \frac{3.12}{0.34027} = 9.17 \text{ Atkinsons}$$

Comprobación:

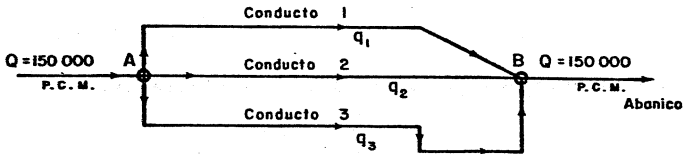
$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{r_1}} + \frac{1}{\sqrt{r_2}} \quad ; \quad \frac{1}{\sqrt{4.49}} = \frac{1}{\sqrt{49.92}} + \frac{1}{\sqrt{9.17}}$$

$$0 \text{ sea: } \frac{1}{2.12} = \frac{1}{7.065} + \frac{1}{3.03} \quad ; \quad 0.472 = 0.1415 + 0.33;$$
$$0.4720 = 0.4715 \text{ (0'Key)}$$

Finalmente (Si $E = 68\% = 0.68$):

$$\text{hp} = \frac{P \times Q}{33,000 \times 0.68} = \frac{3.12 \times 50,000}{33,000 \times 0.68} = 7 \text{ hp.}$$

Ejemplo 3.- Resuélvase el problema siguiente entresacado del Cumminas & Given:



-Los 3 conductos tienen el mismo coef. de fricción K (?).

<u>Conducto 1:</u>	<u>Conducto 2:</u>	<u>Conducto 3:</u>
$L_1=3,200$ pies	$L_2=2,400$ pies	$L_3=3,600$ pies
$A_1= 90$ pies ²	$A_2= 70$ pies ²	$A_3= 90$ pies ²
$O_1= 40$ pies	$O_2= 35$ pies	$O_3= 40$ pies.

Apliquemos las ecuaciones siguientes para resolver el - - problema:

$$Q = 150,000 \text{ P.C.M.} = q_1 + q_2 + q_3$$

Por otra parte (usando para L_1 , L_2 y L_3 , miles de pies):

$$q_1 \propto A_1 \sqrt{\frac{A_1}{L_1 O_1}} = 90 \sqrt{\frac{90}{3.2 \times 40}} = 75.47; \quad q_1 = \frac{75.47}{210.52} \times 150,000.$$

$$q_2 \propto A_2 \sqrt{\frac{A_2}{L_2 O_2}} = 70 \sqrt{\frac{70}{2.4 \times 35}} = 63.90; \quad q_2 = \frac{63.90}{210.52} \times 150,000.$$

$$q_3 \propto A_3 \sqrt{\frac{A_3}{L_3 O_3}} = 90 \sqrt{\frac{90}{3.6 \times 40}} = 71.15; \quad q_3 = \frac{71.15}{210.52} \times 150,000.$$

Total = 210.52

Por consiguiente:

$$q_1 = 53,774 \text{ P.C.M.} \doteq 53,800$$

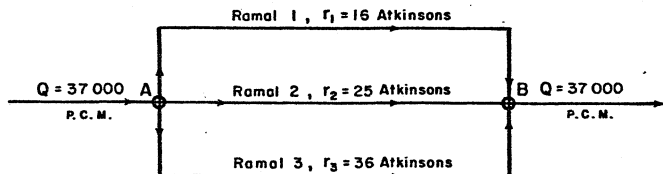
$$q_2 = 45,530 \text{ P.C.M.} \doteq 45,500$$

$$q_3 = 50,696 \text{ P.C.M.} \doteq 50,700$$

$$Q = 150,000 \text{ P.C.M.}$$

Nota.- Para poder calcular el caballaje requerido, habría que asignar a K (coef. de fricción) algún valor concreto y específico.

Ejemplo 4.- Resuélvase el problema siguiente:



Utilicemos las ecuaciones siguientes: $Q = q_1 + q_2 + q_3$, y

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{r_1}} + \frac{1}{\sqrt{r_2}} + \frac{1}{\sqrt{r_3}} ; \text{ o sea:}$$

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{16}} + \frac{1}{\sqrt{25}} + \frac{1}{\sqrt{36}} = \frac{1}{4} + \frac{1}{5} + \frac{1}{6} = \frac{37}{60}$$

Por consiguiente (se divide 37,000 entre $\frac{37}{60}$ y se multiplica por $\frac{1}{4}$, $\frac{1}{5}$ y $\frac{1}{6}$, respectivamente):

$$q_1 = 37,000 \times \frac{60}{37} \times \frac{1}{4} = 60,000 \times \frac{1}{4} = 15,000 \text{ P.C.M.}$$

$$q_2 = 37,000 \times \frac{60}{37} \times \frac{1}{5} = 60,000 \times \frac{1}{5} = 12,000 \text{ P.C.M.}$$

$$q_3 = 37,000 \times \frac{60}{37} \times \frac{1}{6} = 60,000 \times \frac{1}{6} = 10,000 \text{ P.C.M.}$$

$$Q = \underline{\underline{37,000 \text{ P.C.M.}}}$$

Por otra parte,

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{37}{60}, \sqrt{R} = \frac{60}{37}, R = \left(\frac{60}{37}\right)^2 = 2.629657$$

Es decir, $R = 2.629657$ Atkinsons.

$$37,000 \text{ P.C.M.} = \frac{37,000}{60,000} = 0.617 \text{ kilocusecs.}$$

Por lo tanto, $P = RQ^2 = 2.63 (0.617)^2 = 1 \text{ lb/pie}^2$ y --

$$\text{hp} = \frac{P \times Q \text{ (kilocusecs)}}{0.55 \times E} = \frac{1 \times 0.617}{0.55 \times 0.70} = \frac{0.617}{0.385} = 1.6 \text{ hp.}$$

Procedimiento General. - La presión de ventilación en pulgadas de agua (1 pulg. de agua = 5.2 lb/pie^2) deberá ser conocida para poder determinar el tamaño del ventilador respectivo. Para determinar la presión total de ventilación que se requiere para vencer la resistencia de una mina, generalmente arroja buenos resultados el procedimiento siguiente:

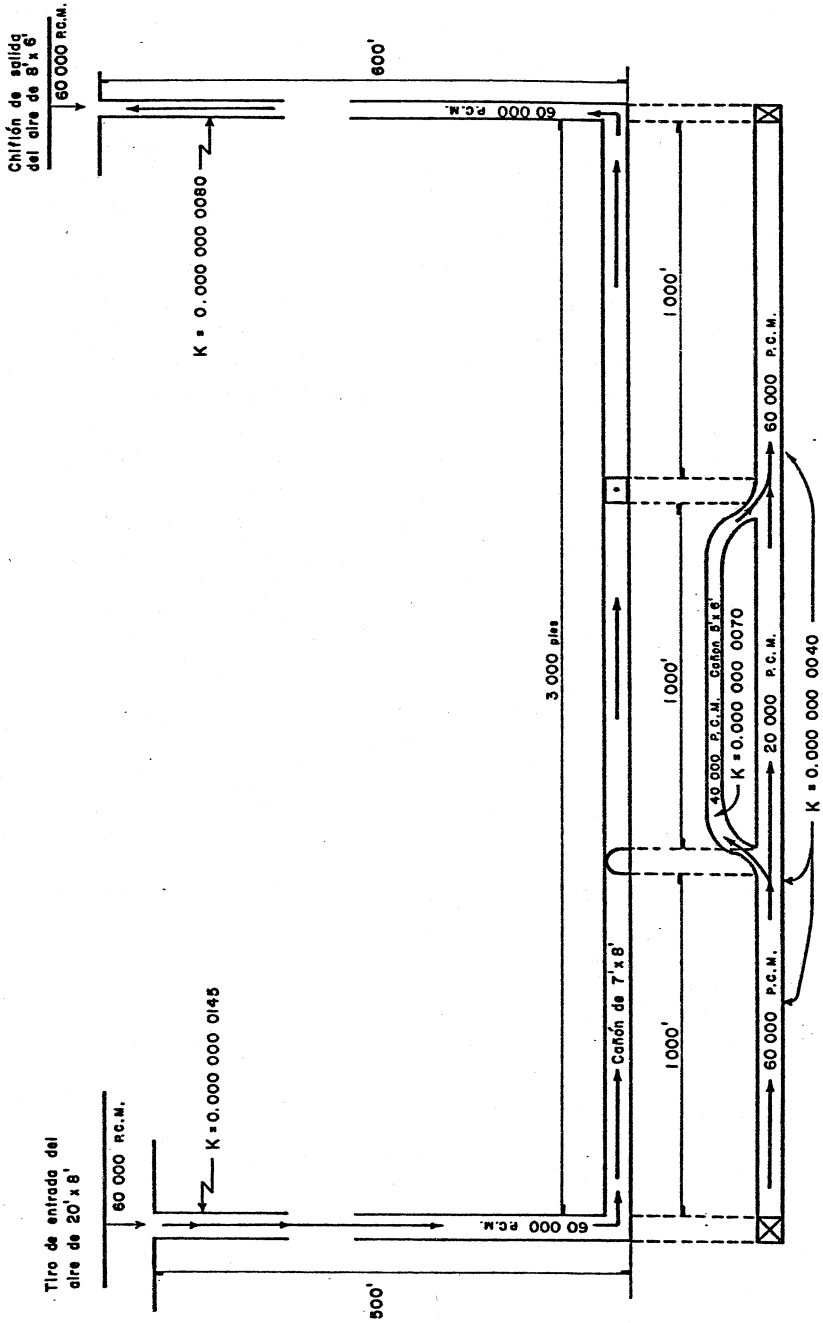
- 1) Calcúlese el caudal total de aire (Q) que la mina requiere.
- 2) Calcúlese la presión de ventilación requerida para conducir el aire hasta el primer cambio de conducto, o hasta la primera ramificación de la corriente principal de ventilación.
- 3) Calcúlese la presión de ventilación requerida para vencer la resistencia en cada conducto y en el ramal más difícil, lo que implica calcular las resistencias de varios ramales.

- 4) Encuéntrase la presión requerida para el regreso del aire a través del conducto o conductos de retorno.
- 5) La suma de todas las presiones anteriores dará - - - la presión total de ventilación requerida para vencer la resistencia de la mina.

Ilustremos el procedimiento anterior mediante la resolución del problema siguiente:

Problema de Ventilación.- Una mina se ventila mediante dos tiros: uno de entrada de aire fresco, de 3 compartimientos, con ademe de madera y sección transversal de 8' x 20'; y otro tiro de salida del aire viciado que es un chiflón con ademe de madera y sección transversal de 8' x 8'. Estos tiros están conectados entre sí por medio de un cañón principal de ventilación de 7' x 8' de sección, 3,000' de longitud, recto y sin obstáculos. -- A mil pies de distancia del fondo del tiro de entrada -- del aire, éste se ramifica. El ramal es de 1,000 pies -- de longitud y 5' x 6' de sección, con poco ademe de madera. El caudal total es de 60,000 P.C.M. En el punto de bifurcación, 40,000 P.C.M. se van por el ramal y -- 20,000 P.C.M. continúan por el cañón principal. El resto de las obras mineras carecen de ademe y están dadas -- en calizas.

La profundidad del tiro es de 500', y de 600' la longitud del chiflón de salida del aire. Calcúlese la presión total requerida de ventilación para esta Mina, así como el caballaje del motor del ventilador, si $E = 70\%$. (Véase la figura de la hoja siguiente).



Resolvamos este Problema por Partes:

- 1) Tiro de Entrada del Aire Fresco (Downcast Shaft): -
Debido a la existencia de jaulas y "skips" en los claros de este tiro, crecerá notablemente su resistencia al flujo del aire de ventilación; por cuyo motivo, el valor de K sólo será tóscamente aproximado ($K = 0.000,000,0145$). En efecto, el "U.S. Bureau of Mines" hizo experimentos con carros obstruyendo cañones de acarreo, y encontró que un carro que ocupa el 40% del área de su sección transversal, origina una resistencia equivalente a 400 pies adicionales de cañón sin obstáculos. Suponiendo que esto ocurra en cada uno de los 3 compartimientos del tiro (en el camino por las escaleras, tuberías, descansos, cables, etc.), la resistencia total del tiro de entrada del aire fresco, podrá calcularse sobre la base siguiente: 500 pies (profundidad tiro) + 400' + 400' + 400' = 1,700 pies. De las tablas respectivas para conductos ademados con madera, para K obtenemos como valor máximo:

$$K = 0.000,000,0145$$

$$A = 8' \times 20' = 160 \text{ pies cuadrados}$$

$$S = 2 (8 + 20) \times 1,700 = 95,200 \text{ pies cuadrados.}$$

$$\text{Luego, } H_1 = \frac{KSQ^2}{5.2 A^3} = \frac{0.000,000,0145 \times 95,200 \times 60,000^2}{5.2 \times 160 \times 160 \times 160} = 1.40$$

- 2) Fondo del Tiro a Punto de Bifurcación (Down Cast Shaft to split):

$$K = 0.000,000,0040$$

$$A = 7 \times 8 = 56 \text{ pies cuadrados}$$

$$S = 2 (7 + 8) \times 1000 = 30,000 \text{ pies cuadrados.}$$

$$\text{Luego } H_2 = \frac{0.000,000,0040 \times 30,000 \times 60,000^2}{5.2 \times 56^3} = \underline{0.47 \text{ pulg.}}$$

Ramal (Split):

El aire se bifurca a 1000 pies de distancia del fondo del tiro, siendo de 40,000 P.C.M. el caudal de aire en el ramal, y de 20,000 P.C.M. en el cañón principal. Encontraremos la presión requerida en c/u de estos ramales, para poder determinar la mayor:

3) Para el Ramal:

$$K = 0.000,000,0070$$

$$A = 5 \times 6 = 30 \text{ pies cuadrados}$$

$$S = 2 (5 + 6) \times 1000 = 22,000 \text{ pies cuadrados.}$$

$$\text{Luego } H_3 = \frac{0.000,000,0070 \times 22,000 \times 40,000 \times 40,000}{5.2 \times 30 \times 30 \times 30} = \underline{1.76 \text{ pulg.}}$$

3') Para el Ramal correspondiente a la prolongación del cañón principal:

$$K = 0.000,000,0040$$

$$A = 7 \times 8 = 56 \text{ pies cuadrados}$$

$$S = 2 (7 + 8) \times 1000 = 30,000 \text{ pies cuadrados.}$$

$$\text{Luego, } H_{3'} = \frac{0.000,000,0040 \times 30,000 \times 20,000 \times 20,000}{5.2 \times 56 \times 56 \times 56} = 0.05 \text{ pulg.}$$

4) Para la Parte restante del Cañón Principal:

$$K = 0.000,000,0040$$

$$A = 7 \times 8 = 56 \text{ pies cuadrados}$$

$$S = 2 (7 + 8) \times 1000 = 30,000 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Luego, } H_4 = \frac{0.000,000,0040 \times 30,000 \times 60,000^2}{5.2 \times 56 \times 56 \times 56} = \underline{0.47 \text{ pulgadas.}}$$

5) Para el Chiflón de Salida de aire Viciado:

$$K = 0.000,000,0080$$

$$A = 8 \times 8 = 64 \text{ pies cuadrados}$$

$$S = 2 (8 + 8) \times 600 = 19,200 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Luego, } H_5 = \frac{0.000,000,0080 \times 19,200 \times 60,000^2}{5.2 \times 64 \times 64 \times 64} = \underline{0.41 \text{ pulg.}}$$

Por consiguiente, la presión total de ventilación, requerida para vencer la resistencia de esta Mina, será igual a $H_1 + H_2 + H_3 + H_4 + H_5$:

$1.40 + 0.47 + 1.76 + 0.47 + 0.41 = \underline{4.51}$ pulgadas de agua. Por consiguiente, se comprará un abanico de 5.0 pulg. = 26 lb. por pie² (P):

$$\text{hp} = \frac{P \times Q}{33,000 \times E} = \frac{26 \times 60,000}{33,000 \times 0.70} = \frac{1560}{23.1} = 68 \text{ hp}$$

Conclusión: Se requerirá un ventilador de 60,000 P.C.M., 5 pulgadas de presión, y motor de 75 H.P., con eficiencia electro-mecánica igual a 70% (0.70), que se instalará en un lugar estratégico.

V.15.- SILICOSIS: Vieja Enfermedad Dentro de un Marco Moderno.
(Traducción de un artículo del Dr. R.C. Burtan, Mining Engineering, July 1984).

La "silicosis" ha afectado a los mineros desde la época de los antiguos Egipcios y de Hipócrates (460-377 a.de J.C.). Aunque se han tomado varias medidas de seguridad para proteger al minero de esta enfermedad del pulmón, -

la silicosis continúa siendo en la actualidad un problema de salud a escala mundial.

Desde épocas prehistóricas, el hombre comenzó a excavar la corteza terrestre en busca de materiales útiles. Más del 50% de la corteza terrestre está compuesta por sílice (Si O_2), material muy usado por el hombre, pero peligroso para la salud.

La Silicosis no es una Enfermedad Reciente.- Cuatro siglos antes de la Era Cristiana, Hipócrates se refirió a esta enfermedad pulmonar que atacaba a los mineros. Indudablemente, la silicosis es la más antigua y mejor estudiada de todas las enfermedades ocupacionales del pulmón. Agrícola describió en su obra "De Re Metallica", - publicada en 1556, la silicosis.

La comunidad médica inició el estudio de la silicosis en la primera década del Siglo XX. Middleton describió esta enfermedad en 1929 en el "British Medical Journal". La perforación de las rocas y su voladura con explosivos -- son ocupaciones riesgosas para la salud, por la exposición a polvo de sílice casi puro con altas concentraciones de partículas respirables de 1 a 3 micras de tamaño.

Protección para los Mineros.- Es necesario diseñar equipos adecuados para la protección de los mineros. Para tal fin, en 1939 se introdujo el uso de "respiradores" - en las áreas de perforación y de trituración de material silicoso, compuesto de cuarzo y feldspatos.

Se dio amplia Difusión al Riesgo de Silicosis.- En los 1930's, y con motivo del cuele del túnel Gauley, a través de una montaña de arenisca, en "West Virginia"; en

efecto, al terminar este túnel, habían muerto 456 mineros silicosos, y otros 1,500 estaban afectados de la misma enfermedad. Por este motivo, surgieron reclamaciones, pleitos, demandas y contra-demandas de trabajadores, contratistas y políticos. A partir de entonces, se reconoció la silicosis como enfermedad profesional, y se comenzaron a pagar las incapacidades respectivas a los mineros.

El "U.S. Bureau of Mines" publicó en 1937 un estudio -- completo intitulado "Breathing Dusts With Special Reference to Silicosis". Las compañías de seguros pusieron el grito en el cielo con motivo del aumento alarmante de los pagos por incapacidades a los mineros. Posteriormente, se estudió la silicosis concienzudamente, no sólo en EE.UU., sino también en Europa y Rusia.

La Silicosis es una Enfermedad Progresiva. - La comunidad médica la reconoció como tal en 1974: "Aunque cese la exposición al polvo de sílice, la fibrosis pulmonar del minero puede seguir avanzando, y producir incapacidad respiratoria y aun la muerte ..."

Esta tendencia a avanzar de la silicosis la hace más temible. Las partículas de sílice en tamaños menores de 10 micras penetran hasta las cavidades alveolares -- del pulmón y destruyen sus células; es decir, cada célula del pulmón "explota" y va siendo reemplazada por una partícula de sílice libre. Mediante este proceso -- continuo y sistemático, se va inutilizando progresivamente el tejido pulmonar del minero. Este minero comienza a sufrir dificultades respiratorias que disminu-

yen su productividad; además, su esperanza de vida disminuye, y su pulmón se vuelve fácilmente atacable por el bacilo de la tuberculosis. En efecto, la Tuberculosis es la complicación más común de la silicosis. Los mineros del carbón desarrollan una enfermedad profesional denominada "antracosilicosis", muy parecida a la silicosis: disminución de la capacidad pulmonar, disnea, falta de energía para ejecutar trabajos físicos, y gran susceptibilidad a la tuberculosis.

Conclusiones.- El polvo de sílice está presente, en acecho de los trabajadores, en las minas, en los túneles, y en las plantas de trituración y molienda. Para prevenir esta enfermedad mortal, hay que impedir la respiración de partículas de sílice menores de 10 micras, y también, mediante el uso y conservación de respiradores apropiados.

La silicosis, que es la más antigua de todas las enfermedades profesionales del pulmón, continúa siendo en la actualidad, un verdadero problema internacional de salud entre los mineros. Además, cada año causa enfermedades, muertes, y costos de muchos miles de millones de pesos.

V.16.- Alumbrado e Iluminación en las Minas.-

Se distinguen los cuatro casos siguientes de alumbrado o iluminación en las minas:

- 1) Iluminación en las minas a tajo abierto.
- 2) " " " " subterráneas metálicas.
- 3) " " " " subterráneas de carbón.
- 4) " " " " portátil usada por los mineros.

Estudiaremos a continuación cada uno de los cuatro casos anteriormente enumerados.

- 1) En las operaciones nocturnas que se realizan en las minas a cielo abierto (La Caridad), se usa alumbrado eléctrico. Si no existe corriente eléctrica, se usan lámparas fijas y portátiles de gasolina o de acetileno.
- 2) En las minas subterráneas metálicas se usa alumbrado eléctrico en puntos estratégicos: cuartos de malacates, horcas o castillos y ventanillas o despachos de los tiros; cañones principales de acarreo y rampas; estaciones de bombas y cuartos de los ventiladores; subestaciones eléctricas (transformadores) y polvorines. Se recomienda la instalación de 2 a 4 focos en las ventanillas de los tiros, de un foco en las curvas de los cañones, de focos espaciados cada 30 ó 60 m en los tramos rectos de los cañones de acarreo, y en las rampas. En general, para la prevención de accidentes se recomienda una iluminación adecuada.
- 3) En las minas subterráneas de carbón se usan focos eléctricos protegidos por un globo de cristal grueso, focos que se instalan en los lugares siguientes: estaciones y fondo de los tiros, entradas de aire fresco, cambios en las vías de acarreo, puertas de ventilación, estaciones de bombas, cañones de acarreo, etc. En estas minas de carbón, sólo deben usarse lámparas del "tipo permisible".

- 4) Por lo que respecta a la iluminación portátil para los mineros podemos decir lo siguiente:

Velas, lámparas de petróleo y de carburo fueron muy usadas por los mineros antiguos en sus trabajos de prospección y exploración, así como en pequeñas operaciones de explotación. Sin embargo, en las minas actuales, metálicas y de carbón, ya se generalizó el uso de "lámparas eléctricas de baterías".

"La Lámpara de carburo de mano" contenía suficiente carga de carburo para que su flama ardiese durante un turno de 8 horas, lámpara que fue muy usada en las minas de México hasta el año de 1950.

La lámpara eléctrica con dos filamentos, uno para uso normal y otro para casos de emergencia (cuando se funde el primer filamento), se enchufa en el casco del minero y se une mediante un cable flexible a la batería que el mismo minero porta en su cinturón, batería que contiene carga suficiente para un turno de trabajo en el interior de la mina.

En virtud de que las lámparas eléctricas requieren servicios y reparaciones constantes, en toda mina existe un "Cuarto de Lámparas y de Servicios de Lampistería", en donde se concentran los servicios de mantenimiento y reparación de las lámparas, así como el cargado eléctrico de las baterías en sus "racks" respectivos.

En el mercado se venden "Racks" con 30, 50, etc., lámparas, incluyendo cargadores, rectificadores de corriente, generador, cables, herramientas y refac-

ciones.

La "Mine Safety Appliances" (MSA) de México vende -- lámparas mineras marca "mine-Spot"; la Fagersta (sueca), marca CEAG; y en Europa se venden unidades con baterías de níquel-cadmio.

Recientemente, La Chloride, S.A., introdujo en las minas de Sud-Africa una nueva lámpara minera ("new miner cap lamp") con batería que no requiere mantenimiento, dura más tiempo, y pesa y cuesta lo mismo -- que otras marcas. Se trata de una batería herméticamente cerrada del tipo plomo-ácido, dentro de una -- caja de plástico muy resistente. Estas lámparas se pueden usar durante 14 horas, y recargarse en 6 horas. Véase "Mining Equipment International", número de revista técnica correspondiente al mes de Abril de 1983.

BIBLIOGRAFIA

"Elements of Mining", third edition, Lewis and Clark, John Wiley & Sons, 1964, Cap. XX.

"SME-Mining Engineering Handbook", Cummins and Given, 1973 - - Edition, Vol 1, Sección 16.

"Ventilación y Climatización de Minas", por Howard L. Hartman, - Edición 1961, Ronald Press Company. Ya apareció la edición actualizada 1983. También apareció recientemente otra obra sobre ventilación del Dr. Bossard.

"Silicosis: An Ancient Malady in a Modern Setting". by Dr. R.C. Burtan, Mining Engineering, July 1984, SME-AIME Publication, -- page 731.

CAPITULO VI

PLANEACION, CONTROL Y ESTUDIOS DE VIABILIDAD DE - - - PROYECTOS MINEROS.

VI.1.- Introducción.

El proceso de planeación consiste en definir los objetivos por alcanzar y los medios para alcanzarlos: políticas, proyectos, procedimientos, programas y presupuestos (las cinco p's).

El proceso de control consiste en vigilar que lo ejecutado se ajuste a lo planeado, para poder corregir a --- tiempo los errores y evitarlos en lo futuro. Un buen sistema de control asegura la correcta y oportuna ejecución de los planes.

La planeación y control de un proyecto minero-metalúrgico, se puede desglosar en los tres pasos siguientes:

- (1) Estudio de viabilidad del proyecto.
- (2) Ingeniería del proyecto.
- (3) Programación con ruta crítica del proyecto.

VI.2.- Estudio de Viabilidad.

Para que un proyecto minero-metalúrgico resulte viable, la Mina deberá pagar lo siguiente: su costo de adquisición, sus obras mineras de desarrollo, su planta de beneficio, sus obras de infraestructura y de servicios auxiliares, sus costos de operación y mantenimiento, los intereses sobre la inversión, y los impuestos; además, de

berá rendir utilidades razonables. Todas estas erogaciones (egresos) deberán ser cubiertas con los ingresos provenientes de las ventas de mineral. Este estudio de viabilidad se puede desglosar en los 17 pasos siguientes:

- (1) Cálculo de las reservas de mineral (tonelaje y leyes).
- (2) Determinación del ritmo de producción (TMPD) con fundamento en las reservas, en la demanda y en las limitaciones respecto al suministro de agua y de energía.
- (3) Selección del sistema óptimo de explotación minera, y diseño de obras e instalaciones mineras.
- (4) Realización de pruebas metalúrgicas para determinar el método óptimo de beneficio, y los parámetros metalúrgicos.
- (5) Cálculo de recuperaciones metalúrgicas y de relaciones de concentración, con fundamento en los resultados de las pruebas metalúrgicas.
- (6) Estimación de la producción anual de concentrados.
- (7) Diseño de la planta de beneficio (Ingeniería Conceptual).
- (8) Diseño de instalaciones y edificios auxiliares (Ingeniería Conceptual).
- (9) Diseño de las obras de infraestructura (Ingeniería Conceptual).
- (10) Estimación de los precios futuros de los metales.
- (11) Cálculo de los impuestos o derechos mineros.
- (12) Cálculo de los ingresos por ventas: Concentrados, etc.
- (13) Cálculo de los costos de operación y mantenimiento.
- (14) Cálculo de los costos de mercadeo.

- (15) Estimación del monto total de la inversión inicial en el proyecto (áreas mina, planta, servicios auxiliares y obras de infraestructura), así como del monto de los intereses de pre-operación.
- (16) Elaboración del flujo de caja ("cash flow") para cada año de operación y durante toda la vida de la mina.
- (17) Determinación de la rentabilidad del proyecto y -- del período de cancelación (o de recuperación de la inversión).

Estos 17 pasos los podemos resumir en las cuatro etapas ingenieriles siguientes:

- Reservas de Mineral (Ingeniería Geológica): Pasos 1 y 2.
- Sistemas de Explotación (Ingeniería Minera): Pasos 2 y 3.
- Tratamiento Metalúrgico (Ingeniería Metalúrgica): Pasos 4 a 9.
- Análisis Económico (Ingeniería Económica): Pasos 10 a 17.

VI.3.- Ingeniería del Proyecto y su Presupuesto.

Existen tres etapas para la elaboración de la ingeniería del proyecto y del presupuesto respectivo:

- 1) Ingeniería Conceptual.- Con fundamento en diseños y planos de ingeniería elaborados en forma conceptual (a grandes rasgos), se hace una estimación gruesa del capital requerido para las áreas siguientes:
Mina, Planta de Beneficio, Obras de Infraestructura, e Instalaciones Auxiliares.

2) Ingeniería Básica.- Sólo se hace, si la ingeniería conceptual nos dice que el proyecto es viable. Consiste en diseños y planos que establecen los conceptos y criterios básicos referentes a todas las construcciones e instalaciones.

3) Ingeniería de Detalle.- Sólo se hace, después de ser aprobada la ingeniería básica. Consiste en diseños y planos suficientemente detallados para poder proceder a la construcción e instalaciones, y para poder estimar con más exactitud los programas y los presupuestos definitivos, que nos servirán para el control del proyecto durante su ejecución.

VI.4.- Programación con Ruta Crítica y PERT.- Mediante esta técnica de planeación y control, se estudian diferentes combinaciones de actividades del proyecto para obtener los óptimos de costo y de tiempo (asignación óptima de recursos). La ruta crítica arroja los resultados siguientes:

- (1) Señala las operaciones críticas, cuyos tiempos de terminación son responsables de la duración total del proyecto.
- (2) Señala las operaciones sub-críticas y no-críticas, cuyos tiempos flotantes nos permiten empezarlas más tarde, o hacerlas más despacio, sin que se afecte la duración total del proyecto.

VI.5.- Ingeniería Geológica.-

Consiste en la búsqueda (prospección), descubrimiento, exploración y evaluación de un criadero mineral.

Para el cálculo de las reservas de mineral se procede en la forma pormenorizada siguiente:

- 1) Muestreo, cuarteo y ensaye de las muestras tomadas.
- 2) Clasificación de las reservas de mineral:
 - a) Mineral Explotable: positivas, probables y quebradas.
 - b) Mineral de Interés: medidas, indicadas e inferidas.
 - c) Procedimientos de Cálculo de las Reservas.

Los métodos de cálculo de las reservas pueden ser los tradicionales o los modernos. Los primeros se denominan métodos geométricos o convencionales, y son los siguientes: método de secciones longitudinales de bloques minables, método de secciones geológicas transversales, y métodos analíticos triangular o poligonal.

Los métodos modernos son los siguientes:

Métodos Estadísticos: "Trend Analysis", Media Moviente ("rolling mean"), Análisis de Regresión (lineal o múltiple), y Mínimos cuadrados.

Métodos Geoestadísticos: Consisten en la aplicación de la teoría de las variables regionalizadas al cálculo de las reservas de un criadero: Variogramas, Semivariogramas, Krigeage, etc.

El cálculo confiable de las reservas de un criadero mineral (por métodos geométricos, estadísticos o geoestadísticos) es el primer paso para una buena planeación minero-metalúrgica.

VI.6.- Ingeniería Minera.-

Después de que el geólogo descubre, explora y evalúa un criadero mineral, el ingeniero de minas deberá escoger el método óptimo para su extracción, o explotación, -- tratando de maximizar economía, eficiencia y seguridad. Los métodos de explotación minera más usados en México han sido los siguientes: sobrecarga, tumbe por subniveles, corte y relleno, cuadros de madera, hundimiento -- por subniveles, hundimiento de bloques, y tumbe a tajo abierto.

Los factores que afectan la selección de un método de explotación minera, entre otros, son los siguientes: -- geometría del criadero (forma, tamaño y posición en el espacio y con respecto a la superficie del terreno), -- características mecánico-estructurales del criadero, -- de su encape y de la roca encajonante; así como sus leyes y distribución de valores.

VI.7.- Ingeniería Metalúrgica.-

Consiste en seleccionar el método óptimo de beneficio -- o de tratamiento metalúrgico de los minerales del criadero o yacimiento, mediante pruebas metalúrgicas (investigaciones metalúrgicas sistemáticas): concentración -- gravimétrica, amalgamación, lixiviación, cianuración, -- concentración por flotación, fundición directa, etc.

Encontrado el método óptimo de tratamiento se hace el -- diseño conceptual de la planta de beneficio. Los critérios básicos para el diseño de la planta serán:

- 1) Capacidad de la planta: 500 ton/24 horas, etc.
- 2) Tipo de mineral por beneficiar: sulfuros, óxidos, etc.
- 3) Proceso más adecuado: flotación selectiva, etc.
- 4) Productos obtenidos del beneficio.
- 5) Leyes de las cabezas.
- 6) Sección de trituración y cribado: 500 ton/hora a 3/8 pulgadas (?).
- 7) Sección de molienda: liberación a-65 mallas (?).
- 8) Sección de flotación: tiempos de acondicionamiento y de flotación, y cálculo de acondicionadores y de celdas.
- 9) Sección de espesadores (asentadores) y de filtros.
- 10) Etcétera.

VI.8.- Ingeniería Económica.

El análisis económico, o la determinación de la bondad económica de un proyecto de ingeniería (inversión) se podría hacer en el orden siguiente:

A) Creación de un sistema de codificación para el control contable (por áreas, subáreas y secuencias o actividades), con fundamento en la programación con ruta crítica).

B) Análisis Económico:

1) Estimación de Ingresos con Base en lo Siguiete:

-Precios futuros estimados para los metales y minerales.

-Tarifas de compra de las Fundiciones (Pb, Cu, Zn, Ag, Au, etc.).

- Impuestos.

- Cálculo de los ingresos estimados por la venta de los concentrados de Pb, Cu, Zn, y de acuerdo con las recuperaciones obtenidas, las relaciones de concentración, y las proformas de liquidación de las Fundiciones.

- Cálculo de los ingresos mediante el uso de las fórmulas siguientes:

$$\frac{\text{Ingreso total}}{\text{Ton Mineral}} = \frac{\text{Ingreso/ton conc. Pb}}{\text{Relac. Conc. Pb}} + \frac{\text{Ingreso/ton conc. Cu}}{\text{Relac. Conc. Cu}} + \frac{\text{Ingreso/ton Conc. Zn}}{\text{Relac. Conc. Zn.}}$$

Por consiguiente:

$$\frac{\text{Ingreso total}}{\text{por año}} = \frac{(\text{Ingreso total})}{\text{Ton. Mineral}} \times (\text{Producción anual de mineral}).$$

2) Estimación de los Costos de Operación y Mantenimiento.

Se elabora con fundamento en los "catálogos de centros de costo" para la mina y para la planta de beneficio.

3) Determinación del Capital Requerido (Fijo y de Trabajo):

Se determina por áreas, subáreas y actividades, -- así como por periodos de tiempo (años, semestres, etc.), incluyendo imprevistos y escalación por la inflación. Finalmente, se determina el monto total de la inversión inicial, así como el monto total de los intereses de preoperación (gastos financieros).

- 4) Determinación del Flujo de Caja o de Efectivo, de la Rentabilidad de la Inversión, y del periodo de cancelación (recuperación) de dicha inversión.

Lo anterior se hace con apoyo en las técnicas contables ("cash flow") y con fundamento en la Ingeniería Económica.

BIBLIOGRAFIA

- Burtan R.C., "Silicosis: An Ancient Malady in a Modern Setting", Mining Engineering, July 1984, SME-AIME Monthly publication, page 731.
- Cummins and Given, SME-Mining Engineering Handbook, -- AIME-New York, Vol. 1 (Sections 14, 15, 16) and Vol.2 (Sections 21, 26, 29 to 33).
- Hartman, H.L., "Mine Ventilation and Air Conditioning", Ronald Press, New York, 1961 Edition. Ya apareció una nueva edición 1983.
- IMMSA, "Curso Sobre Planeación y Programación de Proyectos Mineros", Mayo de 1977, por ingenieros J. José Obregón A., Eduardo Guerrero L., Miguel Arenas G.
- Lewis R.S. and Clark G.B., "Elements of Mining", John - Wiley and Sons, Inc., Third Edition, New York, 1964.
- Secretaría del Trabajo y Previsión Social, "Reglamento de Seguridad en los Trabajos de las Minas", México D.F., 1967.

-Staley W.W., "Mine Plant Design", Mc Graw Hill, New --
York, 1936 and 1949 Editions.

-Young, George J., "Elements of Mining", Mc Graw Hill -
Book Company, Fourth Edition, New York, 1946.