

01146
1



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIVISION DE ESTUDIOS DE POSGRADO

EXCAVACIONES Y TERRACERIAS

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:
MAESTRO EN INGENIERIA (CONSTRUCCION)
P R E S E N T A E L
ING. FERNANDO FAVELA LOZOYA



DIRECTOR DE TESIS: DR. JORGE ABRAHAM DIAZ RODRIGUEZ

CIUDAD UNIVERSITARIA, MEXICO, D. F.,

DICIEMBRE 2003

RECIBIDA EN
FALLA DE ORIGEN

1



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

**TESIS
CON
FALLA DE
ORIGEN**

Autorizo a la Dirección General de Bibliotecas de la UNAM a difundir en formato electrónico e impreso el contenido de mi trabajo recepcional.

NOMBRE: Fernanda Traveh

Lazoya

FECHA: 16. Enero 2003

FIRMA: [Firma]

A la Facultad de Ingeniería y sus autoridades, por todo el apoyo recibido.

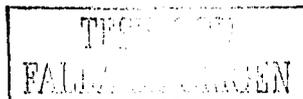
Al Dr. Jorge Abraham Díaz Rodríguez y su equipo, por su orientación para la elaboración de esta tesis.

Gracias.

TESIS CON
FALLA EN CALIFICACION

ÍNDICE

	PÁGINA
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1. Repaso	
1.1 La Infraestructura	3
1.2 Planeación	5
1.3 Definición de un problema	6
1.4 La planeación en la construcción	9
1.5 Recomendaciones	10
1.6 Equipo para excavaciones: generalidades	11
1.6.1 Introducción	11
1.6.2 Procedimientos de construcción	12
CAPÍTULO 2. Factores para la selección técnica del equipo	
2.1 Factores de eficiencia en el rendimiento de equipo de construcción	13
2.2 Factores de eficiencia para las condiciones de obra y administración	14
2.3 Generalidades sobre el método de evaluación para conocer el rendimiento teórico	14
2.4 Materiales y Factores volumétricos de conversión	15
CAPÍTULO 3. Excavaciones en suelos y roca arable	
3.1 Tractores	19
3.1.1 Generalidades	19
3.1.2 Rendimiento de tractores empujadores	20
3.2 Cargadores	22
3.2.1 Origen de los cargadores	22
3.2.2 Clasificación de los cargadores	24
3.2.3 Descripción de los cargadores frontales	25
3.2.3.1 Protección de neumáticos	27
3.2.3.2 Cucharones	27
3.2.3.3 Capacidades	30
3.2.3.4 Sistema Hidráulico	30
3.2.4 Cargadores frontales montados sobre orugas	31
3.2.4.1 Orugas	32
3.2.5 Rendimiento de Cargadores	34
3.2.5.1 Cálculo de rendimiento por observación directa	34
3.2.5.2 Cálculo de rendimiento por reglas y fórmulas	34
3.3 Arados	36
3.3.1 Puntos generales	37
3.4 Costos y precios unitarios	40
3.4.1 Generalidades	40
3.4.1.1 Criterio para determinar la vida económica	43
3.4.1.2 Valor de rescate	44
3.4.2 Costo horario de operación	44
3.4.3 Cargos fijos	45
3.4.3.1 Cargo por depreciación	45
3.4.3.2 Cargo por inversión	45
3.4.3.3 Cargo por seguros	46
3.4.3.4 Cargo por mantenimiento	46
3.4.3.5 Cargos por consumos	48



5.4.2	Rendimientos	115
5.4.3	Brocas de barrenación	119
5.5	Voladuras	120
5.5.1	Mecanismo de la rotura	120
5.5.2	Voladura	123
5.5.3	Distribución de barrenos	125
5.5.3.1	Establecimiento de datos para diseño de patrón	126
5.5.3.2	Calculo del bordo	127
5.5.3.3	Calculo del espaciamiento	128
5.5.3.4	Evaluación de la longitud del barreno	129
5.6	Carga y explosión	129
5.6.1	Explosivos y accesorios en excavaciones a cielo abierto	129
5.6.1.1	Propiedades requeridas en explosivos	129
5.6.2	Tipos de explosivos	131
5.6.3	Selección de explosivos	134
5.6.3.1	Determinación de carga de explosivos	134
5.6.3.2	Calculo de la carga de fondo	135
5.6.3.3	Calculo de la carga de columna	137
5.6.3.5	Carga específica	138
5.6.4	Explosión controlada	139
5.6.4.1	Bordo, espaciamiento y cantidad de explosivos	139
5.6.4.2	Sistemas de iniciación para obtener un perímetro exacto	140
5.6.5	Revisión de la barrenación y corrección de defectos	142
5.6.6	Ejemplo de análisis básico	146
5.6.7	Voladuras controladas	154
5.6.7.1	Barrenación en línea	155
5.6.7.2	Voladuras amortiguadas	156
5.6.7.3	Voladuras perfiladas	158
5.6.7.4	Prefracturado	161
5.7	Uso de explosivos en demoliciones	164
5.7.1	Selección del explosivo	164
5.7.2	Confinamiento	165
5.7.3	Dosificación	165
5.7.3.1	Cargas para cortar árboles y madera	165
5.7.3.1.1	Cargas externas no confinadas	165
5.7.3.1.2	Cargas internas	166
5.7.3.2	Cargas para demoler traveses de concreto	168
5.7.3.2.1	Rotura de muros de concreto, mampostería y cráteres	169
5.7.3.3	Cargas para cortar acero	171
5.7.3.3.1	Cargas para acero estructural, perfiles y placas	171
5.7.3.3.2	Cargas para cortar varillas para refuerzo	172
5.7.4	Demolición de tocones	174
5.7.5	Demolición de rocas aisladas	175
5.7.6	Demolición de edificios	178
5.7.7	Observaciones	180
5.7.8	Transporte, manejo y almacenamiento de explosivos	181
CAPÍTULO 6. Mantenimiento de equipo		
6.1	Clasificación de maquinaria	183
6.2	Tipos de mantenimiento	183
6.3	División de taller	184
6.4	Diagnostico y control de calidad	186

4

FALLA DE ORIGEN

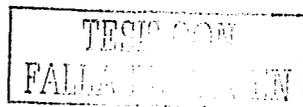
3.4.3.5.1	Cargo por consumo de combustible	48
3.4.3.5.2	Cargo por consumo de otras fuentes	48
3.4.3.5.3	Cargo por consumo de lubricantes	49
3.4.3.5.4	Cargo por consumo de llantas	50
3.4.3.5.5	Consumo por piezas de desgaste	52
3.4.4	Costos por Operación	53
3.4.4.1	Cargo por transporte	54
3.4.4.2	Cargo directo por maquinaria	55

CAPÍTULO 4. Métodos de selección de equipo

4.1	Planteamiento del problema	58
4.2	Cálculo de costos	59
4.2.1	Costo por m ³ de acarreo en motoescrepa	59
4.2.2	Factores de eficiencia para condiciones de obra	61
4.2.3	Costo por m ³ de acarreo usando cargador y camion rentado	62
4.2.4	Costo por m ³ de acarreo rentando motoescrepas	63
4.2.5	Costo por m ³ de acarreo considerando descomposturas	64
4.2.6	Costo por m ³ usando cargador y camiones de la empresa	65
4.2.7	Costo por m ³ de acarreo utilizando almacenamiento	66
4.2.8	Generación de alternativas	69
4.3	Gastos generales e indirectos	75
4.3.1	Costo del dinero invertido, utilidad	76
4.4	Determinación de la TIR	77
4.5	Consideraciones sobre maquinaria	78
4.5.1	Cálculo de la depreciación y su tratamiento	79
4.5.2	Costo total sin intereses ni depreciación	79

CAPÍTULO 5. Planeación de la producción

5.1	Excavación en roca	82
5.1.1	Planeación general del trabajo de excavación	82
5.1.2	Barrenación	83
5.1.2.1	Carga de explosivos	84
5.1.2.2	Carga para acarreo	84
5.1.2.2.1	Acarreo	84
5.1.3	Selección del equipo necesario en sitios de trabajo	84
5.1.3.1	Planeación y modelos de barrenación	85
5.1.3.2	Determinación de altura de barreno	86
5.2	Los explosivos en la construcción	88
5.2.1	Breve historia de los explosivos	88
5.2.2	Propiedades de los explosivos	90
5.2.3	Selección del explosivo	96
5.3	Accesorios para voladuras	96
5.3.1	Métodos de encendido	96
5.3.2	Dispositivos de iniciación	99
5.3.3	Diseño de circuitos de voladura	105
5.3.4	Sistemas de comprobación y de disparo	106
5.3.5	Conexiones de estopines	109
5.3.5.1	Tipos de conexiones	111
5.4	Perforación	114
5.4.1	Equipo de perforación	114
5.4.1.1	Aire comprimido	114



6.4.1 Laboratorio de análisis de aceite	187
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	188
BIBLIOGRAFÍA	192

INTRODUCCIÓN

Educación en línea

La evolución en las tecnologías de informática y comunicaciones ha dado lugar a nuevos paradigmas en todos los ámbitos de la vida incluyendo la educación. No podemos mantenernos al margen de los cambios que se están viviendo, por lo que la presente tesis representa un esfuerzo por incursionar en la llamada "Educación a Distancia" en su modalidad de "Educación en Línea", esto es, utilizando la tecnología de Internet.

Es por ello que el objetivo general de esta tesis es poder demostrar que cualquier curso, siempre que éste sea un 80% textual, puede llevarse vía electrónica, es por ello que se toma la materia de excavaciones y terracerías, para manejarla como un curso por medio de Internet.

Algunas ventajas de la Educación en Línea son las siguientes:

1. Que el estudiante puede estar en cualquier parte del mundo donde exista una computadora conectada a Internet y llevar su curso sin moverse de su lugar.
2. El estudiante puede comunicarse con el profesor y con sus condiscípulos con frecuencia, vía el correo electrónico.
3. El estudiante puede seleccionar el horario mas adecuado a sus necesidades.

Algunas desventajas son las siguientes:

1. Implica una separación física del profesor.
2. La flexibilidad en el uso del tiempo puede conducir al estudiante a no dedicarle el tiempo necesario.
3. Es un sistema diferente de aprendizaje que puede costarle trabajo asimilar.
4. El estudiante puede tener problemas con el equipo y la conexión.

La mayoría de estas desventajas pueden eliminarse siguiendo estrictamente las recomendaciones, algunas de las cuales son obligatorias.

Es importante destacar que para que un curso sea efectivo, debe estar acotado a una serie de eventos en el tiempo, esto es, fechas estrictas de entrega de tareas, trabajos y presentación de exámenes, así como, terminar de revisar y de estudiar los temas según lo marca el programa. Hay que recordar que el propósito de un curso virtual es darle libertad al alumno en el uso y control de su tiempo.

Políticas de un curso vía Internet.

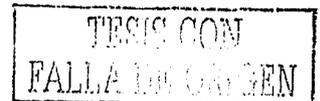
Asistencia - Sólo es necesario asistir al salón de clase en las fechas indicadas para reuniones y exámenes, así como a las tres primeras clases, ya que en estas se explicarán los pormenores del curso, se aclararán las dudas y se repartirá el material correspondiente.

Tareas - No se aceptarán tareas fuera de tiempo.

Exámenes - En las fechas indicadas en el calendario.

Discusiones de grupo - En fechas indicadas y en el salón de clase

Trabajo final - Su entrega será en la fecha indicada.



Exámenes

El alumno presentará dos exámenes durante el curso.

El primer examen será programado en la 7a. semana de clases. Este examen estará referido a la primera parte de la tesis, esto es: equipo para excavaciones, generalidades; factores para la selección técnica del equipo; excavaciones en suelos y roca arable, y métodos de selección de equipo.

El segundo examen será hacia final de semestre. Este examen comprenderá excavaciones en roca y cuidado del equipo mayor.

Objetivos de la tesis:

- Conocer las bases de la definición de costos del equipo.
- Conocer las limitaciones que existen para resolver los problemas no típicos.
- Aplicar la creatividad a la solución de los problemas de construcción.
- Aplicar la selección de equipo considerando el rendimiento de la inversión.
- Saber manejar el concepto de inflación.
- Saber diseñar una voladura.
- Saber incrementar la rentabilidad de la inversión a través de un adecuado mantenimiento.

En otras palabras:

La tesis busca respuestas a las preguntas: ¿cuales son las bases de la definición de costos del equipo?, ¿Que limitaciones plantean?, o de otro modo ¿cómo se resuelven problemas fuera del caso estándar?, ¿Cómo se aplica la creatividad a la solución de problemas de construcción?, ¿Cómo se aplica la selección del equipo tomando en consideración el rendimiento de la inversión?, ¿Que hacer con la inflación?, ¿Cómo diseñar una voladura?, ¿Cómo incrementar la rentabilidad de la inversión a través de un adecuado mantenimiento?.

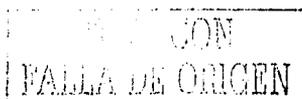
Respuestas que se irán encontrando en el transcurso de los capítulos que se presentan en este trabajo, en el capítulo 1, se da un repaso de los conceptos básicos que un ingeniero civil debe conocer, en cuanto a la infraestructura, la planeación y ejecución de un proyecto. Posteriormente en el capítulo 2, ya que se ha definido la problemática del movimiento de tierras, por lo que se deben conocer los factores de la maquinaria que se puede utilizar, y seleccionar las que podrán ser útiles en el tipo de proyecto.

Conociendo las especificaciones técnicas y atribuciones físicas de las máquinas, se puede hacer una selección más acertada, es por ello que en el capítulo 3 se hace la descripción de las máquinas más comunes en suelos y roca arable.

En el capítulo 4 se plantea un ejemplo en el cual se aplican los costos de producción y los factores de la maquinaria, se establecen diversas opciones, obteniendo todo el proceso por alternativa, y finalmente se selecciona la más adecuada a la necesidad planteada.

En el capítulo 5 se plantea el movimiento de tierras desde que se tiene un banco de material a trabajar, el cual se puede barrenar, manejar explosivos y el acarreo del producto, cada concepto se analiza por separado.

Finalmente en el capítulo 6 se observa los cuidados propios que debe de tenerse en la maquinaria, de forma que se tenga una vida útil mayor a la usual.



CAPÍTULO 1

REPASO

OBJETIVO: Recordar puntos generales respecto a:

- INFRAESTRUCTURA
- PLANEACIÓN
- DEFINICIÓN DE UN PROBLEMA
- PLANEACIÓN EN LA CONSTRUCCIÓN
- ALGUNAS RECOMENDACIONES
- EQUIPO PARA EXCAVACIONES: GENERALIDADES
INTRODUCCIÓN
PROCEDIMIENTOS DE CONSTRUCCIÓN

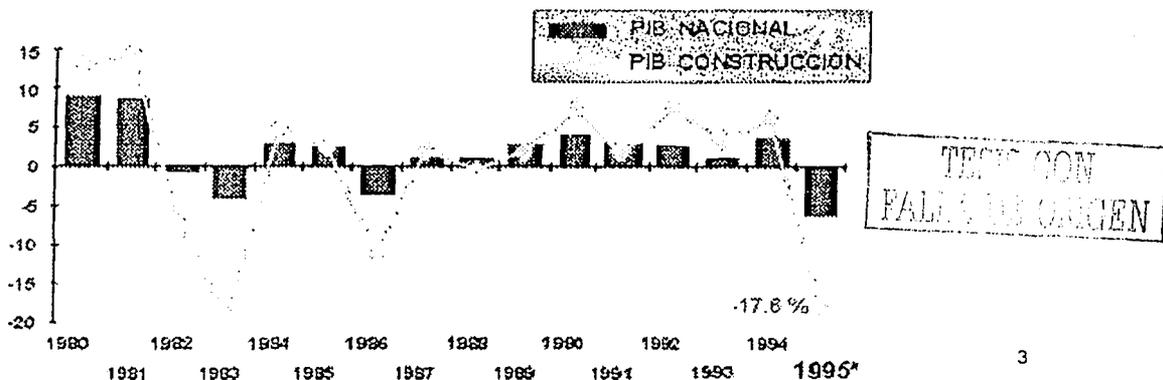
1.1 La infraestructura

Es infraestructura el conjunto de bienes, instalaciones e inclusive servicios establecidos, para lograr el desarrollo de una comunidad. Las condiciones generales de vida (alimentación, vivienda, salud, educación, recreación etc.), dependen no sólo de la existencia de recursos adecuados y suficientes sino, en forma por demás importante del estado cuantitativo y cualitativo de la infraestructura.

La infraestructura como un todo constituye un gran sistema con vinculaciones indudables, que deben considerarse desde diferentes puntos de vista y no exclusivamente desde el económico. Un subsistema importante es, por ejemplo el transporte, que está compuesto por caminos, carreteras, vías férreas, aeropuertos, puertos, etc. pero también por vehículos, barcos, instalaciones y otros muchos bienes más y, desde luego organizaciones incluyendo a las personas que las manejan. Si no se planea considerando todos los constituyentes dicha planeación resultará sin sentido. Existen recursos en la ingeniería para realizar esa planeación de conjunto.

La construcción es, casi en todos los casos, una parte significativa de la infraestructura, aunque desde luego no la única. Es un sector muy dinámico en la economía de nuestro país, que se hace patente si consideramos que sigue las fluctuaciones del producto interno bruto mexicano, pero exagerando sus incrementos y decrementos. Si el PIB crece el de la construcción crece a tasas superiores y ante una contracción de la economía nacional la construcción decrece en una proporción mayor.

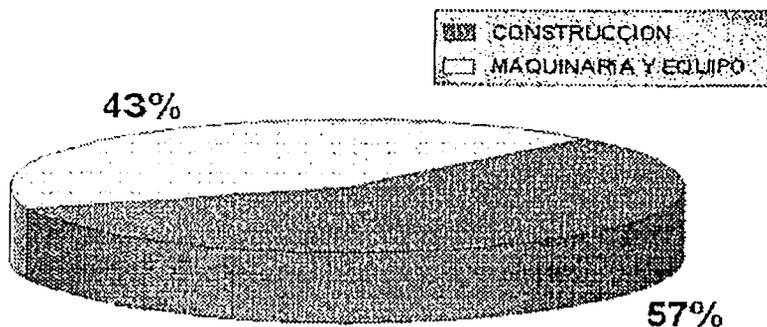
PIB NACIONAL DE LA CONSTRUCCIÓN



La participación de la construcción en la formación bruta de capital fijo del país ha sido desde 1988 del orden del 57% en promedio anual. Esta elevada participación es una de las principales causas de la sensibilidad del sector ante los ciclos económicos. Contribuye de manera importante a la generación de empleo. Si se consideran los sectores formal e informal su contribución puede considerarse de alrededor de 5% del empleo total nacional. El tipo de empleo generado es útil, se ocupa en gran proporción mano de obra no calificada, que en la práctica es preparada para el trabajo industrial.

Otra característica relevante en materia de empleo es que el ingreso promedio anual del trabajador de la construcción ha sido 33% superior al ingreso medio nacional durante el periodo 1989-1991. Para los ingenieros, especialmente los civiles es una fuente de empleo por demás importante.

PARTICIPACIÓN DE LA CONSTRUCCIÓN EN LA FORMACIÓN BRUTA DE CAPITAL FIJO



El sector construcción impulsa gran cantidad de industrias, algunas de ellas estratégicas, como la del cemento y el acero. Su valor agregado es del 53% aproximadamente. Sus insumos totales, en gran medida de origen nacional provienen de numerosas ramas industriales. Sin embargo mucha de la construcción es artesanal.

En la creación de la infraestructura, la construcción es casi en todos los casos, importante, pero desde luego más importante aún, imprescindible diría yo, resulta la conservación de la infraestructura, para mantenerla funcionando con eficacia y eficiencia. En México, para lograrlo, se deberán implantar fórmulas innovadoras, mecanismos ingeniosos de financiamiento y romper con viejos moldes que no permiten que inversiones importantes sean rentables.

De acuerdo con un estudio del Banco Mundial la inversión en mantenimiento presenta una tasa interna de retorno muy alta (aproximadamente 40%) en carreteras, según sus apreciaciones. Si el mantenimiento es deficiente se hace necesaria la reconstrucción prematura de la obra que evidentemente agudiza la carencia de fondos para inversión en obra nueva.

Las autoridades financieras, los constructores, los servidores públicos y los ciudadanos debemos tener conciencia de que, al tomar las decisiones de inversión y ejecutar una obra de infraestructura nueva estamos, en realidad, obligándonos a garantizar un flujo de efectivo a lo largo de su vida útil para que lo realizado funcione como se planeó, tenga la rentabilidad adecuada en lo económico y cumpla con su cometido social

La mayor parte de la infraestructura mexicana es producto del esfuerzo realizado en los últimos cincuenta años, aunque existen importantes elementos e instalaciones anteriores, especialmente en infraestructura minera, agrícola, urbana, portuaria, de ferrocarriles, eléctrica y petrolera. Sin embargo y a pesar de todo este esfuerzo falta mucho para que pueda ser considerada satisfactoria. Resolver los problemas relacionados con el tema es, sin duda, responsabilidad del país todo, de ciudadanos, gobernantes, funcionarios y políticos; pero compete, de manera muy especial a los profesionistas de las diversas ramas de la ingeniería.

Es indispensable la participación de ingenieros en las actividades de planeación, proyecto, diseño, construcción, equipamiento, puesta en servicio, operación, conservación, mantenimiento, acondicionamiento, adaptación, remodelación, rehabilitación y hasta reposición o cambio de las infraestructuras y sus elementos. La ingeniería, para cumplir cabalmente con sus obligaciones debe estar al día en su profesión y desarrollar tecnología propia a fin de que sus proyectos estén bien adaptados a los requerimientos de la sociedad mexicana.

En numerosas ocasiones los ingenieros hemos insistido en que debe precisarse el impacto social y ecológico de las acciones de construcción, conservación y mantenimiento de la infraestructura mexicana, señalar las técnicas para controlarlas y supervisarlas y establecer criterios y procedimientos para evaluarlas. Asimismo es preocupación generalizada procurar el desarrollo y continuo entrenamiento y preparación de los recursos humanos y tecnológicos que se requieren para construir, conservar y mantener la infraestructura de nuestro país.

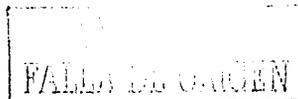
1.2 Planeación

El proceso de planeación es de principal importancia en el éxito de proyectos. Varios estudios realizados durante los años 80's mostraron el impacto de una planeación adecuada en los resultados eventuales de proyectos de construcción.

Uno de estos estudios (The Business Roundtable, Planning and Scheduling - Report A-6.1, The Business Roundtable, New York, NY. 1982) mostró que un esfuerzo excepcional de planeación puede ahorrar más del 40% de los costos, sobre los costos de un esfuerzo de planeación razonable. En este mismo estudio se mostró que la planeación pobre podría crear sobre costos del 400% y, en promedio, los proyectos con planeación pobre costarían 50% más de los proyectos con un esfuerzo razonable de planeación. Para un proyecto de bajo costo y alta efectividad es imperativo un esfuerzo coordinado de planeación.

Parece ser que existe mucha confusión en la industria de la construcción entre los términos "planeación" y "programación". Estos términos son utilizados, muy seguido, como sinónimos; son muy diferentes, aunque si están muy relacionados. El proceso de programación para un proyecto de construcción es sólo una parte del esfuerzo de planeación.

La programación del proyecto sirve como una base para relacionar diferentes funciones. Esas funciones incluyen: estimaciones, programación y control de proyecto. La planeación involucra el proceso de seleccionar el método y ordenar el trabajo para ser utilizados en un proyecto que involucra la suma total de varios métodos y secuencias posibles. Este proceso provee información detallada para la estimación y la programación así como una línea para el control de proyecto. La programación, en comparación, es la determinación del tiempo y de las secuencias de operación en el proyecto y en su ensamble para dar el tiempo de terminación total. La programación obviamente es una reflexión del plan, pero el plan debe hacerse primero. El proceso de programación puede no cubrir puntos en el plan, permitiendo revisiones, pero el plan sigue siendo primero en la jerarquía. Existen muchas aproximaciones para planear, pero el proceso como un todo es científico y sistemático, como ha sido practicado. La planeación



generalmente involucra aproximadamente el 80% de memorias de procedimientos históricos y 20% de síntesis o pensamiento creativo.

Frecuentemente se tiende a seguir patrones de trabajo utilizados previamente e intentar nuevas aproximaciones solamente cuando el camino antiguo no funciona. La tendencia a seguir métodos conocidos es consistente con la tendencia histórica al cambio. La construcción es una empresa de alto riesgo y no esta bien aceptado tomar riesgos adicionales por utilizar métodos que no han sido probados; por lo tanto la modificación de un método o el uso de métodos totalmente nuevos puede llevar a entrenamiento y supervisión adicional. Estos costos extra se suman al riesgo de los métodos no experimentados.

La programación, por otro lado, es bastante sistemática y científica. Existen varios métodos bien documentados, y es posible que llegue a ser muy importante en la ejecución de programación por computadoras. Se pueden aplicar rígidos conjuntos de reglas a través de la programación, para ejecutar complejos programas. La conversión de los conceptos de planeación a programas estructurados requiere de la mano de un experimentado y muy bien entrenado programador.

El proceso de planeación es jerárquico. La planeación involucra hacer decisiones acerca de que tareas deberán ser ejecutadas, como se deberán ejecutar, quién las va a ejecutar, y cuando y en que secuencia deberán ejecutarse dichas tareas. Necesariamente, el proceso de planeación, involucra la anticipación de acciones y la anticipación de su ejecución. Una cadena de operaciones es fundamental para el proceso de planeación, que involucra:

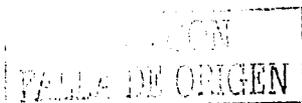
1. Investigación de información y análisis.
2. Desarrollo de alternativas.
3. Análisis y evaluación de alternativas
4. Selección de una alternativa.
5. Ejecución y retroalimentación.

La planeación usualmente involucra la documentación de las suposiciones, el análisis realizado al final de la ordenación y la identificación de las actividades de trabajo. Esta documentación incluye las suposiciones hechas acerca de las alternativas, recursos y costo y el criterio de decisión empleado en la selección del plan.

La planeación es el desempeño de varios niveles en varios tiempos durante la ejecución de un proyecto. Al principio de un proyecto, la planeación temprana especifica puntos conceptuales e identifica áreas generales de responsabilidad para los diferentes participantes (propietarios, diseñadores, gerentes de construcción y consultores) en el proyecto llevado a cabo. En cambio, cada uno de esos participantes suministra planeación adicional en un nivel más detallado para anticipar los problemas y hacer las decisiones concernientes a las alternativas relacionadas con su área específica de responsabilidad. Esta jerarquización continúa hacia abajo a través de la organización del proyecto hacia el nivel de oficios detallados, en donde día a día y hora a hora se toman decisiones. Como se mencionaba anteriormente, una parte significativa del proceso de la planeación involucra aprender de la historia. La documentación del plan suministra un beneficio a los participantes del proyecto al proporcionarles un proceso de aprendizaje formalizado y sistemático.

1.3 Definición de un problema

Cuando se trata de seleccionar la maquinaria adecuada para resolver un movimiento de tierras o una explotación de rocas, nos encontramos con que debemos definir una serie de variables para que nuestro propósito se cumpla. Indudablemente que tenemos diferentes procedimientos de construcción que pueden resolver ésta explotación desde el punto de vista técnico, pero



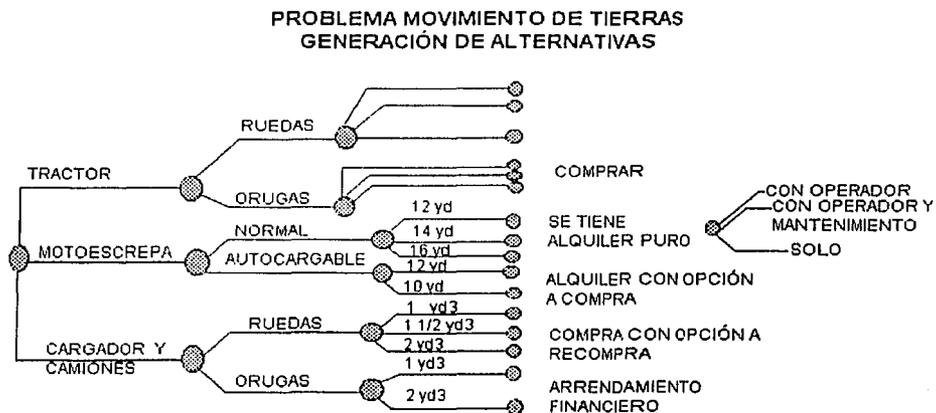
¿Cuál elegir?, y por otro lado: ¿Cuál es nuestro propósito básico que nos va a orientar al elegir un procedimiento de tantos que podemos generar?. Si no tenemos respuesta a estas interrogantes entonces no existe problema. Elijamos el procedimiento que primero se nos ocurra y manos a la obra.

Recordemos que existe un problema cuando se tienen varias vías de acción y tengo que seleccionar una de ellas, de acuerdo con un propósito definido. Ese propósito llamémoslo criterio, y ese criterio se deriva de un objetivo. Fijo el objetivo, que puede ser económico, social etc. pero siempre de carácter general, se fija un criterio, que se deriva del objetivo y que me va a servir para calificar cada una de las vías de acción que se me ocurran.

La necesidad de fijar un criterio se presenta por el carácter general que tiene el objetivo, normalmente se define con frases como mi objetivo es de carácter económico por ejemplo y en este caso debo definir el criterio. Podrá ser el costo mínimo, o el que dé máxima utilidad y en este caso ¿cómo voy a medirla?, ¿maximizando las ganancias?, o buscando una máxima rentabilidad de la inversión y en este caso ¿cómo voy a definir esa máxima rentabilidad de la inversión?; ¿con la tasa interna de retorno o con un menor tiempo de recuperación de la inversión o con la utilidad actualizada?. Vemos pues que no es fácil definir todos éstos parámetros, pero es absolutamente necesario, si yo deseo realmente resolver mi problema, de acuerdo con las necesidades de la persona o institución que está aportando los recursos para realizar el trabajo.

Podremos pues decir que yo tengo un problema cuando debo realizar una serie de acciones alternativas a determinar, para satisfacer una necesidad, con un objetivo dado, y que lo resolveré si encuentro el curso de acción o acciones óptimo en función de ese objetivo, cuya satisfacción puedo medir con un criterio dado.

En el caso de movimientos de tierra, evidentemente se pueden tener variaciones en el tipo de maquinaria, de el tamaño del equipo, en las condiciones en que el equipo va a estar a la disposición de la obra determinada, esto es si ya pertenece a la empresa o se va a comprar con diferentes alternativas, compra con opción de venta, alquiler financiero, etc. En la gráfica (gráfica 1) puede verse en un caso definido, presentado en una red de decisiones, que puede aumentar o disminuir de acuerdo con las posibilidades y el criterio de la empresa. Es recomendable tener el mínimo de restricciones, para considerar de preferencia el mayor número de alternativas.



El análisis de un problema y su solución, podemos concluir, se reducirá pues a: primero estudiar en términos específicos la naturaleza del problema en sí y todas las variables relacionadas directa o indirectamente con el mismo, en seguida plantear todas las alternativas de solución posibles (desde dos hasta infinito) y seleccionar una de ellas comparándolas en función del criterio económico a usar.

La primera fase, de análisis, es muy importante, y debe verse el problema desde diferentes ángulos recabando toda la información posible y verificando la veracidad de la misma; la siguiente fase será la de generación de alternativas, y es donde la creatividad tiene una importancia fundamental. No podremos dejar una sola alternativa fuera de nuestro esquema, pues puede ser la mejor, la labor fundamental del ingeniero será la de generar la totalidad de soluciones posibles sin olvidar una sola aunque parezca poco probable que sea la mejor. Por último viene la fase de comparación de alternativas en función de nuestro objetivo u objetivos, y al final la selección de la solución óptima.

Todas las fases de nuestro método de solución del problema son importantes, en general en este tipo de problemas relacionados con la construcción, el objetivo es de carácter económico, ya que las consideraciones sociales vienen al constructor como limitaciones, por ejemplo en los caminos de mano de obra se especifica en el concurso que deberá utilizarse sólo mano de obra local, o inducirla en las especificaciones, por ejemplo usando mampostería en lugar de piezas coladas de concreto, con lo que daremos lugar a la utilización de albañiles y peones de los lugares cercanos al proyecto.

Pero decir que el objetivo es de carácter económico es una aseveración de carácter necesariamente general, debemos usar, pues, un criterio que nos permita realizar la comparación de nuestras alternativas, por ejemplo costo mínimo o máxima rentabilidad de la inversión.

Quizá el criterio de costo mínimo es el mas utilizado, pero a medida que la construcción se deriva a la combinación proyecto-construcción, proyecto-construcción-financiamiento, productor independiente, concesión, etc., más y más deberá el constructor orientarse a utilizar criterios que tengan que ver con el concepto rentabilidad de la inversión en la cual es un factor importante el tiempo de ejecución del proyecto y la forma como se van a desarrollar las varias actividades del proyecto. En ese momento el criterio puede ser máxima rentabilidad. En todo el proyecto estará bajo la sombra del riesgo, del cual hablaremos con posterioridad.

Surgen así criterios como tiempo de recuperación de la inversión, tasa interna de retorno, rentabilidad actualizada, otras y combinaciones de las anteriores. También es importante el definir cómo se va a financiar el proyecto, pues el financiamiento de entidades externas conlleva costos que es necesario tomar en cuenta. Las consideraciones sobre la inflación también son importantes y yo diría que, en nuestro medio, son de capital importancia, pues en general existen diferentes inflaciones en inversiones en propiedades, en ingresos y costos, que pueden ser de fundamental importancia.

En el caso del movimiento de tierras, que tiene que ver con una inversión de maquinaria importante, es recomendable siempre realizar una valuación de alternativas tomando en consideración cualquiera de los esquemas que mencionamos, y que son muy sensibles a las inversiones en activo fijo y que dan lugar a consideraciones diferentes.

En el ejemplo que se analizará posteriormente quedará clara la importancia de los mecanismos y los peligros que conllevan, pues si yo disminuyo la inversión al grado de, por ejemplo, rentar la maquinaria, un análisis con tasa interna de retorno me puede dar tasas importantes con utilidades tan bajas que no compensen el riesgo que se corre con el proyecto.

1.4 La planeación en la construcción

Una persona toma una decisión cuando tiene varios cursos alternativos de acción y debe seleccionar uno de ellos. Para realizar esa selección considera cual es su deseo o deseos, respecto a esa decisión, que deben ser cumplidos: a este deseo lo podemos llamar objetivo. Uno de los objetivos más comunes es el de carácter económico. Si yo tengo que seleccionar un empleo entre varias opciones, primero compararía, casi con seguridad, los aspectos económicos y luego otros objetivos relacionados posiblemente con seguridad, tranquilidad, etc. Tendría que darles peso a cada uno de los objetivos, con respecto a los demás, para poder tomar una decisión. ¿Me interesa más el aspecto económico?, ¿Qué tanto más?, comparado posiblemente con seguridad o tranquilidad. Haciendo estas reflexiones seguramente puedo tomar una decisión respecto al caso que nos ocupa.

Es muy frecuente que no se tome una decisión única sino un conjunto de ellas, desde luego en función de mi objetivo u objetivos. En ese caso se puede considerar que se están planeando, siempre en función de un objetivo u objetivos, los cursos de acción o acciones que se deberán tomar en el curso del tiempo, en diferentes momentos, a fin de ver cumplidos mis deseos después de un cierto plazo, definido también por el que planea. Al proceso o procesos de definir esos tiempos, que marcan el inicio y el final de las diferentes acciones que deberán tomarse para satisfacer mis deseos, se le llama programación. Aunque algunos autores, norteamericanos principalmente, le dan al proceso de programación una connotación diferente; en México es usual considerarla como se apuntó previamente. La programación presenta desde luego el plan completo, organizado en función del tiempo. Pero para hacer esto, es indispensable haber definido los cursos de acción y, por supuesto, los tiempos para cumplimentar cada acción.

El conjunto debe planearse en función del objetivo u objetivos, de tal modo que estemos seguros de que satisface dichos objetivos. Sin embargo, normalmente estos son de carácter general y difícil de evaluar por lo que se acostumbra seleccionar un criterio, más sencillo de evaluar y por lo tanto, de manejar a lo largo del proceso de selección de alternativas. Por ejemplo: al hablar de objetivo económico puede seleccionarse costo mínimo o máxima productividad de la inversión, o una combinación de ellos. Al pensar en productividad de la inversión se puede seleccionar: tasa interna de retorno, utilidad actualizada, valor presente neto, etc. Si el objetivo es de carácter social podría seleccionarse derrama económica, generación de empleo, satisfacción de necesidades específicas, etc.

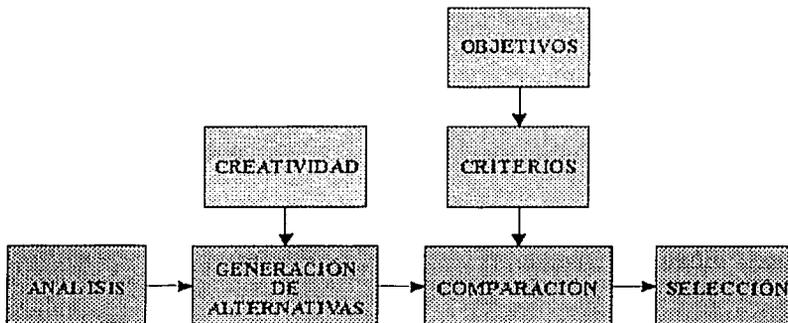


FIGURA 1



El proceso de toma de decisiones puede esquematizarse como se indicó en la figura No. 1 y constituye el alma de la planeación: Como se ve consta de varios pasos, el primero de investigación a fin de allegarse toda la información relacionada con el problema, el siguiente tiene a su cargo la generación de alternativas, que es un típico proceso creativo. No se debe dejar de lado ninguna alternativa que resuelva mi problema, pues puedo olvidar la mejor, o sea la solución óptima. En seguida se comparan las alternativas con el criterio o criterios que se derivan del objetivo u objetivos y finalmente, tomo con tranquilidad la decisión.

En el caso de la construcción el único objetivo a considerar es el económico, ya que los de carácter social o artístico son usuales en la elaboración del proyecto y especificaciones y aparecerán como limitaciones, por ejemplo si uno de mis objetivos al diseñar una carretera es el de crear empleo elegiré aquellas estructuras que usen mano de obra, muros de mampostería en lugar de concreto, cortes en tierra con pala, cunetas y contracunetas zampeadas, etc.

Una vez realizado el análisis de la decisión o decisiones se pasa a la etapa de implementación y retroalimentación. La implementación se realiza ejecutando todas las labores indicadas en el proceso de planeación tal y como fueron concebidas y la retroalimentación es un sistema de control que va comparando lo ejecutado con lo planeado, en sus aspectos importantes, calidad, uso de recursos y por lo tanto costo, tiempo etc.

Es frecuente que el ingeniero no documente en forma precisa todo el trabajo realizado en la etapa de la planeación. En México se descuida ésta importantísima precaución. Debe prepararse un documento donde se indique cómo se realizó la ordenación y la identificación de los trabajos, qué suposiciones se tomaron para comparar las alternativas, cómo se compararon las diversas alternativas, el proceso de selección y la obtención del programa definitivo, acompañado de todos los datos que puedan requerirse para la elaboración del bien a construirse.

Casi siempre, se presentan imprevistos que es difícil evitar. La falta de documentación adecuada implica dificultades para determinar quién debe pagar por las correcciones o cambios que deben realizarse para hacer frente a dichos imprevistos y, sobre todo, es difícil la selección de las medidas apropiadas para hacerles frente.

Frecuentemente la planeación de la construcción debe definirse desde las etapas tempranas del proyecto: la programación y presupuestación deben analizar las diversas alternativas y valuarlas, para que se optimice desde el punto de vista del ingeniero o ingenieros que diseñan. A medida que el proyecto toma forma se vuelve más importante la valuación de las alternativas, aunque generalmente se realiza sin tanta exactitud como en la fase de construcción.

1.5 Recomendaciones

El problema de definición del equipo adecuado para movimiento de tierras se equipará con el caso general de toma de decisiones.

Efectivamente, debemos analizar con cuidado todas las variables que tienen que ver con el caso, definiendo el comportamiento de las mismas y considerar las circunstancias externas; dichas variables, en general, son aleatorias¹.

¹ Variables aleatorias: Si a un valor de una variable x , corresponden varios valores de la variable y , estamos ante una variable aleatoria, ya que no existe una relación biunívoca entre las variables " x " y " y ".

Evidentemente en una obra de construcción no se puede definir con exactitud el costo, que depende de variables aleatorias, como costo del transporte, habilidad del obrero, disponibilidad del equipo, condiciones atmosféricas, etc. El ingeniero se encuentra generalmente con variables aleatorias, como son las cargas sobre una estructura, que dependen del destino o uso de la estructura y de una serie de imponderables, como vientos, sismos etc. Algunas veces se tienen que analizar las variables aleatorias para conocer su comportamiento, en otras se toma un valor que

Definidas las variables y una serie de circunstancias externas, como clima, alternativas de transporte de equipo, situación de la empresa, etc. (fase de análisis), se procede a generar todas las alternativas posibles en sus diversas modalidades, usando, de ser necesario una disposición similar a un árbol de decisiones (fase de generación de alternativas²).

Previamente, o en este momento, se requiere definir el objetivo u objetivos; en este caso normalmente es un objetivo económico y en base a este objetivo definir el procedimiento de medición (criterio). Este criterio puede ser a costo directo mínimo, costo directo más indirecto mínimo, precio mínimo, etc. que se llaman criterios a base de mínimos costos, o en base de utilidad de la inversión como tasa interna de retorno, tiempo de recuperación de la inversión, utilidad actualizada, etc.

Utilizando el criterio escogido se analizan cada una de las alternativas y sobre esa base se define y posteriormente se selecciona, la mas adecuada.

Cuando generamos las posibles alternativas es conveniente no dejar ninguna afuera, deben estar listas para el análisis hasta las mas inverosímiles, ya que una de ellas puede ser la mas adecuada. Para lograr esto todo ingeniero requiere una buena dosis de creatividad.

1.6 Equipo para excavaciones: Generalidades

1.6.1 Introducción

El acelerado avance tecnológico que ha caracterizado a este siglo, ha sido un factor determinante en la evolución de los métodos de producción en todos los campos del quehacer humano, y la Industria de la Construcción no ha sido la excepción.

La fabricación de máquinas cada vez más especializadas que se valen de los adelantos tecnológicos disponibles para lograr un alto grado de eficiencia y productividad, han resaltado la importancia de llevar a cabo la selección del equipo de construcción de una manera metódica y sistemática.

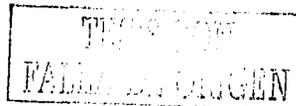
El riesgo económico inherente a la ejecución de cualquier obra civil se ve incrementado de una manera substancial cuando la selección del equipo se toma a la ligera. Por tal motivo el Ingeniero Civil debe considerar los tres aspectos fundamentales en el proceso de selección de equipo que son:

1. Tener un conocimiento claro de las máquinas disponibles en el mercado, sus principales características, sus posibilidades y limitaciones, con la finalidad de estar al tanto de los nuevos adelantos de la maquinaria y no perderse en la obsolescencia.

tiene probabilidades de ocurrir; por ejemplo en el diseño de una tubería para conducir el agua el coeficiente de rugosidad se considera como si la tubería tuviera muchos años de uso y la resistencia al paso del agua fuera muy grande, esto es se prevé una Q que al principio será mayor que la de diseño. En otros casos se toma un valor muy grande, también de manera que la probabilidad de ocurrencia de valores mayores sea muy pequeña, así si queremos calcular una estructura consideramos una envolvente de cargas tal que produzca valores en los esfuerzos dentro de la seguridad. En el caso de los costos, lo usual es considerar los valores más probables, ya que, el presupuesto de una obra, se obtiene normalmente por la combinación de gran número de costos analizados en forma separada.

² Generación de alternativas: Supongamos que voy a cortar una ladera para formar un terraplén. Puedo utilizar tractor, motoescrepa, pala y camiones, draga y camiones, motoconformadora con cargador lateral mas equipo de acarreo etc. Además pudiera convenir una combinación de diversos equipos de carga y acarreo. Tendría que definir diversos tamaños de los equipos mencionados, etc.

Para facilidad puedo formar un árbol con las diferentes combinaciones para después analizar los costos de cada alternativa, tal y como se indican abajo.



2. Tomar en consideración que cada equipo está diseñado para realizar cierto tipo de actividades y están dotados de una determinada capacidad, la cual por ningún motivo debemos superar, es decir, es necesario evitar los malos hábitos de operación y el mal uso del equipo para obtener su óptimo rendimiento, y en la medida de lo posible usarlo únicamente para la actividad para la cual fue diseñado.
3. En la actualidad podemos contar con varios tipos de máquinas que pueden realizar el mismo trabajo. Por lo tanto antes de decidir cual es el más conveniente para nuestros fines, tendremos que realizar una evaluación y una comparación de sus rendimientos y desde luego costos relacionados.

Debido a lo anteriormente expuesto, la finalidad de ésta parte del curso es proporcionar al estudioso un panorama general del equipo de construcción, sus principales características, usos, rendimientos y un procedimiento de comparación para realizar la selección del equipo óptimo en función también de las limitaciones económicas y físicas.

1.6.2 Procedimientos de construcción

Al analizar los "Procedimientos de Construcción", tratamos de contestar con la mayor precisión cuánto tiempo, qué maquinaria y personal se requiere para realizar una operación determinada dentro de la calidad específica y al menor costo posible o con la máxima redituabilidad de la inversión, según sea el caso.

El grado del éxito en el cumplimiento de programas y en el aspecto económico que pueda alcanzarse, depende de la capacidad de poder predecir, de la manera más precisa, las diferentes variables y condiciones que se presentan durante la construcción, que originan los tiempos perdidos o demoras.

Existen causas y riesgos que deben valorarse antes que el proyecto sea analizado en su perspectiva total, tales como: clima, avenidas, daños físicos y descomposturas, así como problemas en la planta general de construcción, disponibilidad de equipo, personal, materiales, financiamiento, etc. Una evaluación de tales variables es un asunto de experiencia aunada a la investigación de toda la información disponible.

No basta con el estudio de los planos y especificaciones, es fundamental también examinar los factores locales y condiciones físicas del sitio, los cuales influyen en la mejor manera de llevar a cabo el trabajo y en los resultados que se obtengan en los rendimientos del equipo, así como costos y tiempo de ejecución.

Las demoras motivadas por numerosas causas y el efecto acumulado de ellas en el rendimiento del equipo, se manifiestan a través de los coeficientes de eficiencia, que son multiplicadores menores a 1, que sirven para reducir los rendimientos ideales o máximos del equipo, dados por los calculados u obtenidos por observaciones anteriores, dentro de condiciones más o menos buenas.

CON
FALLA DE ORIGEN

CAPÍTULO 2

FACTORES PARA LA SELECCIÓN TÉCNICA DEL EQUIPO

2.1 Factores de eficiencia en el rendimiento de equipo de construcción.

Los factores que afectan la eficiencia en el rendimiento de equipo de construcción pueden reunirse en los siguientes grupos:

1. Demora de rutina.- Son todos aquellos factores que se derivan de las demoras inevitables del equipo, independientemente de las condiciones propias del sitio de la obra, organización, dirección y otras variables significativas.

Ningún equipo mecánico puede trabajar continuamente a su capacidad máxima. Además, son importantes los tiempos en que es abastecida la unidad con lubricantes y combustibles, y por otra parte, la necesidad que hay, sobre la marcha, de efectuar revisiones a elementos, como tornillos, bandas, cables, arreglo de llantas, etc.; lo que significa paros o disminuciones en el ritmo de trabajo.

Por otro lado, interviene el factor humano, representado por el operador de la máquina, en relación a su habilidad, experiencia y a la fatiga inevitable después de varias horas de actividad (al respecto se recomienda fijar turnos máximos de ocho horas evitando las horas extras, de las que poco rendimiento se obtiene).

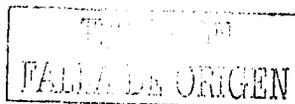
2. Restricciones en la operación mecánica óptima.- Estas originan un efecto reductor en el rendimiento, debido exclusivamente a limitaciones en la operación mecánica óptima de los equipos. Se refiere a casos como el ángulo de giro, a la altura o la profundidad de corte, las pendientes de ataque, coeficientes de rodamiento, etc.

3. Las condiciones del sitio.- Se refiere a las condiciones propias del lugar en que está enclavada la obra y el punto o frente concreto donde operan las unidades.

Se producirían ciertas pérdidas de tiempo, por las condiciones en el sitio, como son:

- a) Condiciones físicas.- La Topografía y Geología, las características geotécnicas del suelo y rocas, las condiciones hidráulicas superficiales y subterráneas, el control de aguas superficiales, etc.
- b) Condiciones del Clima.- Temperatura máxima y media, heladas, precipitaciones (lluvia media anual, su distribución mensual y diaria, su intensidad, efecto en el sitio de trabajo y en los caminos), estaciones del año, número de días soleados, etc.
- c) Condiciones de Aislamiento.- Vías de comunicación disponibles para abastecimiento, distancia de centros urbanos o industriales para obtener personal y abastecer de materiales a la obra, cercanía a otras fuentes de trabajo que puedan competir en la ocupación del personal, en algunas ramas especializadas.
- d) Condiciones de adaptación.- Grado de adaptación del equipo de trabajo, para sortear las causas agrupadas en las condiciones anteriores, características de la obra o de sus componentes derivados del proyecto, que tiendan a disminuir la producción y los rendimientos del equipo, conexión de dependencia y posibilidades de balanceo entre máquinas etc.

4. Por la Dirección y Supervisión.- Es el grupo de factores procedentes de la planeación, organización y operación de la obra, llevadas a cabo por la organización constructora. El conocimiento y experiencia del responsable de planear la construcción en una obra, juega un papel decisivo en el grado de eficiencia que se obtenga del conjunto y de cada operación, por lo que a la producción y al rendimiento de equipo se refiere.



Por otra parte, el grado de vigilancia y conservación de la maquinaria, el suministro de materiales y personal, el apoyo de las operaciones de campo, talleres y servicios auxiliares adecuados, explican las diferencias observadas en los rendimientos del equipo.

Por la actuación del contratante.- En términos generales se puede afirmar, con base en una experiencia bien conocida de los constructores, que la actuación del organismo contratante de una construcción, influye indiscutiblemente en la economía general de la misma y por lo tanto, en los rendimientos que puedan lograrse de la maquinaria utilizada.

Las causas o factores que pueden afectar la eficiencia del rendimiento en el equipo, por lo que al contratante se refiere, se estima que pueden resumirse de la siguiente forma:

- Por la oportunidad en el suministro de planos, especificaciones y datos de campo.
- Por el pago puntual de las estimaciones de obra. Es algo bien conocido, el efecto benéfico que en la eficiencia general de la obra, tiene este aspecto.
- Por el tipo y experiencia del Ingeniero residente o la supervisión en su caso.

La influencia de esto en el factor de eficiencia, tiene varios aspectos que se expondrán a continuación.

El valor fundamental del Ingeniero residente o la Supervisora en cualquier proyecto de construcción, tiene también mucho que ver con su disponibilidad y permanencia en el sitio de la obra para dirigir al contratista, resolver sus problemas y satisfacer las preocupaciones de las autoridades o contratantes, locales, políticas o administrativas y dirigir a su propio personal de campo u oficina. Los planos y las especificaciones que se entregan, necesitan con frecuencia ser revisados, aclarados, explicados y a veces complementados.

En la tabla 1 podemos encontrar una serie de porcentajes que multiplicaremos por el rendimiento teórico en función de las condiciones de obra que tienen que ver con la dificultad relativa, con el clima, posibilidad de inundaciones, etc. Las condiciones de administración se relacionan con la organización misma del grupo de trabajo que va a llevar a cabo la obra, por ejemplo la capacidad de la superintendencia y los operadores, la eficiencia del grupo de supervisión, en fin con todas las variables que se enumeraron antes clasificadas en estos dos grandes rubros.

2.2 FACTORES DE EFICIENCIA PARA LAS CONDICIONES DE OBRA Y DE ADMINISTRACIÓN.

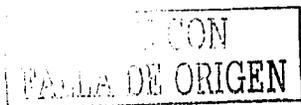
CONDICIONES DE ADMINISTRACIÓN

CONDICIONES DE OBRA	EXCELENTE	BUENA	MEDIANA	MALA
EXCELENTE	0.84	0.81	0.76	0.70
BUENAS	0.78	0.75	0.71	0.65
MEDIANAS	0.72	0.69	0.65	0.60
MALAS	0.63	0.61	0.57	0.52

TABLA 1

2.3 GENERALIDADES SOBRE EL MÉTODO DE EVALUACIÓN PARA CONOCER EL RENDIMIENTO TEÓRICO

El rendimiento es la cantidad de obra que realiza una máquina en una unidad de tiempo. El rendimiento teórico aproximado se puede valorar de las siguientes formas:



1. Por observación directa.- La obtención de los rendimientos por observación directa es la medición física de los volúmenes de los materiales movidos por la máquina, durante la unidad horaria de trabajo.
2. Por medio de reglas o fórmulas.- El rendimiento aproximado de una máquina por este método puede estimarse del modo siguiente: se calcula la cantidad de material que mueve la máquina en cada ciclo y ésta se multiplica por el número de ciclos por hora. De esta forma se obtiene el rendimiento diario.

$$m^3/hora = (m^3 / ciclo) \times (ciclos / hora)$$

La cantidad del material que mueve la máquina en cada ciclo, es la capacidad nominal de la máquina afectada por factores de corrección, expresado en porcentaje, que depende del tipo de material.

$$m^3/ciclo = \text{Capacidad nominal de la máquina} \times \text{factor de corrección.}$$

El factor de corrección se puede determinar empíricamente para cada caso en particular, o sea, por medio de mediciones físicas o tomarse de los manuales de fabricantes.

3. Por medio de tablas proporcionadas por el fabricante.- Los fabricantes de equipos cuentan con manuales donde muestran los rendimientos teóricos de las máquinas que producen para determinadas condiciones de trabajo. Los datos se basan en pruebas de campo, simulación en computadora, investigaciones en laboratorio, experiencia, etc.

Repetimos que debe de tomarse en cuenta que todos los datos se basan en un 100% de eficiencia, algo que no es posible conseguir ni aún en condiciones óptimas en obra. Esto significa, que al utilizar los datos de producción es necesario rectificar los resultados que se obtienen por los métodos anteriores mediante factores adecuados a fin de determinar el menor grado de producción alcanzada, ya sea por las características del material, la habilidad del operador, la altitud y otro gran número de factores que pueden reducir la producción de un determinado trabajo. Podemos utilizar para el caso, como un cálculo aproximado, la tabla 1.

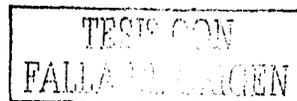
2.4 MATERIALES Y FACTORES VOLUMÉTRICOS DE CONVERSIÓN

En los movimientos de tierra y roca, la consistencia y dureza de los diferentes materiales determina:

- El método de trabajo a adoptar
- El tipo de máquina a emplear
- El rendimiento de las máquinas elegidas y por consiguiente el costo.

La naturaleza del terreno influye considerablemente en la excavación, carga, transporte y descarga. Influye también en la forma que se le dará a las obras como consecuencia de la estabilidad de los taludes.

Según sus posibilidades de extracción se distinguen dos categorías de terrenos sueltos, los que se pueden extraer directamente por medios manuales o mecánicos (material I y II) y terrenos rocosos, (material III), los que requieren una disgregación previa a su extracción generalmente por medio de explosivos.



1.- TERRENOS SUELTOS.

Terrenos ligeros: tierra vegetal seca, arena seca, grava fina.

Terrenos ordinarios: tierra vegetal húmeda, tierra mezclada con arena, arena húmeda, arena arcillosa compacta, grava fina arcillosa compacta, grava gruesa, turba.

Terrenos pesados: arcilla húmeda, marga compacta, aglomerados disgregados.

Terrenos muy pesados: arcilla húmeda marga compacta, aglomerados consistentes, gneis blando, pizarra, piedras calizas resquebrajadas, rocas descompuestas.

Estos terrenos son tanto más difíciles de extraer cuando más agua y arcilla contienen (terrenos adherentes)

2.- TERRENOS ROCOSOS.

Rocas Blandas: caliza, blanda, creta, gneis, pizarra compacta, conglomerados.

Rocas duras: caliza dura, granito gneis.

Rocas muy duras: granito y gneis compactos, cuarzo, cuarcita, sienita, pórfido, basalto.

La dureza de los terrenos rocosos depende de su constitución geológica y su formación estratigráfica, siendo las rocas en estratos gruesos y compactos mucho más duras y difíciles de extraer que las rocas que se encuentran en capas delgadas y fisurables.

Los taludes que limitan los movimientos de tierra deben de tener cierta inclinación con la horizontal para mantenerse en equilibrio estable. El talud natural es mayor para terrenos secos o ligeramente húmedos que para los terrenos muy húmedos o impregnados de agua. Es importante tener en cuenta que al excavar un material aumenta su volumen y disminuye su densidad. El porcentaje de aumento en el volumen se denomina expansión.

Por ejemplo. La expansión media del basalto es de 49% esto significa que un metro cúbico de basalto en el banco ocupa un espacio de 1.49 metros cúbicos cuando es tronado y queda en estado suelto.

El factor de conversión volumétrica que sirve para calcular el porcentaje de reducción es el inverso de la expansión ó sea que en el basalto del ejemplo será $1.00/1.49 = 0.67$ lo cual significa que para obtener un metro cúbico de basalto suelto necesitamos 0.67 m^3 de este material en banco.

La tabla de características de los materiales incluye en valores aproximados, respectivamente, los factores de conversión volumétrica y los porcentajes de expansión de los materiales más comunes.

DENSIDADES APROXIMADAS DE VARIOS MATERIALES

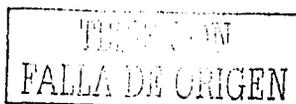
MATERIAL	Kg/m ³ de MATERIAL	Kg/m ³ en BANCO	FACTORES VOLUM. DE CONVERSIÓN	% DE EXPANSIÓN
Basalto	1960	2970	.67	49
Bauxita	1420	1900	.75	33
Caliche	1250	2260	.55	81
Carnotita, mineral de uranio	1630	2200	.74	35
Ceniza	560	860	.66	55
Arcilla: En lecho natural	1660	2020	.82	22
Seca	1480	1840	.81	23
Mojada	1660	2080	.80	25

CON
VALOR DE ORIGEN

Arcilla y grava: Secas	1420	1660	.85	18
Mojadas	1540	1840	.85	18
Carbón: Antracita en bruto	1190	1600	.74	35
lavada	1100		.74	35
Ceniza, carbón bituminoso	530 - 650	580 - 590	.93	07
Bituminoso en bruto	950	1280	.74	35
lavado	830		.74	35
Roca descompuesta				
75% roca; 25% tierra	1950	2790	.70	43
50% roca; 50% tierra	1720	2280	.75	33
25% roca; 75% tierra	1570	1960	.80	25
Tierra: Apisonada y seca	1510	1900	.80	25
Excavada y mojada	1600	2020	.79	26
Marga	1250	1540	.80	25
Granito fragmentado	1660	2730	.61	64
Grava: Como sale de cantera	1930	2170	.89	12
Seca	1510	1690	.89	12
Seca, de 1/4" a 2" (6 a 51 mm)	2020	2260	.89	12
Yeso: Fragmentado	1810	3170	.57	75
Triturado	1600	2790	.57	75
Hematita, mineral de hierro	1810 - 2450	2130 - 2900	.85	17
Piedra caliza: Fragmentada	1540	2610	.59	69
Triturada	1540	---		
Magnetita, mineral de hierro	2790	3260	.85	17
Pirita, mineral de hierro	2580	3030	.85	17
Arena: Seca y suelta	1420	1600	.89	12
Húmeda	1690	1900	.89	12
Mojada	1840	2080	.89	12
Arena y arcilla: Suelta	1600	2020	.79	27
Compactada	2400	---		
Arena y grava: Seca	1720	1930	.89	12
Mojada	2020	2230	.91	10
Arenisca	1510	2520	.60	67
Esquisto	1250	1660	.75	33
Escorias fragmentadas	1750	2940	.60	67
Nieve: Seca	130	---		
Mojada	520	---		
Piedra triturada	1600	2670	.60	67
Taconita	1630 - 1900	2360 - 2700	.58	72
Tierra vegetal	950	1370	.70	43
Roca trapeana fragmentada	1750	2610	.67	49

Con fines de aclaración, supóngase que un trabajo requiere mover 150,000 m³ en banco, de arcilla seca. Utilizando las cifras de la tabla, el factor de conversión es 0.81 y la expansión es 23%. Se hallan los metros cúbicos sueltos mediante el factor de conversión y se tendrá: 150,000 x 1.23, de modo que aumentarán a 184,500 de material suelto. La densidad y el factor de conversión volumétrica de un material varían según factores tales como: la granulación, el contenido de humedad, el grado de compacidad, etc. Para establecer exactamente las características de un material, será necesario efectuar un análisis.

Cuando un material suelto se coloca en algún terraplén y se compacta por medio de equipo de compactación se contrae. Esta contracción depende de las características del material y el



método de compactación que se utilice. Materiales como la roca puede conservar algo de abundamiento después de aplicada la compactación mientras que materiales más suaves pueden reducirse al 80 ó 90% del volumen en banco. En el cálculo de ciertos conceptos de trabajo usualmente se utilizan metros cúbicos compactados, es decir que han sufrido contracción al ser manipulados en las obras como podría ser, al colocarse en un camión.

De manera análoga al factor de conversión por abundamiento o expansión, se obtiene el factor de contracción, compactación o factor volumétrico de conversión.

$$\text{Factor de compactación} = \text{Volumen compacto} / \text{Volumen en banco.}$$

En la *tabla sobre densidades aproximadas de materiales* se muestran diversos procesos en donde se observan abundamientos y compactación en materiales.

Por ejemplo: para una arcilla seca del mismo tipo que la del ejemplo anterior, si se tienen 200 000 m³ de material suelto, éstos se convertirán en: 200,000 x 0.81 = 162,000 m³ de material compacto (0.81 es el factor volumétrico de conversión para la arcilla seca). Las conclusiones a que se llega, después de considerar el panorama anterior, son las siguientes:

El éxito o fracaso en la operación de las máquinas depende de la correcta aplicación que se les dé dentro del trabajo que han de realizar y para obtener de ellas su rendimiento máximo, deben conocerse sus características, así como la forma de utilizarlas, conocer sus capacidades y la selección correcta de los factores que pueden influir en su rendimiento.

El valor del rendimiento dentro de la construcción no se puede generalizar, sino que en cada caso particular se debe analizar.

Para programar las obras, determinar precios o costos unitarios, definir el número de unidades y el equilibrio del equipo, en una operación de construcción, de ninguna manera debe generalizarse para obras diversas, ya que el rendimiento tiene un valor particular para una máquina determinada, operando en lugares y condiciones específicas.

En la República Mexicana, dada la importancia que para la economía del país significa la Industria de la Construcción, se hace necesaria la tarea de reunir, metódica y regularmente, el mayor número de registros, para tener valores estadísticos de los rendimientos que pueden obtenerse, bajo diferentes condiciones, con el equipo de construcción.

CAPÍTULO 3

EXCAVACIONES EN SUELOS Y ROCA ARABLE

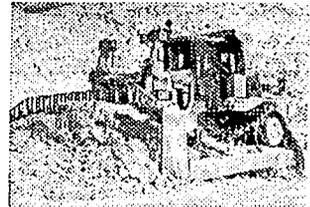
OBJETIVO:

En este tema se recordarán generalidades sobre las máquinas que posteriormente utilizaremos para presentar un problema: tractores, motoescrepas, cargadores y camiones, estos puntos han sido tomados directamente de bibliografía más extensa que se describe al final del tema.

3.1 TRACTORES

3.1.1 GENERALIDADES

Dentro de la industria de la Construcción, la máquina que ha sido diseñada con el concepto de "atacar", es el tractor de oruga.- Como muchas otras máquinas, el tractor tiene además otras funciones secundarias que en este caso son: empujar, jalar, acarrear y servir de grúa con pluma lateral.



Sin embargo, estas máquinas son utilizadas fundamentalmente para el ataque, bien sea cortando excavando terracerías o desgarrando material.- Los equipos convencionales para estas máquinas son su cuchilla frontal y su desgarrador (arado) trasero, ambas operadas

hidráulicamente y cuyas características veremos más adelante.

Los tractores oruga son lentos, lo que constituye un inconveniente importante cuando las máquinas pueden desplazarse sobre un terreno relativamente duro o sobre una carretera. En tal caso pueden utilizarse tractores sobre grandes neumáticos, menos potentes pero más rápidos. El resto de los componentes son iguales o muy similares a los de oruga.

Se construyen tractores sobre neumáticos con dos ejes o con uno solo y deben considerarse los siguientes factores al comparar máquinas de ruedas y de cadenas:

Las velocidades de viaje son tres veces mayores en los de ruedas que en los de cadena. La movilidad, maniobrabilidad y muy buena velocidad hacen que los tractores de ruedas se adapten a trabajos en patios y a movimiento de materiales, así como limpieza alrededor de las palas. Se pueden hacer economías en el costo de conservación en ciertos suelos que puedan ser demasiado abrasivos para trenes de rodaje de cadenas.

Se recomiendan los tractores de ruedas para trabajos en pilas de carbón, cuando existan las siguientes condiciones: largas distancias de empuje, necesidad de esparcir bien el material, cuando se desee un alto grado de compactación.

Para trabajos con hoja topadora, deben cumplirse las siguientes condiciones: largas distancias de empuje, tierra suelta con pocas piedras o sin ellas, nivelación o trabajo cuesta abajo y buenas condiciones del suelo. Cuando se emplean para empuje de la carga de escrepas deben considerarse las siguientes condiciones: corte delgado de la escrepa, buenas condiciones del suelo sin roca, alta velocidad de empuje.

TESIS CON
FALLA DE CARGA

3.1.2 RENDIMIENTO DE LOS TRACTORES EMPUJADORES

Se define el rendimiento como la cantidad de obra que realiza una maquina por unidad de tiempo. El rendimiento aproximado se puede valorar de las siguientes formas:

- a) Por observación directa,
- b) Por medio de reglas y fórmulas (teórico),
- c) Por medio de tablas proporcionadas por el fabricante.

Cálculo del rendimiento por medio de tablas proporcionadas por el fabricante: La producción de estas máquinas puede estimarse utilizando las curvas que se muestran y aplicando los factores necesarios. La fórmula sería:

Producción real = producción máxima teórica (gráfica) x factores de corrección.

Se presenta una curva de producción para dar la capacidad máxima teórica utilizando cuchillas rectas (R) y universal (U) y están basadas en las siguientes condiciones:

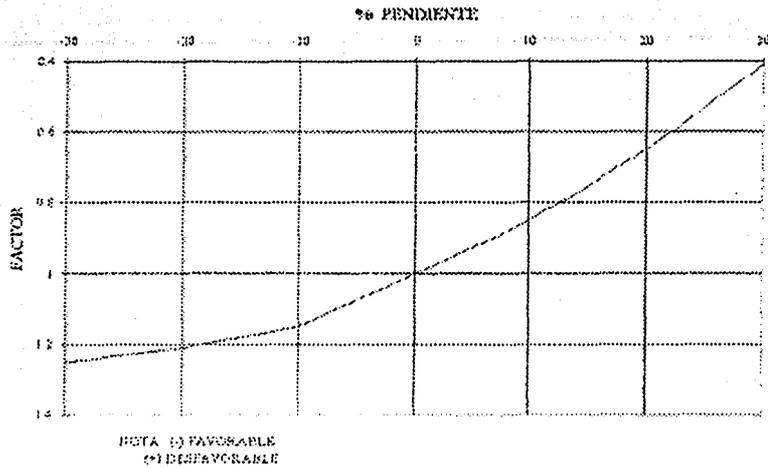
- 1.- 100% de eficiencia
- 2.- Máquinas de transmisión automática.
- 3.- La máquina corta el material a lo largo de 15 metros, de ahí sigue con la cuchilla llena acarreándolo.
- 4.- El peso específico del material es de 1,300 kg por metro cúbico suelto o bien 1,790 Kg., por metro cúbico de material en banco.

El tractor empujador, especialmente montado sobre orugas, es la máquina cuya producción requiere de mayor cuidado al ser determinada, ya que la gran variedad de trabajos que ejecuta hace particularmente difícil su evaluación. La producción será constante cuando la máquina se utilice para trabajar en una pila de material pétreo, homogéneo y de partículas pequeñas y se irá complicando si se utiliza con cuchilla angulable extrayendo material con los gavilanes y lo será más si se encuentra en un banco de roca mal tronada haciendo la rezaga. A continuación se presentan factores de corrección recomendados:

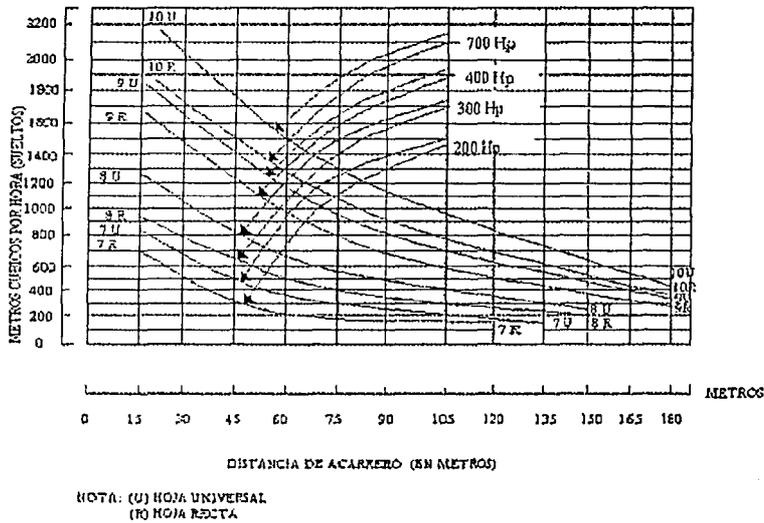
	Tractor de orugas	Tractor de llantas
Operador experimentado	1.00	1.00
Operador normal	0.75	0.60
Material suelto y apilado	1.20	1.20
Material difícil de extraer (cortado con gavilán)	0.80	0.75
Sin usar gavilán	0.70	0.00
Difícil de empujar (seco, no cohesivo)	0.80	0.80
Roca desgarrada	0.70	0.00
Roca mal tronada	0.60	0.00

Tabla 2

La pendiente afecta la producción y el factor de corrección se obtiene de la siguiente gráfica.



Gráfica 1



Gráfica 2

TESIS CON
FALLA EN ORIGEN

3.2 CARGADORES

3.2.1 ORIGEN DE LOS CARGADORES

La evolución de tractores potentes para el movimiento de tierras y el manejo de otros materiales pesados se ha producido con tal rapidez que es imposible generalizar acerca de las mejoras adicionales que aún puedan conseguirse en este tipo de máquinas. En los pocos años transcurridos desde la segunda guerra mundial, el desarrollo de nuevos tipos de neumáticos, grupos motopropulsores, convertidores de par, transmisiones automáticas, reducciones por planetarios en las ruedas, materiales estructurales y diseño general del tractor han hecho una realidad tanto de los tractores de ruedas como de orugas que son en la actualidad adecuados virtualmente para todo tipo de trabajo intensivo realizable con tractor.



Originalmente los tractores cargadores sólo tenían movimiento de giro del bote y vertical a lo largo de un marco que le servía de guía al bote, que se colocaba en la parte delantera del tractor. Cuando el bote estaba a nivel de piso, el tractor avanzaba hacia adelante y el bote se introducía en el material para cargar; después se subía el bote a base de cables y poleas accionadas por una toma de fuerza del motor del tractor, y con el bote en esta posición, el tractor se movía hasta colocarse con el bote en la parte superior del vehículo, que se deseaba cargar y se dejaba que el bote girara por el peso del material, y del bote mismo, aflojando uno de los cables de control. De este tipo de equipo quedan muy pocos trabajando pero fueron el origen de los actuales. Estas máquinas tenían embrague de fricción y ejes de tipo usado en automoción, apenas si podían realizar trabajos de carga de materiales sueltos.

El trabajo pesado, incluyendo la excavación de material en su estado natural, estaba reservado casi por entero a las excavadoras giratorias montadas sobre orugas.

Los tractores cargadores de hoy en día nacieron principalmente de las necesidades económicas de la vida. El constructor de carreteras, por ejemplo, se enfrentó con el uso de maquinaria que no se adaptaba al ritmo de aumento del costo de los trabajos. Acudió pues, a los fabricantes de maquinaria para la construcción; la necesidad inmediata era conseguir una máquina que excavara y cargara, es decir, un tractor cargador que proporcionase:

- Mayor producción
- Menor costo de funcionamiento
- Mayor movilidad
- Más facilidad de servicio

Para esto fue necesario desarrollar, motores más potentes, mejores transmisiones, componentes hidráulicos más eficaces, en el caso de cargadores con llantas, éstas deberían de ser más grandes y con base más ancha, diseñadas para suministrar la tracción y flotación necesaria.

Todo el concepto de mover una amplia variedad de materiales, en mayores cantidades, a menor costo gracias a la velocidad, potencia y movilidad, operando eficazmente, y con una sola

máquina, pasó de ser un proyecto para convertirse en un hecho tan pronto como los ingenieros desarrollaron los nuevos componentes.

El campo de aplicación de los tractores sobre ruedas se ha popularizado al resolverse paulatinamente el problema histórico de obtener en la barra de arrastre la potencia adecuada en las más variadas condiciones, problema que ha señalado durante mucho tiempo la división entre tractores de oruga y sobre neumáticos.

En el año de 1954, Clark Equipment Company, lanzó al mercado su primer tractor Michigan con tracción en las cuatro ruedas, convertidor de par, transmisión automática y reducciones planetarias en las ruedas, bajo la denominación de cargador modelo 75 - A, el papel del tractor de ruedas en las tareas de movimientos de tierras y manejos de otros materiales pesados, se hallaba estrechamente limitado.

Al principio, en la línea de tractores cargadores, resultaba evidente que el eslabón más débil eran los organismos de transmisión de la fuerza motriz desde el motor hasta las ruedas. De hecho, para fabricar una línea de tractores cargadores que pudiese resistir las cargas de una ardua excavación y al mismo tiempo proporcionar otras características deseables, se hizo preciso proyectar piezas diseñadas exclusivamente para este tipo de máquina.

El convertidor de par reemplazó al embrague convencional. Para excavar y cargar materiales compactos el convertidor suministra un par de torsión que varía en forma continua. A diferencia del embrague de fricción corriente, el convertidor de par tiene la capacidad de multiplicar la torsión. El par de torsión suministrado se adapta automáticamente a la demanda de carga. Para aprovechar plenamente la potencia que se desarrolla mediante el conjunto motor convertidor de par, se instaló un cambio automático de cuatro velocidades. Todos los ejes se montaron sobre rodamientos de bola y rodillos, de larga duración y funcionamiento suave. Los engranajes de toda la gama de velocidades hacia adelante y hacia atrás engranan en forma constante. Los embragues hidráulicos de acción rápida que controlan el par suministrado al árbol principal de transmisión se accionan con facilidad y precisión mediante la palanca de control situada en la columna de dirección.

Los ejes motores, tanto el de dirección como el de carga y su carcasa hubieron de fabricarse con aceros de la más alta resistencia, para que pudieran soportar las durísimas condiciones de trabajo inherentes a la utilización de las máquinas en los terrenos más accidentados.

En el eje motor de dirección la fuerza de accionamiento es transmitida por el árbol del eje al piñón planetario a través de una junta universal.

Ponemos de relieve los puntos que anteceden, sencillamente porque fueron, y aún son, factores esenciales en el diseño de un tractor realmente funcional y adecuado para infinidad de aplicaciones. Gracias a esta avanzada tecnología, han surgido nuevas oportunidades para la aplicación de motores mayores y más potentes, neumáticos y otros componentes de las eficientes máquinas que constituyen los tractores cargadores.

Los cargadores son equipo de excavación, carga y acarreo y por esta causa es más conveniente en algunos casos que la pala mecánica, pues en ésta es necesario el uso de camiones para el acarreo del material aunque sea a distancias cortas.

Cuando se comparan las palas mecánicas con los cargadores, se ve que una pala mecánica tiene una duración de vida de dos a tres veces mayor que un cargador, pero hay que hacer notar que la pala mecánica impone un gasto mayor de capital, amortización e intereses del capital invertido. Por otra parte el alto costo de transportación de esta maquinaria de una obra a otra es mucho mayor.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

La movilidad del cargador es superior, pues éste puede moverse fuera del área de voladura rápidamente y con seguridad; y antes de que el polvo de la explosión se disipe el cargador puede estar recogiendo la roca regada y preparándose para la entrega de material.

El uso de cargadores da soluciones modernas, a un problema de acarreo y carga de materiales, con la finalidad de reducir los costos y elevar la producción.

El objeto principal de este trabajo es evaluar el cargador frontal de hoy en día con relación al trabajo que realiza para la construcción.

3.2.2 CLASIFICACIÓN DE LOS CARGADORES

Por conveniencia podemos clasificar a los cargadores desde dos puntos de vista: en cuanto a su forma de descarga y en cuanto al tipo de rodamiento.

1. Por la forma de efectuar la descarga se clasifican en:

- a) Descarga frontal
- b) Descarga lateral
- c) Descarga trasera

Descarga Frontal

Los cargadores con descarga frontal son los más usuales de todos. Estos voltean el cucharón o bote hacia la parte delantera del tractor, accionándolo por medio de gatos hidráulicos.

Su acción es a base de desplazamientos cortos y se usa para excavaciones en sótanos a cielo abierto, para la manipulación de materiales suaves o fracturados, en los bancos de arena, grava, arcilla etc. También se usan con frecuencia en rellenos de zanjas y en alimentación de agregados a plantas dosificadoras o trituradoras.

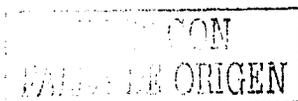
Una derivación de este tipo de descarga, es cuando se usa el cucharón tipo concha de almeja al que también se le llama bote de uso múltiple. Este se puede abrir en dos para cargar o descargar además de que se puede usar como bote de descarga frontal.

El objeto de que el bote se abra, es que cuando el labio superior que es el que forma la caja del bote se separa de la parte vertical, esta queda como cuchilla topadora, y se puede usar como tal, además de que cuando está cargando se pueden forzar ciertos materiales a entrar dentro de él al cerrar las dos partes del bote. En la parte trasera del cucharón, un par de cilindros hidráulicos de doble acción, hacen que ésta se abra o cierre.

Descarga Lateral

Los de descarga lateral tienen un gato adicional que acciona al bote volteándolo hacia uno de los costados del cargador. Estos tienen como ventaja que el cargador no necesita hacer tantos movimientos, para colocarse en posición de cargar al camión o vehículo que se desee, sino que basta que se coloque al vehículo paralelo.

Desde luego este tipo es más caro que el de descarga frontal, y sólo se justifica su uso en condiciones especiales de trabajo, por ejemplo, en sitios donde no hay muchos espacios para maniobras, como el rezago de túneles de sección estrecha, o en cortes largos de camino, ferrocarriles o canales.



Descarga Trasera

Los equipos de descarga trasera se diseñaron con la intención de evitar maniobras del cargador. En estos el cucharón ya cargado pasa sobre la cabeza del operador y descarga hacia atrás directamente al camión o a bandas transportadoras o a tolvas, etc.

Estos equipos resultan sumamente peligrosos y causan muchos accidentes, porque los brazos del equipo y bote cargado pasan muy cerca del operador.

Algunos de estos equipos han sido diseñados con una cabina especial de protección, pero esto resta eficiencia a la máquina, porque reducen la visibilidad, además de que añade peso al cargador.

En realidad han sido desechados para excavaciones a cielo abierto y sólo se usan en la rezaga de túneles, cuya sección no es suficientemente amplia, para usar otro tipo de cargador.

A este equipo de descarga trasera diseñado especialmente para excavaciones de túneles, se les llama rezagadoras y hay algunas fábricas que se han dedicado especialmente a perfeccionarlos por lo que en muchas ocasiones resulta ser el equipo adecuado para cargar el producto de la excavación dentro de túneles. Vienen montados generalmente sobre orugas, aunque algunos pequeños vienen sobre ruedas metálicas que ruedan sobre una vía previamente instalada dentro del túnel. Es muy raro encontrar este equipo montado sobre llantas.

2. Clasificación por la forma de rodamiento:

- a) De carriles (orugas)
- b) De llantas (neumáticos)

Al inicio de esta página se presenta una fotografía de un cargador con neumáticos y a continuación se muestra un cargador de orugas.

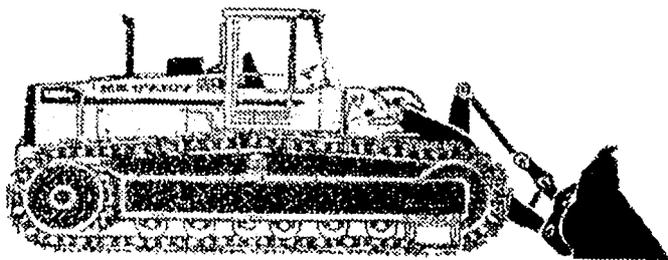
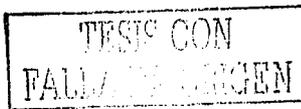


Figura 2

3.2.3 DESCRIPCIÓN DE LOS CARGADORES FRONTALES

Cargadores frontales montados sobre neumáticos

Los cargadores frontales montados sobre neumáticos, son equipos de excavación, carga y acarreo que tienen un cucharón o bote para estos fines y que se adaptan en la parte delantera de los tractores.



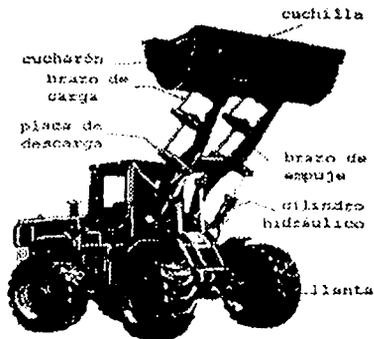


Figura 3

Mediante la selección del convertidor de par, bombas, motores adecuados, ejes de transmisión, diferencial y reducciones planetarias perfectamente conjuntados para suministrar la máxima potencia utilizable con pérdidas por rozamientos mínimos, se pueden realizar las siguientes funciones:

1. Transmitir fuerza suficiente a las ruedas para proporcionar una acción de empuje adecuado al peso de la máquina.
2. Suministrar fuerza al sistema hidráulico que excavará, levantará y volcará las cargas adecuadas por anticipado.

Estas máquinas por tanto no son simples tractores equipados con componentes adecuados para la excavación y carga, sino que son máquinas básicamente proyectadas para excavar, elevar y cargar, cada una de ellas formada por componentes estructurales, motrices y mecánicos, plenamente integrados y concebidos para trabajar conjuntamente.

Si los motores y trenes de transmisión han experimentado cambios lo suficientemente amplios para hacer posible la consecución del moderno cargador, para trabajos intensivos, los neumáticos también han evolucionado. Se ha demostrado mediante una gran cantidad de estudios efectuados sobre el terreno que, por ejemplo, un neumático del tipo que se utiliza en las máquinas para el movimiento de tierra, equipado con pocas lonas, suministra un área de apoyo superior.

En contra de la creencia popular, de que los neumáticos de los cargadores se deterioran bajo condiciones de trabajo intensivo, en proporción similar, e incluso superior a los de los neumáticos de las motoescrepas, la experiencia nos demuestra lo contrario. El armazón básico del neumático montado en un cargador se desgasta mucho más despacio, debido a que la cantidad de calor generada en el neumático es menor a la que se produce en el mismo neumático cuando este es utilizado en una motoescrepa. Esto es debido principalmente, a que tanto la velocidad y distancia de acarreo de los cargadores, son menores que los de la motoescrepa.

El tractor básico del cargador se ha diseñado para permitir modificaciones en la distribución del peso, ya sea mediante el inflado de los neumáticos con agua o adición de contrapesos, por lo que se puede adaptar con mayor precisión a las diversas condiciones de trabajo.

3.2.3.1 Protección de los neumáticos

Para aumentar la duración de las costosas llantas, se debe recomendar a los operadores que no acomoden las cargas mediante arrancones y frenajes bruscos, pues esta pésima costumbre, se traduce en severos impactos y frecuentemente causan la rotura del tejido de las lonas de los neumáticos.

La presión de aire apropiado, es base para la duración y el buen funcionamiento de estos equipos.

Cuando la superficie de rodamiento está compuesta de materiales abrasivos y fragmentos de roca que puedan dañar a los neumáticos es prácticamente recomendable proteger a éstos, que constan de zapatas y eslabones de acero.



Figura 4. Cargador Frontal con Cadenas Amortiguadas

Para resolver el problema de las cortaduras y daños por calentamiento de los neumáticos, en los cargadores de gran producción, se usa una llanta sin ceja (beadless), que consiste en un cinturón de montaje reemplazable, que está compuesto de zapatas de acero.

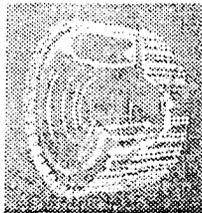


Figura 5. Beadless

3.2.3.2 Cucharones

Toca ahora hablar de los elementos básicos de carga, es decir, de los cucharones. Para ello, mencionaremos los diferentes tipos existentes en el mercado, concretándonos a continuación, a hacer una breve descripción de los mismos.

- a) Bote ligero
- b) Bote reforzado
- c) Bote súper reforzado con dientes
- d) Bote por demolición
- e) Bote Eyector de Roca
- f) Bote de rejilla

TESIS CON
FALLA EN ENTREGA

a) Bote Ligero

Los equipos que únicamente van a cargar materiales sueltos y poco abrasivos tienen un bote ligero y en la parte extrema del labio inferior, están reforzados por una cuchilla que es la que primero entra en el material que va a mover.

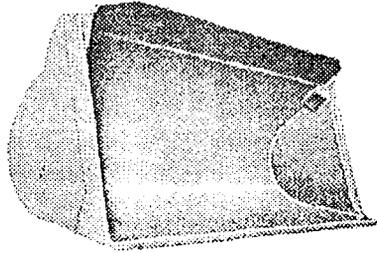


Figura 6. Bote ligero

b) Bote Reforzado

Cuando se necesita excavar además de cargar entonces el bote es un poco más fuerte que el anterior y viene equipado con una serie de puntas o dientes repartidos en el mismo sitio en que el anterior lleva cuchilla. Los dientes tienen por objeto facilitar la penetración del cucharón dentro del material.

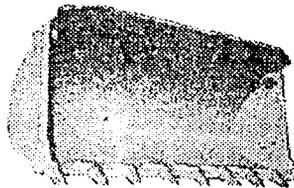


Fig 7. Bote de dientes para excavar y cargar.

Estos dientes están cubiertos por un casquillo de acero especial, resistente a la abrasión y cuando sufren desgaste considerable se cambian por nuevos, con objeto de proteger a los dientes y al bote mismo.

c) Bote Súper Reforzado con Dientes

Cuando el material que se va a cargar es roca fragmentada o lajas entonces se debe usar un bote especial, súper reforzado, que es igual al bote de excavaciones pero más fuerte. Algunos botes para roca tienen su borde inferior en forma de civil y no llevan dientes sino cuchilla.

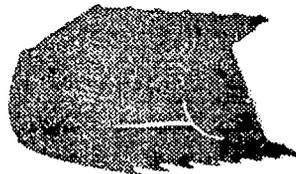


Figura 8. Bote súper reforzado.

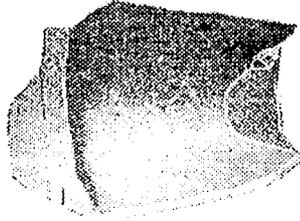


Figura 9. Bote con borde inferior en "V".

d) Bote para Demolición

Este tipo sirve para cargar desechos y escombros de forma irregular, para esto cuenta con una mandíbula con fuerza hidráulica cuyos bordes son dentados. Las planchas laterales son desmontables para mejor agarre de materiales grandes.

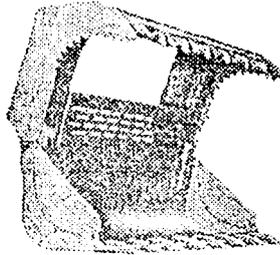


Figura 10. Bote para demolición

e) Bote Eyector de Rocas

El eyector es utilizado para descargar el material que se encuentra en el bote, ya que éste avanza hasta el extremo delantero, por esta causa es posible regular la eyección del material, a fin de situar bien la carga y minimizar los choques en la caja del camión. La cuchilla en "V" truncada facilita la penetración y la carga.

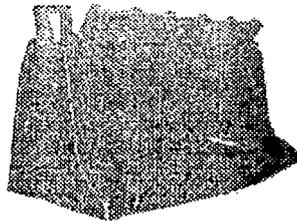


Figura 11. Bote Eyector de Roca

f) Bote de Rejilla

Se utiliza para el manejo de roca suelta. Las aberturas del fondo permiten que el material indeseable caiga a través de éstas.

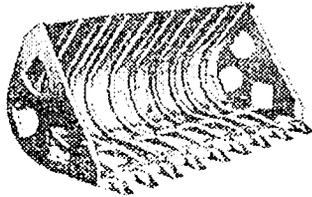


Figura 12. Bote de Rejilla

Los fabricantes además de estos tipos hacen otros según las necesidades del cliente.

3.2.3.3 Capacidades

La resistencia mecánica de toda la máquina, y en particular la de los componentes de los brazos y la cuchara, ha de ser suficiente para soportar las tremendas fuerzas que se desarrollan durante esta parte del ciclo de trabajo del cargador.

Probablemente de ninguna otra parte del diseño básico del cargador, tienen los fabricantes tantas opiniones diferentes, como en el método de construir las piezas que componen el conjunto de brazos- cuchara, para mejor resistir las cargas de choque de excavación, elevación acarreo y volteo. Cuanto menor el número de puntos articulados, palancas acodadas y elementos de conexión, mayor será el periodo de tiempo que puede esperarse que el mecanismo brazo-cuchara funcione sin fallas estructurales.

Íntimamente ligado a lo anterior está la capacidad de los botes los cuales varían con la potencia del tractor, el uso al que se destine y también debe relacionarse al tamaño de las unidades de transporte. Por lo que si se desea adaptar uno de estos equipos a un tractor, es conveniente consultar los catálogos correspondientes, porque cada equipo ha sido diseñado para un tractor determinado, y lo anterior por lo general no es posible, ya que estos equipos vienen adaptados al tractor que corresponde desde la fábrica; pero vale la pena tenerlo en cuenta, pues una mala adaptación puede costar mucho dinero y ser infructuosa.

Las capacidades más usuales de los botes varían de 1/2 a 5 yd³, aunque actualmente hay fábricas que están haciendo equipos más grandes que pueden dar magníficos resultados en determinados trabajos, de lo que más adelante se hablará.

3.2.3.4 Sistema Hidráulico

El conjunto de brazo-cuchara de los cargadores, se acciona por medio de un sistema hidráulico, que está formado por una bomba que recibe movimiento del motor del tractor, un depósito general de aceite, una red de circulación cerrada del fluido, los correspondientes pistones y los controles instalados al alcance del operador en el puesto de mandos en el propio tractor.

Casi en todos los cargadores son dos pares de gatos los que se accionan, sirviendo uno de los pares para subir y bajar el equipo, mientras el otro hace los movimientos de excavación y volteo.

El tamaño de los cilindros, la presión hidráulica y la longitud de los brazos de palanca, mediante los cuales se transmite la fuerza hidráulica, nos determina la fuerza de ruptura que puede ser desarrollada en el borde de ataque de la cuchara.

Los cilindros de elevación proporcionan la fuerza suficiente para elevar una carga capaz de hacer bascular la máquina sobre su eje delantero, cuando la cuchara se encuentra situada en su posición de máximo alcance hacia adelante. Esta carga se define como carga de vuelco.

El mismo efecto se puede conseguir sujetando el borde de ataque de la cuchara, mediante algún objeto fijo haciendo que la máquina bascule sobre su eje delantero, aplicando la fuerza de ruptura disponible. Puesto que no se puede realizar prácticamente ningún trabajo con la máquina, cuando uno de los ejes está levantado sobre el suelo, la fuerza de ruptura o capacidad de elevación que exceda del punto de carga de vuelco no tiene significado práctico alguno.

Como es lógico suponer, otra bomba hidráulica independiente a la del sistema de carga y descarga de material, permite en todo momento accionar la dirección del cargador. Este sistema de dos bombas proporciona rendimientos óptimos cuando la máquina se encuentra debidamente conjuntada con el convertidor de par y con la adecuada selección de marchas.

El puesto del operario por lo general se encuentra en la parte delantera del cargador pues esto permite una visibilidad máxima de la zona de trabajo y mejor distribución del peso, debido al efecto contra-pesante del motor. Se dispone igualmente de mejor accesibilidad para el servicio, puesto que el motor se encuentra alejado de los mecanismos de carga.

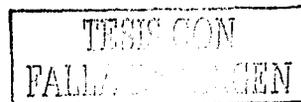
El motor de los cargadores por lo general es de diesel, con potencias que varían de 80 a 570 H.P., de cuatro tiempos y de cuatro a ocho cilindros, todo esto dependiendo de las características de cada cargador.

Las marcas de los motores que se usan con más frecuencia son Caterpillar, Cummins y General Motors.

Una de las funciones del motor de un cargador, es proporcionar la potencia necesaria para generar fuerza hidráulica para el movimiento del bote y la dirección. Hasta el 35% de la potencia del motor en H.P., es recomendable para satisfacer a ésta. La otra función es transmitir fuerza suficiente a las ruedas y proporcionar una acción de empuje adecuado, para que se cumpla, nunca se debe hallar en la barra de tiro menos del 65% restante, deducida la fuerza de arrastre del vehículo; siendo esta la fuerza requerida para mover el vehículo durante el transcurso de la prueba con la transmisión en punto muerto, expresándose en libras e incluye el engranaje diferencial y otras fricciones. el esfuerzo requerido para "flexionar", los neumáticos, para compactar o desplazar el material sobre el que avanza la máquina y la tracción necesaria para remontar las irregularidades de la superficie.

3.2.4 CARGADORES FRONTALES MONTADOS SOBRE ORUGAS

Al conjunto formado por el tractor de orugas y el equipo se le llama cargador frontal, tractor pala y más comúnmente traxcavo, que es la degeneración del nombre de un modelo de una marca determinada, pero que en México se ha generalizado y se le nombra así al de todas las marcas.



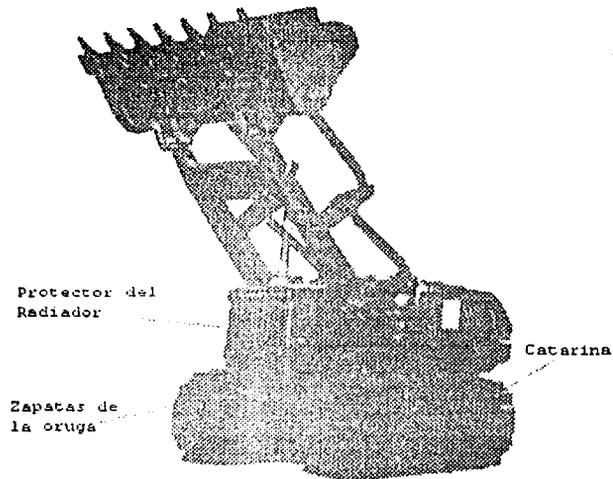


Figura 13. Cargador Frontal montado sobre orugas

En cuanto al sistema hidráulico, controles automáticos, cucharones y motor, se rigen en forma general bajo el mismo principio que los cargadores montados sobre neumáticos ya descritos anteriormente. Por esa razón en adelante se describirán solamente las diferencias más significativas.

3.2.4.1 Orugas

El sistema de tránsito de estos cargadores consta de cadenas formadas por pernos, y eslabones, a las cuales se atornillan las zapatas de apoyo. Estas cadenas se deslizan sobre rodillos, conocidos comúnmente como roles. En el extremo posterior de la cadena se encuentra la catarina que es un engranaje propulsor que transmite fuerza tractiva.

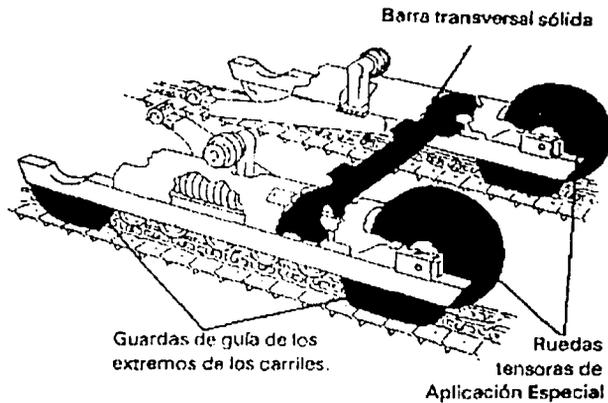


Figura 14. Sistema de tránsito

Un adecuado ancho y largo de las orugas es necesario, para la estabilidad contra el volcamiento lateral cuando acarrean cargas pesadas.

Estos tipos de cargadores tienen una conexión rígida ente el bastidor de las orugas y el bastidor principal, pues de esta manera se mejora la estabilidad.

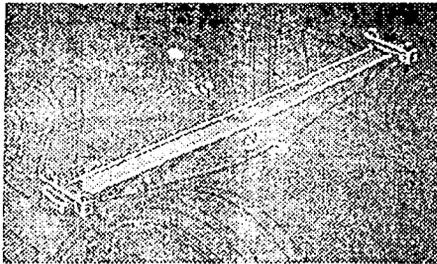


Figura 15. Conexión rígida entre bastidores

El tipo de zapatas de las orugas utilizadas, tienen una influencia considerable en la técnica de excavación.

En ocasiones se utiliza la zapata lisa para no deteriorar la superficie de trabajo, pero ésta tiene el inconveniente de que patina bastante sobre muchos suelos e impide que toda la potencia de la máquina se aplique al trabajo.

Cuando por condiciones de trabajo se necesita que el cargador gire muy frecuentemente, se usan zapatas con garra pequeña de 1/2" a 2/4" aproximadamente. Este tipo de zapata proporciona mejor tracción que las lisas pero aún patinará con facilidad en condiciones resbalosas.

A medida que la zapata con semigarra se desgasta, las cabezas de los pernos de sujeción quedan expuestas y se desgastan y las orillas de las zapatas se debilitan de manera que pueden doblarse. Su vida puede prolongarse soldando una tira de aleación a lo largo de la barra central. Un cargador soldado de esta manera podrá tener buena tracción pero puede producir una marcha molesta sobre terrenos duros.

Las zapatas lisas o de semigarra no son adecuadas para trabajar en terrenos lodosos, ya que se hacen tan resbalosas que proporcionan poca tracción y no sujetan tablones u otros objetos colocados debajo de ellas para ayudar a salir de los agujeros. También permiten que la máquina se deslice cuesta abajo cuando trabaja sobre un talud lateral.

La garra grande da muy buena tracción, pero presenta dificultad en el pivoteo o giro. También hace a la máquina muy susceptible a dar tirones y somete a ésta y al cucharón a impactos y sobrecargas que pueden acortar la vida del cucharón.

Para condiciones especiales pueden sujetarse garras sobre las zapatas regulares. Las garras pueden colocarse en sólo seis u ocho zapatas de las orugas uniformemente espaciadas de cada lado para el trabajo en lodo.

3.2.5 RENDIMIENTO DE CARGADORES

En el movimiento de tierras lo que más nos interesa es minimizar los costos de producción, es decir obtener el costo más bajo posible por unidad de material movido. Se entenderá por rendimiento al volumen de material movido durante la unidad de tiempo. Este depende de numerosos factores como son:

- a) Capacidad del cucharón y su posibilidad de llenado.
- b) Tipo de material.
- c) Altura del terreno a excavar y la altura de descarga.
- d) La rotación necesaria entre la posición de excavación y descarga.
- e) La habilidad del conductor.
- f) La rapidez de evacuación de los materiales.
- g) Características de la organización de la empresa.
- h) Capacidad del vehículo o recipiente que se cargue.

3.2.5.1 Cálculo del rendimiento de un cargador por medio de observación directa.

La obtención de los rendimientos por observación directa es la medición física de los volúmenes de materiales movidos por el cargador, durante la unidad horaria de trabajo, cronómetro en mano.

Con este método se obtienen los rendimientos reales, sin embargo, este sistema requiere de contar con la máquina en el frente de trabajo, por esta razón no es posible usarlo para tomar una decisión de compra. Este método nos proporciona un medio objetivo de comparación entre el rendimiento real y el rendimiento teórico.

3.2.5.2 Cálculo de rendimiento de un cargador por medio de reglas y fórmulas.

El rendimiento aproximado de un cargador por medio de este método puede estimarse del modo siguiente:

Se calcula la cantidad de material que mueve el cucharón en cada ciclo y ésta se multiplica por el número de ciclos por hora. De esta forma se obtiene el rendimiento teórico.

$$m^3/\text{hora} = m^3/\text{ciclo} \times \text{ciclos}/\text{hora}$$

La cantidad de material que mueve el cucharón en cada ciclo es la capacidad nominal del cucharón afectado por un factor que se denomina "Factor de Carga", expresado en forma de porcentaje, que depende del tipo de material que se cargue. Este factor de llenado o de carga debe tomarse muy en cuenta pues el cucharón, no se puede llenar al ras más que en los terrenos ligeros en condiciones óptimas. En terrenos pesados especialmente arcilla, el cucharón sólo se llena parcialmente, mientras que en materiales rocosos el llenado es aún más imperfecto.

$$m^3/\text{ciclo} = \text{capacidad nominal del cucharón} \times \text{factor de carga.}$$

El factor de carga se puede determinar empíricamente para cada caso en particular o sea por medio de mediciones físicas, o tomarse de los manuales de fabricantes, por ejemplo, tenemos los siguientes valores, tomados de un fabricante.



MATERIAL SUELTO
 Agregados húmedos mezclados
 Agregados uniformes hasta de 1/8"
 Agregados de 1/8" a 3/8"
 Agregados de 1/2" - 3/4"
 Agregados de 1" - o más
MATERIAL DINAMITADO
 80 - 85 %
 75 - 80%
 60 - 65%

FACTOR DE CARGA
 95 - 100%
 95 - 100%
 85 - 90%
 90 - 95%
 85 - 90%
 Bien fragmentado
 De fragmentación mediana
 Mal fragmentado

Tabla 3

Para determinar el número de ciclos/hora en la operación de un cargador, se debe determinar la eficiencia de la operación o sea los minutos efectivos de trabajo en una hora y éste dividido entre el tiempo en minutos del ciclo total.

$$\text{Ciclos /hora} = \text{Minutos efectivos por hora} / \text{Tiempo total de un ciclo (minutos)}$$

La eficiencia de la operación o sea los minutos efectivos de trabajo en una hora, depende de las condiciones del sitio de trabajo y las características de la organización de la empresa. Se puede estimar de la forma siguiente:

Condiciones del sitio del trabajo	Características de la Organización							
	Excelente		Buenas		Regular		Malas	
	%	min/hr	%	min/hr	%	min/hr	%	min/hr
Excelentes	84	50.4	81	48.6	76	45.6	70	42.0
Buenas	78	46.8	75	45.0	71	42.6	65	39.0
Regular	72	43.2	69	41.4	65	39.0	60	36.0
Malas	63	37.8	61	36.6	57	34.2	52	31.2

Tabla 4

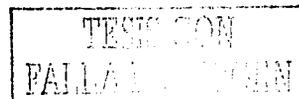
El tiempo de un ciclo está compuesto por el tiempo del ciclo básico más el tiempo del ciclo de acarreo.

El tiempo del ciclo básico incluye, el tiempo de carga, descarga, cambios de velocidades, el ciclo completo del cucharón y el recorrido mínimo.

El ciclo básico lo podemos tomar en forma teórica de estadísticas de varias obras o de recomendaciones de fabricantes. Estos nos dicen que el tiempo del ciclo básico es del orden de 20 a 25 segundos y que se ve afectado por diversos factores que se han estimado aproximadamente como sigue:

MATERIAL	Segundos que deben añadirse (+) o restarse (-) del tiempo del ciclo básico
De diversos tamaños	+ 1.2
Hasta de 1/8"	+ 1.2
De 1/8" a 3/4"	- 1.2
De 3/4" a 6"	0.0
De 6" o más	+ 1.8 y más
En el banco o fragmentado	+ 2.4 y más

Tabla 5



MONTON

Apilado con transportador o tractor 3 mts o más	0.0
Apilado con transportador o tractor menos de 3 mts.	+ 0.6
Descargado de un camión	+ 1.2

Tabla 6

DIVERSOS	Segundos que deben añadirse (+) o restarse (-) del tiempo del ciclo básico
Posesiones en común de camiones y cargador	- 2.4
Operación continua	- 2.4
Operaciones intermitentes	+ 2.4
Tolvas o camiones pequeños	+ 2.4
Tolvas o camiones endebles	+ 3.0

Tabla 7

El ciclo de acarreo, es el tiempo que se requiere la máquina en transportar el material de la salida de carga, al lugar de descarga y regresar vacío al lugar del abastecimiento. El tiempo de este ciclo de acarreo, si se desconoce, puede tomarse de gráficas hechas por los fabricantes o compararse con datos estadísticos medidos en la obra en forma apropiada.

3.3 ARADOS (DESGARRADORES).

Frecuentemente nos encontramos con materiales naturales que, por su consistencia, dudamos si es necesario explotarlos con explosivos o directamente con el equipo. En este caso conviene realizar algunas pruebas con el objeto de ver la forma más económica de atacar estos bancos. Existe una posibilidad intermedia para el ataque a ese tipo de materiales que es el arado o desgarrador.

El arado está formado por una o varias piezas metálicas de forma especial con una punta recubierta de un acero muy resistente a la abrasión, montadas sobre un bastidor y unidas a un tractor, rigidamente en algunos casos y con cierta libertad de movimiento en otros. El bastidor puede desplazarse verticalmente de manera que, con una fuerza vertical también proporcionada por gatos hidráulicos, pueda moverse, hincándose en el terreno, aflojando y rompiendo el material al desplazarse horizontalmente jalado por el tractor de orugas (figuras 1, 2, y 3).

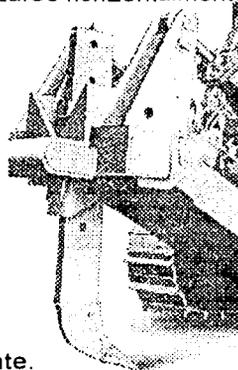


Fig. 1: Desgarrador de un Diente.

UNIVERSIDAD
NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

En la figura 1 aparece un arado de un solo diente, que rompe roca suave, morena glacial, calizas no muy duras, carbón, etc. El bastidor, de acero de sección en caja y con recio diseño de paralelogramo absorbe las cargas de impacto y mantiene constante el ángulo de la punta, que puede ajustarse previamente por un dispositivo hidráulico o por uno manual.

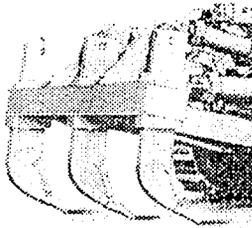


Fig. 2: Desgarrador de tres dientes

En la figura 2 se muestra un arado ajustable tipo paralelogramo con dientes múltiples (en el caso de la figura 3) que se utiliza para romper suelo duro apisonado y para aflojar piedras enterradas, acelerando el trabajo de empuje o de carga en su caso. El control hidráulico permite ajustar el ángulo de desgarramiento con el tractor en movimiento. De nuevo el paralelogramo mantiene constante el ángulo de penetración a cualquier profundidad reduciendo la presión vertical que el arado requiere para permanecer enterrado. Este arado puede venir con uno dos o tres dientes en función de la dureza del material a atacar.

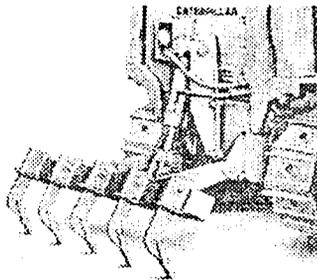


Fig. 3: Desgarrador escarificador de montaje articulado.

La figura anterior corresponde a un arado escarificador de montaje articulado, que puede utilizar hasta cinco dientes para excavar en suelos con piedras enterradas, arcilla endurecida, tierra congelada y caminos de acarreo apisonados, facilitando de nuevo la excavación del material.

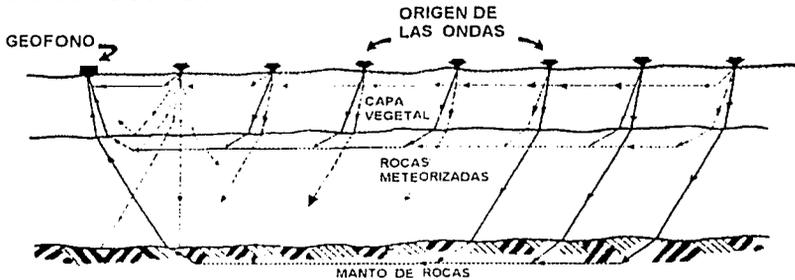
3.3.1 Puntos Generales a Considerar.

La condición de la roca o suelo determina la facilidad con que puede romperse su estructura con el arado; las rocas sedimentarias son las que más fácilmente pueden atacarse y por contraste las volcánicas y metamórficas ofrecen más dificultades, aunque granitos

descompuestos y otras rocas volcánicas o metamórficas sometidas a la acción de los elementos suelen ser atacadas por el arado a bajo costo, sobre todo si se le compara con la alternativa de excavar mediante explosivos.

Como la dureza y consistencia del material es el punto importante a considerar para definir si este método puede utilizarse o no, y la observación del material a atacar no es fácil, pues se requeriría hacer numerosas calas en el banco para definir si es utilizable o no el arado y que tipo de arado y de tractor debe emplear, requerimos usar métodos indirectos para definir la atacabilidad de los materiales. El método más común es correlacionar el tipo de roca o suelo con la velocidad sísmica, que es bastante seguro y económico.

Sismógrafo de Refacción

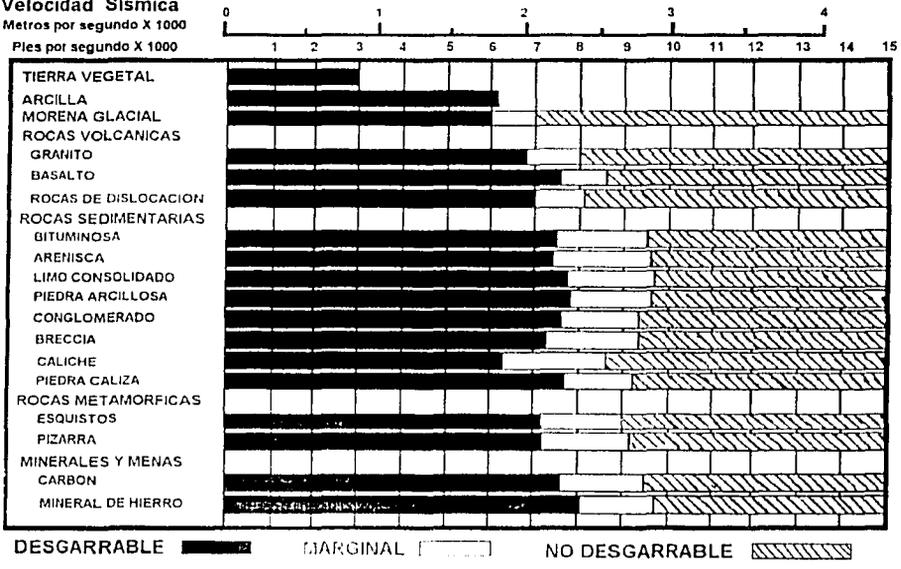


Desde fines de los 50's surgió la idea de utilizar sismógrafos de refacción para definir la arabilidad o desgarrabilidad de los materiales a excavar. En general éste método mide desde la superficie la velocidad de las ondas sísmicas a profundidad, indicando la consolidación, dureza, estratificación y meteorización, y relacionando ésta velocidad y tipo de material a atacar mediante arado.

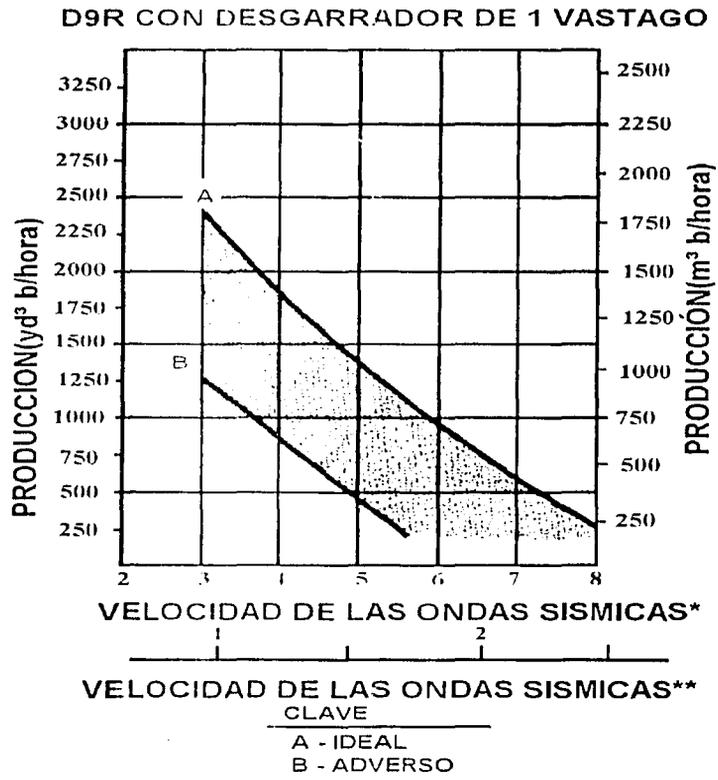
Se determina la velocidad de la onda sísmica como se indica en la Figura 4 generando una onda y midiendo el tiempo en que llega a varios aparatos de registro denominados geófonos. Con los datos de la llegada de las ondas y la distancia puede obtenerse la velocidad de las mismas en cada capa, ya que las ondas se reflejan y se refractan en las soluciones de continuidad que separan capas diferentes. Un geólogo especializado puede separar las capas y darnos las velocidades de transporte de las ondas en cada capa, dándonos además la profundidad de las capas y el tipo de roca o suelo, con lo que tenemos todos los datos para definir el método de ataque.

En la figura 4 vemos la disposición del emisor de ondas, los geófonos y las trayectorias de las ondas ocasionadas por la refracción y reflexión de las soluciones de continuidad. Con éstos datos y el tipo de roca o suelo de que se trate, los fabricantes de tractores y arados han preparado tablas de rendimiento como la que se muestra en la figura 5 que correlacionan el tipo de suelo y roca, las velocidades de la onda sísmica y los umbrales donde separan la roca atacable, la dudosa y la que no puede romperse con arado económicamente y requiere de explosivos. Existe desde luego una tabla similar a la presentada para cada tipo de tractor de orugas y su correspondiente arado.

Velocidad Sismica
 Metros por segundo X 1000
 Pies por segundo X 1000



Otra gráfica como la que se muestra en la figura 6 indica la producción probable, con un cierto grado de aproximación



TESIS CON FALLA DE ORIGEN

Aunque la producción de un arado no es fácil de determinar, pues los parámetros que hemos indicado anteriormente no están definidos con claridad, es tal el ahorro que se obtiene al cambiar de explotación de roca con el uso de explosivos a ataque con ayuda del arado, que siempre resulta rentable intentar éste último método, que de resultar adecuado puede significar costos mucho menores, aunque significan una disminución de la vida del tractor, cuando éste trabaja en condiciones difíciles.

3.4 COSTOS Y PRECIOS UNITARIOS

3.4.1 Generalidades

Quedó esbozado en el inciso correspondiente a generalidades sobre precios unitarios, que la capacidad de ejecución de una empresa constructora, debe estar acorde con la calidad y cantidad de sus elementos de producción.

Esta circunstancia, permitirá que la empresa disponga, en el caso particular de la maquinaria, del equipo adecuado con el que pueda realizar los trabajos que le sean encomendados, dentro de los plazos fijados en las relaciones contractuales, cumpliendo simultáneamente, con las especificaciones de construcción.

Una obra cualquiera puede ser ejecutada mediante diversos procedimientos de construcción y empleando diferentes equipos; empero, lógicamente, para ejecutar determinado trabajo siempre existirá algún procedimiento y determinado equipo, por medio de los cuales las operaciones del contratista sean realizadas en forma óptima desde el punto de vista de la economía.

Por otra parte, el mercado de la construcción ofrece una nutrida variedad de maquinaria de diferentes marcas, modelos, capacidades y especificaciones de calidad. Deberán por tanto realizarse estudios cuidadosos, a fin de determinar cuál es la maquinaria más conveniente para la óptima ejecución de la obra u obras en que se compromete la organización constructora.

El tiempo de utilización del equipo en relación con factores de tipo económico, han generado los conceptos de vida útil y vida económica.

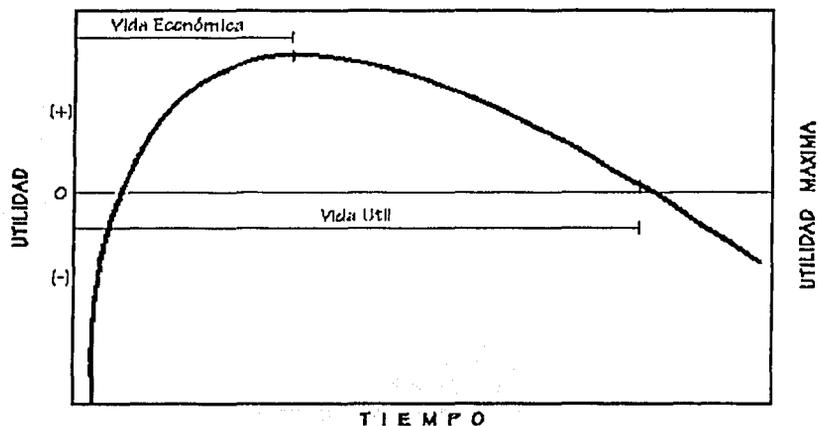
Vida Útil

En toda máquina, tanto durante los tiempos de utilización, como durante los periodos en que se encuentra ociosa, sus diversas partes y mecanismos van sufriendo desgastes y deméritos, por lo que con cierta frecuencia más o menos determinada y predecible, dichas partes deben ser reparadas o sustituidas para que la máquina esté constantemente habilitada para trabajar y producir con eficiencia y economía. Sin embargo, con el transcurso del tiempo, irremediamente toda máquina llega a encontrarse en un estado tal de desgaste y deterioro, que su posesión y trabajo en vez de constituir un bien de producción, significan un gravamen para su propietario, lo cual ocurre cuando los gastos que se requieren para que la máquina produzca, exceden a los rendimientos económicos obtenidos con la misma; en otras palabras, la posesión y operación de tal máquina reportan pérdidas económicas y/o riesgos irracionales.

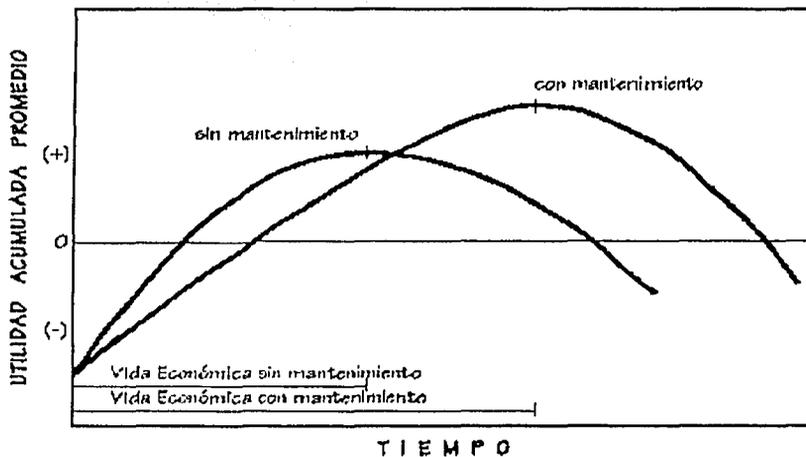
Vida útil de una máquina es el lapso durante el cual el equipo está en condiciones de realizar trabajo, sin que los gastos de su posesión excedan los rendimientos económicos obtenidos por el mismo, por mínimos que éstos sean (ver Gráfica)

La vida útil de una máquina depende de múltiples y complejos factores, que pueden ser: fallas de fabricación, falta de protección contra los agentes atmosféricos, desgastes excesivos debido

a uso anormal, vibraciones y fricción de sus partes móviles, manejo de diferentes operadores e irresponsabilidad de los mismos, descuidos técnicos, etc.



Gráfica 3. Vida económica

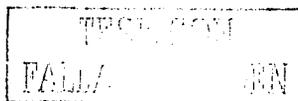


Gráfica 4. Vida útil del equipo

Vida Económica

Se entiende por vida económica de una máquina, el período durante el cual puede ésta operar en forma eficiente, realizando un trabajo económico, satisfactorio y oportuno, siempre y cuando la máquina sea correctamente conservada y mantenida.

Se consignaron en los párrafos anteriores las causas principales por las que toda máquina, a partir del momento en que empieza a ser utilizada en las labores de construcción que le



corresponden, va sufriendo un constante demérito, por lo que, para conservarla en condiciones de funcionamiento satisfactorio, requiere de constantes erogaciones y gastos derivados de la operación y mantenimiento. A medida que aumenta la vida y el uso de la máquina, la productividad de la misma tiende a disminuir y sus costos de operación van en constante aumento como consecuencia de los gastos cada vez mayores de conservación y mantenimiento, así como por las averías cada vez más frecuentes que sufre, mismas que van aumentando sus tiempos muertos o improductivos, reduciendo por tanto su disponibilidad, llegando incluso a afectar la productividad de otras máquinas que se encuentran abasteciendo a la primera o trabajando conjuntamente con ella en la ejecución de cierto trabajo.

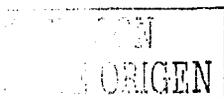
De la observación de registros cuidadosos y detallados de los costos de operación y mantenimiento de una máquina, fácilmente se determina que, después de cierto período cuando los costos por hora de operación de la misma son cada vez mayores que el promedio de costos obtenidos durante sus operaciones anteriores, la máquina habrá llegado al fin de su vida económica, a partir del cual su operación resultará antieconómica.

Al finalizar el período de vida económica de una máquina solamente podrían presentarse cualquiera de los tres casos alternos siguientes:

- a) Que por su patente estado de deterioro, la máquina indudablemente deba ser definitivamente desechada, debiéndose vender para obtener algún rescate por la misma, ya que sea cual fuere su estado de deterioro, siempre tendrá un valor de rescate, por ínfimo que este pueda ser.
- b) Que por el esmero puesto en su cuidado y operación, la máquina se encuentre en condiciones aceptables y capaz de continuar trabajando, aunque sujeta a ciertas limitaciones, especialmente en lo que respecta a su eficiencia, potencia y por ende, productividad y operación económica por lo que, indudablemente, se encontrará en condiciones desventajosas con respecto al equipo de los competidores, además de que, con su empleo, se correrán riesgos derivados e imprevisibles y súbitas averías que eventualmente podrán ocurrir, con lo que la máquina en cuestión tendrá que parar, y aún podría darse el caso de que la forzada inactividad de ésta, afectase la productividad de todo el conjunto de maquinaria que se encontrara trabajando conjugada y armónicamente con la misma, en la ejecución de un trabajo.
- c) Que por razones de orden presupuestal o financiero, el poseedor de la máquina, independientemente del estado de la misma, se encuentre en imposibilidad de sustituirla, por lo que aún a costa de utilidades, se ve en la necesidad de continuar empleando la máquina obsoleta en las operaciones de construcción. De proceder así, se estará 'alargando' la vida útil de la máquina más allá del término de su vida económica.

En síntesis, las definiciones que giran en torno a la llamada vida económica de las máquinas, señalan que es un período durante el cual se deben obtener los máximos beneficios en su operación, pues el equipo puede continuar trabajando por más tiempo aunque las utilidades tiendan a disminuir, siguiendo sin embargo, dentro de su vida útil, de modo que la fecha de terminación de la vida económica puede ser elástica en función de la política de ganancia que se fije el dueño (ver Gráfica)

Se entiende que una máquina ya es económicamente obsoleta cuando ha alcanzado el término de su vida económica, quedando además totalmente amortizada la inversión del capital empleado en su adquisición. Sin embargo, el concepto de obsolescencia es relativo, ya que puede suceder que mientras para un constructor cierto equipo resulta obsoleto, para otro, en distintas condiciones financieras y de trabajo, no lo es.



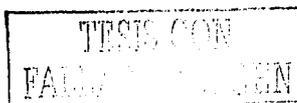
3.4.1.1 Criterio para la Determinación de la Vida Económica

Sobra mencionar que existen numerosos criterios fundados en especulaciones más o menos sólidas, destinados a la determinación de la vida económica (también llamada vida efectiva) de una máquina. El criterio de determinación más empleado es el estadístico, siendo en nuestro medio las estadísticas norteamericanas las más comúnmente aceptadas, debido fundamentalmente a que la mayoría de la maquinaria disponible en nuestro mercado es obtenida del vecino país. Sin embargo, no debemos olvidar que en toda la América Latina, se presentan factores de orden económico, social y cultural, que influyen profundamente en la eficiencia, número y economía de los trabajos de construcción en general, y que difieren en mucho a los factores determinantes de las vidas económicas de los equipos en el medio norteamericano; tales factores harán que nuestros constructores tengan que seguir prácticas tendientes a crear estadísticas más fieles de nuestra realidad, y a unificar la diversidad de criterios de vidas económicas existentes en nuestro país. La Tabla 8 muestra la vida económica en años y horas de algunos de los equipos más usuales de la industria de la construcción. De acuerdo a los valores que proporciona nos da idea de la necesidad de crear una estadística más apegada a nuestra realidad.

Los estudios sobre la determinación de la vida económica, señalan que, en épocas inflacionarias (anexo 9), la vida económica de las máquinas debe alargarse, a través, desde luego, de un mantenimiento adecuado y un control riguroso de su operación.

MAQUINA	SHCP	ASOC. DE PALAS Y DRAGAS	LIBRO AMARILLO	SARH	PEURIFO Y	CNIC	SAHOP
Camiones de 5 tons Motor de gasolina	5 años		5 años 7,040 hrs	5 años 10,000 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 8,000 hrs	8,000 hrs.
Cargador frontal sobre orugas, de mas de 83 HP	5 años		5 años 5,632 hrs.	5 años 10,000 hrs	5 años 7,000 hrs	5 años 6,000 hrs.	10,000 hrs.
Compactadores vibratorios autopropulsados	5 años		4 años 5,632 hrs.			4 años 6,400 hrs	10,000 hrs.
Compresores portátiles 210-1200 P.C.M.	5 años		5 años 6,000 hrs	5 años 6,000 hrs.	5 años 6,000 hrs.	5 años 6,000 hrs.	8,600 hrs.
Dragas 2-3 yd ³	5 años	16 años 28,000 hrs.	6.25 años 7,700 hrs.	8 años 16,000 hrs.	5.88 años 9,408 hrs.	6.25 años 8,750 hrs.	13,400 hrs.
Motoconformadoras	5 años		5 años 7,400 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 10,000 hrs.	10,000 hrs.
Motoescrepas	5 años		5 años 7,400 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 8,000 hrs.	12,000 hrs.
Tractor sobre orugas	5 años		5 años 6,160 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 10,000 hrs.	5 años 7,000 hrs.	12,000 hrs.

Tabla 8. Vida Económica de los Equipos de Construcción



3.4.1.2 Valor de Rescate

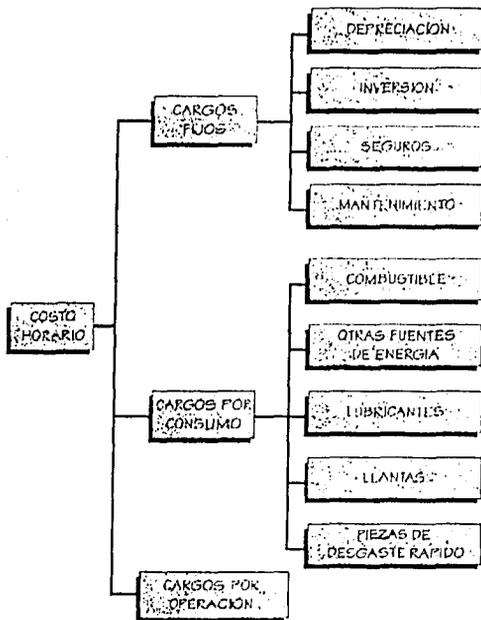
Se entiende por valor de rescate de una máquina, el valor comercial que tiene la misma al final de su vida económica. Toda máquina usada, aún en el caso de que sólo amerite considerarse como chatarra, tiene siempre un cierto valor de rescate. Se acostumbra considerar el valor de rescate, como un porcentaje del valor de adquisición de la máquina, que puede variar entre 5% y 20%. El valor de adquisición, por otra parte, se considera como el precio promedio actual de la máquina en el mercado, pagado de contado.

Para efectos de obtención del costo-horario de operación de una máquina, existe también el criterio de considerar que, al finalizar el periodo de su vida económica, el equipo está totalmente depreciado, considerándose entonces nulo su valor de rescate.

3.4.2 Costo Horario de Operación

La práctica de muchos años, ha enseñado la conveniencia de estructurar todos los análisis de costos sobre la base del costo de operación por hora de las máquinas y demás elementos que concurren a la ejecución de un trabajo, ya que a su vez los rendimientos de las máquinas, siempre se expresan en función de cada hora de trabajo.

El costo horario por equipo, es el que se deriva del uso correcto de las máquinas adecuadas y necesarias para la ejecución de los conceptos de trabajo, conforme a lo estipulado en las especificaciones y en el contrato. Se integra mediante los cargos que se muestran en el Cuadro 1.



Cuadro 1. Cargos que integran el Costo Horario

3.4.3 Cargos Fijos

3.4.3.1 Cargo por Depreciación

Es el que resulta por la disminución en el valor original de la maquinaria, como consecuencia de su uso durante el tiempo de su vida económica. Existen varias formas para valorar este concepto, pero el más empleado es el sistema lineal, es decir, que la maquinaria se deprecia la misma cantidad por unidad de tiempo.

Se representa por la siguiente ecuación

$$D = \frac{Va - Vr}{Ve}$$

En donde:

D: depreciación por hora efectiva de trabajo.

Va: representa el valor inicial de la máquina considerándose como tal el precio comercial de adquisición de la máquina nueva en el mercado nacional, descontándose el valor de las llantas en su caso.

Vr: representa el valor de rescate de la máquina.

Ve: representa la vida económica de la máquina expresada en horas de trabajo.

En la actualidad, en el medio de la construcción, la legislación fiscal considera que la depreciación total del equipo de construcción se completa en un periodo de 5 años, lo cual significa una depreciación anual del 20 % del costo de adquisición de la máquina, siguiendo el criterio de depreciación lineal.

3.4.3.2 Cargo por Inversión

Cualquier organización, para comprar una máquina, adquiere los fondos necesarios en los bancos o mercados de capitales, pagando por ellos los intereses correspondientes, o bien, si el empresario dispone de fondos suficientes de capital propio, hace la inversión directamente, esperando que la máquina le reditúe en cualquier momento en proporción con la inversión no amortizada hasta ese momento. En síntesis podemos decir, que el cargo por inversión, es el cargo equivalente a los intereses correspondientes al capital invertido en maquinaria.

Está representado por la ecuación:

$$I = \frac{Va + Vr}{2Ha} i$$

En donde:

I: cargo por inversión por hora efectiva de trabajo.

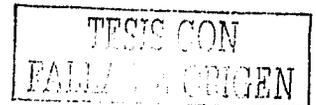
Va: valor inicial de la máquina.

Vr: Valor de rescate de la máquina.

$(Va + Vr) / 2$: valor medio de la máquina durante su vida económica.

Ha: número de horas efectivas que el equipo trabajó durante el año.

i: tasa de interés anual en vigor, expresada en forma decimal.



De acuerdo a la definición de este cargo, la tasa de interés "i" debería tener un valor igual, cuando menos, a la tasa mínima que una institución bancaria pague por el capital que se tiene invertido en maquinaria, sin embargo, los altos costos actuales de dinero, han obligado a

reconsiderar el monto justo de este concepto no habiéndose reglamentado a la fecha, sobre el particular.

El considerar que el capital que se recupera vía depreciación, sumado a la reserva por concepto de mantenimiento y seguros, puede producir intereses al invertirse en una entidad bancaria o dentro de la propia empresa propietaria del equipo, hace que la tasa de interés a considerar en el cargo por inversión pueda tener valores menores a la tasa anual vigente para el otorgamiento de préstamos de capital.

Por otra parte, el considerar que la inflación es mayor a los propios intereses que pudiera producir el capital recuperado que se invierte, nos lleva a proponer una tasa de interés con valores altos.

Por tal motivo, la Ley de Obras Públicas a través de sus lineamientos para la integración de precios unitarios establece lo siguiente:

"La Dependencia y Entidades, para sus estudios y análisis de precios unitarios considerarán a su juicio la tasa de interés "i". Los Contratistas en sus propuestas de concurso, propondrán la tasa de interés que más les convenga".

"En los casos de ajustes por variación del costo de los insumos que intervengan en los precios unitarios, y cuando hay variaciones de las tasas de interés, el ajuste se hará en base al relativo de los mismos, conforme a los que hubiere determinado el Banco de México en la fecha del concurso y el correspondiente a la fecha de la revisión".

3.4.3.3 Cargo por Seguros

Se entiende como cargo por seguros, el necesario para cubrir los riesgos a que está sujeta la maquinaria de construcción durante su vida económica y por accidentes que sufra. Este cargo existe tanto en el caso de que la maquinaria se asegure con una compañía de seguros, como en el caso de que la empresa constructora decida hacer frente, con sus propios recursos, a los posibles riesgos de la maquinaria (autoaseguramiento).

Este cargo está representado por:

$$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s$$

S: cargo por seguros por hora efectiva de trabajo.

Va: valor inicial de la máquina.

Vr: valor de rescate de la máquina.

(Va + Vr) / 2: valor medio de la máquina durante su vida económica.

Ha: número de horas efectivas que el equipo trabaja durante el año.

s: prima anual promedio, expresada en por ciento del valor de la máquina expresada en forma decimal (varía entre 3% y 6 %).

3.4.3.4 Cargos por Mantenimiento

Son los originados por todas las erogaciones necesarias para conservar la maquinaria en buenas condiciones, a efecto de que trabaje con rendimiento normal durante su vida económica. Se dividen en mayor y menor. En el mantenimiento mayor se consideran todas las

erogaciones necesarias para efectuar reparaciones a la maquinaria en talleres especializados, o aquellas que deban realizarse en el campo, empleando personal especializado, y que requiera retirar la maquinaria de los frentes de trabajo por un tiempo considerable, incluye obra de mano, repuestos y renovación de partes de la maquinaria, así como otros materiales necesarios. En el mantenimiento menor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar los ajustes rutinarios, reparaciones y cambios de repuestos que se efectúan en las propias obras; así como cambios de líquidos hidráulicos, aceites de transmisión, filtros, grasas y estopas. Incluye el personal y equipo auxiliar que realizan estas operaciones de mantenimiento, los repuestos y otros materiales que sean necesarios.

Está representado por:

$$T = QD$$

en la presente ecuación:

T: cargo por mantenimiento mayor y menor por hora efectiva de trabajo.

Q: representa un coeficiente que incluye tanto el mantenimiento mayor como el menor.

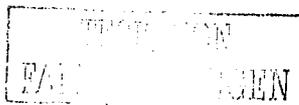
Se calcula con base en experiencias estadísticas; varía para cada tipo de máquina y las distintas características del trabajo.

D: representa la depreciación de la máquina calculada anteriormente.

En la Tabla 9 se presenta una relación de equipos utilizados en la construcción. El coeficiente 'Q' varía del 40 % al 100 % y en casos especiales, su valor puede ser aún mayor.

EQUIPO LIGERO	
Soldadora	Compresor
Malacate	Vibrador para concreto
Revolvedora	Bomba autocebante
Planta de luz	Cortadora de piso
Compactadora manual (Bailarina)	Rodillo liso manual
EQUIPO PESADO	
Tractor	Auto concretera (olla)
Retroexcavadora	Motoconformadora
Motoescrepa	Piloteadora
Cargador frontal	Draga
Grúa hidráulica	Rodillo liso
Track-drill	Duopactor
Rodillo liso vibratorio	Planta de concreto
Finisher	Planta de Trituración
Planta de asfalto	Extendedoras de concreto
Grúa tipo pluma	Zanjadora
Deshierbadora	Almeja guiada
Perfiladora recicladora	Cama baja
Almeja loca	Camión de volteo
Pipa	Petrolizadora
Camión fuera de carretera	Barredora
Compactador tipo pata de cabra	Esparcidor de sello
Pintarrayas	

Tabla 9. Relación de Equipos Usados en la Construcción



3.4.3.5 Cargos por Consumos

Las máquinas empleadas en la construcción de las obras, generalmente son accionadas por motores de combustión interna, bien sean de gasolina o diesel. Para que las máquinas puedan operar, se requiere de un constante abastecimiento de los combustibles y lubricantes consumidos por las mismas.

Sabido es que el consumo de combustible de una máquina de combustión interna es proporcional a la potencia desarrollada por la misma, la que generalmente opera desarrollando tan sólo una fracción de su potencia nominal total, por ejemplo, un camión requerirá del máximo de su potencia nominal únicamente cuando esté acelerando, pero una vez lograda su velocidad de régimen o de trabajo, sólo requerirá de una fracción de la potencia nominal de su motor. De igual forma, toda máquina al operar en condiciones normales, solamente necesita un porcentaje de su potencia nominal, máxima o intermitente.

La altura con respecto al nivel del mar, las variaciones de temperatura y las diversas condiciones climáticas, ejercen influencias adversas sobre el consumo de combustibles en las máquinas de combustión interna, ya que disminuyen la potencia del motor. Esta disminución se considera involucrada, para efecto de cálculo, en el factor de operación.

3.4.3.5.1 Cargo por Consumo de Combustible

Es el derivado de todas las erogaciones originadas por los consumos de gasolina o diesel para que los motores produzcan la energía que utilizan al desarrollar el trabajo.

Está representado por:

$$E = c \times Pc$$

en la presente ecuación:

E: cargo por consumo de combustibles, por hora efectiva de trabajo.

c: representa la cantidad de combustible necesaria, por hora efectiva de trabajo, para alimentar los motores de las máquinas a fin de que desarrollen su trabajo dentro de las condiciones medias de operación de las mismas. Se determina en función de la potencia del motor, del factor de operación de la máquina y de un coeficiente determinado por la experiencia, que variará de acuerdo con el combustible que se utilice.

Pc: representa el precio del combustible que consume la máquina, puesto al pie de la misma.

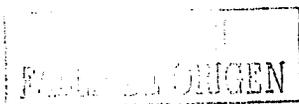
Para maquinaria de construcción dotada de motores de combustión interna, por procedimientos esencialmente estadísticos, se ha determinado que tienen los siguientes consumos promedios de combustible, por cada hora de operación y referidos al nivel del mar:

Así por ejemplo, una máquina con motor diesel de 100 HP, cuyo factor de operación sea 0.70 (promedio), tendrá un consumo de combustible de:

$$0.20 \text{ litros} \times 100 \text{ HP} \times 0.70 = 14.0 \text{ litros/hora}$$

3.4.3.5.2 Cargo por Consumo de Otras Fuentes de Energía

Es el derivado de las erogaciones originadas por los consumos de energía eléctrica o de energéticos diferentes de los consumibles señalados en el punto anterior, y representa el costo que tenga la energía consumida en la unidad de tiempo considerada.



El consumo de energía de un motor eléctrico depende fundamentalmente de su eficiencia para convertir la energía eléctrica que recibe, en la energía mecánica que proporciona para ser utilizada. La ecuación fundamental que ayuda a determinar el costo de estos consumos es:

$$E_c = N \times E_m \times P_e$$

En la que:

E_c: energía consumida.

N: eficiencia del motor eléctrico.

E_m: energía mecánica utilizable.

P_e: precio de la unidad de energía eléctrica suministrada.

Los factores que determinan la eficiencia de un motor eléctrico son muy variados y un estudio de la influencia de cada uno de ellos sería demasiado extenso y conduciría a resultados imprácticos.

En la práctica nos encontramos con la dificultad de que los fabricantes de motores eléctricos proporcionan la potencia nominal en caballos de potencia (HP), pero la compañía suministradora de energía eléctrica la vende en kilowatt-hora (Kw/h), para obtener el consumo horario en energía de un motor eléctrico en una hora de operación, utilizamos la fórmula:

$$E_c = 0.653 \text{ HP} \times P_e$$

Donde:

E_c: energía eléctrica consumida en Kw/h.

H.P.: potencia nominal del motor.

P_e: precio del Kilowatt-hora puesto en la máquina.

3.4.3.5.3 Cargo por Consumo de Lubricantes

Es el derivado de las erogaciones originadas por los consumos y cambios de aceites lubricantes de los motores, incluye las erogaciones necesarias para suministrarlos en la máquina.

Este cargo está representado por:

$$A_l = (a_l + c) p_l$$

Donde:

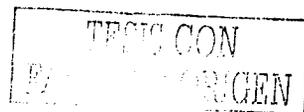
A_l: representa el cargo por consumo de lubricantes por hora efectiva de trabajo.

a_l: representa la cantidad de aceite necesaria por hora efectiva de trabajo, de acuerdo con las condiciones medias de operación. Está determinada por la capacidad de los recipientes dentro de la máquina y los tiempos entre cambios sucesivos de aceites.

c: representa el consumo entre cambios sucesivos de lubricantes, calculado en base a la potencia de operación y de un coeficiente estadístico.

p_l: representa el precio de los aceites que consumen las máquinas.

Los consumos de aceite, se pueden determinar a partir de las siguientes fórmulas obtenidas por medio de observaciones estadísticas.



Para máquinas con potencia de placa igual o menor de 100 HP

$$C = 0.0030 \times \text{HP op.}$$

Para máquinas con potencia de placa mayor de 100 HP

$$C = 0.0035 \times \text{HP op.}$$

En la cual, HP op., es la potencia nominal del motor, por el factor de operación.

Por otra parte, la cantidad de aceite necesaria por hora efectiva de trabajo, en litros (al), se determina como:

$$al = \frac{v}{t}$$

Donde:

v: capacidad del cárter en litros.

t: número de horas transcurridas entre dos cambios de aceite (generalmente t = 100 horas: Cuando abunda el polvo; t = 70 horas)

3.4.3.5.4 Cargo por Consumo de Llantas

Las llantas del equipo de construcción, al igual que el propio equipo, sufren demérito derivado del uso de las mismas por lo que es necesario, además de repararlas y renovarlas periódicamente, reemplazarlas cuando han llegado al fin de su vida económica.

La vida económica de las llantas varía en función de las condiciones de uso a que sean sometidas, del cuidado y mantenimiento que se les dé, de las cargas que operen y de las condiciones de las superficies de rodamiento de los caminos en que trabajen.

Para las llantas del equipo de construcción, que generalmente trabajan en caminos que presentan condiciones muy severas y adversas, resulta práctico expresar su vida económica en horas de trabajo.

Se considera este cargo sólo para aquella maquinaria en la cual, al calcular su depreciación, se haya reducido el valor de las llantas del valor de la misma.

Este cargo esta representado por:

$$N = \frac{Vn}{Hv}$$

Donde:

N: representa el cargo por consumo de llantas, por hora efectiva de trabajo.

Vn: representa el valor de adquisición de las llantas considerando el precio para llantas nuevas de las características indicadas por el fabricante de la máquina.

Hv: representa las horas de vida económica de las llantas tomando en cuenta las condiciones de trabajo impuestas a las mismas. Se determina de acuerdo con la experiencia, considerando los factores siguientes: velocidades máximas de trabajo, condiciones relativas al camino en que transitan, tales como pendientes, curvaturas, rodamiento, posición en la máquina, cargas que soportan y climas en que operan.

Estudios estadísticos sobre la observación del equipo de construcción pesada en presas, carreteras, y minas, han establecido que la vida económica aproximada de una llanta es del orden de 80,000 kilómetros ó 5,000 horas de operación normal. Pero, por otra parte, solamente en condiciones de obra muy excepcionales se presentan los factores más favorables a la vida óptima de las llantas, razón por la que, para determinar la vida económica real, es necesario introducir los factores indicados en la *Tabla No. 10*, los que están en función de las condiciones que priven en el campo.

En la práctica se presentan condiciones adversas cuando por ejemplo, en ciertos tramos de los caminos abundan piedras sobre las superficies de rodamiento, cuando por condiciones meteorológicas los caminos sufran notorio demérito sin que ello amerite la suspensión de los trabajos, etc. Para cada caso específico se deberán estudiar cuidadosamente las condiciones de las obras, para poder aplicar en forma justa y racional los factores consignados en la *Tabla No. 10*.

En base a lo anteriormente expuesto, se adjunta la *Tabla 11* en la que se consignan tabularmente los valores de los diversos factores (*Tabla No. 10*)

CONDICIONES	FACTOR
1. DE MANTENIMIENTO:	
Excelentes	1.00
Medias	0.90
Deficientes	0.70
2. VELOCIDAD DE TRANSITO (Máxima)	
16 Km. por hora	1.00
48 Km. por hora	0.60
32 Km. por hora	0.80
3. CONDICIONES DE LA SUPERFICIE DE RODAMIENTO:	
Tierra suave sin roca	0.90
Tierra suave incluyendo roca	1.00
Caminos bien conservados con superficie de grava compactada	0.70
Caminos mal conservados con superficie de grava compactada	0.70
4. POSICIÓN DE LLANTAS:	
En los ejes traseros	1.00
En los ejes delanteros	0.90
En el eje de tracción	
vehículos de descarga trasera	0.80
vehículos de descarga de fondo	0.70
motoescrepas y similares	0.60
5. CARGAS DE OPERACIÓN:	
Dentro del límite especificado por los fabricantes :	1.00
Con 20% de sobrecarga	0.80
Con 40% de sobrecarga	0.50
6. DENSIDAD Y GRADO DE CURVAS EN EL CAMINO:	
No existen	1.00
Condiciones medias	0.98
Condiciones severas	0.80
7. PENDIENTES DE LOS CAMINOS: (Aplicables a las llantas de eje tractor)	
A nivel	1.00
5 % como máximo	0.90
10% como máximo	0.80
15% como máximo	0.70

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

8. OTRAS CONDICIONES DIVERSAS:	
Inexistentes	1.00
Medias	0.90
Adversas	0.80

Tabla 10. Factores para Determinar la Vida Económica de las Llantas

Aplicados para cada tipo de maquinaria de construcción, así como la vida económica calculada para las llantas de la misma. En el subrenglón superior correspondiente al tipo de maquinaria, se consignan los valores correspondientes a condiciones normales medias, en tanto que en el subrenglón inferior, se consignan los valores correspondientes a condiciones adversas. Las vidas económicas se obtuvieron multiplicando la vida óptima de las llantas, considerada del orden 5,000 horas, por el factor total resultante de multiplicar entre sí, todos y cada uno de los factores individuales correspondientes a cada una de las condiciones concurrentes. Así por ejemplo: las horas de vida económica de las llantas de un camión pesado de acarreo de terracerías, para las condiciones normales, es el producto de:

$$Hv = 1.0 \times 0.90 \times 0.80 \times 0.95 \times 1.0 \times 0.85 \times 1.0 = 0.5814 \times 5,000 \text{ hrs}$$

Hv = 2.900 horas, valor que está consignado en la última columna de la Tabla No. 11.

3.4.3.5.5 Consumos por Piezas de Desgaste Rápido

Finalmente el último cargo por consumos, es el relativo a piezas sujetas a continuas fuerzas abrasivas, a variaciones súbitas de presión, cuya vida económica es menor al resto del equipo. Se calcula mediante la expresión:

$$Pe = \frac{VP}{Hr}$$

Donde:

Pe: costo por piezas de desgaste rápido, por hora de operación del equipo.

Vp: valor de adquisición de piezas especiales de desgaste rápido.

Hr: Horas de vida económica de las piezas especiales de desgaste rápido.

Para tener en cuenta este cargo se debe considerar que no haya sido incluido en los cargos fijos, y que las piezas especiales están sujetas a condiciones severas de trabajo que produzcan un deterioro superior al normal, como pudieran ser, por ejemplo: cuchillas y gavilanes de la hoja de un tractor que continuamente estuvieran trabajando en roca abrasiva, o casquillos de un desgarrador en condiciones semejantes. Otros elementos de desgaste rápido, pudieran ser mangueras, brocas, acero de barrenación para equipos de perforación, bandas de hule, etc., siempre que estos elementos no hayan sido considerados en el precio unitario como consumo de materiales, o mantenimiento propio del equipo.

CONDICIÓN	1	2	3	4	5	6-7	8	FACTOR TOTAL	VIDA ECONÓMICA
CAMIONES DE CARRETERA	1.0 0.9	0.9 0.9	0.9 0.8	0.95 0.95	1.00 1.00	0.90 0.70	1.0 0.9	69.26 38.783	3463 1940(*) (*)
CAMIONES PESADOS DE TERRACERÍA	1.0 0.90	0.9 0.9	0.8 0.7	0.95 0.95	1.00 1.00	0.85 0.70	1.0 0.9	58.14 33.94	2900 1697
ESCREPAS Y MONTOESCREPAS	1.0 0.9	1.0 1.0	0.8 0.7	0.75 0.75	1.0 1.0	0.85 0.70	1.0 1.0	51.0 33.07	2550 1650
MOTO CONFORMADORAS	1.0 0.9	1.0 1.0	0.8 0.8	0.90 0.90	1.0 1.0	0.85 0.70	1.0 1.0	61.20 45.36	3060 2270
PALAS CARGADORAS	1.0 0.9	1.0 1.0	0.8 0.8	0.90 0.90	1.0 1.0	0.85 0.85	1.0 0.9	61.20 49.57	3060 2480
TRACTORES	1.0 0.9	1.0 1.0	0.8 0.8	0.80 0.80	1.0 1.0	0.85 0.70	1.0 0.9	54.40 36.288	2720 1815
APISONADORAS	1.0 0.9	1.0 1.0	0.8 0.8	1.00 1.00	1.0 1.0	0.85 0.85	1.0 1.0	68.0 61.2	3400 3060

Tabla 11. Factores de Afectación de las Llantas del Equipo de Construcción y Vida Económica de las Mismas

3.4.4 Costos por Operación.

Es el que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal encargado de la operación de la máquina, por hora efectiva de la misma.

Este cargo está representado por:

$$Co = \frac{So}{H}$$

En la presente ecuación:

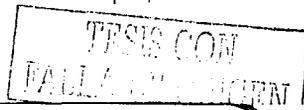
Co: cargo por operación del equipo por hora efectivo de trabajo.

So: representa los salarios por turno del personal necesario para operar la máquina. Los salarios deberán comprender: salario base, cuotas patronales por seguro social, impuestos locales sobre remuneraciones pagadas, días festivos, vacaciones y aguinaldo, o sea salario real de este personal.

H: representa las horas efectivas de trabajo que se consideren para la máquina, dentro del turno.

El salario a que se refiere el factor So, es aquel señalado en el tabulador vigente para operadores de maquinaria, atendiendo a la clase de máquina, capacidad y responsabilidad delegada al operador y condiciones generales de trabajo, sin olvidar que dicho salario base estará indudablemente afectado por la ley de la oferta y la demanda. En la práctica, puede darse el caso de que se fije al operador un salario base reducido, pero incrementándose por medio de bonificaciones, con lo cual se logrará, además, que el operador tenga interés en mantener constantemente su máquina en condiciones de trabajo.

Lo anterior está basado en que la función y responsabilidad de los operadores de maquinaria de construcción, comprende tanto la operación de las máquinas, como todos los cuidados que razonablemente se requieran para la conservación y mantenimiento de las mismas; incluso, es práctica comúnmente establecida por las empresas constructoras que, cuando las actividades



directas de construcción decrecen, o que la maquinaria es retirada del servicio para concentrarla en los talleres de reparaciones mayores, sus operadores son los mejor abocados para vigilar que las reparaciones del equipo sean correctamente ejecutadas, puesto que ellos conocen íntimamente las deficiencias de la máquina a su cargo.

En la ejecución de cualquier trabajo, es prácticamente imposible que el operador o los operadores de una máquina, laboren en forma continua e ininterrumpida durante toda la jornada de trabajo, hora tras hora y minuto tras minuto. Es lógico que existan interrupciones, unas veces debidas a factores humanos, como por ejemplo, la necesidad de que los trabajadores tomen pausas de descanso, refrigerios, con la finalidad de recobrase y serenarse; y otras debido a pequeñas reparaciones, ajustes y lubricaciones de las máquinas, puesto que es sabido que las mismas no pueden ni deben estar funcionando ininterrumpidamente durante un número indefinido de horas al día, ya que frecuentemente es necesario pararlas para fines de sus diversos servicios auxiliares de conservación.

Debe tenerse en cuentas, asimismo, que especialmente en obras que presentan condiciones muy adversas, las pérdidas de tiempo e interrupciones en las actividades de la maquinaria, se incrementan en forma notable, bien sea por condiciones topográficas desfavorables, por fenómenos meteorológicos adversos, como es la precipitación pluvial, o porque la maquinaria de que dispongan los contratistas no sea precisamente la más adecuada para las condiciones imperantes en la obra.

Así pues, por cada hora cronológica, solamente se trabaja efectivamente un porcentaje de la misma, el que está influido por las condiciones de la obra y por la calidad de la administración o gestión de la empresa constructora. Por lo antes dicho, para obtener los tiempos reales o efectivos de trabajo, es necesario introducir en los círculos los factores correspondientes, que se señalan en la Tabla No. 12.

CONDICIONES DE LA OBRA	CALIDAD DE LA ADMINISTRACIÓN O GESTIÓN			
	EXCELENTE	BUENA	REGULAR	MALA
EXCELENTES	0.84	0.81	0.76	0.70
BUENAS	0.78	0.75	0.71	0.65
REGULARES	0.72	0.69	0.65	0.60
MALAS	0.63	0.61	0.57	0.52

Tabla 12. Factores de Rendimiento de Trabajo en Función de las Condiciones de Obra y de la Calidad de Administración

3.4.4.1 Cargo por Transporte.

En términos generales, el transporte de la maquinaria se considera como cargo indirecto, pero cuando sea necesario, podrá tomarse en cuenta, previo convenio entre contratante y contratista como cargo directo o como un concepto de trabajo específico.

El Impuesto al Valor Agregado (I.V.A.) en los Costos de la Maquinaria

El cargo por I.V.A. no deberá incluirse en la estructuración de los costos horarios de equipo.

En el momento que el constructor adquiere un equipo, ya sea en el mercado nacional o de importación, debe pagarse el I.V.A. correspondiente al proveedor; por lo que en toda obra gravada, deberá manejarse el pago del I.V.A. a los proveedores de equipo, su traslado a

clientes por obra ejecutada y el acreditamiento ante SHCP, en forma contable, sin repercutirlo dentro de los costos o en el precio de venta.

3.4.4.2 Cargo Directo por Maquinaria

Se expresa como el cociente del costo hora máquina entre el rendimiento horario de dicha máquina.

Este cargo esta representado por:

$$CM = \frac{HMD}{RM}$$

En donde:

CM: representa el cargo unitario por maquinaria.

HMD: corresponde al costo hora máquina.

RM: representa el rendimiento horario de la máquina nueva en las condiciones específicas del trabajo a ejecutar, en las correspondientes unidades de medida. Si bien la normatividad señala que el cálculo de los costos horarios debe hacerse considerando equipo nuevo, el analista de precios debe verificar la disponibilidad de equipo, ya que habrá casos en que éste deba rentarse. La Tabla 13 (tomada del boletín especializado 'INFORMAQUINA'), muestra tarifas de renta mensual de equipo pesado de construcción. Estos precios se aplican a periodos de renta de 30 días ó 200 horas de trabajo, con supervisión periódica, y no incluyen operación, así como mantenimiento, fletes y seguros.

Para facilitar el cálculo de los costos horarios, se sugiere utilizar formatos como el que a continuación se presenta.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

MAQUINA	MODELOS COMERCIALES	RANGO H. P.	RENTAS MENSUALES		
			CAPACIDAD	NUEVAS O SEMINUEVAS	
TRACTORES	CAT D4E KOMATSU D41A J.D. 650	80/90	-		\$24,000
	CAT D4H CASE 850G	89	-	\$26,500	
	CAT D5H CASE 1150G	118	-	38,000	
	CAT D6D KOMATSU D65E J.D. 750 FIAT A. FD98	140/155	-		39,000
	CAT D6H		-	46,500	48,000
	CAT D7G KOMATSU D85A-21	200/225	-		
	CAT D7H FIAT A. FD20	215	-	65,000	
	CAT D8K KOMATSU D155-A1	300/320	-		68,000
CAT D8L FIAT A. FD-30C	335	-		88,000	
CAT D8 KOMATSU D155-A2	285/320	-		93,000	
CAT D9N		-		125,000	
CARGADORES SOBRE CARRILES	CAT 943 J.D. 655	80	1.5 yd ³		18,000
	CAT 955 J.D. 755 D573	130/140	2.00 yd ³		24,000
	CAT 977L INTERNATIONAL 250C D75S	190	2.75 yd ⁴		32,000
CARGADORES SOBRE NEUMÁTICOS	CAT 920 CLARK 458 J.D. 444 KOM. WA 120 FIAT A. L50B	800/100	1.75 yd ³		20,000
	CAT 926 MICH. L-70 J.D. 544 KOMATSU WA 180	110	2.00 yd ³		24,000
	CAT 930 J.D. 544 KOMATSU WA 250 CASE 621	100	2.25/2.2 yd ³		27,000
	CAT 950F MICH. L-90 J.D. 644 CASE 821 K-WA 380	170	3.50 yd ³	37,000	
	CAT 966C CASE 821B J.D. 744 KOM. WA 420 FA-120	170	4.00 yd ³		48,000
	CAT 966F FA-L150 CASE 921B	210	4.50/5 yd ³	70,000	
CAT 988 TEREX 90C WA 600 FIAT 1-L320	375/415	7.00 yd ³		90,000	
EXCAVADORAS	CAT 215 YUMBO 3964 POCLAIN LC-80 J.D. 590	100/120	0.75 yd ³		26,000
	CAT 225 AMER. 25-A POCLAIN 90 J.D. 690 PC25	135/150	1.62 yd ³		45,000
	CAT 235 AMER. 35-A POCLAIN 160 J.D. 992 PC400	195/250	2.00 yd ³		57,000
	CAT EL 300 J.D. 892	187/200	1.5 yd ³		55,000
	CAT 245 J.D. 992	260/325	3.5 yd ³		86,000
RETROEXCAVADORAS	CAT 416 CASE 580K 50 FORD 555 J.D. 310	65/70	1.00 yd ³		18,000
	M.F. 50 M.F. 86 JBC 214	65/70			18,000
	CAT 4168 CASE 580L/SL	70/75		22,000	
	CAT 426 J.D. 710 FORD-755 CASE 590T MF-750				24,000
	CAT 436B CASE 590 SUPER L	80/90		28,000	

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

MOTOCONFORMADORAS	CAT 120B CM14 GD522	120/130	-		22,000
	CAT 120G CHAMPION 710AA-J.D. 670 GD611	125		24,000	
	CAT 12G J.D. 770B FIAT A. CHAMPION 720	135	-	37,000	
DRAGAS	LINK BELT LS-68-BE-22B NW25D	3/4 yd ³			32,000
	LINK BELT LS-98 KOHE 405 LIMA 44	1 1/4 yd ³			42,000
	LINK BELT LS-1088 BE-38B NW6	1 1/2 yd ³			48,000
	B. ERIE 38 HD	2 yd ³			55,000
	LINK BELT 118 BE-54B PH550 NW-80D	2.5 yd ³			62,000
CAMIONES FUERA DE CARRETERA	CAT 769 EUCLID R-35 TEREX 3305	415/420	35 tons.		58,000
	TEREX3307 KOMATSU HD 325	493	40 tons.		70,000
GRUAS HIDRÁULICAS AUTOPROPULSADAS	P.H. OMEGA 20 DROTT 2000 GROVE 422	125/140	20 tons.		30,000
	P.H. OMEGA 40 LORAIN LRT-40 GROVE 635C	197/200	40 tons.		52,000
TRACTOCOMPACTADORES	CAT 815 DYNAPAC CT 20	170/175	18 tons.		40,000
	CAT 815B	210	20 tons.	54,000	
	CAT 825C	315	32.5 tons.		60,000
VIBROCOMPACTADORES	I.R. DD22 BW 120 AD	34/41	1.2/4.2 tons.		11,000
	DYN. CA25 STD VAP 70L I.R. SD 100 BOMG BW-212P	125/130	10/30 tons.		22,000
	DYN. CA 25 PD VAP 70P I.R. SD 100 F CAT CP563-BOMG BW -212PD	100/130	10/30 tons.		25,000
	DYNAPACCC43 I. RAND DD90	130	10/25 tons.	30,000	
COMPACTADORES S/NEUMATICOS	DYNAPAC CP-22 I. RAND PT 125	94	7.6/22 tons.		22,000
DUOPACTORS	SEAMAN GUNNISON (1993 EN ADELANTE)	-	10/30	13,000	
PETROLIZADORAS	MODELOS 1993 EN ADELANTE	-	4300 L.	16,000	
			6000 L.	19,000	
PIPAS DE AGUA	MODELOS 1993 EN ADELANTE	-	8000 L.	12,000	
ELEVADORES	MERLO P30-13	84	3T-13 M	38,000	
GIRATORIOS	MERLO ROTO P30-13	114	3T-3 M	60,000	
TELESCÓPICOS	MERLO P60.10	114	6T-10 M	38,000	

Tabla 13. Tarifas de Renta Mensual de Maquinaria

FALLA DE ORIGEN

CAPÍTULO 4 MÉTODOS DE SELECCIÓN DE EQUIPO

A TRAVÉS DE UN PROBLEMA, TRATAREMOS DE MOSTRAR LAS SIMPLIFICACIONES QUE SE UTILIZAN CUANDO ANALIZAMOS LOS COSTOS PARA TOMAR DECISIONES, Y TRATAREMOS DE DEFINIR CUANDO PODEMOS USAR MODELOS SIMPLIFICADOS Y CUANDO TENDREMOS QUE APROXIMARNOS MÁS A LA REALIDAD, SOBRE TODO CONSIDERANDO QUE LAS VARIABLES* SON PROBABILISTAS.

Definitivamente, la mayor parte de las variables que intervienen en los problemas de ingeniería son exactamente eso, variables; si tomamos las fuerzas que actúan sobre un edificio, estas son de carácter aleatorio, las hacemos intervenir tomando una envolvente de las cargas de tal modo que la estructura superior al esfuerzo de falla sea muy baja. Lo mismo se procura para el caso de fuerzas accidentales, tales como el viento y sismo. Otro problema que se presenta en la práctica es el caso de definir el diámetro de una tubería que debe mover un cierto gasto de agua, una variable aleatoria importante es la rugosidad de la tubería. En éste caso se procurará diseñar con un coeficiente de rugosidad alto para que el gasto necesario tenga grandes probabilidades de no bajar del mínimo indispensable.

Si yo quiero garantizar que el costo real no será mayor que el presupuestado en un proyecto, dependiendo del grado de certeza de los volúmenes del proyecto y los costos de los insumos, deberé tomar precauciones aumentando el costo estimado en un cierto porcentaje.

Vemos pues, con éstos ejemplos que el ingeniero tiende a cubrirse de los imprevistos, mediante reglas o recetas, que en general han funcionado en el pasado, pero que no siempre son adecuadas de tal modo que siempre debe estudiar con cuidado el caso particular que debe ser resuelto tomando las precauciones en función del costo de una falla, en dinero o en afectaciones sociales.

RECALCAREMOS UNA SERIE DE CARACTERÍSTICAS ESPECÍFICAS QUE SE PRESENTAN EN LOS PROBLEMAS DE MOVIMIENTO DE TIERRAS, ASÍ COMO LOS ERRORES EN QUE SE INCURRE POR LA APLICACIÓN INDISCRIMINADA DE PROCEDIMIENTOS DE CARÁCTER GENERAL, QUE NO SON NECESARIAMENTE APLICABLES A CASOS PARTICULARES.

CUIDADO

¡PELIGRO!

ANALICE CUIDADOSAMENTE LAS HERRAMIENTAS* A UTILIZAR

*El otro punto importante es el cuidado que se debe tener para valorar el procedimiento para resolver el problema. No todos los procedimientos son aplicables siempre, muchas herramientas tienen limitaciones que hay que considerar. El Gerente de una empresa pide al Superintendente que analice el equipo más conveniente para realizar un movimiento de tierras.

Se trata de mover $800,000 \text{ m}^3$, de un banco de préstamo a un tiradero.

La empresa cuenta con 4 Motoescrepas de 21 yd³, 2 Cargadores de 2.75 yd³ y un Tractor empujador, todas las máquinas en perfectas condiciones. El Gerente*¹ indica al superintendente que la empresa no esta en posibilidades de adquirir más activo fijo. La longitud de acarreo es de 370 metros.

*¹El ingeniero se siente disgustado, pues el Gerente le está limitando el espacio de soluciones y por lo tanto, suprimiendo la aplicación de la creatividad, ya que las soluciones están ya predeterminadas por el Gerente. Sería mejor que se dejara en libertad al ingeniero, mostrándole las limitaciones de la empresa en un Estado de Pérdidas y Ganancias y el Balance General, a fin de que analice con profundidad el problema al generar las soluciones y él mismo determine las soluciones posibles en función de las limitaciones reales.

Cálculo del costo por m³ de acarreo en motoescrepa de 21 yd³.

Datos:

Los datos que aparecen en la página corresponden a una investigación de campo que incluyó: determinación del tipo de material a mover para concluir si la excavación podía realizarse directamente atacando con el equipo disponible y las propiedades del material mismo; un levantamiento topográfico de la zona cercana para determinar el tiradero y su distancia a la zona de excavación, así como el camino y sus características; la definición de la altura sobre el nivel del mar, a fin de considerar el efecto de la altitud en el comportamiento del equipo.

Material:	limo arenoso seco
Peso volumétrico en banco:	1,600 Kg./m ³
Altitud snm:	2,000 m.
Longitud de acarreo:	370 m (1% pendiente favorable)
Calidad del camino:	Revestido
Coefficiente de abundamiento:	1.25 o su recíproco 0.8
Capacidad de la motoescrepa colmada:	15.96 m ³
Peso de la máquina vacía:	37.762 ton
Peso de la máquina colmada:	37.762 + 1.6 x 0.8 x 15.96 = 58.19 Ton.
Costo directo hora-máquina	\$ 106.03

Los costos se encuentran en dólares para que el problema sea más realista, pues el valor de la maquinaria siempre se encuentra en dólares.

Cotización tomada: 1 dólar - 9.60 pesos.

Suponemos que las Motoescrepas no estarán trabajando como máquinas de tiro y empuje, esto es, requerirán de Tractor empujador.

TEXTO CON
 FALLA DE ORIGEN

A. Resistencia al rodamiento: 15 Kg por cada tonelada de máquina y por cada 2.5 cm de penetración.

Penetración en camino revestido: 5 cm.

$$15 \times 5 / 2.5 = 30 \text{ Kg. / Ton.}$$

Sumando 20 Kg. / Ton por deformación de llantas, fricciones internas, etc., tendremos:

$$\text{Resistencia al rodamiento} = 30 + 20 = 50 \text{ Kg. / Ton.}$$

NOTA: En ésta página y las siguientes se determina, de acuerdo con el método clásico comúnmente utilizado, el costo por metro cúbico en banco del material movido por Motoescrepa, ya que se trata de definir el método óptimo tomando el criterio de costo mínimo. Se toman los datos de un fabricante a efecto de definir la velocidad de la Motoescrepa y se siguen recomendaciones de carácter general, como los factores de eficiencia para las condiciones de obra y administración. Las máquinas trabajarán con un tractor empujador a fin de obtener un rendimiento aceptable en la carga.

B. Resistencia por pendiente: 10 Kg. / Ton. por cada 1%

$$\text{Para el tramo en estudio: } 1\% \times 10 = 10 \text{ Kg. / Ton.}$$

C. Resistencia total de ida = $50 - 10 = 40 \text{ Kg. / Ton.} = 4\%$ de pend.

D. Resistencia total de regreso = $50 + 10 = 60 \text{ Kg. / Ton.} = 6\%$ de pend.

E. Resistencia total de la máquina:

$$\text{E1) Máquina cargada} = 0.040 \times 58.19 = 2.327 \text{ Ton.}$$

$$\text{E2) Máquina vacía} = 0.060 \times 37.762 = 2.265 \text{ Ton.}$$

F. Corrección por altitud:

$$(500 \text{ m} \times 1\% \text{ por cada } 100 \text{ m.}) / 100 = 5\%$$

Por lo tanto, habrá que multiplicar las resistencias totales por 1.05

$$\text{F1) Máquina cargada} = 2.327 \times 1.05 = 2.443 \text{ Ton.}$$

$$\text{F2) Máquina vacía} = 2.265 \times 1.05 = 2.378 \text{ Ton.}$$

Con estos datos, se revisa la gráfica proporcionada por el fabricante.

G. Velocidades:

$$\text{G1) Máquina cargada} = 38 \text{ Km. / hr. (8a. Velocidad)}$$

$$\text{G2) Máquina vacía} = 31 \text{ Km. / hr. (7a. Velocidad)}$$

H. Velocidades medias: $0.65 \times \text{velocidad}$

$$\text{H1) Máquina cargada} = 24.7 \text{ Km. / hr.}$$

H2) Máquina vacía = 20.15 Km. / hr.

I. Tiempos:

I1) Máquina cargada = 1.0 min.

I2) Máquina vacía = 0.9 min.

Tiempo fijo = 1.7 min.

Total = 1.0 + 0.9 + 1.7 = 3.6 min.

J. Costo del metro cúbico de material movido en banco:

Número de viajes por hora = 60 / 3.6 = 16.6

Capacidad de la motoescrepa en banco = 15.96 x 0.8 = 12.77 m³

Volumen teórico en banco = 16.6 x 12.77 = 211.9 m³ / hr.

Para obtener el rendimiento promedio deberá utilizarse la tabla no. 1.

FACTORES DE EFICIENCIA PARA LAS CONDICIONES DE OBRA Y DE ADMINISTRACIÓN

CONDICIONES DE ADMINISTRACIÓN

CONDICIONES DE OBRA	EXCELENTE	BUENA	MEDIANA	MALA
EXCELENTE	0.84	0.81	0.76	0.70
BUENA	0.78	0.75	0.71	0.65
MEDIANA	0.72	0.69	0.65	0.60
MALA	0.63	0.61	0.57	0.52

En este caso se consideran las condiciones de administración y de obra buenas, lo que nos da un factor de eficiencia de 0.75.

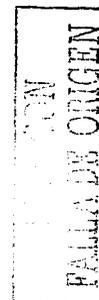
Rendimiento promedio = 211.9 x 0.75 = 158.92 m³

Costo por empujador = \$101.37 / 2 = \$50.69

Costo por hora motoescrepa = \$106.03

Costo total por hora = \$106.03 + \$50.69 = \$156.72

Costo por m³ = \$156.72 / 158.92 = \$ 0.99 dlrs/m³ (ALTERNATIVA A)



Cálculo* del costo por m³ de acarreo usando Cargador frontal y Camiones alquilados.

*En la misma forma se calculará el costo directo por m³ de material, pero utilizando Camiones contratados por m² abundado y acarreado. El costo horario del Cargador se presenta en un formato similar al de las otras máquinas. Conviene hacer notar que, en este caso, el constructor corre un riesgo mayor, por tener terceras personas a cargo del acarreo. Problemas relacionados con el costo o el manejo de los subcontratistas podrían originar costos adicionales al proyecto.

Datos:

Material:	limo arenoso seco
Peso volumétrico en banco:	1,600 kg/m ³
Altitud snm:	2,000 m.
Longitud de acarreo:	370 m (1% pendiente favorable)
Calidad del camino:	Revestido
Coefficiente de abundamiento:	1.25 o su recíproco 0.8
Camión alquilado a razón de:	\$0.81 / m ³ abundado, 1er Km.
Capacidad del cucharón:	2.75 yd ³
Costo directo hora-máquina:	\$ 33.72

SOLUCIÓN

Costo de carga.

Capacidad del cucharón = $2.75 \times 0.76 = 2.1 \text{ m}^3$

Factor de carga = 1.0

Volumen en banco por ciclo = $2.1 \text{ m}^3 \times 0.8 = 1.68 \text{ m}^3$

Tiempo del ciclo (ciclo básico 35.0 seg.) = $35 \text{ seg.} / 60 \text{ seg.} = 0.58 \text{ min.}$

Con una regla de tres obtengo: 103 ciclos / hr.

Producción = $1.68 \text{ m}^3 / \text{ciclo} \times 103 \text{ ciclos} / \text{hr} = 173 \text{ m}^3 / \text{hr.}$

Producción media = $173 \times 0.75 = 129.75 \text{ m}^3 / \text{hr.}$

Costo de carga = $\$33.72 / 129.75 = \0.26

Costo de acarreo:

\$ 0.81 / m³ abundado 1er Km.

Costo acarreo en banco = $\$0.81 \times 1.25 = \1.02

Costo total por m³ = $\$0.26 + \$1.02 = \$ 1.28 \text{ dlrs (ALTERNATIVA B)}$

No. 1111
 11/11/11
 11/11/11

Quince días después, el Superintendente llega con el Gerente a plantearle la solución y se encuentra con que el Gerente le envía los Cargadores, a pesar de la demostración de la bondad de uso de las Motoescrepas y el fuerte ahorro en dinero. A insistencia del Superintendente, el Gerente confiesa que se comprometió a rentar las Motoescrepas, que le significan una ganancia interesante pues obtendrá \$ 5,000.00 dlrs. mensuales netos por cada Motoescrepa *

*Se presenta un caso típico de falta de comunicación, el ingeniero debería informar en forma continua el avance del proyecto, para evitar que se tomen decisiones equivocadas. Este caso se presenta con gran frecuencia en la vida práctica. Tanto el ingeniero como el Gerente deben estar en comunicación para estar enterados de la marcha del análisis y evitar costosas equivocaciones. LA COMUNICACIÓN ES FUNDAMENTAL.

Cálculo del costo por m³ de acarreo rentando las Motoescrepas.

Datos:

Material:	limo arenoso seco
Peso volumétrico en banco:	1,600 Kg. /m ³
Altitud snm:	2,000 m.
Longitud de acarreo:	370 m (1% pendiente favorable)
Calidad del camino:	Revestido
Coefficiente de abundamiento:	1.25 o su recíproco 0.8
Ganancia neta por motoescrepa:	\$5,000.00 / mes

Tiempo de ejecución: 2 cargas x 8 hrs. x 2 turnos x 25 días x 130 m³ / hr. = 2 x 8 x 2 x 25 x 130 = 104,000 m³

No. de meses = 800,000 / 104,000 = 7.7 meses.

Ganancia total = 7.7 x 4 x \$5,000 = \$ 154,000.00

Ganancia / m³ = \$154,000 / 800,000 = \$0.20

Tomando en consideración la utilidad de la renta y restando al costo del Cargador más Camiones tendremos:

Costo neto por m³: \$ 1.28 - \$0.20 = \$ 1.08 dlrs (ALTERNATIVA C)

El Superintendente va con el Gerente a demostrarle que su decisión es mala. Sin embargo el Gerente le dice que desconfía de su cálculo de duración de la obra, pues no ha considerado tiempos de descompostura.

IMPRIMIR CON
 FALLA DE ORIGEN

Cálculo del costo por m³ de acarreo, alternativa C y considerando descomposturas.

El Superintendente analiza con diferentes factores* su tiempo de ejecución.

*Tiempos de ejecución para diferentes tiempos de descompostura

No. Horas trabajadas (meses)	Factor eficiencia	Costo real	Tiempo de ejecución
400	0.75	\$ 1.08	7.7
350	0.75	\$ 1.06	8.8
300	0.75	\$ 1.02	10.3
250	0.75	\$ 0.97	12.3

Considerando 50 horas de tiempos de descompostura, el tiempo de ejecución se calcula como sigue:

Producción = $2 \times 350 \times 130 = 91,000 \text{ m}^3 / \text{mes}$

Tiempo de ejecución = $800,000 / 91,000 = 8.8 \text{ meses}$

Ganancia por renta de Motoescrapas: $8.8 \times 4 \times \$5,000 = \$176,000.00$

Ganancia por m³ = $\$176,000 / 800,000 = 0.22$

Costo neto para éste caso: $\$1.28 - \$0.22 = \$1.06$

Esto es un ejemplo de análisis de sensibilidad.

Para que convenga el alquiler necesitan rentarse las Motoescrapas más de 11 meses o de acuerdo con las dudas del Gerente, tardarse la obra en ejecutar más de 3.5 meses, lo que significa un 45 % más del plazo planeado para el trabajo.

El Gerente duda pero casi con seguridad se inclinará por su decisión original. (Algo característico de los Gerentes. No dan su brazo a torcer fácilmente)

Por otro lado, al Superintendente se le ocurre que ya que esta obligado a ocupar Camiones: ¿qué sucede si compra la empresa Camiones?

Y hace el siguiente análisis:

REPT. 1741
 TERCER QTR
 NOV 2001

Cálculo del costo por m³ de acarreo, usando Cargador frontal y Camiones de la empresa.

Datos:

Material:	limo arenoso seco
Peso volumétrico en banco:	1,600 Kg. /m ³
Altitud snm:	2,000 m
Longitud de acarreo:	370 m (1% pendiente favorable)
Calidad del camino:	Revestido
Coefficiente de abundamiento:	1.25 o su recíproco 0.8
Capacidad del camión:	7 m ³
Costo directo hora camión:	\$ 20.04
Velocidad promedio de ida:	15 Km. / hr.
Velocidad promedio de regreso:	20 Km. / hr.

SOLUCIÓN

Tiempo del ciclo:

De ida $t = 370 \times 60 / 15,000 = 1.5 \text{ min.}$

De regreso $t = 370 \times 60 / 20,000 = 1.1 \text{ min.}$

Total = 2.6 min.

Tiempo del ciclo del cargador: 35 seg. = 0.58 min.

Para cargar un camión de 7 m³ son necesarios 4 ciclos de operación del Cargador = 0.58 min. x 4 = 2.3 min.

Tiempo de descarga = 30 seg. = 0.5 min.

Tiempo total del ciclo del camión = 1.5 + 1.1 + 2.3 + 0.5 = 5.4 min.

Número de viajes por hora = $60 \times 0.75 / 5.4 = 8.3 \text{ viajes}$

Volumen por hora = $8 \times 7.0 = 56 \text{ m}^3 \text{ (abundado)}$

Costo por m³ en banco = $\$20.04 / 56 \times 0.8 = \$ 0.45$

Cálculo para obtener el número de Camiones:

Producción del Cargador = 129.75 m³

Número de Camiones = $129.75 / 56 \times 0.8 = 2.89 > 3$



Debemos tener un número entero, suponemos 3.

Por concepto de Camiones esperando, el factor es: $3 / 2.89 = 1.04$

Costo de acarreo: $\$ 0.45 \times 1.04 = \$ 0.47 / \text{m}^3$

Costo de carga = $\$ 33.72 / 129.75 \text{ m}^3 = \$ 0.26 / \text{m}^3$

Costo total: $\$ 0.47 + \$ 0.26 = \$ 0.73 / \text{m}^3$ (Alternativa D)

Haciendo el análisis con 2 Camiones, para comparar el costo en el caso de la espera del Cargador:

Ahora, trataremos de analizar un esquema que consiste en tener un almacenamiento intermedio que puede consistir en tener una Tolva especialmente preparada para colocarse rápidamente en un lugar del banco, cercano a la carga y a la cual acudirían los dos Cargadores para llenarlo. Esta Tolva llenaría rápidamente a los tres Camiones disminuyendo sin lugar a dudas el tiempo de carga.

Así separados tendríamos tres Camiones para los dos Cargadores, analicemos pues éste nuevo enfoque:

Cálculo del costo por m^3 de acarreo utilizando almacenamiento intermedio.

SOLUCIÓN

En primer lugar disminuiríamos el costo del acarreo disminuyendo el tiempo de carga, quedando el costo como se indica a continuación:

ANÁLISIS DEL CICLO DEL CAMIÓN

Tiempo de carga = 1 minuto

Tiempo de descarga = 0.5 minutos

Tiempo de ida = 1.5 minutos

Tiempo de regreso = 1.1 minutos

Tiempo total del ciclo = 4.1 minutos

ANÁLISIS DE LOS CARGADORES

Los dos Cargadores son capaces para realizar 103 ciclos de 2.1 m^3 abundados cada uno, por lo que la producción quedaría como sigue:

Producción = $103 \times 2.1 \times 0.8 \times 0.75 = 129.78 \times 2 = 259.56 \text{ m}^3$ de banco por hora.

Producción de los Camiones.

$7 \times 0.8 \times 0.75 = 4.2 \text{ m}^3$ de banco por viaje.
 Número de viajes por hora = $60 / 4.1 = 14.63$
 Producción por hora de los Camiones = $14.63 \times 4.2 = 61.44 \text{ m}^3$ de banco
 No de Camiones necesarios $259.56 / 61.44 = 4.22$

Parece pues conveniente realizar nuestro trabajo utilizando 4 Camiones, ya que evidentemente es una combinación óptima de equipo. En ese caso, los Cargadores deberán reducir su eficiencia, que dando el costo como sigue:

Costo de acarreo = $\$20.04 / 61.44 = \0.33
 Costo de carga = $\$33.72 \times 2 / 61.44 \times 4 = \0.28

COSTO DE LA TOLVA

Peso = 6 toneladas
 Costo por ton = \$ 2,100
 Costo de la tolva = \$ 12,600
 Costo de colocación y maniobra = \$ 3,000
 Recuperación = \$ 6,000
 Costo total = $\$12600 + \$3,000 - \$6,000 = \$9,600$
 Costo por Tolva = $\$9,600 / \$800,000 = \$0.01$

Costo Total = $\$0.33 + \$0.28 + \$0.01 = \0.62 (Alternativa E)

Si consideramos el ingreso por renta de Motoescrepas, costo = \$ 0.42 (Alternativa F)

El Superintendente lleva estos datos al Gerente quien le responde que no puede comprar los Camiones. Porque le parece que no va a poder usarlos después. El Superintendente que trata de usar sus conocimientos en estadística, analiza los datos de Camiones que usó la empresa y se encuentra con que el total de Camiones se ha usado en la siguiente forma:

SOLUCIÓN

No. Camiones	Vendidos al final del año	Probabilidad
20	1	0.26
27	2	0.34
16	3	0.20
8	4	0.10
8	5	0.10
79	-	1.00

FALLA DE ORIGEN

Con éstos datos trata de averiguar en el mercado como se están vendiendo los Camiones. Encontrando que efectivamente no se venden con la depreciación lineal, sino en la forma siguiente:

Año de venta	% valor de adquisición
1	50
2	35
3	25
4	20
5	10

Con esto encuentra los valores de depreciación real por hora del Camión. Para esto calcularemos la depreciación real del Camión, considerando que se vende al final de cada año.

Si se vende al final del año	Valor depreciado	No. Horas	Depreciación por hora
1	\$ 17,492.79	2,400	\$ 7.29
2	* \$ 22,740.63	4,800	\$ 4.74
3	\$ 26,239.19	7,200	\$ 3.65
4	\$ 27,988.47	9,600	\$ 2.92

* \$ 34,985.58 x 0.65 = \$ 22,740.63

Valor esperado del costo de hora - máquina.

Se calcula sustituyendo la depreciación, en el costo horario del cálculo original por el indicado en la tabla. Así, al costo de \$ 20.04, indicado en la tabla original se le resta \$ 2.62 y se le suma \$ 7.29.

Año	Costo/hora	Costo acarreo	Probabilidad	
1	\$ 24.71	\$ 0.55	0.26	\$ 0.14
2	* \$ 22.16	\$ 0.50	0.34	\$ 0.17
3	\$ 21.07	\$ 0.47	0.20	\$ 0.09
4	\$ 20.34	\$ 0.46	0.20	\$ 0.09
			SUMA	\$ 0.49

(22.16/55.8)(0.8) = \$0.50

TESIS CON
 FALLA DE ORIGEN

Valor esperado del acarreo = \$ 0.49

La integración del costo para éste caso quedaría así, considerando que se utiliza la Tolva para que la carga sea independiente del acarreo:

Costo de la carga = \$ 0.28

Costo del acarreo = \$ 0.49

Costo de la tolva = \$ 0.01

Costo esperado = \$0.28 + \$0.49 + \$0.01 = \$0.78

Si suponemos renta de Motoescrepas, costo = \$ 0.58

LAS ALTERNATIVAS DESARROLLADAS HASTA EL MOMENTO SON LAS SIGUIENTES:

COSTO POR m³

A) Usando las Motoescrepas: \$ 0.99

B) Usando camiones alquilados y cargadores: \$ 1.28

C) Igual a B, pero rentando Motoescrepas propias: \$ 1.08

D) Usando un cargador y camiones propios: \$ 0.73

E) Usando un cargador y camiones propios con Tolva: \$ 0.62

F) Igual a E rentando Motoescrepas: \$ 0.42

G) Igual a E usando valor esperado del acarreo: \$ 0.78

H) Igual a G, rentando Motoescrepas: \$ 0.58

El Superintendente sigue con la planeación de su trabajo y piensa que podría pavimentar el camino para así incrementar la velocidad y disminuir el número de Camiones y por lo tanto la inversión que tiene que realizar la empresa.

SOLUCIÓN

Camiones y cargador para camino pavimentado (4 años de uso)

Velocidad de ida = 20 km / hr

Velocidad de regreso = 35 km / hr

De ida: $t = 370 \times 60 / 20,000 = 1.1$ min.

De regreso: $t = 370 \times 60 / 35,000 = 0.63$ min.

Total = 1.73 min.

Tiempo total del ciclo = 1.10 + 0.63 + 1.50 = 3.23 min.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

Número de viajes por hora = $60 / 3.23 = 18.6$

Producción por hora de los camiones = $18.6 \times 4.2 = 78 \text{ m}^3$

Número de camiones necesarios = $259.56 / 78 = 3.3$ Camiones

Necesitamos usar sólo tres Camiones, permitiendo que los Cargadores trabajen ineficientemente.

Costo de acarreo = $\$20.04 / 78 = \$ 0.26$

Costo de carga = $\$33.72 \times 2 / 78 \times 3 = \$ 0.29$

Costo de la Tolva = $\$ 0.01$

Costo = $\$0.26 + \$0.29 + 0.01 = \$ 0.56$

Sin embargo evidentemente es necesario añadir el costo derivado de la pavimentación. Al cotizar el pavimento encuentra que una empresa que se dedica a este tipo de trabajo, y que tiene una planta de pavimentación a menos de cuatro kilómetros, le plantea un presupuesto de $\$ 32,000.00$

El costo del pavimento por m^3 es de $32,000 / 800,000 = \$ 0.04$

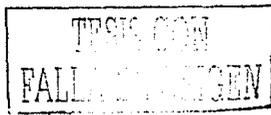
Costo total de esta alternativa = $0.56 + 0.04 = \$ 0.60$

Las alternativas hasta el momento son:

- A) Usando las Motoescrepas: $\$ 0.99$
- B) Usando camiones alquilados y cargadores: $\$ 1.28$
- C) Igual a B), rentando las Motoescrepas propias: $\$ 1.08$
- D) Usando cargadores y camiones propios (4 años de uso): $\$ 0.73$
- E) Usando cargadores y camiones propios con tolva: $\$ 0.62$
- F) Igual a E), rentando las Motoescrepas propias: $\$ 0.42$
- G) Igual a E), usando valor esperado del acarreo: $\$ 0.78$
- H) Igual a G), rentando las Motoescrepas propias: $\$ 0.58$
- I) Igual a E), pavimentando el camino: $\$ 0.60$
- J) Igual a I), rentando las Motoescrepas propias: $\$ 0.40$

El Superintendente muestra las alternativas al Gerente, haciéndole ver que es claro que le conviene pavimentar el camino.

El Gerente le indica que si bien es cierto que conviene pavimentar el camino, no está dispuesto a invertir de inmediato una cantidad importante en pavimentar el camino, cantidad que él recuperará al final de la obra, pues el contrato firmado con el dueño así lo indica.



El Superintendente, por supuesto, considera que efectivamente existe una diferencia significativa en los sistemas de egreso y propone realizar un estudio cuidadoso haciendo uso del valor actualizado de las inversiones, pues piensa que la diferencia en el costo compensa cualquier diferencia en los sistemas de ingreso.

SOLUCIÓN

Organiza su trabajo en la siguiente forma: como la recuperación es al final en una fecha dada no la considera para fines de comparación, las alternativas que va a comparar son la F) y la J), haciendo variar los intereses y los tiempos de ejecución, con objeto de realizar un análisis de sensibilidad a los intereses y a la duración de los trabajos.

No va a considerar la inversión en los camiones, ya que en la determinación del costo horario ha considerado los intereses de la inversión y por lo tanto al considerar la inversión estaría duplicando intereses. Se requeriría quitar los intereses del costo de hora máquina y considerar la inversión. Por otro lado las alternativas F) y J), suponen que la empresa mantendrá trabajando todos los equipos hasta el final de su vida económica.

Los egresos se consideran al final de cada mes, incluso la pavimentación y el costo de la Tolva, que se considera en el tiempo 1, esto es al inicio del trabajo, que es cuando hay que liquidar al pavimentador y al fabricante de la Tolva.

Con los datos del Caso F* y del Caso J* se obtiene el siguiente análisis de sensibilidad:

* En este momento solo se toman en cuenta los Costos Directos

TRABAJO CON
FALLA DE ORIGEN

CASO F

Supuestos: Trabajo diario = 16 horas

Costo directo = $800,000 \text{ m}^3 \times \$0.42 / \text{m}^3 = \$336,000$

Se supone que la obra paga a la empresa los cargos fijos de maquinaria y ésta absorbe los costos relacionados.

DURACIÓN DE LA OBRA 7 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$48,000.00	\$48,000.00	\$48,000.00	\$48,000.00	\$48,000.00	\$48,000.00	\$48,000.00			
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$299,053.58	\$288,098.62	\$277,745.92	\$267,954.31						

DURACIÓN DE LA OBRA 8 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$42,000.00	\$42,000.00	\$42,000.00	\$42,000.00	\$42,000.00	\$42,000.00	\$42,000.00	\$42,000.00		
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$294,827.07	\$282,775.28	\$271,454.94	\$260,811.34						

DURACIÓN DE LA OBRA 9 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	\$37,333.33	
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$290,681.40	\$277,585.71	\$265,358.68	\$253,929.84						

DURACIÓN DE LA OBRA 10 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00	\$33,600.00
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$286,614.82	\$272,526.10	\$259,450.29	\$247,298.92						

TESIS CON
 FALLA EN EL TIEMPO

CASO J

Costo directo = 800,000 x \$0.40 = \$320,000

DURACIÓN DE LA OBRA 7 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$45,714.29	\$45,714.29	\$45,714.29	\$45,714.29	\$45,714.29	\$45,714.29	\$45,714.29			
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$284,812.94	\$274,379.64	\$264,519.93	\$255,194.58						

DURACIÓN DE LA OBRA 8 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$40,000.00	\$40,000.00	\$40,000.00	\$40,000.00	\$40,000.00	\$40,000.00	\$40,000.00	\$40,000.00		
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$280,787.69	\$269,309.79	\$258,528.51	\$248,391.75						

DURACIÓN DE LA OBRA 9 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	\$35,555.56	
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$276,839.43	\$264,367.35	\$252,722.55	\$241,837.95						

DURACIÓN DE LA OBRA 10 MESES

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Gasto	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00	\$32,000.00
Tasa	3%	4%	5%	6%						
	\$272,966.49	\$259,548.66	\$247,095.52	\$235,522.79						

TEMAS CON
FALLA DE ORIGEN

Duración de la obra (meses)	Tasa de Interés	Caso F	Caso J	Caso F-J
7	* 3%	\$299,053.58	\$284,812.94	\$14,240.64
7	4%	\$288,098.62	\$274,379.64	\$13,718.98
7	5%	\$277,745.92	\$264,519.93	\$13,225.99
7	6%	\$267,954.31	\$255,194.58	\$12,759.73
8	3%	\$294,827.07	\$280,787.69	\$14,039.38
8	4%	\$282,775.28	\$269,309.79	\$13,465.49
8	5%	\$271,454.94	\$258,528.51	\$12,926.43
8	6%	\$260,811.34	\$248,391.75	\$12,429.59
9	3%	\$290,681.40	\$276,839.43	\$13,841.97
9	4%	\$277,585.71	\$264,367.35	\$13,218.36
9	5%	\$265,358.68	\$252,722.55	\$12,636.13
9	6%	\$253,929.84	\$241,837.95	\$12,091.89
10	3%	\$286,614.82	\$272,966.49	\$13,648.33
10	4%	\$272,526.10	\$259,548.66	\$12,977.44
10	5%	\$259,450.29	\$247,095.52	\$12,354.77
10	6%	\$247,298.92	\$235,523.79	\$11,775.13

Como la diferencia F-J es siempre positiva entonces el Caso J es el óptimo.

Hemos, pues determinado el costo mínimo de acuerdo con la evaluación que detenidamente y con dificultades ha hecho nuestro ingeniero. Debemos ahora definir el precio de venta, esto es, encontrar gastos indirectos, que son gastos de diferentes índoles que tienen que ver con la obra, la dirección a cargo del superintendente, el manejo de almacén, el campamento para alojamiento del personal, el transporte del equipo del almacén de la empresa a la obra y regreso, tomador de tiempo, etc., todos éstos gastos a nivel de obra. Asimismo es indispensable incorporar una parte correspondiente de los gastos de oficina matriz, que tienen que ver con el total de actividades de la empresa. Deberá considerarse también el costo del dinero durante el tiempo que corre desde el momento en que se realiza la inversión, hasta el momento del cobro, y la utilidad que espera la empresa recibir por sus servicios. El conjunto constituye el precio que deberá pagar el dueño de la obra, nuestro cliente.

MEDIANTE ESTE
 FOLIO SE
 REGISTRA
 EL DISEÑO

GASTOS INDIRECTOS Y GENERALES.

Los gastos de obra se consideran asociados a cada obra en particular y los generales tienen que ver con los relacionados con oficina Matriz.

Existe el criterio de considerar ambos como un porcentaje del costo directo, esto evidentemente no es correcto, pues cada obra tiene sus problemas característicos y el superintendente tiene la obligación de responsabilizarse de su control. Solo los generales, en vista de que la obra no ejerce ningún control sobre ellos, deben calcularse como un porcentaje sobre el costo directo o sobre el costo total. Con objeto de seguir adelante consideraremos que la oferta al cliente se basará en la alternativa I, (acarreo con camiones propios, carga a tolva y pavimentando el camino), igual a \$0.60

El Superintendente, después de una evaluación cuidadosa encuentra que los costos indirectos tienen un valor de:

Mano de obra	=	39,800
Renta de maquinaria	=	21,300
Materiales	=	6,100
SUMA		67,200

Consideremos que, de acuerdo con la Presidencia de la empresa, los Gastos Generales tienen un costo de 4%, sobre el costo directo

Gastos Generales:

$800,000 \times \$0.60$	=	480,000
$480,000 \times 0.04$	=	19,200

Los costos totales directos, indirectos y generales son:

Costo directo	480,000
Costo Indirecto	67,200
Gastos Generales	19,200
SUMA	566,400



COSTO DEL DINERO INVERTIDO

Ahora debemos considerar el costo de los intereses debido al dinero invertido, y al tiempo que la empresa tarda en recibirlo de parte del cliente. Para esto consideraremos, un plazo de cobranza de dos y medio meses y un interés de 2.5% mensual.

El costo por intereses será de

$$2.5/100 \times 2.5 \times \$566,400/2 = 17,700$$

UTILIDAD

El precio total presupuestado para la obra, suponiendo una utilidad de 10% sobre el costo directo sería:

Costo Directo	\$480,000
Costo indirecto	\$67,200
Gastos Generales	\$19,200
Costo intereses	\$17,700
Utilidad	\$48,000
Precio de venta	\$632,100

HEMOS PRESENTADO HASTA AHORA LA MANERA MÁS COMÚN DE DEFINIR EL PRECIO DE UN SERVICIO DE CONSTRUCCIÓN. SIN EMBARGO LO QUE IMPORTA EN REALIDAD A LA EMPRESA ES EL MONTO DE LAS UTILIDADES RELACIONADO CON EL CAPITAL TOTAL INVERTIDO.

LA EMPRESA PUES TIENE UNA OBLIGACIÓN PARA CON LOS ACCIONISTAS, QUE CONSISTE EN DAR UN RENDIMIENTO AL CAPITAL, DESPUÉS DE IMPUESTOS, RELACIONADO CON LA PRODUCTIVIDAD EN EL MERCADO Y EL RIESGO. QUE NORMALMENTE ES DIFERENTE EN CADA RAMA INDUSTRIAL Y AÚN DE EMPRESA A EMPRESA; PUES DEPENDE DEL MERCADO ESPECÍFICO EN QUE SE MUEVE, DEL COSTO DE DINERO, DE LA INFLACIÓN, ETC.

LA UTILIDAD DESPUÉS DE IMPUESTOS DEBERÁ CONSTITUIRSE DE TRES PARTES PRINCIPALES: UNA PARTE RELACIONADA CON EL COSTO DEL DINERO EN EL MERCADO, OTRA EN FUNCIÓN DEL RIESGO QUE CORRE EL PRINCIPAL, QUE DEPENDE BÁSICAMENTE DEL TIPO DE INDUSTRIA Y UNA TERCERA QUE ES UN PREMIO AL INVERSIONISTA POR COLOCAR EL DINERO EN LA EMPRESA. TODO ESTO CONSIDERANDO QUE NO EXISTE INFLACIÓN. EL COMPONENTE INFLACIONARIO SE TRATA APARTE Y PUEDE FORMAR PARTE DEL COSTO DE DINERO EN EL MERCADO.

PRECIOS CON
FALLA EN EL ORIGEN

EXISTEN DIFERENTES PROCEDIMIENTOS PARA DEFINIR LA UTILIDAD QUE SE ESPERA EN UN PROYECTO DE INVERSIÓN: TASA INTERNA DE RETORNO; UTILIDAD A VALOR PRESENTE ENTRE INVERSIÓN O CAPITAL TAMBIÉN A VALOR PRESENTE, TIEMPO DE RECUPERACIÓN DEL CAPITAL ETC. TODOS ESTAS MEDIDAS CONSIDERAN LA RENTABILIDAD DE LA INVERSIÓN EN LA VIDA DEL PROYECTO.

QUIZÁ LA MEDIDA MÁS USUAL ES LA TASA INTERNA DE RETORNO. Y VAMOS A VER A CONTINUACIÓN COMO SE APLICARÍA A NUESTRO CASO.

DETERMINACIÓN DE LA TIR

Consideremos la obra como un sistema cerrado al que ingresan los insumos medidos en unidades monetarias y salen insumos remanentes o dinero hacia fuera del sistema. En la figura se aprecia la forma en que se consideran entradas y salidas en lapsos predeterminados de tiempo. La definición de estos lapsos es importante y desde luego depende de la duración total del proyecto, en nuestro caso lo más conveniente es una duración de un mes, pero en un proyecto de duración media (por ejemplo la construcción de una hidroeléctrica con duración de cuatro y medio años) puede utilizarse el semestre o el trimestre y para otros proyectos de inversión con duración por ejemplo de diez años utilizaríamos el año. Así pues consideraremos los movimientos de dinero por mes, teniendo cuidado de planear los movimientos de dinero sin considerar los intereses incorporados al proyecto, lo que deformaría nuestra evaluación.

En primer lugar, pues, quitemos los intereses, que no se van a considerar como un gasto. Estos están incorporados en el costo de la maquinaria y en los indirectos, por lo que los números quedarían como se muestra a continuación:

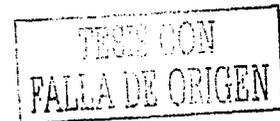
INTERESES CONSIDERADOS EN EL COSTO.

El Camión tiene un costo de intereses por hora de \$2.16, y el costo total por hora es \$20.04, por lo tanto el porcentaje del costo por intereses será de: $2.16/20.04 = 0.1077$ o sea 10.77%

El Cargador tiene un costo de intereses por hora de \$6.02 y el costo total por hora es de \$33.72, por lo tanto el porcentaje de costo por intereses respecto al costo total será de: $6.02/33.72 = 0.1785$ ó 17.85%.

COSTO DIRECTO SIN INTERESES.

Revisando los costos que establecimos para el caso I que es el que hemos estado estudiando y quitando los intereses considerados en el costo tenemos:



Costo de acarreo sin intereses = $\$0.26 \times (1 - 0.1077) = \0.23
 Costo de carga sin intereses = $\$0.29 \times (1 - 0.1785) = \0.24
 Costo de la tolva = $\$0.01$
 Costo del pavimento = $\$0.04$
 Costo alternativa I sin intereses = $\$0.52$

El Costo Total en esta alternativa será = $\$0.52 \times 800,000 \text{ m}^3 = \$416,000$

COSTO TOTAL SIN INTERESES.

El costo total sin intereses sería:

Costo directo sin intereses	\$416,000
Costo indirecto	\$19,200
Gastos Generales	\$67,200
Total	\$502,400

DEBEMOS GASTAR EN PROMEDIO; SUPONIENDO OCHO MESES PARA EJECUTAR EL TRABAJO $\$502,400/8 = \$62,800$
 DEBEMOS COBRAR A LO LARGO DE LOS OCHO MESES $\$632,100.00$.

CONSIDERACIONES SOBRE LA MAQUINARIA.

De acuerdo con lo indicado al principio todo lo que entra al sistema debe valuarse y considerarse en la corrida financiera valuado en pesos. Cometeríamos un error si consideramos que solo gastamos la depreciación de la maquinaria, en realidad la maquinaria debe considerarse que ingresa con el valor que tiene y que sale con un valor menor. La diferencia entre esos valores corresponde a la depreciación, debemos pues considerar que entra a su valor real y sale a ese valor menos la depreciación. Lo mismo sucede con los materiales, combustibles, refacciones, etc., que deben considerarse como un gasto aún cuando no se utilicen. Podemos considerar que existe un almacén con un cierto valor que puede variar con el tiempo. Estamos suponiendo que no requerimos de campamento, pero si este fuera el caso debe considerarse el gasto al inicio y considerar que tiene un valor de recuperación muy bajo o nulo.

Si la maquinaria fuera alquilada la consideración sería diferente, la renta debe considerarse como un gasto debido a que la máquina no es una inversión de la empresa sino de terceros.

TESIS CON
 FALLA DE ORIGEN

CALCULO DE LA DEPRECIACIÓN Y SU TRATAMIENTO.

La depreciación del cargador es de \$8.13 por hora y el número de horas utilizadas se obtendrá dividiendo $800,000 \text{ m}^3$ entre la producción por hora. Como vimos en el ejemplo los dos cargadores mueven un total de 259.5 m^3 , por lo que la depreciación total de los dos cargadores será de: número de horas = $800,000/259.3 = 3,082.85$ horas.

Depreciación total de los dos cargadores: $3,082.85 \times \$8.13 = \$25,063.57$

Calculemos ahora la depreciación de los tres camiones. La depreciación por hora es de \$2.62, cada camión mueve 78 m^3 por hora, por lo que el número de horas utilizadas es de $800,000/78 = 10,256.41$ horas y la depreciación total es $10,256.41 \times \$2.62 = \$26,871.79$

La suma de las dos depreciaciones es $\$25,063.57 + \$26,871.75 = \$51,935.36$, que deberá considerarse como la disminución en el valor de las máquinas y restarse del flujo de efectivo. Tendremos pues como costo del proyecto sin depreciación ni financiamiento:

COSTO TOTAL SIN INTERESES NI DEPRECIACIÓN.

Costo directo sin intereses ni depreciación: $\$416,000 - \$51,935 = \$364,065$

Con lo que el costo total sin intereses ni depreciación será: $\$364,065 + \$67,200 + \$19,200 = \$450,465$

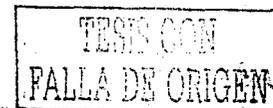
Si suponemos que esta cantidad se gasta en cantidades iguales en los ocho meses de obra tendremos como gasto mensual $\$450,465/8 = \$56,308$. Ahora estamos listos para iniciar nuestro flujo de efectivo para determinar la tasa interna de retorno. Vamos a considerar que los cargadores están al 50% de su valor de adquisición y los camiones son nuevos.

La inversión en maquinaria se presentara en el mes 1, la obra dará inicio el mes 2 y se tardará ocho meses en concluirse, o sea que en el mes nueve termina. La estimación mensual tarda dos meses en cobrarse, de modo que termina el mes 11 y la maquinaria se regresa el mes 10 a su valor nuevo después de la depreciación. Iniciaremos la tabla encontrando todos los gastos. En primer lugar consideremos la inversión inicial en maquinaria. De acuerdo con los supuestos anteriores será:

$3 \times \$36,514.44 + 2 \times \$100,712.85/2 = \$210,256$ que como dijimos antes estará situado en el mes 1.

Los gastos mensuales serán: $\$450,465 / 8 = \$56,308$, que se colocarán en los tiempos 2 a 9 inclusive.

Asimismo comentamos que se requiere que tengamos una inversión en el almacén, que consistirá en aceites, combustible, filtros y algunas refacciones de uso común. Suponemos que valdrá \$4,600.00. Esta cantidad se colocara en el mes 1 y se disminuirá la mitad en el mes 9 y la otra mitad en el mes 10.



En cuanto a los ingresos, estos son iguales a $\$632,100/8 = \$79,012.50$ que colocaremos en la tabla durante 8 meses a partir del mes 4 y una recuperación por maquinaria de $\$210,256 - \$51,935 = \$158,321$

La tabla queda como sigue:

	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11
EGRESOS											
Inver. en maquinaria	\$210,256										
Gastos mensuales		\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308		
Almacén	\$46,000								\$(2,300)	\$(2,300)	
Suma	\$214,856	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$54,008		
INGRESOS											
Cobro estimado				\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013
Ingreso por maquinaria										\$158,321	
Suma				\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$79,013	\$237,334	\$79,013
FLUJO	\$(214,856)	\$(56,308)	\$(56,308)	\$22,705	\$22,705	\$22,705	\$22,705	\$22,793	\$25,005	\$239,634	\$79,013
TIR	4.53%										

Si solicitamos un anticipo de 10% en el mes 1, disminuimos nuestra utilidad al 5% y recorremos el cobro un mes para terminar en el mes 10, tenemos:

	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11
EGRESOS											
Inver. En maquinaria	\$210,256										
Gastos mensuales		\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308		
Almacén	\$4,600								\$(2,300)	\$(2,300)	
Suma	\$214,856	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$54,008	\$(2,300)	
INGRESOS											
Cobro estimado	\$60,810		\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	
Ingreso por maquinaria										\$158,321	
Suma	\$60,810		\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$68,411	\$226,732	
FLUJO	\$(154,046)	\$(56,308)	\$12,103	\$12,103	\$12,103	\$12,103	\$12,103	\$12,103	\$14,403	\$229,032	
TIR	5.55%										

TERCER
 FALLA DE ORIGEN

Si solicitamos un anticipo del 20% en el mes 1, mantenemos nuestra utilidad en 5% y recorremos el cobro un mes adelante para terminar en el mes 11, tenemos:

	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11
EGRESOS											
Inver. en maquinaria	\$210,256										
Gastos mensuales		\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308		
Almacén	\$4,600										
Suma	\$214,856	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$56,308	\$ (2,300)	\$ (2,300)	
INGRESOS											
Cobro estimado	\$121,620			\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810
Ingreso por maquinaria										\$158,321	
Suma	\$121,620			\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$60,810	\$219,131	\$60,810
FLUJO	\$ (93,236)	\$ (56,308)	\$ (56,308)	\$4,502	\$4,502	\$4,502	\$4,502	\$4,502	\$6,802	\$221,431	\$60,810
TIR	5.29%										

Resumiendo, para todos los casos se tiene la inversión en maquinaria en el mes 1, la obra dará inicio en el mes 2 y tardará ocho meses en concluirse, la maquinaria se regresa al mes 10 a su nuevo valor después de depreciarla.

Caso 1: La estimación mensual tarda dos meses en cobrarse, de modo que se termina en el mes 11	TIR = 4.53%
Caso 2: Se incluye anticipo del 10%, disminución de la utilidad al 5% y la estimación mensual sólo tarda un mes, de modo que se termina en el mes 10	TIR = 5.55%
Caso 3: Se incluye anticipo del 20%, disminución de la utilidad al 5% y la estimación mensual tarda dos meses en cobrarse, de modo que se termina en el mes 11.	TIR = 5.29%

TCM CON
FALLA DE ORIGEN

CAPÍTULO 5 PLANEACIÓN DE LA PRODUCCIÓN.

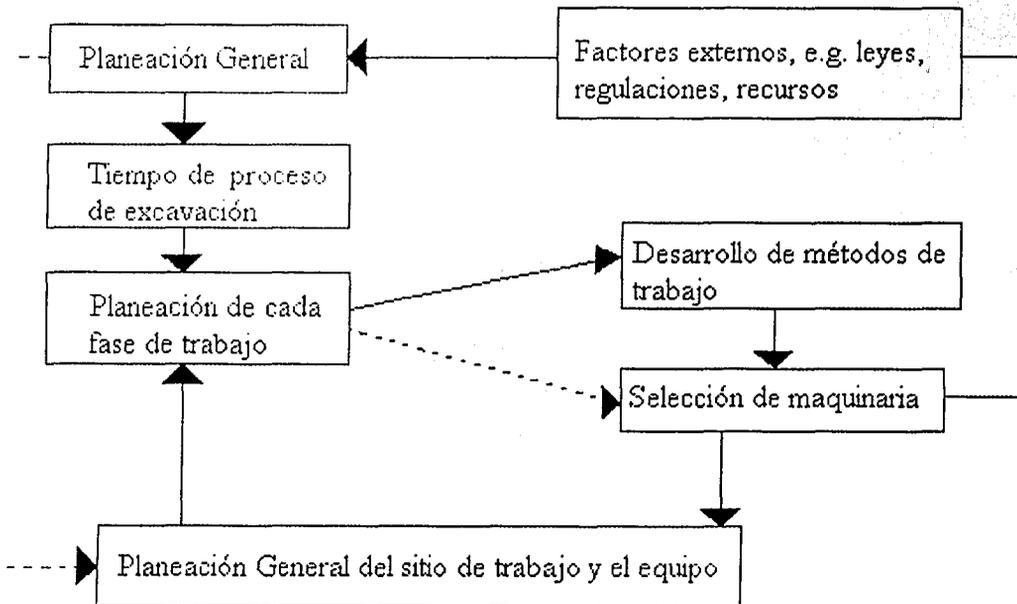
5.1 EXCAVACIÓN DE ROCA.

5.1.1 PLANEACIÓN GENERAL DEL TRABAJO DE EXCAVACIÓN.

El trabajo de excavación de roca es un proceso que requiere una pre-planeación detallada para obtener resultados económicos. En grandes excavaciones un pequeño error en costos unitarios (por ejemplo en el costo del metro cúbico) se convertirá en una gran pérdida a lo largo del trabajo. La situación se vuelve crítica a medida que el costo, mal estimado generalmente, no puede ser corregido durante el trabajo, en el momento mismo que la excavación se vuelve un proceso repetitivo sin alternativas de cambio y en el que, el mejor método posible, así como la maquinaria habrán sido ya escogidos durante la etapa de planeación. Debido a ello, es imperativo planear en forma correcta desde el principio.

El método más económico de excavación así como su costo unitario correspondiente incluyendo todos los factores que lo conforman, se presenta en el diagrama del proceso de planeación.

La planeación general es la primera etapa del proceso de planeación. El plan general de excavación se formula tomando en cuenta los factores externos, entre los que destacan el tiempo total de excavación así como los recursos existentes.



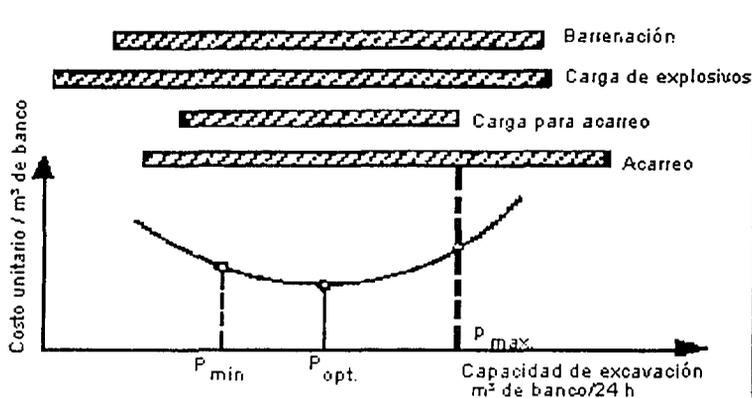
El tiempo del proceso de excavación se debe entender como la distribución en el tiempo de las diferentes etapas tales como barrenación, carga de explosivos, tronada, carga, transporte y descarga, dando a cada actividad un tiempo real considerando posibles traslapes, orden y capacidad.



En la excavación de roca superficial las fases del proceso están determinadas por factores externos. La capacidad más económica es escogida en base a la capacidad de excavación, previendo que está no exceda ninguna de las capacidades máximas técnicas de cada una de las fases y que no caiga por debajo de la capacidad mínima requerida por la propia construcción o por el tiempo de producción.

A menudo la situación es tal, que la capacidad máxima de una fase determinará todo el proceso de excavación, por ejemplo, en los cortes estrechos de las vías férreas, la limitación del espacio determina el tamaño máximo de los cargadores y el proceso completo será determinado por la capacidad de éstos cargadores.

Un ejemplo de dimensionamiento de excavación superficial se muestra en la siguiente figura.



La optimización económica de la capacidad de excavación.

En la parte superior de la figura se presenta la capacidad de las diferentes fases del proceso. En la parte inferior, la gráfica del costo unitario como función de la capacidad de excavación.

La planeación de cada fase se realiza en base a los tiempos dados en la planeación general y en el proceso de cuantificación del tiempo. Cuando éstos están relacionados con las unidades de cuantificación (m^3 sólidos, tronadas, metros de barrenación, alturas de bancos, y cantidades de explosivos, etc.) La necesidad de capacidad de cada fase está determinada. Esta será la base para escoger el método de explotación y el equipo.

5.1.2 Barrenación.

La determinación del plan de barrenación es una tarea esencial en el proceso total de excavación. Después de haber escogido el método final de extracción, los siguientes factores deben ser considerados:

- Alturas de bancos económicas
- Metros de barrenación por m^3 de sólidos (m/barreno/ton) en diferentes secciones transversales.
- Espaciamiento óptimo de los barrenos en el banco y en el perfil.
- Diámetro económico de los barrenos.

Los parámetros anteriores dependen muchísimo entre sí y cada uno de ellos es dependiente a su vez de los factores externos. Preparar el plan más económico de barrenación es un

problema de optimización que requiere trabajos de investigación práctica realizados con antelación en diferentes condiciones.

5.1.2.1 Carga de explosivos.

El plan de carga de explosivos siempre está basado en el plan de barrenación, el cual determina por ejemplo la cantidad de explosivos por usar. Los siguientes factores deben ser considerados cuando se prepara el plan de carga de explosivos.

- Elección económica de explosivos.
- Determinación de la capacidad de explosivos necesitados.
- Elección del sistema de iniciación y tipo de detonador.
- Protección y seguridad: ejemplos: riesgo de daños, probabilidad de accidentes, dispersión de los fragmentos de roca, vibraciones del suelo, etc.

5.1.2.2 Carga para acarreo.

La planeación de la carga que se transportará en el proceso de excavación, estriba básicamente en seleccionar un cargador que sea económico y que cumpla con los requisitos de capacidad. En las actuales circunstancias el criterio más importante es el de la capacidad, que depende de los siguientes factores:

- Espacio disponible para maniobras de la propia máquina
- Reducción de la capacidad debida a restricciones en el espacio de trabajo
- Superficie y calidad del área de trabajo
- Altura del montón de escombros.
- Tamaño y densidad de los fragmentos de roca.
- Superficie bajo el montón de escombros.
- Tiempos perdidos durante la espera del equipo de acarreo.

5.1.2.2.1 Acarreo

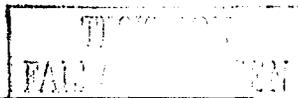
El plan de acarreo depende de la selección del método y máquinas de transportación. El sistema más económico del acarreo se logra cuando la carga y el acarreo están sincronizados con el tiempo de excavación económico. Los puntos que afectan la selección del método de acarreo son:

- Tipo de equipo seleccionado (ferrocarril, carros de volteo, volquetes, etc.)
- Número de unidades de acarreo.
- Estado de los caminos de transportación (directos y by-passes)
- Siguiendo proceso a que se someterán los fragmentos de roca (trituration, almacenamiento, bancos de relleno).

En excavaciones a cielo abierto, los camiones son los que permiten un ciclo más económico debido a que las variaciones del volumen por mover se pueden controlar al variar el número de unidades usadas.

5.1.3 SELECCIÓN DEL EQUIPO NECESARIO EN EL SITIO DE LOS TRABAJOS.

Este plan consiste en el arreglo de las condiciones del lugar de los trabajos para que tanto el método de excavación como la maquinaria puedan ser utilizados en forma eficiente. En general



el lugar de los trabajos debe consistir en almacenes, edificios de oficinas y servicios, y toda la planta necesaria para llevar a cabo el método de excavación. Más detalladamente, los arreglos consisten en los siguientes:

- Suministro de energía y colocación de redes para: Compresores y Líneas de aire en el caso de escoger barrenación neumática, instalaciones eléctricas necesarias en el caso de barrenación hidráulica.
- Otros sistemas eléctricos.
- Alumbrados.
- Edificaciones y mantenimiento de caminos en el lugar.
- Sistemas de calefacción e instalaciones contra el invierno (en países fríos)
- Suministro de agua
- Bombeo

La preplaneación del lugar de los trabajos (acondicionamiento y equipamiento) es importante porque lleva consigo una gran parte del total del costo de la obra. Una inadecuada planeación de los arreglos y equipos de acondicionamiento tendrá resultados totalmente antieconómicos aunque el resto de los trabajos hayan sido planeados por expertos.

5.1.3.1 Planeación y modelos de barrenación (plantillas).

En las excavaciones para construcción, la apertura de espacios es el objetivo principal y los modelos de barrenación escogidos dependen mucho de factores determinados por las condiciones externas tales como:

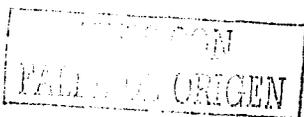
- Localización del sitio de excavación
- Presencia de estructuras residenciales o de otro tipo en la cercanía.
- Tolerancia dada al contorno del espacio.

El diámetro de la barrenación varía entre 25 y 75 mm.

En frentes a cielo abierto y pedreras el principal objetivo es extraer roca lo más barato posible y del tamaño necesario para poder someterlo a las fases de carga, acarreo y trituración según los requerimientos del equipo. El diámetro de barrenación será normalmente sobre 64 mm en pedreras largas, así como en minas, las barrenaciones de 125 mm o mayores son bastante comunes.

El proceso de planeación se puede formular de la siguiente manera:

1. Determinar la altura del banco (K)
2. Determinar el tamaño máximo de los fragmentos de roca que pueden ser cargados por el equipo.
3. Determinar la máxima cantidad de explosivos que pueden ser detonados al mismo tiempo (vibraciones)
4. Determinar la carga necesaria y el tipo de explosivos para romper la roca al tamaño deseado.
5. Determinar el diámetro de la barrenación
6. Determinación del bordo y el espaciamiento de barrenos (V y E)
7. Seleccionar el equipo que más se apegue a las necesidades
8. Seleccionar el suministro de aire/electricidad para la máquina de barrenación.



Todos los factores listados anteriormente dependen entre sí y la planeación se convierte ahora en un proceso de optimización siempre que sea posible, por supuesto la solución más económica deberá ser empleada.

El costo de barrenación está determinado por un cargo fijo que comprende:

- Costo de las máquinas de barrenación
- Costo de la máquina suministrándole la energía necesaria (ejemplo: compresores, generadores) y otros equipos involucrados (como trituradoras, bombas, etc.)

Y un costo variable que incluye:

- Equipo de barrenación (brocas, barrenas, etc.)
- Mantenimiento y reparación del tren de sondeo o malacate de perforación.
- Salarios de operadores
- Costos suplementarios involucrados, tales como costos de energía para bombeo, preparación del lugar de barrenación, tendido de líneas de tubería y cableado, etc.

Todos estos costos determinan el costo por metro de barrenación, que es un factor que debe ser considerado al seleccionar la maquinaria y el método de barrenación.

El costo de la voladura incluye costos tales como:

- Explosivos, detonadores y cables.
- Maquinaria para realizar la carga del barreno (costo fijo)
- Operación y mantenimiento de la maquinaria para cargar los barrenos.
- Equipos necesarios para iniciar la voladura.
- Salarios del cargador y demás personal involucrado.

Cuando estos costos son combinados con el costo de barrenación, el costo por metro cúbico o tonelada del mineral extraído, podrá ser calculado y el costo más económico del proceso de perforación determinado.

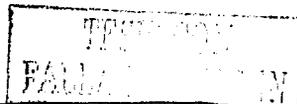
En muchos casos, especialmente en zonas residenciales, la solución más económica no se puede emplear. La solución que contempla los siguientes factores se convierte en la solución aplicable.

- Vibraciones del suelo
- Esparcimiento del material
- Condiciones de la roca
- Tolerancia perimetrales.

Dos factores importantes deben ser considerados especialmente en proyectos de construcción, son: la velocidad de barrenación y, combinado con la carga de explosivos, la velocidad de extracción de un metro cúbico de roca. Esto se debe a que por lo general, la economía de un método de extracción y la maquinaria usada en él, dependen de la velocidad de extracción. Generalmente el costo de una barrenación efectiva es alto, pero se puede abaratar al reducir el tiempo de excavación.

5.1.3.2 Determinación de la altura del banco.

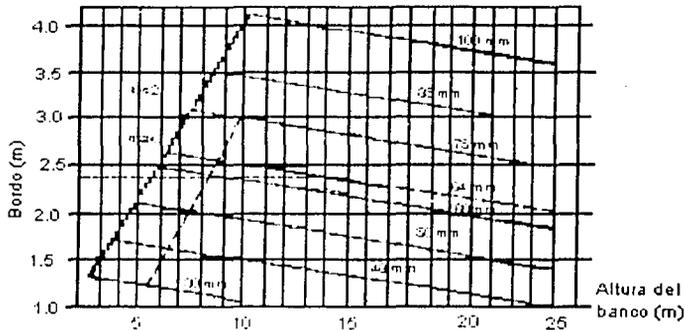
En la mayoría de las excavaciones la altura del banco es determinada por el volumen que debe ser extraído. Esto sucede con mayor frecuencia en bancos bajos (< 10 m). En áreas urbanas y



lugares donde no existen construcciones cercanas, la altura de banco puede ser escogida libremente. En bancos a cielo abierto y pedreras, la altura del banco está en función de las condiciones de suelo (estabilidad), limitaciones del corte, equipo para carga del material fragmentado y condiciones de seguridad. La tendencia actual es tener una altura menor o igual a 15 m.

La relación entre la altura del banco, el bordo y el diámetro de las perforaciones se puede ver en la siguiente figura, el espaciamiento entre barrenos se puede calcular con la fórmula:

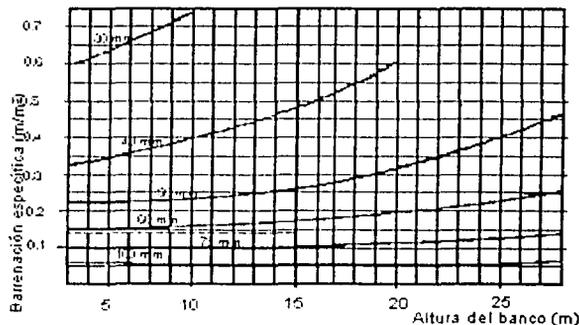
$$E = 1.25 V$$



La gráfica muestra la relación entre altura del banco, bordo y diámetro de la perforación. Inclínación de la barrenación 7:1, espacio de la barrenación 1.25 x bordo.

Las curvas de la figura nos muestran que a medida que la altura del banco aumenta, el bordo se reduce, debido a que aumenta la factibilidad de un error en la barrenación. Esto afecta también la barrenación específica (m/m³ roca) que aumentará conforme aumenta la altura del banco.

La cantidad de explosivos necesaria para extraer la roca es también un factor muy importante. Este factor, llamado carga específica (Kg. de explosivo por m³ de roca) también depende de la altura del banco y del diámetro de la perforación.



Barrenación específica para diferentes alturas de banco y diámetro de la perforación.

5.2 LOS EXPLOSIVOS EN LA CONSTRUCCIÓN

5.2.1 Breve historia de los explosivos.

Los explosivos son substancias que tienen poca estabilidad química y que son capaces de transformarse violentamente en gases. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión como en el caso de la pólvora o por causa de un golpe, impacto, fricción, etc. en cuyo caso recibe el nombre de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas y los nitratos de amonio.

Cuando esta violenta transformación en gases ocurre en un lugar cerrado, como puede ser un barreno en un manto de roca, se producen presiones muy elevadas que fracturan la roca.

La más antigua de las substancias explosivas es la pólvora negra, que consistía en una mezcla formada por salitre, carbón y azufre. Se cree que los descubridores de la pólvora fueron los chinos, pero su uso se limitó exclusivamente a exhibiciones pirotécnicas con las que iluminaban sus celebraciones.

Más tarde, en Europa fue Bacon el que publicó una fórmula de la pólvora con instrucciones detalladas para su fabricación, poco después, y hasta la fecha, se usó en armas de fuego.

El mismo Hernán Cortés se surtía de pólvora fabricándola con carbón vegetal, azufre recogido en cráteres de nuestros volcanes y con salitre de las orillas de los lagos.

Posteriormente se substituye el salitre por clorato de potasio, lo que la hizo más potente y más tarde con nitrato de sodio conocido como Nitro de Chile, pues abunda en ese país.

La pólvora en realidad podría estar constituida solamente por carbón y azufre, pero como es un explosivo combustible necesita oxígeno, por lo que para estallar en un barreno necesita la tercer substancia (clorato de potasio o Nitrato de sodio) que con el calor se descomponen desprendiendo oxígeno. De hecho la pólvora de los cohetes que suben en el cielo sólo está compuesta de carbón y azufre para que se quemé lentamente la parte del combustible expuesta al aire mientras sube el cohete.

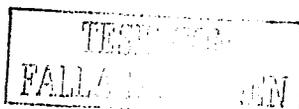
Hacia el 1850 Sobrero descubrió la Nitroglicerina, explosivo muy potente, pero muy sensible, es decir estalla con cualquier pequeño golpe lo que la hace peligrosa. Se utilizó en voladuras para substituir a la pólvora pero su uso se limitó por la peligrosidad.

Entonces apareció Alfredo Nobel que inventó la dinamita Nitroglicerina que no es otra cosa que Nitroglicerina mezclada con una substancia inerte como puede ser una tierra dictomacea (para fijar ideas puede ser un polvo de ladrillo).

De la proporción de Nitroglicerina y material inerte depende su poder explosivo, el porcentaje de Nitroglicerina representa la fuerza relativa del explosivo.

También inventó las primeras dinamitas Gelatinas y disolver algodón colodión en Nitroglicerina.

Durante los últimos 50 años, el Nitrato de Amonio ha desempeñado un papel cada vez más importante en los explosivos. Se usó primeramente como ingrediente de la dinamita y, hace aproximadamente un cuarto de siglo, comenzó a emplearse en una sencilla y económica mezcla con el Diesel que ha constituido una revolución en la industria de los explosivos y que, hoy día, cubre aproximadamente el 80% de las necesidades de los explosivos.



También se ha desarrollado, en el último cuarto de siglo, los explosivos de geles de agua, a base de nitrato de amonio. Los explosivos de geles de agua contienen sensibilizadores, tales como los nitratos de amina, el TNT y el aluminio, así como agentes de gelificación y otros materiales, para alcanzar su grado de sensibilidad.

A diferencia de la mezcla de Nitrato de Amonio y diesel los geles de agua son resistentes al agua y pueden prepararse según fórmulas de elevadas velocidades de detonación.

Ya que no contienen Nitroglicerina, los geles de agua son, inherentemente, menos peligrosos que la dinamita en su fabricación, transporte, manipulación y empleo. Y, debido a su flexibilidad y reducido el peligro, han declinado el empleo de la dinamita.

Actualmente los explosivos se usan para la construcción de diversas obras civiles como presas, sistemas de riego, redes de conducción eléctrica, gasoductos, oleoductos, sistemas de drenaje, vías de comunicación, cimentaciones de estructuras, canales, túneles y muchas más. Se puede notar que las principales finalidades de la excavación en roca para la construcción de las obras de Ingeniería Civil son: para alojar estructuras, eliminar obstáculos y obtener materiales para construcción.

En todos estos casos, el proceso de explotación de roca está formado por tres etapas; extracción y carga y acarreo.

La extracción consiste en separar un fragmento de roca de un banco o corte y puede hacerse usando explosivos o escarificadores (arados). Cuando se hace con explosivos se produce una voladura.

La roca extraída puede ser graduada o sin graduar, en el primer caso existen requerimientos de tamaño y en el segundo no. El tamaño puede estar limitado por el uso a que se destine la roca, por ejemplo:

- Para trituración - La limitación está dada por la abertura de la quebradora primaria, aquí se pide un tamaño máximo.
- Para enrocamientos.- Por el proyecto, especificaciones y el equipo de carga y acarreo. En escolleras se pide un tamaño mínimo para que la roca no sea movida por el oleaje.
- Para cortes y pedraplenes.- Por el equipo de carga y acarreo o la capacidad de los tractores.

Ya que empresas muy poderosas se han dedicado al estudio de los explosivos, corresponde al constructor obtener el mayor partido posible de los explosivos industriales y así cooperar al constante adelanto de los procedimientos de construcción, ya que estos son una expresión objetiva de la evolución constante de la humanidad.

NOMENCLATURA Y UNIDADES USADAS EN EL DISEÑO DE VOLADURAS

A	Pata o berma (distancia del barreno al frente) (m.)
AR	Pata real (m.)
AT	Pata teórica (m.)
b	Sobrebarrenación (m.)
B	Separación entre barrenos (m.)
BE	Barrenación específica (metros de barrenación / m ³ de roca)
CC	Carga de columna (Kg.)
CF	Carga de fondo (Kg.)
CT= Q	Carga total del barreno (Kg.)
d	Densidad del explosivo (esta cantidad es adimensional, relativa al peso del mismo volumen de agua, también puede usarse en

TENIS CON
FALLA DE ORIGEN

	Kg/m ³ ó gr/cm ³)
f	Diámetro del barreno (pulg. ó m.)
h	Altura del barreno (m.)
LCC	Longitud de carga de columna (m.)
LCF	Longitud de carga de fondo (m.)
q	Carga específica de explosivos (Kg. de explosivo / m ³ de roca)
qc	Carga de columna por metro de barreno (Kg./m.) (método sueco)
qf	Carga de fondo por metro de barreno (Kg./m.) (método sueco)
Q=CT	Carga frontal de barreno (Kg.)
T	Longitud del tapón del barreno (taco) (m.)
V	Volumen, casi siempre el volumen tributario de un barreno (m ³)

5.2.2 Propiedades de los explosivos.

Cada explosivo tiene características específicas definidas por sus propiedades, el conocimiento de estas propiedades es un factor importante para el buen diseño de voladuras, además permiten elegir el más adecuado de ellos para algún caso específico. A continuación mencionaremos las más importantes propiedades de los explosivos.

Fuerza.

La fuerza suele considerarse como la capacidad de trabajo útil de un explosivo. También suele llamarse potencia y se originó de los primeros métodos para clasificar los grados de las dinamitas. Las dinamitas puras o nitroglicéricas, fueron medidas por el porcentaje de nitroglicerina en peso que contenía cada cartucho, por ejemplo la dinamita nitroglicerina de 40% de fuerza, contiene un 40% de nitroglicerina; una de 60% contiene 60% de nitroglicerina, etc. La fuerza de acción de este tipo de explosivo se toma como base para la comparación de todas las demás dinamitas. Así pues la fuerza de cualquier otra dinamita, expresada en tanto por ciento, indica que estalla con tanta potencia como otra equivalente de dinamita nitroglicerina en igualdad de peso.

Pocas son las personas entre las que usan dinamitas que entienden bien la energía relativa de las dinamitas de diferentes porcentajes de fuerza. Suele creerse que la energía verdadera desarrollada por estas distintas fuerzas guarda proporción directa con los porcentajes marcados. Se cree por ejemplo, que la dinamita de 40% es dos veces más fuerte que la de 20% y que la de 60% es tres veces más fuerte que la de 20%. Estas relaciones simples son incorrectas debido principalmente a que una nitroglicerina de mayor fuerza ocupa casi el mismo espacio en el barreno pero produce más gases, por lo tanto las presiones son mayores y el explosivo resulta más eficiente.

Esto ha sido mostrado por cuidadosas pruebas de laboratorios cuyos resultados se indican en la siguiente Tabla 1.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

UN CARTUCHO	60 %	50 %	45 %	40 %	35 %	30 %	25 %	20 %	15 %
60%	1.00	1.12	1.20	1.28	1.38	1.50	1.63	1.80	2.08
50%	0.89	1.00	1.07	1.14	1.23	1.34	1.45	1.60	1.85
45%	0.83	0.93	1.00	1.07	1.15	1.25	1.36	1.50	1.73
40%	0.78	0.87	0.94	1.00	1.08	1.17	1.27	1.40	1.53
35%	0.72	0.81	0.87	0.93	1.00	1.09	1.18	1.30	1.50
30%	0.67	0.75	0.80	0.85	0.92	1.00	1.09	1.20	1.38
25%	0.61	0.69	0.74	0.78	0.85	0.92	1.00	1.10	1.27
20%	0.55	0.62	0.67	0.71	0.77	0.83	0.90	1.00	1.15
15%	0.48	0.54	0.58	0.61	0.76	0.72	0.78	0.86	1.00

Tabla 1.- Indica el número de cartuchos de determinada fuerza necesarios para igualar un cartucho de diferente fuerza.

Hay que recordar que dos explosivos no pueden tener exactamente el mismo desempeño aunque sean del mismo tipo debido a que también intervienen las características del material que es volado y el grado de compactación que se dé al explosivo.

Densidad de empaque.

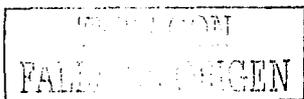
La densidad de empaque de los explosivos se expresa como el número de cartuchos por caja de 25 kilogramos (Tabla 2 y 3).

Para ambos casos hay que tener en cuenta que el número de cartuchos es aproximado y puede haber una variación del 3%.

Este dato es valioso pues permite dosificar los explosivos simplemente contando los cartuchos.

CLASES DE DINAMITA:	2.22x 20.32cms (7/8x8")	2.54x 20.32cms (1x8")	2.857x 20.32cms (1 1/8x8")	3.175x 20.32cms (1 1/4x8")	5.71x 40.64cms (2 1/4x16")	6.35x 40.64cms (2 1/2x16")	7.62x 40.64cms (3 x 16")
Dinamita Extra 40%	242	184	151	121	20	14	10
Dinamita Extra 60%	242	184	151	121	20	14	10
Gelatina Extra 30%	193	151	123	98	15	12	8
Gelatina Extra 40%	196	153	126	99	16	12	8
Gelatina Extra 60%	207	164	135	108	16	12	9
Gelamex # 1	236	180	150	121	21	16	11
Gelamex # 2	261	198	165	134	20	16	11
Mexobel 2	---	248	201	165	25	20	14
Duramex G	309	248	204	---	25	20	14

Tabla 2.- Número de cartuchos por caja de 25 Kgs. Para las dinamitas comerciales en sus diferentes medidas.



CLASE DE HIDROGEL	DÍA	METRO	LONGITUD	DEL	CARTUCHO
	cms.	Plgs.	20.3 cms. 8 Plgs.	30.5 cms. 12 Plgs.	40.6 cms. 16 Plgs.
Tovex 100	2.5	1	209	139	105
Tovex 100	2.9	1 1/8	165	110	83
Tovex 100	3.2	1 1/4	137	90	68
Tovex 700	4.4	1 3/4	-	-	32
Tovex 700	5.0	2	-	-	24
Tovex 700	6.4	2 1/2	-	-	17
Tovex Extra	10.2	4	-	-	4
Tovex Extra	12.7	5	-	-	3
Tovex Extra	15.2	6	-	-	2
Tovex Extra	20.3	8	-	-	1
Tovex P	12.7	5	-	-	3
Tovex P	15.2	6	-	-	2
Tovex P	20.3	8	-	-	1
Godyne	2.2	7/8	290	-	-
Godyne	2.5	1	210	-	-
Godyne	3.2	1 1/4	136	-	-
Godyne	3.7	1 1/2	45	-	-
Godyne	5.0	2	-	-	25
Godyne	6.4	2 1/2	-	-	19
Godyne	7.6	3	-	-	14
Godyne	12.7	5	-	-	3
Godyne	15.2	6	-	-	2
Godyne	20.3	8	-	-	1

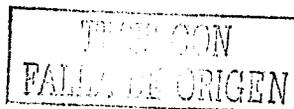
Tabla 3.- Número de cartuchos por caja de 25 Kgs. para los principales hidrógeles comerciales en sus diferentes medidas.

Densidad (Peso volumétrico)

Este dato nos sirve, al diseñar un barreno, para estar seguro que el espacio destinado a los explosivos es suficiente para alojar los kilogramos calculados. Se mide en gr/cm³, Kg./lt. ó Kg./m³.

La tabla número 4 nos proporciona las densidades de las dinamitas, los agentes explosivos y los hidrógeles más usuales.

Una guía útil para proyectar voladuras es el saber aproximadamente cuantos kilogramos de explosivos se cargarán por metro lineal de agujero perforado (barreno). La tabla No. 5 relaciona la densidad del explosivo en g/cm³ y el diámetro del barreno en cms., o en pulgadas, con los kilogramos de explosivo por metro cargado de barreno. Por ejemplo, si se tuviera un explosivo con una densidad de 1.29 g/cm³ y un diámetro del barreno de 4 pulgadas (10.16 cms.) al consultar estos valores en la tabla No. 5, su intersección, nos indica que necesitaremos 10.458 gr./cm³ de explosivos por cada metro lineal de barreno.

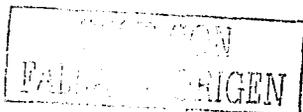


DINAMITAS		AGENTES EXPLOSIVOS		HIDRÓGELES	
Gelatina Extra 40%	1.57	"Mexamon" SP	0.81	Tovex 100	1.10
60%	1.44	SP-LD	0.70		
75%	1.39				
Dinamita Extra 40%		"Mexamon" C	0.85	Tovex 700	1.18
60%		C-LD	0.64		
Dinamita Esp. 45%	1.23	Super "Mexamon" D	0.65	Tovex P	1.20
Gelamex No. 1	1.28				
No. 2	1.16				
Gelatina Alta Velocidad Geomex 60%	1.47	NA - AC	0.80	Tovex Extra	1.35
Duramex G	1.00	Anfomex "X"	0.80	Godyne	1.20
Dinamex A	1.23	Anfomex "BD"	0.65	Toval	1.60

Tabla No. 4.- Densidad de explosivos en g/cm³

DIÁMETRO		VOLUMEN	KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO POR METRO LINEAL DE BARRENO PARA UNA DENSIDAD DADA.				
PULGADAS	cms.		cm ³ /ml.	60 grs. cm.	65 grs. cm ³	75 grs. cm ³	80 grs. cm ³
7/8	2.22	387.08	0.232	0.252	0.290	0.310	0.426
1	2.54	506.71	0.304	0.329	0.380	0.405	0.557
1 1/4	3.18	794.23	0.477	0.516	0.596	0.635	0.874
1 1/2	3.81	1140.09	0.684	0.741	0.855	0.912	1.254
1 3/4	4.45	1555.29	0.933	1.011	1.166	1.244	1.711
2	5.08	2026.83	1.216	1.317	1.520	1.621	2.230
2 1/2	6.35	3166.93	1.900	2.059	2.375	2.534	3.484
3	7.62	4560.38	2.736	2.964	3.420	3.648	5.016
3 1/2	8.89	6207.18	3.724	4.035	4.655	4.966	6.828
4	10.16	8107.34	4.864	5.207	6.081	6.486	8.918
4 1/2	11.43	10260.85	6.157	6.670	7.696	8.209	11.287
5	12.70	12667.72	7.601	8.234	9.501	10.134	13.935
5 1/2	13.97	15327.94	9.197	9.963	11.496	12.262	16.861
6	15.24	18241.51	10.945	11.857	13.681	14.593	20.066
6 1/2	16.51	21408.44	12.485	13.915	16.056	17.127	23.549
7	17.78	24828.72	14.897	16.139	18.622	19.863	27.312
7 1/2	19.05	28502.36	17.101	18.527	21.377	22.802	31.352
8	20.32	32429.35	19.458	21.079	24.322	25.943	35.672
8 1/2	21.59	36609.70	21.966	23.796	27.457	29.288	40.271
9	22.86	41043.40	24.626	26.678	30.783	32.835	45.148
10	25.40	50670.87	30.403	32.936	38.003	40.537	55.739
11	27.94	61311.75	36.787	39.853	45.984	49.049	67.443
12	30.48	72966.05	43.780	47.428	54.725	58.373	80.263

Tabla 5.- Carga de Barrenos.



DIÁMETRO		VOLUMEN	KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO POR METRO LINEAL DE BARRENO PARA UNA DENSIDAD DADA.			
			1.20 grs. por cm ³	1.29 grs. por cm ³	1.35 grs. por cm ³	1.60 grs. por cm ³
PULGADAS	cms.	cm ³ /ml.				
7/8	2.22	387.08	0.465	0.499	0.523	0.619
1	2.54	506.71	0.608	0.654	0.684	0.811
1 1/4	3.18	794.23	0.953	1.025	1.072	1.271
1 1/2	3.81	1140.09	1.368	1.471	1.539	1.824
1 3/4	4.45	1555.29	1.866	2.006	2.100	2.488
2	5.08	2026.83	2.432	2.615	2.736	3.243
2 1/2	6.35	3166.93	3.800	4.085	4.275	5.067
3	7.62	4560.38	5.472	5.883	6.157	7.297
3 1/2	8.89	6207.18	7.449	8.007	8.380	9.931
4	10.16	8107.34	9.729	10.458	10.945	12.972
4 1/2	11.43	10260.85	12.313	13.236	13.852	16.417
5	12.70	12667.72	15.201	16.341	17.101	20.268
5 1/2	13.97	15327.94	18.394	19.773	20.693	24.525
6	15.24	18241.51	21.890	23.532	24.626	29.186
6 1/2	16.51	21408.44	25.690	27.617	28.901	34.254
7	17.78	24828.72	29.794	32.029	33.519	39.726
7 1/2	19.05	28502.36	34.203	36.768	38.478	45.604
8	20.32	32429.35	38.915	41.834	43.771	51.887
8 1/2	21.59	36609.70	43.932	47.227	49.423	58.576
9	22.86	41043.40	49.252	52.946	55.409	65.669
10	25.40	50670.87	60.805	65.363	68.406	81.073
11	27.94	61311.7	72.574	79.092	82.771	98.099
12	530.48	72966.05	87.559	94.126	98.504	116.746

Tabla 5.- Carga de Barrenos (Continuación).

Velocidad de detonación.

Es la velocidad expresada en metros por segundo, con la cual la onda de detonación recorre una columna de explosivo. La velocidad puede ser afectada por el tipo de producto, su diámetro, el confinamiento, la temperatura y el cebado.

Las velocidades de detonación de los explosivos comerciales fluctúan desde cerca de 1,525 m/seg. (5,000 pies/seg.) hasta más de 6,705 m/seg. (22,000 pies/seg.) Pero la mayor parte de los explosivos usados tienen velocidades que varían de 3,050 a 5,040 m/seg. (de 10,000 a 18,000 pies/seg.) Mientras mayor sea la rapidez de la explosión, mayor suele ser el efecto de fragmentación.

Sensibilidad.

Es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos, es decir, el mínimo de energía, presión o potencia que es necesaria para que ocurra la iniciación. Lo ideal de un explosivo es que sea sensible a la iniciación mediante cebos para asegurar la detonación de toda la columna de explosivos, e insensible a la iniciación accidental durante su transporte, manejo y uso.

En la industria de los explosivos, la prueba más usada es la de la sensibilidad al fulminante, los cuales varían desde el número 4 hasta el 12. El uso del fulminante No. 6 es la prueba estándar, su contenido es de 2 gramos de una mezcla de 80% de fulminato de mercurio y 20% de clorato



de potasio, o alguna sustancia equivalente. Con el uso de este fulminante se clasifican los productos explosivos, si estallan se les denomina explosivos, si sucede lo contrario se les llama agentes explosivos.

Para comparar las sensibilidades entre diferentes productos se utilizan fulminantes de diferente potencias, cuanto más alto sea el número de la cápsula mayor será la sensibilidad del explosivo.

Resistencia al agua.

En forma general se define como la capacidad del explosivo para soportar la penetración del agua. Más precisamente, la resistencia al agua es el número de horas que el explosivo puede hallarse cargado en agua y aún ser detonado.

Obviamente, en trabajos en seco esta propiedad no tiene importancia, pero si el explosivo va a estar expuesto al agua puede ser afectado en su eficiencia o desensibilizarse al grado de no detonar, provocando una falla en la propagación de la detonación.

La resistencia del producto no sólo depende del empaque y de la capacidad inherente del explosivo para resistir el agua. La profundidad del agua (presión) y el estado de reposo o movimiento de la misma afectan el tiempo de resistencia al agua del explosivo.

Por consiguiente, deben de considerarse las características particulares de cada acción de voladura y tener en cuenta la resistencia al agua de los explosivos proporcionada por el fabricante, para las diferentes condiciones de humedad en que se encontrará el explosivo en el barreno.

Emanaciones.

En este medio se le denominan emanaciones a los gases tóxicos. Los gases que se originan de la detonación de explosivos principalmente bióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua, los cuales no son tóxicos en el sentido clásico de la palabra, pero también se forman en cualquier detonación gases venenosos como el monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno.

En trabajos a cielo abierto las emanaciones se pueden dispersar rápidamente por el aire, por lo que provocan poca preocupación, pero en trabajos subterráneos deben considerarse detenidamente, ya que las emanaciones no se disipan fácilmente y en este caso la ventilación es de fundamental importancia. También hay que considerar que las emanaciones provocan, mientras se disipan, tiempos de espera para poder reanudar los trabajos.

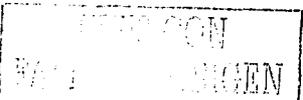
Tanto la naturaleza como la cantidad de gases venenosos varían en los diferentes tipos y clases de explosivos.

Algunos de los factores que pueden incrementar los gases tóxicos son: fórmula pobre del producto, cebado inadecuado, falta de resistencia al agua, falta de confinamiento, reactividad del producto con la roca y reacción incompleta del producto.

Inflamabilidad.

Se define como la facilidad con la cual un explosivo o agente de voladura puede iniciarse por medio de llama o calor.

En el caso de las dinamitas, la mayoría se incendian con facilidad y se consumen violentamente. Pero hay varios explosivos que requieren que se les aplique una flama exterior en forma directa y continua para que logren incendiarse.



5.2.3 Selección del explosivo.

Para seleccionar el explosivo a usarse en una situación determinada, es indispensable tener en cuenta su costo y sus propiedades. Deberá escogerse aquel que proporcione la mayor economía y los resultados deseados.

Como una orientación se presenta a continuación la tabla 6 con las propiedades de los explosivos, y el uso sugerido.

TIPO	AGENTE EXPLOSIVO	FUERZA	VELOCIDAD	RESISTENCIA AL AGUA	EMANACIONES	U S O
Dinamita Nitroglicerina	Nitroglicerina	-----	Alta	Buena	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto
Extra	Nitroglicerina y amoniaco	20 a 60%	Alta	Regular	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto.
Granulada	Amoniaco	25 a 65%	Baja	Muy mala	Exceso de gases	Trabajos a cielo abierto (canteras)
Gelatina	Amoniaco	30 a 75%	Muy alta	De buena a excelente	De muy pocos gases a nulos	Sismología. Trabajos submarinos y subterráneos
ANPO	Amoniaco	----	Alta	Ninguna	Muy pocos gases	Trabajos a cielo abierto y subterráneos
Hidrógeles	Amoniaco	40 a 75%	Muy alta	Excelente	Muy pocos gases	Trabajos a cielo abierto y subterráneo.

Tabla No. 6.- Selección y propiedades de los explosivos más comunes en construcción.

5.3 ACCESORIOS PARA VOLADURAS

Son los dispositivos o productos empleados para cebar cargas explosivas, suministrar o transmitir una llama que inicie la explosión, llevar una onda detonadora de un punto a otro o de una carga explosiva a otra y los necesarios para probar las conexiones y disparar los explosivos para que pueda llevarse a cabo una voladura.

5.3.1 Métodos de encendido.

Para obtener los mejores resultados en las voladuras, se debe seleccionar los accesorios tan cuidadosamente como los explosivos.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

Iniciadores.

Los iniciadores son productos que dan principio o inician una explosión. Los iniciadores son: la mecha de seguridad, el ignitacord y el cordón detonante.

Mecha de seguridad.

La mecha de seguridad es el medio a través del cual es transmitida la flama a una velocidad continua y uniforme, para hacer estallar al fulminante o a una carga explosiva.

Está formada por un núcleo de pólvora negra, cubierto por varias capas de materiales textiles, asfálticos, plásticos e impermeabilizantes, los cuales le proporcionan protección contra la abrasión, el maltrato y la contaminación por humedad. Es obvio que cualquier manejo que destruya o dañe el recubrimiento de protección o que permita que el agua u otras sustancias lleguen a la pólvora, ocasionará que la mecha no cumpla con su objetivo y tenga un funcionamiento defectuoso.

Cuando se inicia la mecha, emerge de ella un flamazo inicial, el cual comprueba al usuario que el núcleo de pólvora ha sido encendido y que la mecha está ardiendo. El no reconocer el flamazo inicial puede provocar incertidumbre respecto a la ignición de la pólvora y ocasionar accidentes al tratar de encender una mecha que ya fue encendida.

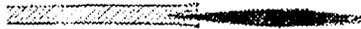


Fig. 1: Mecha de seguridad mostrando el flamazo inicial que es un chorro de fuego que lanza la mecha al encenderse el núcleo de pólvora.

La velocidad de combustión de una mecha generalmente es de 128 a 135 segundos por metro, sin embargo se fabrican mechas de diferentes velocidades de combustión. Los fabricantes señalan que dichas velocidades podrán tener una variación permisible del 10% en más o menos que la determinada en la fábrica y que después de salir de ella no garantizan que se cumplan a causa de las diversas condiciones y circunstancias en las que se puede encontrar la mecha. Ante esta situación es conveniente medir con exactitud el tiempo de combustión de una muestra de cada rollo de mecha antes de usarla.

La mecha usada en México se denomina Clover y puede conseguirse en carretes de 1000 metros o en rollos de 50 metros.

La mecha de seguridad también se conoce como mecha para minas o como cañuela.

Ignitacord.

El ignitacord es un cordón incendiario que arde a una velocidad uniforme con una vigorosa flama exterior. Tiene un diámetro muy pequeño, 1.5 milímetros, y consiste de un núcleo de termita en polvo (mezcla que produce elevadas temperaturas) recubierto de entorchados textiles.

Este producto permite encender una serie de mechas de seguridad en un orden determinado, proporcionando a la persona que inicie el encendido el mismo tiempo para colocarse en un lugar seguro que tendría si estuviera encendiendo una sola mecha. Para unir las mechas con el ignitacord se usan conectores especiales.

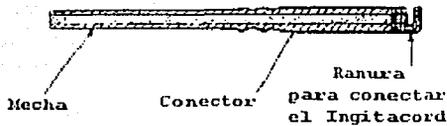


Fig. 2: Corte longitudinal de una mecha y un conector

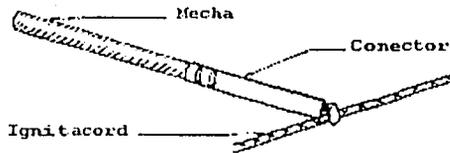


Fig. 3: Unión de la mecha con el ignitacord por medio del conector.

Existen en el mercado tres tipos de ignitacord de acuerdo a su velocidad de combustión nominal e identificables por su color.

El ignitacord se puede adquirir en carretes de 30 metros (aproximadamente 100 pies) y en rollos de 10.15 metros (33 1/3 pies).

Tipo	Velocidad de combustión	Color
A	Intermedia.- (8 segundos por pie)	Verde
B	Lenta.- (18 segundos por pie)	Rojo
C	Rápida.- (4 segundos por pie)	Negro

Tabla.- Velocidad de combustión y color de los diferentes tipos de ignitacord.

Cordón detonante.

El cordón detonante se puede describir como una cuerda flexible, formada por varias capas protectoras y un núcleo del explosivo conocido como pentrita, que es muy difícil de encender pero tiene la sensibilidad suficiente para iniciar la explosión con detonadores (fulminantes o estopines), o por medio de la energía detonadora de algún explosivo de alta potencia.

Su velocidad de detonación es de 6,700 metros por segundo. La fuerza con que estalla es suficiente para hacer detonar explosivos violentos continuos dentro de un barreno, de modo que, si se coloca en el barreno, actúa como agente iniciador a lo largo de la carga explosiva como lo muestra la figura 4.

El cordón detonante se usa para disparar múltiples barrenos grandes en la superficie ya sea en forma vertical u horizontal, siendo ilimitado el número de barrenos que pueden dispararse de esta forma.

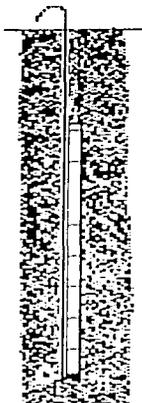


Fig. 4: Cordón detonante colocado en el barreno, su función es iniciar la columna de explosivos.

En México los cordones detonantes más usados son el Primacord y el E-cord, sus principales diferencias son los gramos de pentrita y su grado de protección. El primacord se usa dentro del barreno para asegurar la detonación del explosivo, y el E-cord en la superficie para hacer detonar los tramos de Primacord de los barrenos. Esto se hace por ser más barato el E-cord.

"E-CORD"

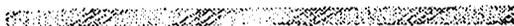


Fig. 5: E-cord

PRIMACORD REFORZADO



Fig. 6: Primacord

Cordón detonante	Núcleo	Gramos por metro (Nominales)	Diámetro Exterior mm	Resistencia en Tensión Promedio.	Peso de Embarque. 500 m.
Primacord	Pentrita	10.6	5.15 + 0.40	90 Kg.	11.5 Kg.
E-cord	Pentrita	5.3	4.0 + 0.20	63 Kg.	7.8 Kg.

Tabla No. 7.- Características de los cordones detonantes.

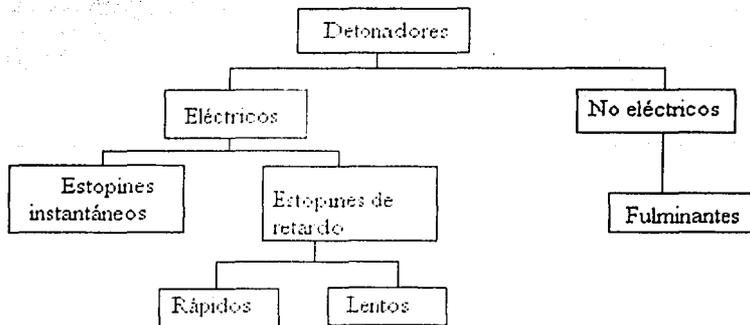
Tanto el Primacord como el E-cord se pueden adquirir en rollos de 500 metros.

5.3.2 Dispositivos de iniciación: No eléctricos, eléctricos.

Detonadores.

Los detonadores son dispositivos que sirven para disparar una carga explosiva. Pueden ser eléctricos y no eléctricos (estopines y fulminantes respectivamente)

CLASIFICACIÓN DE DETONADORES



Fulminantes.

Los fulminantes o cápsulas detonadoras son casquillos metálicos cerrados en un extremo en el cual contienen una carga explosiva de gran sensibilidad, por ejemplo fulminato de mercurio. Están hechos para detonar con las chispas del tren de fuego de la mecha de seguridad. En la figura 7 se muestra una mecha ensamblada a un fulminante.

Los fulminantes que se fabrican son del número 6 ya que estos son los suficientemente potentes, pero si se requieren de otra potencia se conseguirán en un pedido especial.

Los fulminantes los surten por ciento o por millar. Su empleo en construcción generalmente está limitado a pequeñas voladuras y moneo (volver a tronar rocas que es la primera voladura resultaron de tamaño mayor que el especificado). El moneo es antieconómico por lo que debe de evitarse tratando de obtener toda la roca al tamaño especificado desde la primera voladura.

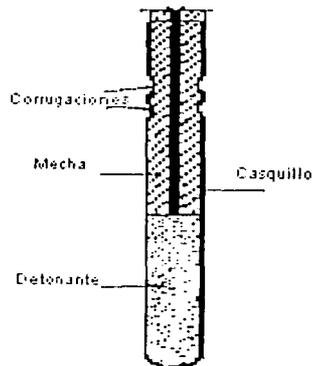


Fig. 7: Estructura de un fulminante

Estopines eléctricos.

Los estopines eléctricos son fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar con corriente eléctrica. Con ellos pueden iniciarse al mismo tiempo varias cargas de explosivos de gran potencia, y se puede controlar con precisión el momento de la explosión, lo que no sucede con los fulminantes por la variación de la velocidad de combustión de la mecha.

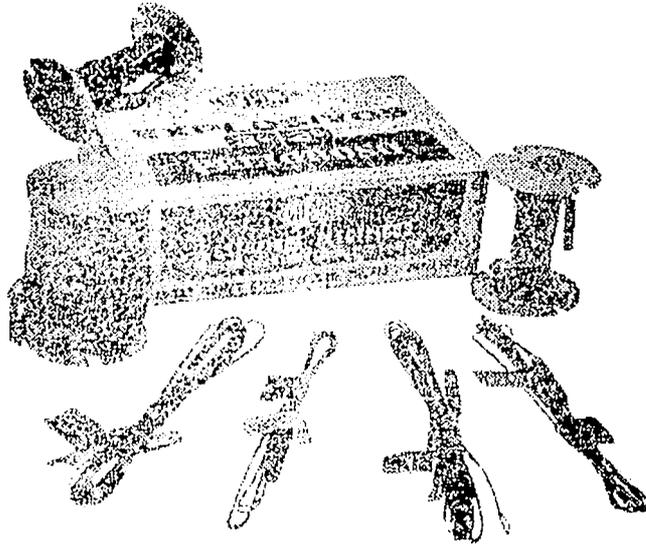


Fig. 8: Estopines eléctricos

Un estopín eléctrico está formado por un casco metálico cilíndrico que contiene varias cargas de explosivos. La energía eléctrica es llevada hacia el estopín mediante alambres de metal con aislamiento de plástico, los cuales se introducen al estopín a través de un tapón de hule o plástico. El tapón colocado en el extremo abierto del casco del estopín forma un cierre hermético resistente al agua. Los extremos de los alambres son unidos dentro del fulminante por un alambre de corta longitud y diámetro muy pequeño llamado filamento, el cual queda en contacto con la carga de ignición del estopín. Cuando se aplica corriente eléctrica se pone incandescente el filamento y el estopín detona.

Los estopines que tiene más alta potencia son los que tienen mayor cantidad de carga detonante. Generalmente los estopines usados son del No. 6, y raramente del No. 8.

Estopines eléctricos instantáneos.

Los estopines eléctricos instantáneos tienen una carga de ignición, una carga primaria y una carga detonante.

Su casquillo es de aluminio y tienen dos alambres de cobre calibre 20 ó 22, generalmente uno rojo y el otro amarillo. Estos dos colores distintos son de gran ayuda al hacer las conexiones.

Los estopines instantáneos se pueden conseguir suelto o en cajas cuyo contenido es el siguiente:

- 50 piezas para alambre de 2 a 6 metros.
- 40 piezas para alambre de 7 metros y
- 30 piezas para alambre de 9 y 10 metros

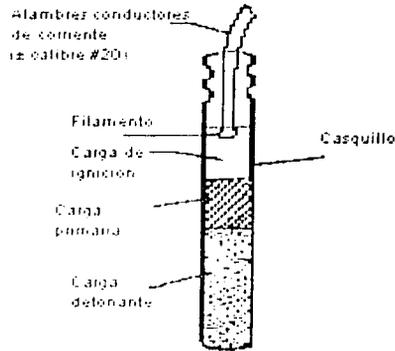


Fig. 9: Estructura de un estopín instantáneo

Estopines eléctricos de retardo.

Los estopines eléctricos de retardo, también llamados de tiempo son similares a los instantáneos, con la diferencia que tienen colocados entre el filamento y la carga de detonación un elemento de retardo el cual contienen pólvora lenta.

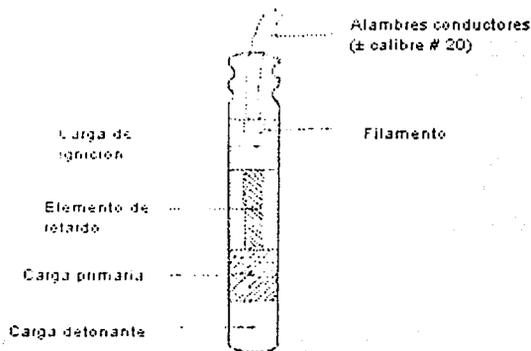


Fig. 10: Estructura de un estopín de tiempo

Estos estopines tienen una etiqueta de color que muestra el número de período de retardo y que sirve para su identificación. El disparo con estopines de retardo tiene por objeto mejorar la fragmentación y el desplazamiento de la roca, así como proporcionar mayor control de vibraciones, ruido y proyecciones. Si se usan adecuadamente pueden reducir los costos.

Los estopines de retardo tienen alambre de cobre calibre 24 forrado cada uno de distinto color, generalmente uno azul y amarillo el otro.

En la tabla No. 8 se presenta la resistencia eléctrica para diversas longitudes de alambre, tanto para los estopines eléctricos instantáneos (normales) como para los de retardo.

LONGITUD DE DE	LAS PATAS ALAMBRE	RESISTENCIA, (OHMS POR CÁPSULA)	CALIBRE ALAMBRES
PIES	METROS		
2	0.61	1.17	22
4	1.22	1.23	
6	1.83	1.30	
8	2.44	1.37	22
10	3.05	1.43	
12	3.66	1.50	
16	4.88	1.63	22
20	6.10	1.77	
24	7.32	1.90	
30	9.14	1.73	20
40	12.19	1.94	
50	15.24	2.15	
60	18.29	2.36	20
80	24.38	2.78	
100	30.48	3.20	
150	45.72	4.25	20
200	60.96	5.30	
250	76.20	6.35	
300	91.50	7.40	

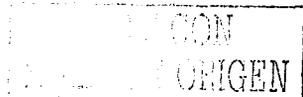
Tabla No. 8.- Resistencia recomendable para el cálculo de conexiones de cápsulas detonantes eléctricas, normales y de retardo, con alambres de cobre.

Los estopines eléctricos tienen una corriente mínima y otra de diseño, la primera es aquella a partir de la cual puede ser suficiente para detonar el estopín, y la segunda la corriente con la que se asegura la detonación del mismo.

ESTOPINES	MÍNIMA	PARA DISEÑO
INSTANTÁNEOS	0.3 A	2.0 A
DE TIEMPO:	0.4 A	2.0 A

Tabla No. 9.- Corriente de disparo mínima y de diseño

Los estopines de retardo pueden ser de milisegundos "MS" o los llamados Mark V.



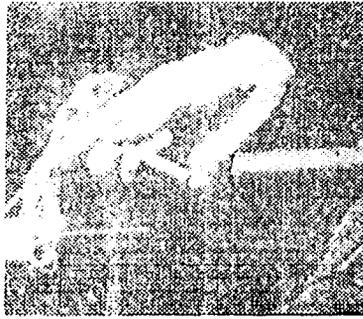


Fig. 11: Cebado de un cartucho de dinamita con estopín

Estopines de retardo "MS".

Los estopines de retardo "MS" son los más ampliamente usados en canteras, trabajos a cielo abierto y proyectos de construcción. Se pueden obtener en diez períodos, cuyos números indican el tiempo en milésimas de segundo que tarda en producirse un disparo, a continuación se mencionan: MS-25, MS-50, MS-75, MS-100, MS-125, MS-150, MS-175, MS-200, MS-250, y MS-300.

Estopines de retardo Mark V.

Los estopines de retardo Mark V se utilizan principalmente en trabajos subterráneos como túneles, galerías, pozos, etc. Se fabrican en diez períodos regulares de retardo: 0-25MS, 1-500MS, 2-1000MS, 3-1500MS, 4-2000MS, 5-3000MS, 6-3800MS, 7-4600MS, 8-5500MS Y 9-6400MS.



Fig. 12: Indica los tiempos de disparo y los de movimiento de la roca entre períodos consecutivos.

En la figura 12 se señala que todos los estopines de un mismo período de retardo disparan dentro de los límites de tiempo representados por las áreas negras correspondientes a ese período. Por ejemplo todos los estopines del 8º. Período disparan en el tiempo representado entre las líneas A y B. Antes de cualquier estopín del 9º. Período se dispare, deberá transcurrir el tiempo indicado entre las líneas B y C. Este intervalo es el tiempo que queda libre entre los períodos 8º y 9º. Para el movimiento de la roca. Esto no quiere decir que todos los estopines 8 disparen simultáneamente, estallarán unos después de otros, pero todos en el intervalo A-B.



Corrugadoras para fulminantes.

Hay dos tipos de corrugadoras: las pinzas corrugadoras y las máquinas corrugadoras. Con ambas, se pueden hacer hendiduras a los casquillos del fulminante cerca del extremo abierto de éste, logrando una unión firme e impermeable entre la mecha y el fulminante.

En la figura 13 se muestra a la izquierda, la corrugadora manual para una hendidura y a la derecha una máquina cortadora y corrugadora de hendidura doble. También con la corrugadora manual se pueden hacer dos hendiduras.



Fig. 13: Corrugadora manual y máquina corrugadora.

La compra de la máquina corrugadora sólo se justifica para operaciones donde diariamente se fijan una gran cantidad de fulminantes o donde hay puestos centrales para hacer este trabajo.

5.3.3 Diseño de circuitos de voladura.

Máquinas Explosoras.

Las máquinas explosoras suministran la corriente necesaria para disparar los estopines eléctricos. Estas son de dos tipos básicos: de "generador" y de "descarga de condensador". Ambos tipos son de una construcción robusta y soportan servicio duro por períodos prolongados.

De "generador"

Estas explosoras han sido las convencionales durante muchos años. Se basan en un generador modificado que suministra una corriente directa pulsativa. Son de dos tipos: de "giro o vuelta" y de "cremallera". Están diseñadas de tal manera que no producen corriente alguna hasta que el giro o el desplazamiento hacia abajo de la cremallera lleguen al final de su recorrido; instante en que la corriente es liberada hacia las líneas de disparo en magnitud muy cercana a su máximo amperaje y voltaje.

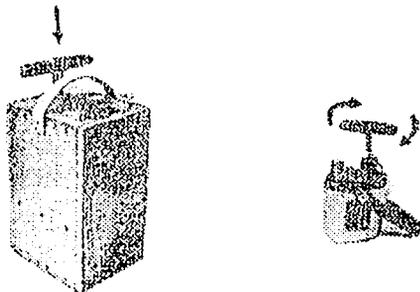


Fig. 14: En el caso "a" se muestra la máquina explosora de cremallera y en el "b" la de giro o vuelta. Las flechas señalan el movimiento de la manivela.

De "descarga de condensador"

Estas máquinas explosoras utilizan pilas secas para cargar un banco de condensadores que alimenta una corriente directa y de duración corta a los dispositivos de disparo eléctrico.

Para operarlas se conectan sus terminales a las líneas conductoras provenientes del circuito de la voladura y después se oprime el interruptor de "carga", cuando el foco piloto (rojo) enciende se oprime el interruptor de "disparo" manteniendo siempre oprimido el interruptor de "carga".



Fig. 15: La explosora de descarga de condensador no dispara a menos que ambos botones el de "carga" y el de "disparo" ("charge" y "fire" respectivamente) sean accionados conjuntamente.

Estas explosoras se consideran como las máquinas más eficientes y confiables para el encendido en voladuras. Sus principales características son:

- Poseen una capacidad de detonación de estopines extremadamente alta.
- Proporcionan gran seguridad ya que no disparan hasta alcanzar su voltaje de diseño, el cual es señalado por la luz del foco piloto.
- Los botones de carga y disparo así como los condensadores quedan en "corto circuito" hasta que se necesiten.
- La ausencia de partes dotadas de movimiento y la eliminación del factor humano que interviene en las explosoras mecánicas.

Existen también máquinas explosoras de descarga de condensador capaces de dar energía a múltiples circuitos de voladura en una secuencia de tiempo programada, comúnmente a estas máquinas se les denomina "explosoras secuenciales". La distribución de tiempo proporciona un mayor número de retardos de los que se pueden tener como estopines de tiempo disparados con máquinas explosoras convencionales.

Otra característica de las explosoras secuenciales es que permiten aumentar el tamaño total del disparo sin incrementar los efectos de ruidos y vibraciones, así como mejorar la fragmentación y el control de proyecciones de roca.

5.3.4 Sistemas de comprobación y de disparo.

Instrumentos de prueba.

Son instrumentos diseñados para medir las características eléctricas de los circuitos de voladura, así como del área circundante para asegurar que la operación sea eficiente y segura. Estos aparatos, además de ahorrar tiempo permiten incrementar grandemente la seguridad de

cualquier operación de voladura, reduciendo la posibilidad de disparos quedados o de detonación accidental.

Galvanómetro.

Este aparato tiene una pila que proporciona la corriente necesaria para mover una manecilla en una escala graduada. Las pilas y las partes mecánicas están encerradas en una caja metálica, la cual está provista en su parte superior de dos bornes de contacto. Sirve para probar cada uno de los estopines eléctricos y también para determinar si un circuito de voladura está cerrado o no y si está en condiciones para el disparo; además sirve para localizar alambres rotos, conexiones defectuosas y cortos circuitos, así como para medir la resistencia aproximada del circuito.

Si se requiere mayor exactitud que la que proporciona un galvanómetro, se puede usar un óhmetro. Estos dos aparatos son similares sólo que el óhmetro posee dos escalas de resistencia, una baja (de 0 a 100 ohms.) y otra alta (de 0 a 1000 ohms.), con lo cual se amplía el alcance de medición de resistencias.

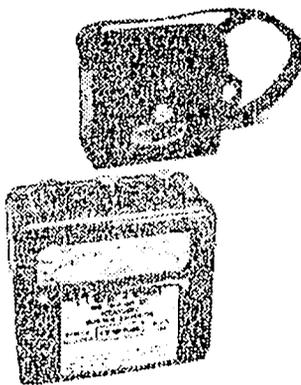


Fig. 16: Ohmetro para voladuras.

Multímetro.

El multímetro es un aparato diseñado para medir resistencias, voltajes y corrientes en operaciones de voladuras eléctricas. Su sensibilidad es muy alta, por lo que tiene un amplio alcance en sus mediciones.

Sus principales usos son:

- a. Examinar los sitios de voladura para localizar corrientes extrañas.
- b. Analizar las resistencias de los circuitos.
- c. Ejecutar pruebas de resistencia en la determinación de riesgos por electricidad estática.
- d. Probar líneas de conducción.
- e. Probar la continuidad y la resistencia de estopines y circuitos eléctricos.
- f. Medir voltajes
- g. Como galvanómetro.

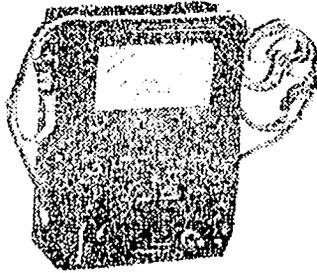


Fig. 17: Multímetro para voladuras.

Reóstato.

Este instrumento se utiliza para probar la eficiencia de una máquina explosora de tipo generador. Está formado por una serie de bobinas de resistencia variable. Cada resistencia tiene una placa que indica su valor en ohms y su número equivalente de estopines eléctricos.



Fig. 18: Reóstato para prueba de máquinas explosoras.

Para usar el reóstato, primeramente se conectan dos o cuatro estopines en serie con las resistencias del condensador de manera que la resistencia total se ajuste a la que tendría el número total de estopines para los que la máquina fue diseñada para disparar, en seguida se conecta el circuito a la máquina explosora y se dispara, si detonan los estopines puede concluirse que la explosora está en condiciones adecuadas para la operación de voladuras. Al hacer la prueba debemos protegernos de la explosión de los estopines.

La ventaja del uso del reóstato es que puede probarse la explosora detonando únicamente unos pocos estopines en cada prueba.

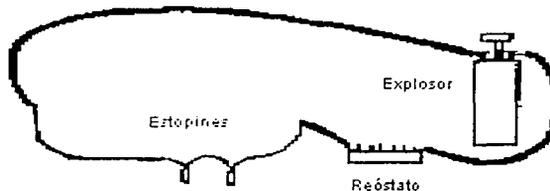


Fig. 19: Uso del reóstato.

Mallas o redes.

Las mallas pueden ser de alambre o alambón y se utilizan para cubrir la voladura antes de efectuar el disparo, para captar los fragmentos de roca procedente de la voladura e impedir que vuelen al aire con grandes proyecciones. Debe tenerse cuidado al colocar las mallas, porque pueden hacerse cortos circuitos si hay conexiones descubiertas del circuito de disparo que estén en contacto con la malla.

5.3.5 Conexiones de los estopines

Como ya habíamos visto los estopines ya sean instantáneos o de tiempo, se activan eléctricamente, para ello se requiere una cantidad mínima de corriente que generalmente es de 2 amperios para asegurar el disparo (ver Tabla 9).

Para conocer esa corriente mínima debemos calcular con la Ley de Ohm, cuya fórmula es:

INTENSIDAD (amperios) = $\frac{\text{VOLTAJE (de la fuente de corriente eléctrica)}}{\text{RESISTENCIA (del sistema de estopines y alambres)}}$

$$I = \frac{V}{R}$$

El voltaje (V) de la fuente de energía eléctrica generalmente es conocido, puede ser corriente monofásica, cuyo voltaje es 110 voltios, o corriente trifásica (de fase a fase) con voltaje de 220 o 440 volts (en caso de duda calcule con 220 volts), que se usa mucho en excavaciones subterráneas; también puede ser un explosor en cuyo caso el voltaje oscila entre 80 y 300 voltios (si hay duda use 80).

Por lo tanto nuestro único problema es calcular la resistencia del sistema y esto depende de las resistencias de cada estopin (Tabla 8) y de los alambres de conexión (Tabla 10).

Distribución típica de conexiones en un banco.

La corriente debe producirse (en un explosor) o conectarse (a una instalación eléctrica) desde una distancia prudente; en un banco debe ser alrededor de 60 m. si no estamos en la dirección de las proyecciones y aún 40 m si nos protegemos con alguna saliente del terreno; en una demolición generalmente las distancias son mayores como se muestra en la Tabla 11.

La corriente se conduce al banco por medio de dos alambres que reciben el nombre de guía principal, generalmente alambre forrado calibre 12, (Fig. 20), y luego se distribuye entre los estopines por medio de guías secundarias, en donde el calibre 20 es muy recomendable.

Calibre A W G Núm.	Resistencia, ohms. Por 1,000 m.
8	2.10
10	3.34
12	5.31
14	8.43
16	13.45
18	21.36
20	34.45
22	54.79
24	87.14

Tabla 10.- Resistencia de alambre de cobre.

Kg. DE EXPLOSIVOS	DISTANCIA SEGURA MÍNIMA EN DEMOLICIONES A CAMPO ABIERTO (EN METROS)
0.5 a 10	250 m
20	320 m
30	370 m
50	440 m
100	530 m
200	700 m

Tabla 11 .- Distancia segura mínima en demoliciones a campo abierto.

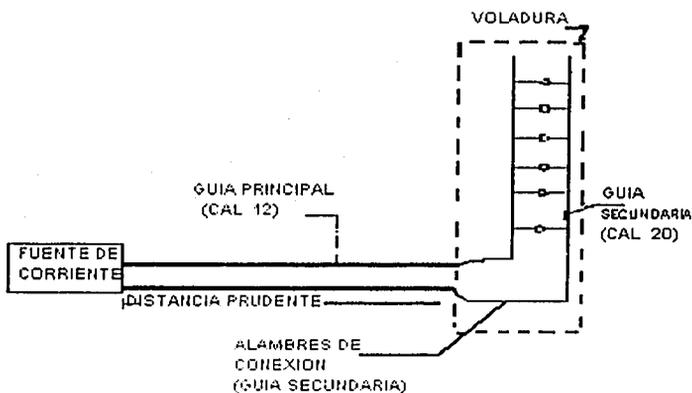


Fig. 20: Distribución típica de conexiones.

5.3.5.1 Tipos de conexiones:

Serie simple.

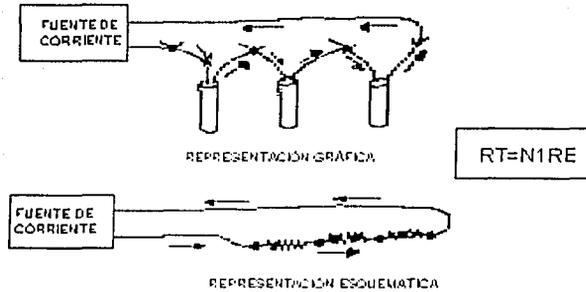


Fig. 20-A: Estopines conectados en serie

Donde:

- RT = Resistencia total
- N1 = Número de estopines por serie
- RE = Resistencia de cada estopin.

Si varios estopines se conectan extremos con extremos uno a continuación de otro, como se muestra en la Figura 20-A, se dice que los estopines están conectados en serie, la corriente que pasa por todos ellos es la misma y la resistencia total del sistema es la suma de las resistencias de cada estopin.

Conexiones en paralelo.

Cuando los estopines se conectan lado a lado, la corriente se divide pues cada estopin provee un camino diferente para el flujo de corriente, pasando una parte de la corriente total por cada uno de los estopines, como se muestra en la Fig. 20-B.

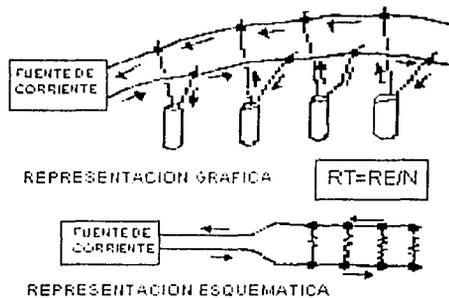
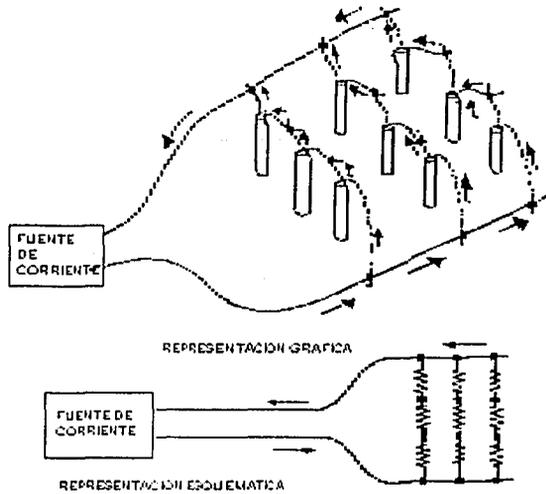


Fig. 20-B: Estopines conectados en paralelo.

Conexiones en serie paralelo.

Cuando varias series de estopines se conectan lado a lado la corriente se divide, pues cada serie provee un camino diferente para el flujo de corriente pasando una parte de la corriente total por cada una de las series, como se muestra en la figura 20-C.



$$\frac{1}{R_T} = \frac{1}{N_1 R_E} + \frac{1}{N_2 R_E} + \frac{1}{N_3 R_E} + \dots$$

Si: $N_1 = N_2 = N_3 = \dots = N_n$:

Si no se cumple con esta condición, entonces la fórmula no es aplicable.

$$R_T = R_E \frac{N_1}{N_s}$$

- R_T = Resistencia total
- R_E = Resistencia de cada estopin
- N_1 = Número de estopines por serie
- N_s = Número de series
- N = Número de estopines

Fig. 20-C: Estopines conectados en serie-paralelo.
Ejemplo: Una serie de 20 estopines, con alambres de 24.38 m de largo.

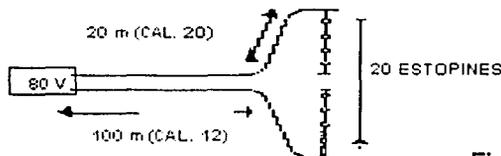


Fig. 20-D



Resistencia:

Del alambre: (Tabla 10)

$$20 \text{ Estopines} \times 2.78 \Omega = 55.60 = \underline{55.60} \text{ (Tabla 8)}$$
$$\Sigma = 58.04 \Omega$$

$$V = IR$$

$$I = \frac{V}{R} = \frac{80}{58.04} = 1.38 \text{ AMP.}$$

No es suficiente, porque para asegurar el estallido se recomienda por lo menos 2 amp.
Sugerencia: Usar dos series de 10 estopines.

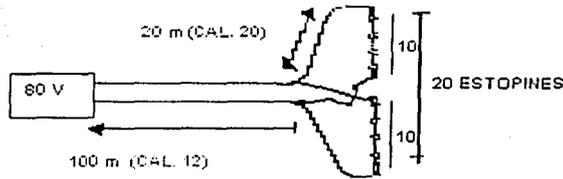


Fig. 20-E

Con este pequeño cambio en las conexiones, tenemos una conexión de dos series de 10 estopines en paralelo, con lo que la resistencia total será:

Del alambre:

$$\text{CAL. 12: } 200m. \times 5.3 / 1,000 = 1.06\Omega$$

$$\text{CAL. 20: } 40m. \times 34.4 / 1,000 = 1.38\Omega$$

2 Series de 10 estopines
con 2.78 Ω cada uno:

$$R_T = R_e \frac{N_1}{N_2} = 2.78 \frac{10}{2} = \frac{13.90}{2} = 18.07\Omega$$

Entonces:

$$I = \frac{V}{R} = \frac{80}{16.34} = 4.90 \text{ AMP.}$$

que es el amperaje que pasa por la guía principal, como la corriente se divide por parte iguales en las dos series entonces por cada serie circular: $4.90/2=2.45 \text{ amp.} > 2$.

Obsérvese la importancia del diseño de las conexiones.

5.4 PERFORACIÓN

5.4.1 Equipo de perforación.

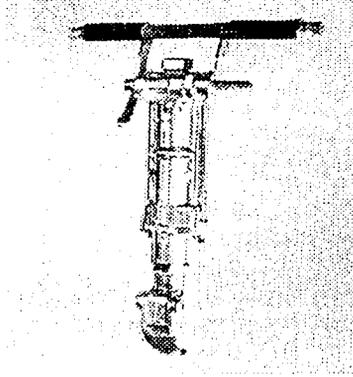


Fig. 21: Barrenadora manual de roca para barrenos cortos.

La perforadora de mano, por su peso ligero puede utilizarse en multitud de aplicaciones, para pequeñas voladuras en la preparación de bancos, para pequeños canales, para caminos con aquellos cortes que sean de poca altura. La barrenación usualmente es de 25 a 42 mm, y la profundidad de la perforación no es mayor de 6 mts.

5.4.1.1 El aire comprimido.

Son máquinas generalmente alimentadas por aire comprimido, aunque existen algunos tipos de máquinas de combustión y eléctricas, son poco usadas. La máquina utiliza barras de acero perforadas de manera que se pueda inyectar aire a presión hasta el fondo del agujero para desalojar la roca triturada por una broca que se encuentra al final del acero de barrenación. La perforadora, golpea y hace girar el acero de barrenación y la broca, al mismo tiempo, inyectando aire de vez en cuando para desalojar el material.

5.4.1.2 Acero para la perforación.

El acero de barrenación se prepara en tramos de 60, 120, 180, etc., hasta una longitud máxima de 600 centímetros, cada pieza con su broca o acero insertado con piezas de carburo de tungsteno. En esta forma se pueden hacer barrenos en forma sencilla y rápida con equipo simple.



Fig. 22: Método Tampella con alimentador.

Las perforadoras de este tipo o de peso intermedio pueden colocarse en equipo de alimentación relativamente ligero, que se maneja a mano y que permite gran ahorro de tiempo, pues el cambio de aceros es menor por ser mayor la longitud de acero que puede manejarse fácilmente. El equipo de alimentación ejerce presión a través del acero de barrenación.

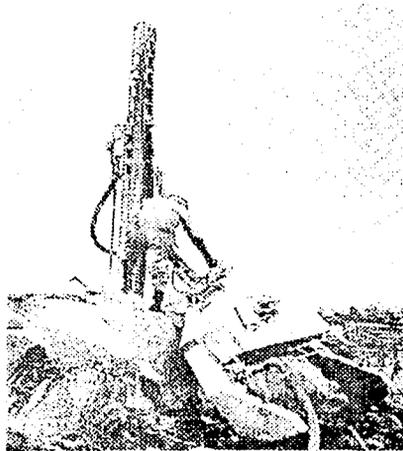


Fig. 23: Barrenado con equipo portátil ligero con avance de cadena.

5.4.2 Rendimientos.

Las perforadoras mayores han sido colocadas en diferentes aditamentos que permiten menor tiempo de barrenación y manejan acero de extensión, que se une fácilmente. El peso de la perforadora puede llegar a 60 Kg, el diámetro de los agujeros de hasta 51 mm y la longitud hasta 40 mts. De aquí se han derivado máquinas que utilizan estas mismas perforadoras y que se utilizan para trabajos de mediano tamaño.

1. Perforadora
2. Cadena alimentadora
3. Brazo
4. Controles de perforadora
5. Motor alimentador
6. Fijador de superficie
7. Controles de posición
8. Deposito de lubricante
9. Zapatas
10. Gato para elevar torre
11. Gato de extensión
2. Gato de inclinación

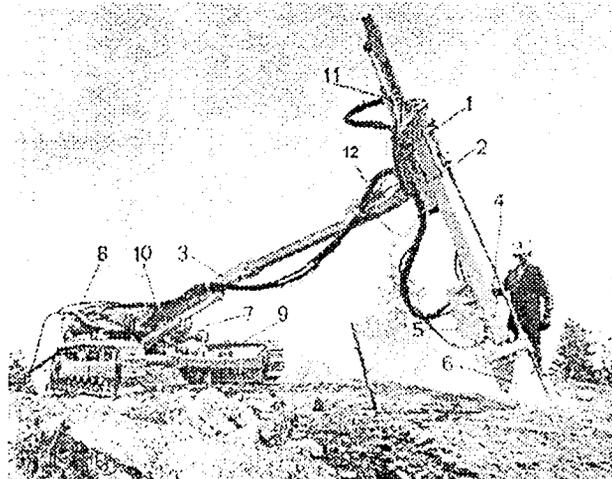
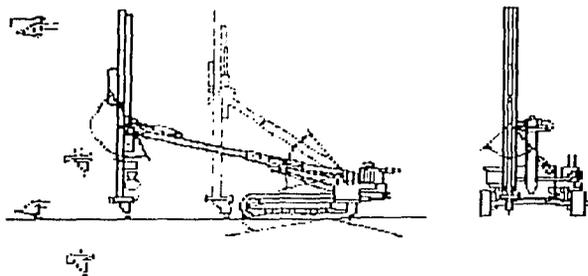


Fig. 24: Barrenación con un equipo mediano

Para trabajo pesado se utiliza una perforadora montada sobre un tractor de orugas muy simplificado, movido generalmente por motores de aire comprimido, con una combinación de plumas que permiten, mediante gatos de aire colocar una perforadora de gran peso en el lugar para realizar el trabajo. Existe una gran variedad de estos equipos.



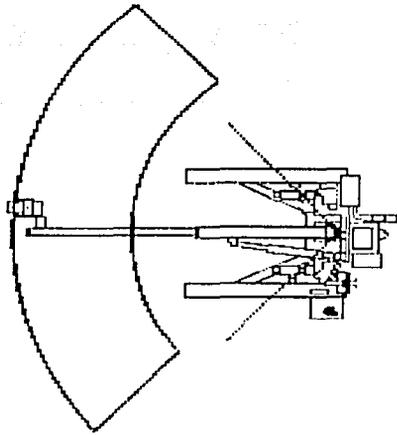


Fig. 25: Esquema de perforadora de trabajo pesado mostrando la zona en que puede realizar la perforación.

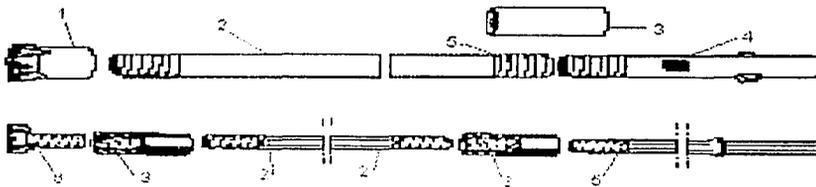
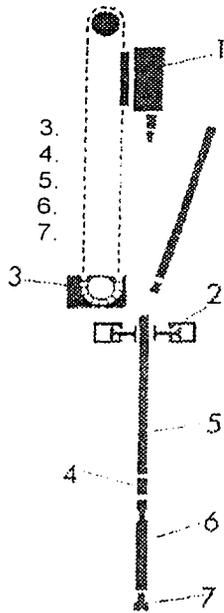


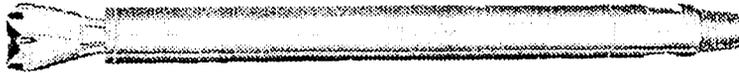
Fig. 26: Tipos de acero de extensión para barrenación

1. Broca
2. Acero de extensión
3. Cople
4. Adaptador
5. Rosca
6. Broca de cruz.



- 1. Motor de rotación
- 2. Fijador del acero de barrenación
- Motor alimentador
- Cople
- Tubos alimentadores
- Martillo
- Broca

Fig. 27: Sistema de barrenación Down The Hole



Barrena Down The Hole

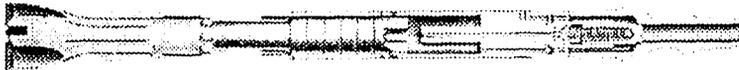


Fig. 28: Martillos Down The Hole

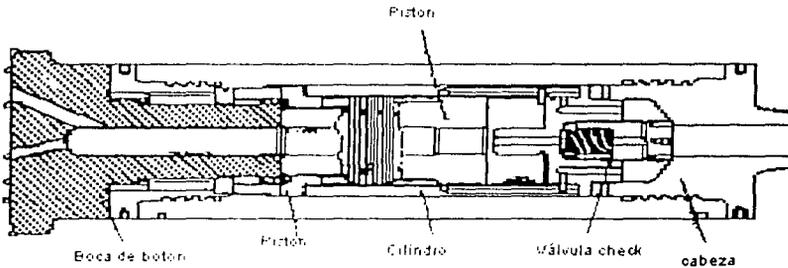


Fig. 29: Sección de una super barrena Down The Hole



El sistema Down The Hole puede utilizarse también, para perforaciones de diámetros mayores de 80 mm. Un martillo (down the hole) que se coloca al final de las barras, y que golpea directamente en el fondo del agujero, incrementando la eficiencia del conjunto. El giro lo da un motor en el extremo superior del acero de barrenación.

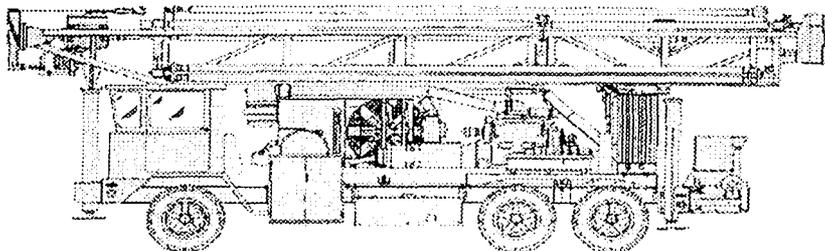


Fig. 30: Grúa rotatoria con perforadora Down The Hole

5.4.3 Brocas de barrenación.

- B. Ángulo de corte
- C. Ancho del inserto
- D. Profundidad del inserto
- E. Longitud del inserto
- F. Diámetro de la broca
- G. Cuerpo de la broca
- K. Inserto central
- L. Longitud de la corona
- M. Rosca
- N. Altura del inserto
- O. Perforación para inyectar aire

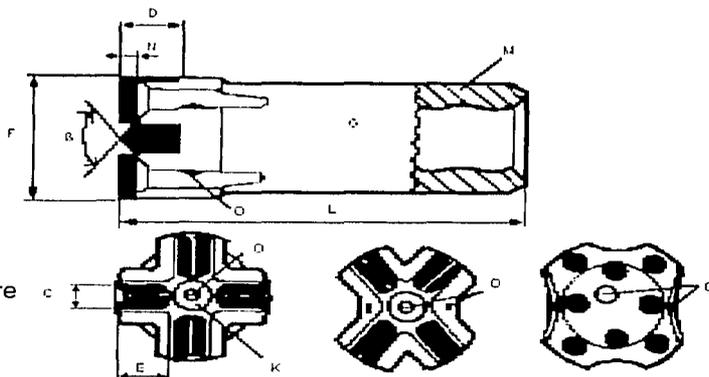


Fig. 31: Brocas de barrenación

Las brocas, que se colocan en el extremo del acero de barrenación, tal y como aparece en la figura 31, son las encargadas de romper la roca en pequeños trozos que pueden ser expulsados a través de la perforación mediante inyecciones o chorro continuo de aire comprimido, hasta el exterior.

La broca tiene, para resistir el desgaste, unos insertos de carburo de tungsteno de diferente formas, las que se seleccionan en función del diseño de la misma broca y de su diámetro, tomando en consideración que el carburo de tungsteno es muy resistente a la abrasión pero muy frágil, por lo que no se recomiendan piezas de gran longitud. Por lo tanto las brocas con los insertos en cruz o en equis se utilizan para diámetros pequeños y las de botones para diámetros mayores.

Existen numerosas formas de asegurar la broca al extremo de las barras de acero, que sumado al diseño específico de los insertos y a la colocación de los agujeros o agujero para inyectar el

aire en el fondo de la barrenación nos presentan una gran variedad de alternativas que se seleccionarán generalmente, con la ayuda del fabricante, tomando en consideración, además de los parámetros ya mencionados (diámetro de la perforación y diseño), economía, características de la roca, forma de fijarla al acero de barrenación, etc.

Es posible afilar las piezas de carburo de tungsteno; esto deberá hacerse con cuidado y siguiendo fielmente las recomendaciones del fabricante, ya que un afilado defectuoso puede dañar a la broca, generalmente por roturas en los insertos.

5.5 VOLADURAS

5.5.1 Mecanismo de la rotura.

Debido a que el conocimiento del mecanismo de la rotura de las rocas permitirá una mejor comprensión del fenómeno, se ha considerado necesaria su explicación.

Después de algunas milésimas de segundo de haberse iniciado la explosión de un barreno se libera la energía química del explosivo, transformándose este sólido en un gas caliente a enorme presión, que al estar encerrado en el barreno, puede alcanzar y aún sobrepasar los 100,000 Bars. (1000,000 kg./cm²). Como la roca es menos resistente a la tensión que a la compresión las primeras grietas se forman principalmente bajo la influencia de los esfuerzos de tensión, dando como resultado grietas radiales.

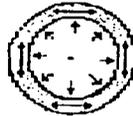


Fig. 32: Las paredes de un tubo de acero sometido a presión interna están sometidas a tensión, de manera similar ocurre en un barreno.

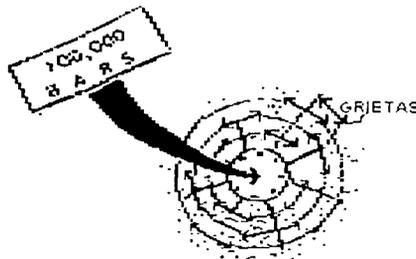


Fig. 33: La roca alrededor de un barreno con gases a presión (del explosivo) está sometida a tensión. Si la presión es suficientemente grande también lo será la tensión y habrá grietas.

Durante este primer período de agrietamiento no hay prácticamente rotura. El barreno ha sido ligeramente ensanchado a poco menos que el doble de su diámetro, por quebrantamiento y deformación plástica.

En una voladura, generalmente se tiene en el frente una cara libre de roca paralela a los barrenos.

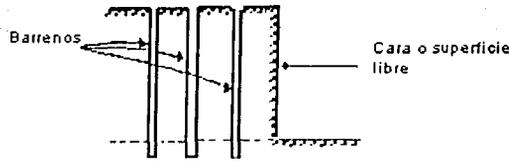


Fig. 34: Cara libre en una voladura de roca (Elevación).

Cuando las ondas de compresión se reflejan contra ella, se originan fuerzas de tensión que pueden producir un descostramiento de parte de la roca próxima a la superficie.

El proceso es el mismo que cuando se golpea en un extremo una fila de bolas de billar: el golpe se transmite de bola a bola hasta que la última sale disparada con toda la fuerza, esto también ocurriría si las bolas estuvieran cementadas. El descostramiento tiene una importancia secundaria en las voladuras.

Estas dos primeras etapas del proceso de desprendimiento de la roca, agrietamiento radial y descostramiento son originadas por la onda de choque, sin embargo, la onda de choque no es la que provoca el desprendimiento de la roca, pues la energía que proporciona es mínima en comparación con la necesaria para que esto ocurra.

En la tercera y última etapa, bajo la influencia de la presión de los gases del explosivo se extienden las primeras grietas radiales y la superficie libre de la roca cede y es lanzada hacia adelante. Cuando la superficie frontal se mueva hacia adelante se descarga la presión y aumenta la tensión en las grietas primarias que se inclinan oblicuas hacia afuera. Si la pata o berma no es demasiado grande, muchas de estas grietas se extienden hasta la superficie libre y tiene lugar el desprendimiento completo de la roca. Para lograr el máximo efecto por barreno y cantidad de carga, el ángulo de fractura del material deberá ser igual o mayor a 135° ya así, se consigue una salida natural, pero si el ángulo es menor, el material queda confinado y se producen problemas en su salida.

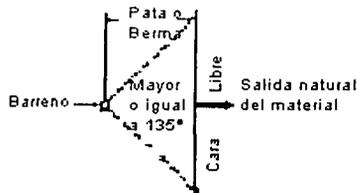


Fig. 35: Ángulo de fractura ideal para la salida del material (Planta).

La configuración completa de las grietas puede estudiarse si se hacen explosiones en modelos experimentales a escala en plexiglás (placa transparente). Experimento de Langerfors.

Con carga insuficiente fig. 36a, las grietas no se desarrollan totalmente, pero puede verse como algunas a un ángulo de 90° y 120° tendrían capacidad para originar la fractura total si la presión estática aumentase. En la figura 36b, se ha obtenido una fractura completa con un ángulo de 110° . De lo anterior se concluye que la magnitud de la carga explosiva influye en el

tamaño de las grietas, es decir a mayores cargas mayores serán las grietas, sin embargo es importante evitar sobrecargas para obtener la menor tensión posible en la roca residual.

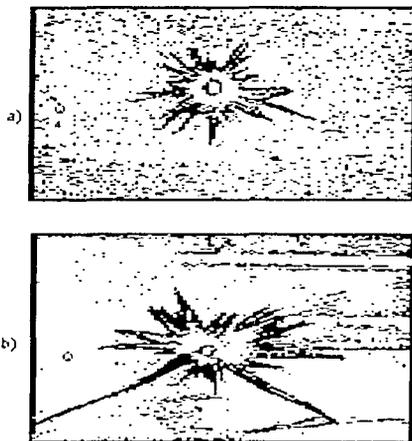


Fig. 36: Influencia de la cantidad de explosivo en la formación de grietas.
En la figura superior la carga es cuatro veces menor que en la inferior.
En ambos casos la berna es la misma.

Un barreno lleno de explosivo origina grandes grietas al detonar, pero éstas pueden ser casi suprimidas si con la misma carga se reduce la presión ejercida sobre las paredes del barreno, incrementando su diámetro. De esta manera, sólo se forman unas pocas grietas de longitud muy semejante como se muestra en la figura 37.

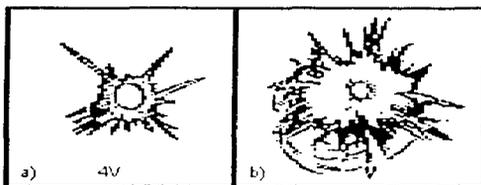


Fig. 37: Con una misma carga se obtienen muchas más grietas.
Cuando ésta llena totalmente el barreno. En a) el volumen del barreno es cuatro veces mayor que en b), pero las cargas fueron las mismas.
Nótese la cantidad y el tamaño de las grietas en ambos casos.

En voladuras se debe tener en cuenta, la gran importancia que tiene la relación espaciamento-pata con respecto a la fragmentación de la roca. Experimentalmente se obtuvieron las ilustraciones de la figura 38, en el caso a) se muestra una distribución de barrenos cuya relación espaciamento-pata es $B/A = 0.5$ y en b) una en la cual $B/A = 2$; en ambos casos se tiene el mismo valor $A \times B$ por barreno, es decir la misma carga y longitud de perforación por volumen de roca a volar. También se muestra la diferencia en la fragmentación del material, conseguida de una forma tan simple como modificar la distribución de los barrenos.

Si observamos detenidamente la figura 38, llegaremos a la conclusión de que al aumentar la relación A/B disminuye la fragmentación.



Fig. 38: Influencia de la distribución de los barrenos en la fragmentación de la roca.

5.5.2 Voladura.

Para una buena voladura no basta seleccionar correctamente el explosivo, ya que es necesario conocer también el método de aplicación más indicado para cada clase de trabajo, obteniéndose con ello una máxima eficiencia, la cual se traduce en menor costo de obra. Generalmente los resultados óptimos en voladuras se adquieren a través de la experiencia.

Los objetivos de una voladura se deben tener en cuenta desde su diseño. Los principales objetivos son:

- La roca debe tener la granulometría deseada. Esto se refiere a los tamaños de los fragmentos de roca, muchas veces están limitados por ciertos factores tales como la clase y tamaño del equipo de excavación y acarreo, la abertura o boca de la trituradora primaria o simplemente por el uso al que se va a destinar el material.
- Consumo mínimo de explosivos para fracturar la roca. El tipo de explosivo a usar deberá ser aquel que tenga un menor costo por m^3 de roca volada. Ya elegido el explosivo, se procurará usar el mínimo de explosivos en la carga de los barrenos que produzca los resultados requeridos, esto redundará en el aspecto económico de la voladura.
- Mínima barrenación posible. Se debe perseguir hacer una distribución adecuada de los barrenos procurando tener una longitud de barrenación mínima, lo que conducirá a ahorrar tiempo y recursos influyendo también en la economía de la voladura.
- Mínimas proyecciones de la roca. Se entiende como proyección al lanzamiento de fragmentos de roca al aire, procedentes de la voladura. Es conveniente que las proyecciones de roca sean mínimas, pues son producto de un uso inútil de la energía del explosivo y además pueden ocasionar daños.
- Fracturación mínima de la roca no volada. Debe evitarse lo más posible las fracturaciones de roca atrás de la línea de corte o proyecto.

Cuando un explosivo se usa apropiadamente, consume mayor parte de su energía en forma útil, ya sea fracturando la roca o moviéndola de lugar para evitar trabazones entre sus fragmentos. Sin embargo, el resto de la energía se consume inútilmente, proyectando rocas, lo cual es muy peligroso. El control de la energía se puede llevar a cabo mediante el tamaño de los agujeros de perforación, las separaciones entre los mismos y por el tipo de explosivo.

Es importante hacer notar que todas las cifras anotadas en voladuras son aproximadas, se intenta sólo como una guía general y como una base para comenzar a hacer pruebas en cada caso particular.

Para abrir un banco se hacen pequeñas voladuras hasta formar el frente del banco (vertical o inclinado).

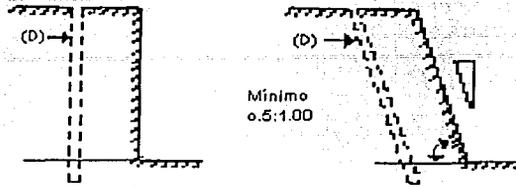


Fig. 39: Muestra esquemática de un frente de banco vertical y uno inclinado.

Luego se perforan los barrenos (D) paralelos al frente, éstos se llenan con explosivos dejando una parte vacía para formar un tapón (taco) que confine los gases de la explosión. El taco no debe ser de papel, cartón o cualquier sustancia combustible, generalmente se forma con suelos arcillo-arenosos o limoarenosos compactados. Finalmente se hace la conexión y el disparo eléctrico de la voladura.

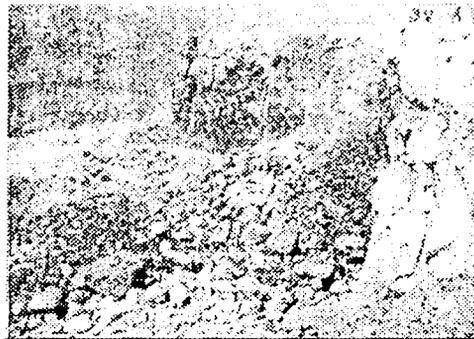
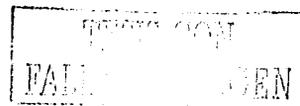


Fig. 40: La figura superior muestra el inicio de la voladura, la inferior momentos después de ésta, así como su resultado.



5.5.3 Distribución de barrenos (plantillas).

Existen diversos tipos de plantillas para voladuras de varias hileras lateralmente limitadas, la más sencilla es la que se muestra en la figura 41.

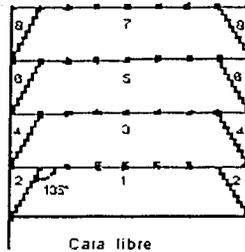


Fig. 41: Plantilla con dos retardos por hilera.

Todos los barrenos por hilera excepto los de las esquinas se inician con un mismo número de retardo, propiciando que en el momento de la detonación la roca de cada barreno tenga una salida libre. Esto no sería posible si los barrenos de la esquina se iniciaran al mismo tiempo, ya que se tendría una probabilidad muy grande de que éstos se encendieran antes de los inmediatamente próximos, quedando en condiciones de rotura desfavorables. Este tipo de encendido exige el doble de intervalos de retardo que de hileras, lo cual es una restricción cuando se trata de grandes voladuras con varias hileras, ya que los intervalos disponibles no son suficientes para la aplicación de una secuencia de encendido como la mencionada.

La plantilla anterior, se puede modificar como se muestra en la figura 42 en la cual todos los barrenos de la hilera, a excepción de los de la esquina, se encienden con el mismo intervalo que los barrenos de la hilera anterior. Con este arreglo se usa un menor número de intervalos en los estopines.

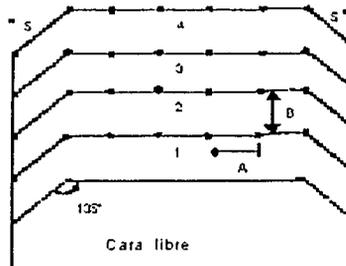


Fig. 42: Plantilla similar a la anterior, su diferencia estriba en que en este caso se usan menos intervalos de retardo y la cara libre del banco ya no es recta.

Otro tipo de plantilla sería la mostrada en la figura 43, la cual es adecuada para una mejor fragmentación, un mejor acabado en las paredes y una rezaga más concentrada, aunque presente malas condiciones para el desprendimiento de la parte central, pues después del encendido del retardo número 1 que tiene la rotura libre, encienden los dos barrenos de ambos lados y de la misma hilera con el retardo número 2, así como el que está atrás del volado en primer lugar, lo que da como resultado que el barreno de la segunda hilera se pueda adelantar a los de enfrente, quedándose encerrado en el momento del encendido y efectuando una voladura defectuosa.

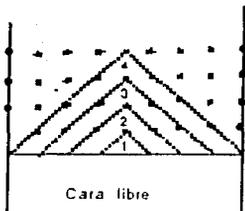


Fig. 43: El inconveniente de esta plantilla es que puede suceder que algún barreno central en el momento de estallar, no tenga salida libre, efectuándose una voladura defectuosa.

Para evitar lo anterior, se utiliza una plantilla como la mostrada en la figura 44. Los dos barrenos que están al centro se han dispuesto en la hilera de modo que tengan salida libre aunque sean los primero en estallar y de esta manera no se afecta el resultado final de la voladura.

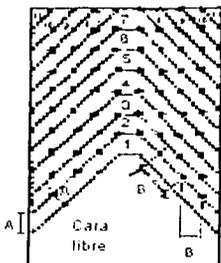


Fig. 44: Plantilla que mejora las condiciones de desprendimiento de la roca en la parte central.

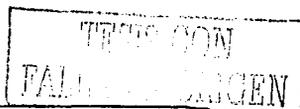
También se debe tener en cuenta la gran importancia que tiene la relación espaciamento-berma para la fragmentación. En la figuras 43 y 44 se puede observar que B' es mayor que B y A' es menor que A , en estas condiciones el aumento del espaciamento entre barrenos, y la disminución de la berma, permiten que la relación B/A sea mayor y por consiguiente la fragmentación de la roca aumente; además el material se acumula al centro facilitándose su carga.

5.5.3.1 Establecimiento de los datos necesarios para diseñar un patrón de barrenación.

La experiencia y muchos experimentos realizados principalmente por los suecos, ha resultado en un gran número de fórmulas y "reglas del pulgar" en el diseño de una barrenación relacionada con los factores involucrados. Primero hay que examinar las características estructurales de la roca, que deben ser vistas con atención. Una vez definido el patrón de barrenación y desde luego el consumo de explosivos relacionado podrá iniciarse el proceso de excavación.

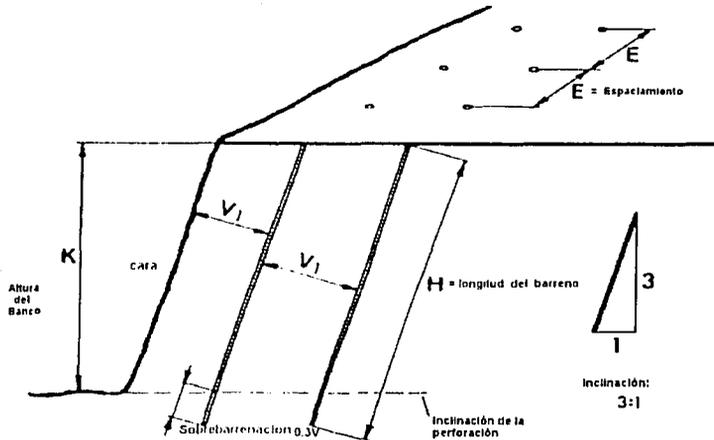
Terminología utilizada en el patrón de barrenación.

Los términos más importantes involucrados en el patrón de barrenación son los siguientes:



- Diámetro del barreno, d (mm.)
- Bordo, V (m), bordo práctico V1 (m.)
- Espaciamiento, E (m.)
- Sobrebarrenación (m.)
- Altura del banco, K (m.)
- Longitud del barreno, H (m.)
- Inclinación del barreno.

Estos factores dependen de los datos del barreno, del tipo de roca a explotar, de los explosivos a utilizar, del tamaño de roca demandada y, en general, de los resultados finales requeridos.



Existen muchas fórmulas teóricas diseñadas para calcular el bordo y el espaciamiento que serán utilizados y que cumplen con el conjunto de requerimientos. El camino más correcto es confiar en la experiencia y en algunas reglas simples para establecer los datos para la perforación del barreno a fin de obtener resultados exitosos en la voladura.

5.5.3.2 Calculo del bordo V

El bordo teórico (V) depende de la carga de fondo (Qp) que se coloca en el fondo del barreno, que a su vez depende del diámetro (d) de la perforación medido en el fondo, de la altura de la carga de fondo = (1.0 ... 1.3) . V) y de la densidad de carga. Además de la densidad de las perforaciones el tipo de roca y la fuerza del explosivo por unidad de peso tienen su efecto en la medida del bordo.

El bordo teórico puede ser calculado con la siguiente ecuación:

$$V = \frac{dp}{33} \sqrt{\frac{PS}{\bar{c} f \frac{E}{V}}}$$

Donde:

d_p = diámetro del agujero perforado medio en el fondo (mm)

P = densidad de la carga del explosivo (kg/dm³)

S = fuerza del explosivo

f = factor que depende de la inclinación de los barrenos.

Barrenos verticales $f = 1$

inclinación (3:1) $f = 0.9$

inclinación (2:1) $f = 0.85$

E/V = espaciamiento entre bordo, normalmente 1.25

\bar{c} = valor calculado de la constante de roca c

$\bar{c} \approx c + 0.05$, cuando $V = 1.4 - 15m$

$\bar{c} \approx 0.070/V + c$, cuando $V < 1.4m$

La constante de roca (c) es la cantidad mínima de explosivo (kg.) necesarios para extraer un m³ de roca, en una voladura normal a cielo abierto en roca maciza (por ejemplo granito), $c = 0.4$ kg./m³. En rocas más suaves, normalmente se incrementa c .

En la práctica sin embargo, los errores de barrenación tales como errores en la colocación del barreno y en la verticalidad del barreno deben considerarse al calcular el bordo práctico (V_1), que es el que se usará en el momento de la explotación de roca. Cuando la altura del banco es baja (V_1) puede ser calculado con la siguiente fórmula:

$$V_1 = V - 0.1 - 0.03H$$

Donde:

V_1 = bordo práctico (m.)

V = bordo teórico (m.)

0.1 = error (collaring) (m.)

0.03 H = error de alineación (m.)

Cuando la altura del banco es aproximadamente tres veces el bordo, el bordo práctico puede ser calculado simplemente con:

$$V_1 = 0.04 d$$

Donde: d = diámetro del barreno (mm)

o $V_1 = d$

Donde: d = diámetro del barreno (pulgadas)

5.5.3.3 Calculo del espaciamiento

En excavaciones normales el espaciamiento del barreno se obtiene por la fórmula:

$$E = 1.25 V_1$$

Como se vio anteriormente el valor de 1.25 puede variar dependiendo del tipo de roca. Normalmente aumentar el espaciamiento en relación con el bordo puede originar un producto de menor tamaño.



5.5.3.4 Evaluación de la longitud del barreno (H).

Las perforaciones deben normalmente quedar 0.3V más profundas que el nivel deseado en el piso de trabajo. En el caso de un barreno inclinado evidentemente la inclinación incrementa la longitud del barreno.

En el caso de perforar con barrenos inclinados la roca se rompe con mayor facilidad en la parte inferior del banco, obteniéndose una mejoría de 10% ó 15% en la voladura, esta inclinación normalmente es de 2:1 ó 3:1. La inclinación tiene además la ventaja de disminuir las fracturas en la roca en la parte superior del banco.

5.6 CARGA Y EXPLOSIÓN

5.6.1 Explosivos y accesorios usados en excavaciones a cielo abierto.

LA EXPLOSIÓN Y SUS EFECTOS EN UN BARRENO.

Los explosivos son compuestos químicos o mezclas los cuales en una reacción inicial forman grandes volúmenes de gases a alta temperatura y presión. Esta reacción es normalmente iniciada por un arreglo mecánico externo o un efecto creador de calor, usualmente detonadores (estopines y fulminantes)

La explosión en un barreno perforado puede ser explicado como sigue:

El explosivo forma una masa ardiente bajo grandes presiones. La temperatura puede aumentar a 4500°C y la presión puede exceder a 250000 bar. La explosión avanza como una onda frontal de impacto a una gran velocidad. La gran presión comprime el explosivo y el aumento de temperatura inicia una reacción química. La longitud de la zona de reacción varía de acuerdo al explosivo en cuestión de unos pocos milímetros a unos pocos centímetros. La velocidad de detonación (velocidad de explosión) varía entre 1500 m/s y 8500 m/s.

Cuando el explosivo está cargado (empaquetado) en un barreno perforado en una roca la onda de choque pasa a través de la roca. La roca primero se comprime y después se generan fuerzas de tensión. Esas fuerzas de tensión causan grietas primarias muy pequeñas, y su forma es usualmente radial, extendiéndose desde el centro del barreno. Bajo la influencia de la presión de los gases formados por el explosivo, esas grietas se expanden, la superficie libre de la roca se mueve hacia el frente, la presión disminuye y la tensión se incrementa en las grietas primarias, las cuales se expanden hacia la superficie, y un debilitamiento completo de la roca tiene lugar. El frente es consecuentemente roto y girado.

5.6.1.1 Propiedades requeridas de explosivos.

Las propiedades requeridas de explosivos usados en aplicaciones técnicas son:

- Eficiencia
- Manejo seguro
- Gran estabilidad
- Fácil detonación y buena explosibilidad
- Buenas características de emanaciones de gases.
- Toxicidad

La eficiencia y estabilidad: determinarán la aplicación de un explosivo, las otras características son más o menos comunes a todos los explosivos.

Cuando se compara la eficiencia de diferentes explosivos las siguientes características técnicas son de importancia:

- Velocidad de detonación (velocidad de la explosión)
- Propagación de la explosión
- Volumen específico de gas
- Calor de la explosión
- Potencia por unidad de peso
- Potencia por unidad de volumen
- Densidad de carga (densidad del explosivo).

La velocidad de detonación: es la velocidad (m/s.) a la cual la onda frontal de detonación avanza a través de una columna de explosivos. La velocidad de detonación juega una parte importante cuando la explosión es hecha en diferentes tipos de roca. Cuando se está seleccionado el explosivo que será utilizado, el factor a ser considerado es la impedancia del explosivo, el cuál es el producto de la velocidad de detonación y la densidad de la carga (explicada posteriormente), comparada a la impedancia de la roca concerniente. (La impedancia de la roca es igual la velocidad de onda en la roca por la densidad de la roca). El mejor efecto se obtiene si la impedancia del explosivo es igual a la impedancia de la roca, o es escasamente mayor.

Propagación de la explosión: es la calidad de un explosivo para continuar la reacción hasta la carga total o la velocidad para iniciar la siguiente carga a través de una distancia al aire libre.

Volumen específico del gas: es la cantidad de gas creado por un kilogramo de explosivo, en condiciones normales (0°C y 760 mm Hg.) y es expresado en l/ kg.

Calor de la explosión: es la cantidad de energía liberada cuando el explosivo estalla, y es usualmente expresado en kcal/kg. El trabajo hecho, o el efecto de la onda de presión del gas, dependen de la cantidad de calor y el volumen de gases creados por la explosión. En la expansión provocada por el calor 30-40%, el calor es convertido en trabajo mecánico.

Potencia/unidad de peso (s): es una relación que indica la energía de la explosión del explosivo, que es calculada del volumen de gas y el calor de la explosión:

$$s_z = \frac{5 \cdot \text{calor de la explosión}_z}{6 \cdot \text{calor de la explosión}_{35\% \text{ dyn}}} + \frac{1 \cdot \text{volumen del gas}_z}{6 \cdot \text{volumen del gas}_{35\% \text{ dyn}}}$$

donde:

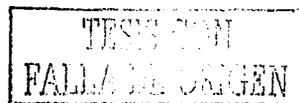
z = explosivo bajo consideración

35 % dyn = 35% de dinamita

$s_{35\% \text{ dyn}} = 1$

Densidad de la carga: significa la cantidad de explosivo en cierto volumen y es normalmente expresado en kg/dm³. De acuerdo a algunas fuentes la presión en la el barreno contra las paredes de la perforación es:

$$p \approx \frac{\Delta D^2}{4}$$



donde:

- p = presión de la explosión
- Δ = densidad de la carga
- D = velocidad de la explosión

La presión desarrolla la primera grieta en el barreno y depende de la presión contra las paredes del mismo.

Potencia/unidad de volumen ($P \cdot s$): muestra la eficiencia dada por un explosivo en diferentes densidades de carga comparadas con la eficiencia de una dinamita 35%, en las mismas densidades de carga.

5.6.2 TIPOS DE EXPLOSIVOS:

Un extenso rango de tipos de explosivos y grados se fabrica para obtener todos los requerimientos de voladuras. Incluyen:

- Gelatinas
- Gelignitas
- Dinamitas
- Explosivos en polvo

Todos los cuales contienen nitroglicerina

- Agentes explosivos de nitrato de amonio
- Slurries

Basados en TNT y nitrato de amonio

- Pólvora negra (grano y pelets)
- Explosivos seguros especialmente hechos para usarse en minas de carbón

Gelatinas.

Los principales componentes de las gelatinas son la nitroglicerina, nitroalgodón, nitrato de sodio y materiales celulosicos. Sus características son consistencia plástica, alta densidad, buena resistencia al agua, libre de vapores nocivos y una buena capacidad de almacenamiento.

Gelignitas.

Gelignitas es un tipo especial de explosivo gelatina que contiene nitroglicerina, nitroalgodón y nitrato de amonio con un suplemento de absorbente. Es este un poderoso explosivo de alta densidad con alta resistencia al agua.

Dinamitas.

Las dinamitas son mezclas explosivas que contienen nitroglicerina y nitroglicol coagulado. Contienen también nitrato de amonio y pasta de madera. La cantidad de nitroglicerina y nitroglicol en la mezcla determina la fuerza de las dinamitas (por ejemplo 35% de dinamita contiene 35% de una mezcla de nitroglicerina y nitroglicol). La resistencia al agua es satisfactoria porque los cartuchos son protegidos por una capa de cera fundida. Usualmente

como el valor del porcentaje se incrementa el explosivo se convierte en el más resistente al agua.

Las dinamitas son usadas en las cargas de fondo y con frecuencia en bajo porcentaje en las cargas de las columnas. Otro uso puede ser encontrado en trabajos de smooth-blasting y precorte en la forma de cargas prefabricadas.

Explosivos en polvo.

Los explosivos en polvo consisten esencialmente de nitrato de amonio con nitroglicerina o trinitrotolueno (TNT). Son explosivos de baja densidad con relativamente alta potencia, que bien utilizados ampliamente para trabajos en roca suave o media bajo condiciones moderadamente secas.

Agentes explosivos de nitrato de amonio.

Los explosivos de nitrato de amonio son en algunos casos llamados explosivos seguros por sus propiedades de manejo. Los productores de explosivos tienen diferentes nombres para varias composiciones:

ANFO (Nitrato de amonio y combustible)

ANFO es una mezcla de nitrato de amonio y combustible (aproximadamente 5.7%) el cual es mezclado normalmente en el sitio de trabajo. Es llamado "ammonite" si está empaquetado en cartuchos.

ANFO ha probado ser popular en cantera y minería. A pesar de su continuo éxito como explosivo comercial, tiene sus limitaciones:

- No tiene resistencia al agua
- Tiene baja densidad y baja potencia (potencia/volumen)
- Tiene una baja velocidad de detonación
- No puede ser explotado por un solo detonador normal

Aunque esas desventajas son compensadas con sus características de mejor acoplamiento a la roca (por ejemplo, contacto entre el explosivo y la pared del barreno perforado), completando el llenado del barreno, un alto grado de seguridad, y un bajo costo por unidad de peso, los ingenieros en minas sin embargo han encontrado los costos ocultos que pueden estar involucrados en el uso del ANFO.

Estos incluyen detalles tales como:

- Problemas en el fondo del barreno
- Bajo porcentaje de descarga
- Altos costos de mantenimiento en equipo de trituración.
- Exceso de barrenación

Por todas estas razones se utiliza normalmente en la parte baja del barreno un explosivo altamente confiable y ANFO o un explosivo de nitrato de amonio en la columna, con lo que se aprovecha el bajo costo del explosivo de nitrato de amonio evitando los problemas anteriormente citados.

TECNOLOGIA
FALLA DE ORIGEN

Explosivos Slurry.

Estos explosivos contienen nitrato de amonio, TNT, agua y sustancias para mantener el explosivo homogéneo. Las propiedades de alguna composición individual dependen del tipo de proporciones de los ingredientes sólidos.

Los Slurries son específicamente diseñados para explosiones en barrenos largos y condiciones humedad. Ellos son relativamente insensibles a los iniciadores y por lo tanto necesitan ser iniciados con un primer explosivo. Esos primeros explosivos son TNT comprimido o un iniciador especial. Los Slurries son resistentes al agua y son también bombeados directo dentro del barreno o aplicados en bolsas de plástico.

Las proporciones de nitrato de amonio, TNT y agua son normalmente 65.5/20/14.5. La mezcla detona en barrenos de 100 mm o más. La máxima energía es obtenida con un slurry de 71/18/11, pero se requiere un gran diámetro del barreno. Si los slurries son usados en barrenos pequeños, el porcentaje de TNT debe ser incrementado a 30-35%. En esta composición el slurry puede ser detonado en un diámetro de barreno menor a 35 mm. Esto también se aplica si el nitrato de amonio (AN) es sustituido por nitrato de sodio (SN), en la proporción de 30/30/30/10 de AN/SN/TNT/H₂O. El costo es entonces incrementado sobre 35% y su densidad es mayor y puede ser arriba de 1.70 kg./dm³.

La figura 45 muestra varias formas de carga del banco con el explosivo

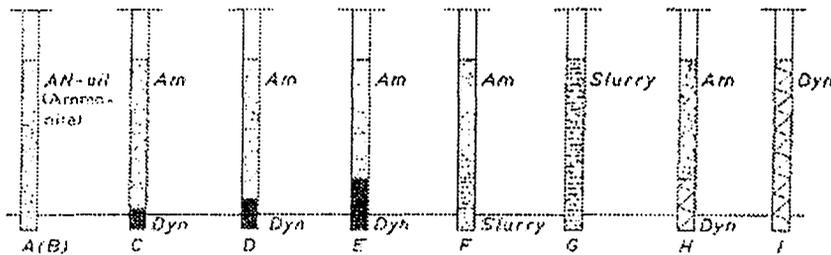


Fig. 45. Varias alternativas para carga del banco

La tabla 12 muestra el rompimiento relativo de volumen de roca/barreno.

Alternativa	Carga del explosivo de fondo			Explosivo carga de columna	Rompimiento relativo volumen/barreno
	V	0.6 V	0.4 V		
A	ANFO	Dinamita	Dinamita	ANFO	0.81 - 1.08
B	Amonita			Amonita	
C				ANFO/Amonita	1.28
D				ANFO/Amonita	1.40
E	Dinamita			ANFO/Amonita	1.50
F	Slurry			ANFO/Amonita	1.21
G	Slurry			Slurry	1.21
H	Dinamita			ANFO/Amonita	1.00
I	Dinamita			Dinamita	1.00

Tabla 12. Rompimiento relativo entre volumen/barreno.

DE ORIGEN

5.6.3 Selección de explosivos.

En la superficie de minas y canteras todo el rango de explosivos puede encontrar aplicación por la variedad de combinaciones de las condiciones presentes en ella.

La mejor colocación de explosivos o combinaciones de explosivos para un conjunto de condiciones dadas, puede solamente ser determinada después de que muchos factores han sido considerados, cada uno apuntando a un requerimiento particular del explosivo tales como potencia, densidad, grado de resistencia al agua, sensibilidad de detonación y propagación, etc. Los principales factores para tomarse en cuenta son:

- Depósitos en estratos que van a ser volados: Estos podrían variar considerablemente desde láminas de pizarra suave hasta granitos duros y masivos. En el mejor caso una baja densidad, baja potencia del explosivo podría ser suficiente, mientras que para el último una alta potencia, alta densidad de explosión serían requeridas.
- Grado de fragmentación requerido: Esto dependerá del tipo de equipo de carga utilizado y más específicamente en el tamaño del cucharón utilizado en la máquina cargadora. Otras cosas serán iguales, un más alto grado de fragmentación podría ser requerido para una draga que para un cargador tipo pala. Para un esquema de colocación de barrenos dado el grado de fragmentación obtenido dependerá de la concentración de la energía del explosivo provisto en los barrenos perforados y serán gobernados por la potencia y la densidad del explosivo empleado.
- Condiciones del barreno: Estas podrían variar de completamente mojadas a completamente secas. Para condiciones secas puede ser empleado cualquier tipo de explosivo que tenga la apropiada potencia y densidad para el banco a ser explotado. Para condiciones húmedas un tipo de explosivo resistente al agua, (por ejemplo nitroglicerina, gelatina o slurry) se requiere. Donde los barrenos están parcialmente llenos con agua, un explosivo con resistencia al agua debe ser usado a fin al menos hasta que la columna de carga esté arriba del nivel del agua.
- Diámetro del barreno. Este puede variar considerablemente de 48 mm a 300 mm (12") o más. El diámetro del barreno puede influir en el tipo de explosivo que deba ser usado, y generalmente a diámetro más pequeño corresponde mayor sensibilidad dada por la composición del explosivo (para iniciar y propagarse a través de la columna).

5.6.3.1 Determinación de la carga de explosivos.

Las cargas utilizadas en una explotación normal a cielo abierto son: la carga de fondo (Q_b) y la carga de columna (Q_c) y se distribuyen en el interior del barreno como se ilustra en la siguiente figura:

TRABAJO CON
FALLA DE ORIGEN

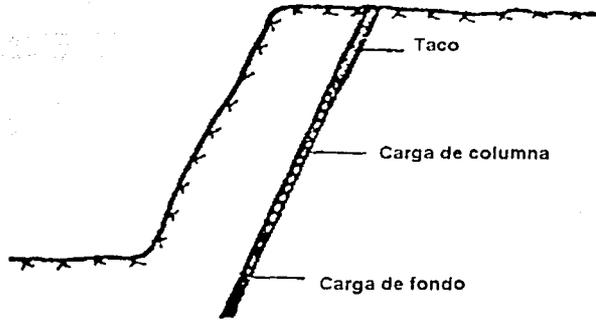


Fig. 46. Colocación normal de las cargas en un barreno perforado

5.6.3.2 CALCULO DE LA CARGA DE FONDO, Q_b

El propósito de la carga de fondo es el de cortar la roca a la profundidad requerida. Cuando se ha determinado el bordo y el espaciamiento aplicando las fórmulas:

$$V = \frac{d_p}{33} \sqrt{\frac{P \cdot s}{\bar{c} \cdot f \cdot \left(\frac{E}{V}\right)}} \quad \dots(1)$$

$$V_1 = V - 0.1 - 0.03H \quad \dots(2)$$

σ'

$$V_1 = 0.04d \quad \dots(3)$$

$$E = 1.25V \quad \dots(4)$$

$$H = K + 0.3V + H_1 \quad \dots(5)$$

La carga de fondo se puede determinar como sigue:

- Para alturas de banco menores que $1.8 \cdot V$, se usa una carga de fondo de altura $H-V$.
- Para alturas de banco mayores a $1.8 \cdot V$, la carga de fondo puede ser calculada como sigue:

$$P_b = \bar{c} V^2 \quad \dots (6a)$$

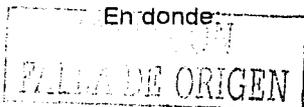
En donde:

P_b = Carga de fondo por metro de barreno, kg/m
 c = constante calculada de la "constante de roca" (c)
 V = Bordo teórico

o cuando la densidad de la carga es aproximadamente = 1.27 kg/dm^3 :

$$P_b = \frac{d^2}{1000} \quad \dots (6b)$$

En donde:



P_b = carga de fondo (kg./m)
 d = diámetro del barreno en el fondo (mm.)

Algunos valores de P_b se dan en la tabla 13 para varios diámetros de barreno.

Diámetro de barreno en el fondo d (mm)	Carga de fondo P_b (kg./m.)	Carga de la columna P_c (kg./m.)	Bordo teórico V (m.)
25	0.63	0.25	1.15
29	0.84	0.34	1.3
32	1.0	0.4	1.5
38	1.4	0.6	1.8
44	1.9	0.8	2.0
50	2.5	1.0	2.3
63	4.0	1.6	3.0
75	5.6	2.3	3.5

Tabla 13: Bordo teórico, carga de fondo y carga de columna como función del diámetro de barreno en el fondo.

La longitud de la carga de fondo cuando alcanza una profundidad de $0.3 \cdot V$ por debajo de la línea teórica de piso y una distancia V por arriba de ésta puede calcularse de la fórmula:

$$h_b = 1.3 \cdot V \quad \dots (7)$$

En donde:

h_b = longitud de la carga de fondo (m).

La carga de fondo Q_b (kg.) se calcula aplicando la fórmula:

$$Q_b = 1.3V \cdot P_b \quad \dots (8)$$

Los valores del bordo teórico dados en la tabla anterior, consideran que se usa una dinamita 35% y una densidad de carga de 1.27 kg/dm^3 .

Cuando la densidad de carga es más pequeña o bien son utilizados explosivos distintos a la dinamita 35%, el bordo teórico puede ser calculado aplicando la fórmula (1), y usando este valor, la carga de fondo puede obtenerse con las fórmulas 6ª, 7 y 8.

Otra manera de calcular el bordo para diferentes explosivos y densidades de carga es la utilización de la siguiente fórmula:

$$\frac{V_x}{V_1} = \sqrt{\frac{S_x \cdot P_x}{S_1 \cdot P_1}}$$

En donde:

V_x = Bordo por ser determinado

V_1 = Bordo proporcionado por la tabla

S_x = Fuerza/peso del explosivo usado

P_x = Densidad de carga del explosivo usado

S_1 = Fuerza/peso de la dinamita 35% ($S = 1$)

P_1 = Densidad de carga de la dinamita 35% ($P = 1.27 \text{ kg/dm}^3$)

La velocidad de explosión del explosivo usado deberá ser cercano a la de la dinamita 35% cuando se use la fórmula anterior. Esto se debe a que la fuerza de corte de la carga de fondo es determinada en parte por la velocidad del explosivo.

Cuando la constante de la roca c sea distinta a 0.40 kg/m³ (el valor en que están basadas las tablas) los valores dados en la tabla pueden ser ajustados ya sea disminuyendo el bordo o incrementando la carga, lo que conduce a barrenaciones de mayor diámetro.

El cambio de bordo puede calcularse con exactitud razonable por medio de la fórmula:

$$V_x = \sqrt{\frac{c}{c_x}} \cdot V$$

Donde:

- V_x = Bordo cambiado
- c = constante de roca = 0.4
- c_x = nueva constante de roca (usualmente más grande que c)
- V = bordo dado en la tabla

La carga requerida puede ser calculada mejor primero determinando el nuevo diámetro y entonces buscando la carga adecuada en la tabla.

El nuevo diámetro del barreno puede ser calculado aplicando la fórmula:

$$d_x = \sqrt{\frac{c_x}{c}} \cdot d$$

En donde:

- d_x = nuevo diámetro del barreno (mm)
- c = constante de roca (0.4)
- c_x = nueva constante de roca (usualmente mayor que c)
- d = diámetro del barreno dado en la tabla (mm)

5.6.3.3 CALCULO DE LA CARGA DE COLUMNA, Q_c

Cuando la altura del banco excede $1.8 \cdot V$, se usa una carga de columna sobre la carga de fondo. Esta se extenderá hasta una altura de $0.5V$, V medida a partir de la parte superior del barreno. La longitud restante deberá llenarse con arena u otro material similar (taco).

La función de la carga de columna es la de facilitar la extracción de la roca y de permitir el control del tamaño de la roca y del lanzamiento de la misma.

La carga de la columna por metro de barreno es del 40 al 100% de la carga de fondo por metro, dependiendo del lanzamiento permitido, del tamaño de los bloques requeridos y del vuelo de las piedras.

La carga de columna mínima que garantizará la extracción de la roca en corte a cielo abierto normales, por ejemplo en granito sólido es:

$$P_c = 0.4 \cdot P_b$$

En donde:

P_c = carga de columna (kg./m.)
 P_b = carga de fondo (kg./m.)

Cuando la roca está fracturada o es dura (correosa), rocas ígneas oscuras (gabro y peridotita) o anfíbolita, la carga de columna por metro de barreno (kg./m.) será:

$$P_c = 0.5 \dots 0.6 P_b$$

La altura de la carga puede calcularse restando la altura de la carga de fondo (= 1.3 V) y la altura del taco (= V) de la longitud total del barreno.

Por lo mismo:

$$h_c = H - 2.3V$$

En donde:

h_c = longitud de la carga de columna (m.)
 H = longitud del barreno (m.)
 V = bordo (m.)

El peso de la carga de columna requerida puede ser calculada en la fórmula:

$$Q_c = h_c \cdot P_c$$

En donde:

Q_c = Peso de la carga de la columna (kg.)
 h_c = longitud de la carga de la columna (m.)
 P_c = peso de la carga de columna por metro (kg./m.)

5.6.3.4 CARGA TOTAL EN EL BARRENO Q_{TOT}

La longitud de carga en el barreno es:

$$h_{TOT} = h_b + h_c \quad (\text{m})$$

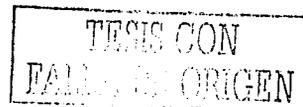
y en peso es:

$$Q_{TOT} = Q_b + Q_c \quad (\text{KG})$$

5.6.3.5 CARGA ESPECIFICA, q

El conocimiento de la carga específica es de especial importancia en la etapa de planeación cuando se determina el tamaño de los bloques deseados y su colocación después de la voladura. La carga específica puede ser calculada usando la fórmula:

$$q = \frac{Q_{TOT}}{V_1 \cdot E \cdot K}$$



En donde:

q = carga específica (kg./m³)

Q_{TOT} = Peso de la carga total en la perforación

V_1 = Bordo práctico (m.)

E = espaciamiento (m.)

K = altura del banco (m.)

5.6.4 Explosión controlada.

Cuando la carga del explosivo estalla en el barreno las grietas se forman en la roca ocurre con frecuencia en la sobreexcavación. Esto es indeseable, por ejemplo en la construcción de las bases o paredes de túneles y algunos métodos para obtener el perímetro exacto para la explosión han sido desarrollados como respuesta a lo anterior. Hay diseños para excavar una roca con especificaciones estrictas, para provocar una superficie bien cortada y mantener la roca tan sólida como sea posible.

Los principales métodos utilizados son smooth blasting (voladura amortiguada) y presplitting (precorte), y requieren cuidado para la barrenación y explosión. En ambos casos el espaciamiento del barreno es más pequeño que el usual, la densidad de la carga es menor, y se deja un espacio alrededor de la carga en el barreno perforado. El propósito del espacio es para acojinarse el estallido y prevenir que se formen grietas, o que los gases de la explosión se propaguen hacia la roca que se pretende mantener sólida. En lugar de esto, la roca principal es abierta a lo largo de una línea de barrenos, y así el contorno se preforma.

Las pruebas han mostrado que las cargas son más efectivas cuando se tiene una forma cilíndrica, en el barreno, y se obtienen mejores resultados si las cargas son detonadas instantáneamente.

El smooth blasting y el presplitting difieren principalmente en el hecho de que el smooth blasting ocurre después de que los barrenos principales han explotado, mientras que el presplitting ocurre antes de que la carga primaria sea detonada. El presplitting también abarca un espaciamiento de barreno menor y una carga mayor que el smooth blasting. En el smooth blasting, el resultado depende del radio del espaciamiento (E) del bordo (V) el cual debe ser $E/V \leq 0.8$. Si el bordo es demasiado grande, la carga será ineficaz o por otro lado debe ser usada una carga más pesada, la cual pondrá en peligro la roca que se desea mantener. Pero si el bordo es demasiado pequeño la explosión de la carga tenderá hacia adelante, produciendo un diámetro áspero.

En ambos casos la sobrecarga debe excitarse no solo en los barrenos del contorno sino también en los barrenos adyacentes donde las vibraciones causarán grietas que dañarán el contorno a proteger.

5.6.4.1 Bordo, espaciamiento y cantidad de explosivos necesarios.

La siguiente tabla muestra la relación entre el espaciamiento, bordo y carga en el presplitting y el smooth blasting basadas en experiencias de varios países.

Los valores de espaciamiento en la tabla 14 son valores máximos con los que buenos resultados han sido obtenidos. Siempre que el espaciamiento del barreno (E) esté disminuyendo el bordo (V) debe ser incrementado para mantener el valor constante de E a V .

Diámetro del barreno ϕ mm	Carga kg/m.	Smooth blasting		Presplitting E (m.)
		E (m.)	V (m.)	
30	0.10	0.5	0.7	0.25 ... 0.60
37	0.12	0.6	0.9	0.30 ... 0.60
44	0.17	0.6	0.9	0.30 ... 0.60
50	0.25	0.8	1.1	0.45 ... 0.70
62	0.35	1.0	1.3	0.55 ... 0.80
75	0.5	1.2	1.6	0.60 ... 0.90
87	0.7	1.4	1.9	0.70 ... 1.0
100	0.9	1.6	2.1	0.80 ... 1.2

Tabla 14. Bordo, espaciamento y carga en perímetro exacto de la explosión. La densidad de barrenación en presplitting depende mucho del tipo de roca.

Para el presplitting obviamente solo el valor de E es dado. Con valores más pequeños de E el resultado ha sido mejor que con los valores más grandes que los dados en la tabla anterior.

5.6.4.2 Sistemas de iniciación usados en varios métodos para obtener un perímetro exacto de la explosión.

El diámetro de la explosión puede ser dividido en más detalles como los siguientes:

- A. Presplitting
 - a) Presplitting antes de la explosión del banco
 - b) Presplitting junto con el banco a ser explotado
- B. Smooth blasting
 - a) Perímetro volado después de la explosión del banco
 - b) Perímetro volado junto con el banco explotado.

Los dos métodos de presplitting son ilustrados en las siguientes figuras 47 y 48.

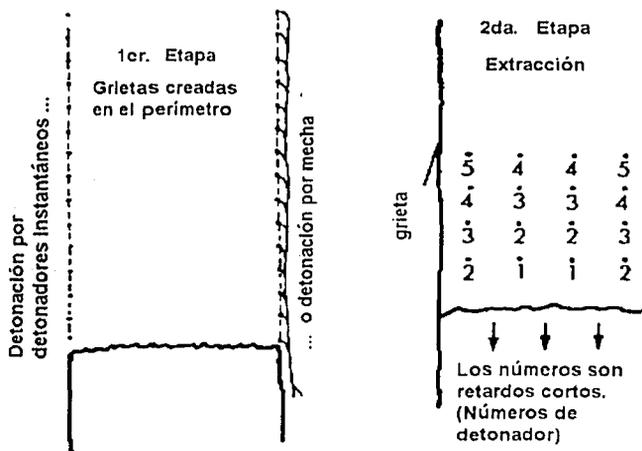
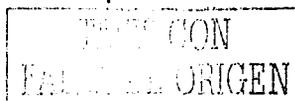


Fig. 47. El diagrama ilustra el principio de presplitting antes de que el banco sea volado.



El perímetro de la grieta es hecha antes de la explosión de los barrenos del banco.

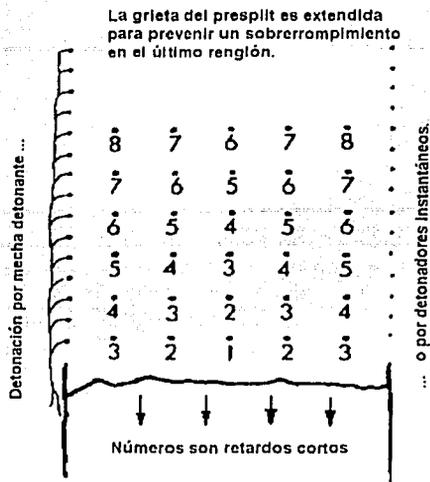


Fig. 48. El diagrama ilustra el principio de presplitting cuando este se inicia junto con la explosión del banco de barrenos.

La explosión suave del perímetro después, y junto con, el campo principal explotado es ilustrado en las figuras 49 y 50.

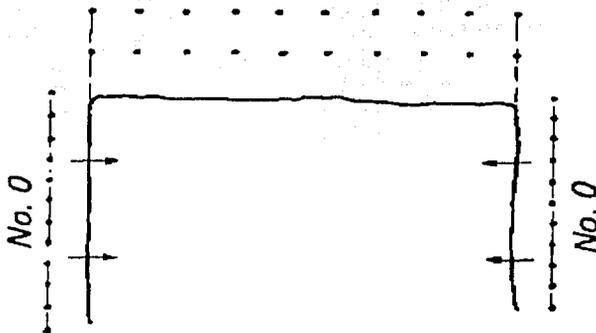


Fig. 49. Explotación del perímetro después de la explosión principal.

HECHO CON
ETIQUETA DE ORIGEN

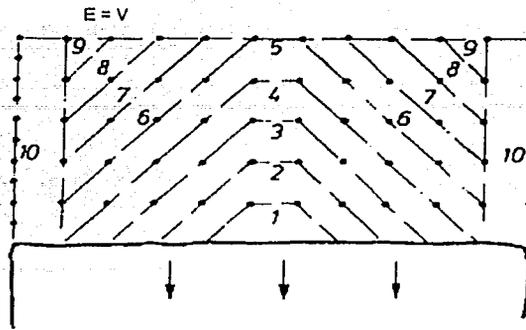


Fig. 50. Explotación del perímetro junto con la explosión principal

En ambos, presplitting y smooth blasting la detonación está arreglada de tal forma que la línea de barrenos explote simultáneamente. Los detonadores usados son detonadores eléctricos y el iniciador es en muchos casos desarrollado por un cordón detonante.

Cuando las vibraciones deben ser mínimas, la iniciación de detonadores de corto retardo pueden ser arreglados de modo que los primeros cinco barrenos sean iniciados con el detonador No. 1, los siguientes cinco con el No. 2 y así sucesivamente, o alternando sucesivamente los barrenos que puedan ser iniciados, por ejemplo, el barrenos No. 1 con el detonador No. 1, el barreno No. 2 con el detonador No. 2 y continuar de la misma forma. En estos casos los intervalos de los detonadores deben ser tan cortos como sea posible. Cuando se usen detonadores sucesivos en barrenos sucesivos los valores para el espaciamiento del barreno dado en la tabla debe ser decrementados sobre 40...50%.

5.6.5 Revisión de la barrenación y corrección de defectos.

Antes de realizar la carga de explosivos debe revisarse las condiciones en que se encuentran los barrenos (Fig. 51); si presentan obstrucciones, huecos o agua pueden ocasionar que el resultado de la voladura sea defectuoso. Para evitar esto, cualquier obstrucción del barreno deberá ser retirada ya sea con el atacador o por algún otro medio, si contiene agua o humedad se deberá usar explosivos resistentes a esas condiciones y si se tienen huecos estos deberán corregirse.

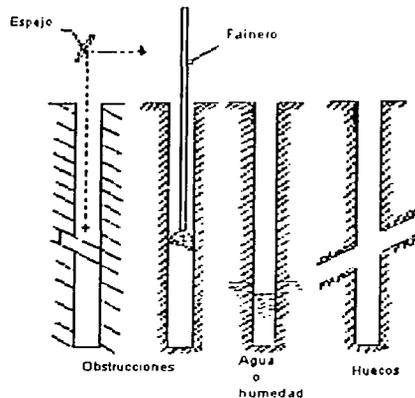


Fig. 51: Revisión de un barreno.

TESIS CON
FALLAS POR ORIGEN

La corrección de los huecos es necesaria ya que ocasionan pérdida de energía del explosivo y por consiguiente que su desempeño sea defectuoso. También la energía subterránea ocasiona los ya mencionados problemas.

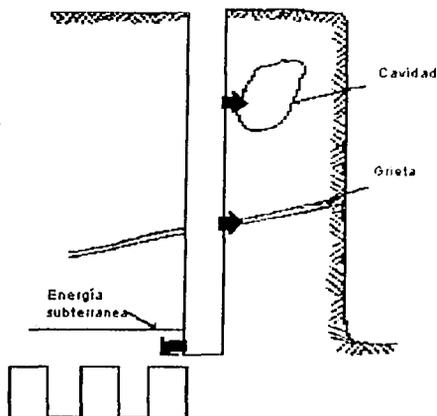


Fig. 52: Pérdida en la energía del explosivo en zonas débiles.

Cuando el hueco se encuentra en la parte inferior del barreno, se puede rellenar con material inerte como arena o tierra y posteriormente depositar el explosivo; también se puede colocar un tapón en la boca del hueco evitando así el paso del explosivo.

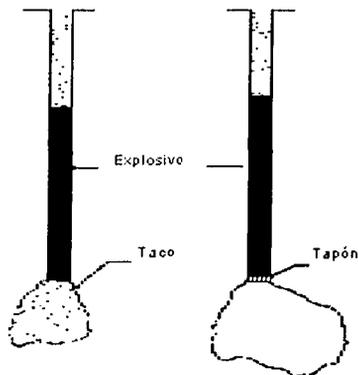


Fig. 53: Corrección de un hueco en la parte inferior del barreno.

Si el hueco no se encuentra en la parte inferior del barreno, se depositará el explosivo hasta donde empieza el hueco rellenándose éste de material inerte formándose así un taco y después se depositará la carga explosiva faltante. Es importante notar que se necesitarán dos cebos para iniciar las cargas ya que quedaron separadas por el taco.

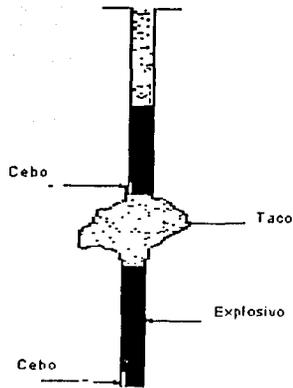


Fig. 54: Corrección de un hueco intermedio del barreno.

Cuando el problema es una grieta y ésta se detecta durante la barrenación, se rellenará con mortero de arcilla o cemento y se volverá a barrenar.

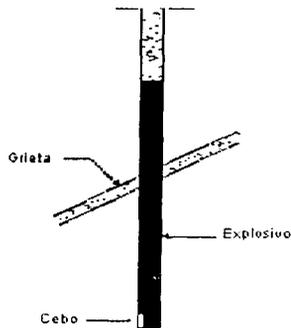


Fig. 55: Corrección de una grieta.

Puede darse el caso que un mismo barreno presente varios problemas: huecos, grietas, capas de material débil, etc., para solucionar esto pueden usarse varios tacos intermedios. Un ejemplo de ello es la siguiente figura.

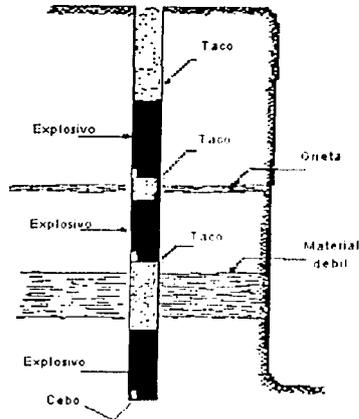


Fig. 56: Corrección de diversos problemas en un barreno usando tacos.

Cuando se tienen capas muy resistentes en la parte alta del banco, se pueden formar dos tacos a manera de aumentar el explosivo precisamente en la parte alta. Otra forma es haciendo barrenos auxiliares en la zona del taco para que ayuden en el momento de la explosión a la rotura de la capa resistente.

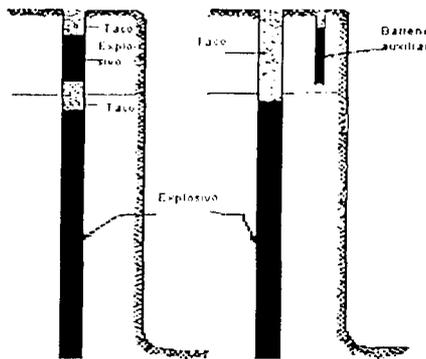


Fig. 57: Métodos para romper capas muy resistentes en la parte alta.

En rocas fisuradas se debe tener muy en cuenta la dirección de la estratificación para no crear casos de inestabilidad que pueden ocasionar desprendimiento de bloques de roca, barrenos cortados, etc., que resultan peligrosos y además perjudican los resultados que se persiguen. Las figuras siguientes muestran algunos ejemplos de los mencionados.

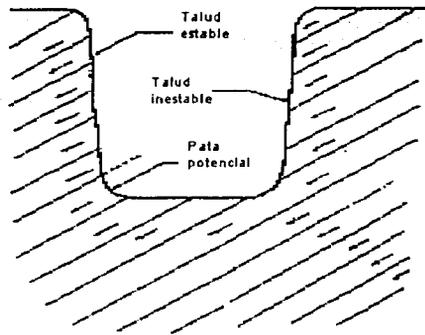


Fig. 58. Efecto del echado de la roca en la estabilidad de taludes y en la formación de patas.

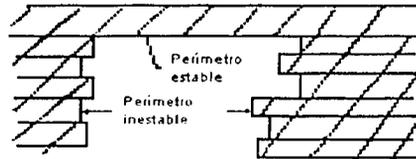


Fig. 59: Efecto de la estratificación en la estabilidad de la excavación. (Planta).

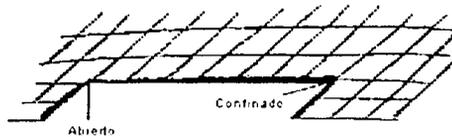


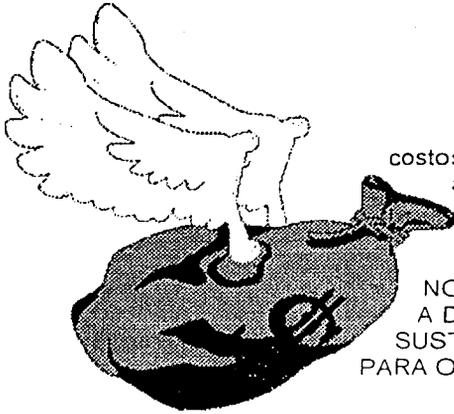
Fig. 60: Rincones abiertos y confinados, causados por la estratificación (Planta).

5.6.6 EJEMPLO

Se presenta el esquema de solución de un problema en el que se analizan dos alternativas, para seleccionar la más económica. Los precios de los insumos no corresponden a alguna fecha en particular, por lo que para calcular un caso real deberán sustituirse los datos numéricos por los correspondientes a la fecha del análisis. La secuencia es la importante. Se han utilizado algunas simplificaciones para hacer el ejemplo más sencillo, recordemos que el consumo de explosivo, por ejemplo puede variar de acuerdo con la roca y su fragmentación o irregularidades.



FALLA DE ORIGEN



* Debido a la variación del tipo de cambio, los costos del material y equipo no corresponden a la realidad actual.

NOTA: LOS PRECIOS MANEJADOS CORRESPONDEN A DICIEMBRE DE 1993, SUSTITUIR EL VALOR DEL DÓLAR A LA FECHA ACTUAL, PARA OBTENER LOS PRECIOS ACTUALES.

5.6.6.1 EJEMPLO DE ANÁLISIS BÁSICO

CONCEPTO: BARRENACIÓN, CARGA Y VOLADURA UTILIZANDO EXPLOSIVOS APROPIADOS PARA OBTENER LA FRAGMENTACIÓN REQUERIDA DE LA ROCA, CON LA TOLERANCIA DE PESO A QUE DEBE SUJETARSE.



I. DATOS GENERALES DE EXPLOTACIÓN DEL BANCO.

		UNIDAD	TRACK DRILL	T4-WH
1.-	Diámetro del barreno	Pulg. (cm.)	3.0 (7.62)	6.5 (16.51)
<u>PLANTILLA DE BARRENACIÓN:</u>				
2.-	Bordo	m	2.8	5.6
3.-	Espaciamiento	m	3.5	7.0
4.-	Longitud de barrenación	m	9.0	22
5.-	Altura del banco	m	8.15	20
6.-	Volumen de material por barreno 2 x 3 x 5	m ³	79.87	784
7.-	Barrenación específica 4+6	m/m ³	0.1127	0.028
8.-	Carga de fondo (Tovex)	m. Kg.	1.93 10.83	4.4 130.7
9.-	Carga de columna (Supermexamón)	m.	4.27	12.0

		Kg.	15.58	205.5
10.-	Taco 10 = Bordo	m	2.8	5.6
11.-	Carga específica Puntos (8+9)/6	Kg./m ³	0.33	0.43
12.-	Tipo de perforadora	I.R.	CM-350	T4-WH
13.-	Velocidad de barrenación (Gross)	m/hr.	14	20

II. ANÁLISIS.

1.- Extracción

1.A.- EXTRACCIÓN CON TRACK-DRILL

1.1.A.- Barrenación

a).- Equipo

Perforadora CM-350	\$78.46/hr
Compresor 600 PCM	\$55.05/hr
	<u>\$133.51/hr</u>

Barrenación específica = 0.1127 m/m³ en banco

Velocidad de barrenación = 14 m/hr.

b).- Operación (turnos de 10 horas)

Compresorista	\$ 47.54/t
Operador de Perforadora	\$ 46.18/t
Ayudante	<u>\$ 37.76/t</u>
	\$131.48/t
Herr. Y Eq. De Seg. (2%)	<u>\$ 2.63/t</u>
	\$134.11/t

c).- Acero de barrenación

	COSTO/UNID	IMPORTE	VIDA	IMPORTE/VIDA X 0.1127
3 Barras de ext.	\$729.47	\$2,188.47	1,800	\$0.14/m ³
3 Coples	\$162.11	\$ 486.33	900	\$0.06/m ³
1 Zanco	\$547.93	\$ 547.93	2,100	\$0.03/m ³
1 Broca	\$302.58	\$ 302.58	450	\$0.08/m ³

$$\frac{\$0.31}{m^3}$$

$$\text{CARGO TOTAL POR BARRENACIÓN} = \frac{\$1.52}{m^3}$$

1.B.- EXPLOSIVOS

A.- Materiales

Carga específica = 0.33 kg/m³

Carga = 26.41 Kg. /barreno

a).- Cargo de fondo = 10.83 Kg. de tovox 700

Costo del tovox 700 = \$14.12/kg

$$\text{Cargo} = \frac{\$14.12 / \text{kg} \times 10.83 \text{ kg} / \text{barr}}{79.87 m^3 / \text{barr}} = \$1.91 / m^3$$

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

b).- Carga por columna = 15.58 kg
 Supermexamón \$3.40/kg

$$\text{Carga} = \frac{\$3.40 / \text{kg} \times 15.58 \text{kg} / \text{barr}}{79.87 \text{ m}^3 / \text{barr}} = \$0.66 / \text{m}^3$$

c).- Estopines MS=\$9.54/pza

$$\text{Carga} = \frac{\$9.54 / \text{pza} \times 1 \text{pza} / \text{barr.}}{79.87 \text{ m}^3 / \text{barr}} = \$0.12 / \text{m}^3$$

d).- Alambre TW-20 = \$0.21/m

$$\text{Carga} = \frac{2(11 \text{ m} - 5 \text{ m}) \times \$0.21 / \text{m}}{79.87 \text{ m}^3 / \text{barr.}} = \$0.03 / \text{m}^3$$

\$2.72/m³

B.- Mano de Obra (turnos de 10 horas)

Cuadrilla para poblado y tronado:

1 Poblador	\$ 41.68/t
2 Cargadores X \$46.18	\$ 92.36/t
2 Ayudantes X \$37.76	<u>\$ 75.52/t</u>
	\$ 209.56/t

Herr. Y Eq. De Seg. (2%)	<u>\$ 4.19/t</u>
	\$ 213.75/t

\$0.06/m³

C.- Equipo

Para sopleado de la barrenación:

Compresor 600 PCM \$ 55.05/hr

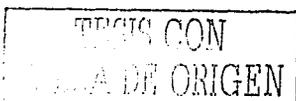
$$\text{Operador} = \frac{\$47.54 / \text{t} \times 1.02}{10 \text{hr} / \text{t} \times 0.75} = \$ 6.47/\text{hr}$$

\$ 61.52/hr

$$\text{Carga} = \frac{\$61.52 / \text{hr} \times 6 \text{min} / \text{barr.}}{45 \text{min} / \text{hr} \times 79.87 \text{ m}^3 / \text{barr}} = \underline{\underline{\$0.10 / \text{m}^3}}$$

CARGO POR EXPLOSIVOS

\$2.88/m³



1.- EXTRACCIÓN = \$ 4.40/m³

1.C.- EXTRACCIÓN CON MAQUINA ROTATORIA.

A.- Barrenación

a).- Equipo

Perforadora T4-WH \$ 224.15/hr
 Compresor Alta Presión \$ 63.76/hr
\$ 287.91/hr

Barrenación específica = 0.028 m/m³
 Velocidad de barrenación = 20 m/hr

$$\text{Cargo} = \frac{\$287.91 / \text{hr} \times 0.028 \text{ m} / \text{m}^3}{20 \text{ m} / \text{hr}} = \$0.40 / \text{m}^3$$

b).- Mano de Obra

0.5 Cabo x \$ 44.04/t \$ 22.02/t
 1 Perforista \$ 46.18/t
 1 Ayudante \$ 37.76/t
 1 Compresorista \$ 47.54/t
\$ 153.50/t

Herr. Y Eq. De Seg. (2%) \$ 3.07/t
\$ 156.57/t

$$\text{Cargo} = \frac{\$156.57 / \text{t} \times 0.028 \text{ m} / \text{m}^3}{10 \text{ hr} / \text{t} \times 0.75 \times 20 \text{ m} / \text{hr}} = \$0.03 / \text{m}^3$$

c).- Acero de Barrenación.

	No. de pza.	Costo Unit. U. S.	Costo Total U. S.
Tubería 5 1/2" ø	3	1,045.00	\$ 3,135.00
Sustituto de 5 1/2" ø	3	766.00	\$ 2,298.00
Portabarrena de 5 1/2" ø	1	919.00	\$ 919.00
		<u>U.S.</u>	<u>\$ 6,352.00</u>

Vida Útil = 6,000 horas

$$\frac{\text{US } 6,352.00 \times \$3.3304 / \text{US} \times 1.15}{6,000 \text{ hr}} = \$4.05 / \text{hr}$$

$$\text{Cargo} = \frac{\$4.05 / \text{hr} \times 0.028 \text{ m} / \text{m}^3}{20 \text{ m} / \text{hr}} = \$0.01 / \text{m}^3$$

TECNOLOGIA
 FALLA DE ORIGEN

Martillo:

$$\frac{US\$4,160.00 \times \$3.3304 / US \times 1.15 \times 1.4}{6,000 \text{ hr}} = \$3.72 / \text{hr}$$

$$\text{Carga} = \frac{\$3.72 / \text{hr} \times 0.028 \text{ m} / \text{m}^3}{20 \text{ m} / \text{hr}} = \$0.01 / \text{m}^3$$

Broca de 6 1/2" ø :

$$\frac{US\$640.00 \times \$3.3304 / US \times 1.15 \times 0.028 \text{ m} / \text{m}^3}{350 \text{ m}} = \$0.20 / \text{m}^3$$

\$0.22/m³

CARGO POR BARRENACIÓN = \$ 0.65/m³

1.B.- EXPLOSIVOS.

A.- Materiales

a).-

Carga específica = 0.44 kg/m³

Cargo de fondo = 130.7 Kg. de Tovex Extra

Costo del Tovex Extra = \$14.12/kg

$$\text{Carga} = \frac{\$14.12 / \text{kg} \times 130.7 \text{ kg} / \text{barr.}}{783 \text{ m}^3 / \text{barr.}} = \$2.35 / \text{m}^3$$

b).- Carga de columna 205.5 kg. de Anfomex
Costo del Anfomex = \$2.40/kg

$$\text{Carga} = \frac{\$2.40 \text{ kg} \times 205.5 \text{ kg} / \text{barr.}}{784 \text{ m}^3 / \text{barr.}} = \$0.63 / \text{m}^3$$

c).- Iniciador Detomex No.1

Uno es el fondo + 2 a cada 7 m
Igual a 3 piezas

$$\text{Carga} = \frac{\$20.10 / \text{pza.} \times 3 \text{ pzas} / \text{barr.}}{784 \text{ m}^3 / \text{barreno}} = \$0.08 / \text{m}^3$$

d).- Estopines MS \$9.50/pza

$$\text{Carga} = \frac{\$9.50 / \text{pza.} \times 1 \text{ pza} / \text{barr.}}{784 \text{ m}^3 / \text{barreno}} = \$0.01 / \text{m}^3$$

e).- Primacord Reforzado.

22 metros / barreno

ESTADO CON
DE ORIGEN

$$\text{Cargo} = \frac{\$1.67 / m \times 22 m / \text{barreno}}{784 m^3 / \text{barreno}} = \$0.05 / m^3$$

f).- Alambre TW-20 \$ 0.21/m

$$\text{Cargo} = \frac{40.5m \times \$0.21 / m}{784 m^3 / \text{barr.}} = \$0.01 / m^3$$

g).- Guía TW-14

$$\text{Cargo} = \frac{1 m / \text{barreno} \times \$0.70 / m}{784 m^3 / \text{barreno}} = \$0.00 / m^3$$

h).- Explosor, Galvanómetro, etc. = \$0.15/m³

B.- Mano de Obra

Cuadrilla para poblado y tronado:

1 Poblador	\$ 41.68/t
2 Cargadores X \$23,618.58/t	\$ 92.36/t
2 Ayudantes X \$19,299.27/t	\$ 75.52/t
	\$ 209.56/t

Herr. Y Eq. De Seg. (2%)	\$ 4.19/t
	\$ 213.75/t

$$\text{Cargo} = \frac{\$213.75 / t}{12.5 \text{ barrenos} / t \times 784 m^3 / \text{barreno}} = \$0.02 / m^3$$

C.- Equipo

Para sopleteado de la barrenación:

Compresor 600 PCM \$ 55.05/hr

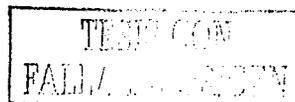
$$\text{Operador} = \frac{\$47.54 / \text{hr} \times 1.02}{10 \text{hr} / t \times 0.75} = \$ 6.47 / \text{hr}$$

\$ 61.52/hr

$$\text{Cargo} = \frac{\$47.54 / \text{hr} \times 10 \text{min} / \text{barreno}}{45 \text{min} / \text{hr} \times 784 m^3 / \text{barreno}} = \$0.02 / m^3$$

CARGO POR EXPLOSIVOS \$ 3.32/m³

CARGO POR EXTRACCIÓN CON T4-WH = \$ 3.97/m³



COSTO PROMEDIO DE EXTRACCIÓN

RESUMEN DEL CARGO POR BARRENACIÓN, CARGA DE EXPLOSIVOS Y VOLADURA

BARRENACIÓN	TRACK-DRILL \$/m ³ -banco	T4-WH \$/m ³ -banco
Equipo	\$ 1.07	\$ 0.40
Mano de Obra	\$ 0.14	\$ 0.03
Acero de Barrenación	<u>\$ 0.31</u>	<u>\$ 0.22</u>
	\$ 1.52	\$ 0.65
CARGO DE EXPLOSIVOS		
Materiales	\$ 2.72	\$ 3.28
Mano de Obra	\$ 0.06	\$ 0.02
Equipo	<u>\$ 0.10</u>	<u>\$ 0.02</u>
	<u>\$ 2.88</u>	<u>\$ 3.32</u>
COSTO POR m³- BANCO	\$ 4.40	\$ 3.97

Peso volumétrico de roca basáltica del BANCO No. 2 = 2,935 Kg. /m³

Peso volumétrico de roca caliza del BANCO No. 1 = 2,595 kg/m³

BANCO No. 2	TRACK-DRILL	T4-WH
COSTO = $\frac{\$/m^3 - Banco}{2.935 ton / m^3 - Banco} =$	\$ 1.50/ton	\$1.35/ton
BANCO No. 1		
COSTO = $\frac{\$/m^3 - Banco}{2.595 ton / m^3 - Banco} =$	\$1.70/ton	\$1.53/ton

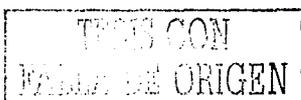
SALARIOS REALES ÁREA GEOGRÁFICA "A"

NUMERO OFICIO	PROFESIÓN U OFICIO	SALARIO BASE	FACTOR DE ADECUACIÓN	SALARIO ADECUADO	FASAR	SALARIO REAL
61	PERFORISTA	\$21.99	1.20	\$26.39	2.10	\$46.18
*	CABO	\$20.97	1.20	\$25.16	2.10	\$44.04
*	COMPRESORISTA	\$22.64	1.20	\$27.17	2.10	\$47.54
*	POBLADOR	\$21.03	1.20	\$25.24	2.10	\$41.68
*	CARGADOR	\$21.99	1.20	\$26.39	2.10	\$46.18
*	AYUDANTE	\$17.98	1.20	\$21.58	2.10	\$37.76

* salarios estimados

FASAR: factor para obtener el salario real.

Salario real = Salario base x FASAR





El uso de los explosivos e iniciadores, en todos los países está regulado por la ley, existen reglas relacionadas con la compra, transporte y uso de los explosivos, por lo que deberá revisarse con cuidado toda esta reglamentación a fin de no tener sorpresas posteriores.

Una buena idea es asesorarse con el vendedor de explosivos seleccionado, que conoce con toda seguridad todo lo relacionado tanto con las leyes como con las recomendaciones de seguridad y personas que tienen suficiente experiencia para el manejo y transporte de explosivos y accesorios.

5.6.7 Voladuras controladas

Los consumidores de explosivos han buscado y ensayado muchas maneras para reducir el exceso de rompimiento o sobreexcavación de las voladuras. Por razones de seguridad, el rompimiento excesivo es inconveniente tratándose de taludes, bancos, frentes o pendientes inestables y es también económicamente inconveniente cuando la excavación excede la "línea de pago" (implica concreto extra y los taludes fracturados requieren un mantenimiento costoso).

En voladuras controladas se utilizan varios métodos para reducir el exceso de rompimiento; sin embargo, todos tienen un objetivo común; disminuir y distribuir mejor las cargas explosivas para reducir al mínimo los esfuerzos y la fractura de la roca más allá de la línea misma de excavación.

Por muchos años la Barrenación en Línea fue el único procedimiento utilizado para controlar el rompimiento excesivo. La barrenación en línea o de límite simplemente consiste de una serie de barrenos en línea, vacíos, a corta distancia unos de otros y a lo largo de la línea misma de excavación, proporcionando así un plano de debilidad que la voladura puede romper con facilidad.

Las voladuras controladas difieren del principio de la barrenación en línea, esencialmente, en que algunos o todos los barrenos se disparan con cargas explosivas relativamente pequeñas y debidamente distribuidas. La detonación de estas pequeñas cargas tiende a fracturar la roca entre los barrenos y permite mayores espaciamientos que en el caso de la barrenación en línea. Por lo tanto, los costos de barrenación se reducen y en muchos casos se logra un mejor control del exceso de rompimiento.

5.6.7.1 Barrenación en línea, de límite o de costura.

Principio:

La voladura con Barrenación en Línea involucra una sola hilera de barrenos de diámetro pequeño, poco espaciados, sin carga y a lo largo de la línea misma de excavación o de proyecto. Esto provoca un plano de menor resistencia, que la voladura primaria pueda romper con mayor facilidad. También origina que parte de las ondas de choque creadas por la voladura sean reflejadas, lo que reduce la fracturación y las tensiones en la pared terminada.

Aplicación:

Las perforaciones de la Barrenación en Línea generalmente son de 1 ½" a 3" de diámetro y se separan de 2 a 4 veces su diámetro a lo largo de la línea de excavación. Los barrenos mayores de 3" se usan poco en este sistema pues los altos costos de barrenación no pueden compensarse suficientemente con mayores espaciamientos.

La profundidad de los barrenos depende de su buena alineación. Para obtener buenos resultados, los barrenos deben quedar en el mismo plano. Cualquier desviación en ellos, al tratar de barrenar más profundamente, tendrá un efecto desfavorable en los resultados.

Para barrenos de 1 ½" a 3" de diámetro las profundidades mayores a 9 metros son raramente satisfactorias.

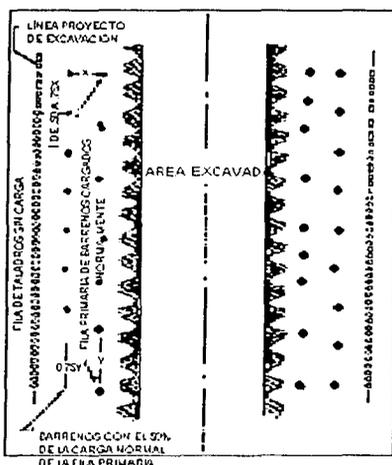


Fig. 61: Plantilla típica del procedimiento de Barrenación en Línea.

Los barrenos de la voladura directamente adyacentes a los de la Barrenación en Línea, se cargan generalmente con menos explosivos y también a menor espaciamiento que los otros barrenos. La distancia entre las perforaciones de la Barrenación en Línea y los más próximos, cargados, es usualmente del 50 al 75% de la pata usual (Fig. 61).

Los mejores resultados con la Barrenación en Línea se obtienen en formaciones homogéneas en donde los planos de estratificación, juntas, fallas y hendeduras son mínimas.

Trabajos subterráneos.- La aplicación de la teoría básica del sistema de Barrenado en Línea, esto es, utilizando solamente barrenos vacíos, es muy limitada en trabajos subterráneos.

Generalmente se usan barrenaciones cerradas, pero siempre cargadas aunque ligeramente. A este procedimiento hemos preferido llamarle Voladura Perfilada y será descrito posteriormente.

5.6.7.2 Voladuras amortiguadas.

Principio:

Las Voladuras Amortiguadas a veces denominada como voladura para recortar, lajear o desbastar, se introdujo en el Canadá hace varios años. Al igual que la Barrenación en Línea, la Voladura Amortiguada implica una sola fila de barrenos a lo largo de la línea proyecto de excavación.

Las cargas para las voladuras amortiguadas deben ser pequeñas, bien distribuidas, perfectamente retacadas y se harán explotar después de que la excavación principal ha sido despejada.

Al ser volada la pata, el taco amortigua la vibración dirigida hacia la pared terminada, reduciendo así el mínimo la fractura y las tensiones en esta pared. Disparando los barrenos de amortiguamiento a pequeños intervalos, la detonación tiende a cortar la roca entre ellos dejando una superficie uniforme y con un mínimo de sobreexcavación.

Obviamente, a mayor diámetro de barreno, se obtiene mayor amortiguamiento.

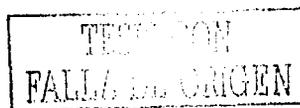
Aplicación:

Trabajos a cielo abierto.- La pata o berma y el espaciamiento variarán de acuerdo con el diámetro de los barrenos que se hagan. La tabla No. 15 muestra una guía de patrones y cargas para diferentes diámetros de barrenos. Nótese que los números mostrados cubren un campo promedio debido a las variaciones que resultan del tipo de formación de roca por volarse. Con este procedimiento los barrenos se cargan con cartuchos enteros o usándose generalmente cartuchos de 1 ½" de diámetro por 8" de largo y colocándose a 1 o 2 pies de separación centro a centro.

DIÁMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS	ESPACIAMIENTO EN METROS (1)	BERMA EN METROS (1)	CARGA EXPLOSIVA EN Kg./m (1) y (2)
2 - 2 ½	0.90	1.20	0.12 - 0.40
3 - 3 ½	1.20	1.50	0.20 - 0.75
4 - 4 ½	1.50	1.80	0.40 - 1.0
5 - 5 ½	1.80	2.00	1.0 - 1.5
6 - 6 ½	2.00	2.50	1.5 - 2.20

Tabla No. 15.- Cargas y plantillas propuestas para Voladuras Amortiguadas. El número (1) indica que dependen de la naturaleza de la roca, las cifras anotadas son promedio. El número (2) indica que el diámetro del cartucho deberá ser igual o menor que la mitad del diámetro del barreno.

Para efectos de un amortiguamiento máximo las cargas deben colocarse dentro del barreno, tan próximas como sea posible a la pared correspondiente al lado de la excavación.



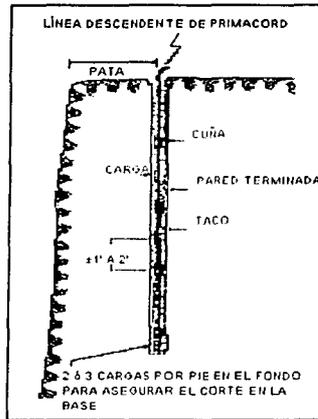
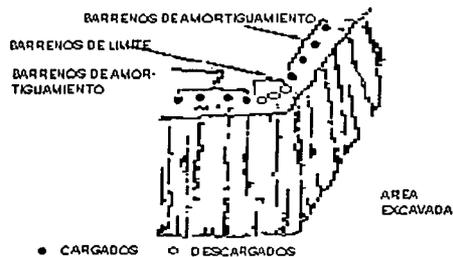


Fig. 62: Colocación de las cargas de explosivos para Voladuras Amortiguadas.

El retardo mínimo entre la explosión de los barrenos amortiguadores proporciona la mejor acción de corte entre barreno y barreno; por lo tanto, normalmente se emplean líneas troncales de Primacord. En donde el ruido y la vibración resulten críticos, se pueden obtener buenos resultados con estopines de retardo MS.

La profundidad máxima que puede volarse con éxito por este método, depende de la precisión del alineamiento de los barrenos. Con barrenos de diámetros mayores puede mantenerse un mejor alineamiento a mayor profundidad. Las desviaciones de más de 6" del plano de los barrenos dan generalmente malos resultados. Se han hecho voladuras con éxito usando barrenos de amortiguamiento hasta de 90 pies de profundidad.

Cuando se realizan voladuras por amortiguamiento en áreas curvas o en esquinas, se requiere menor espaciamiento que cuando se vuela una sección recta. Pueden también utilizarse ventajosamente taladros-guía cuando se vuelan caras no lineales. En esquinas de 90, una combinación de varios procedimientos para voladuras controladas (barrenación en línea, precorte, etc.), dará mejores resultados que la voladura amortiguada simple.



SE VENDEN CON
DE ORIGEN

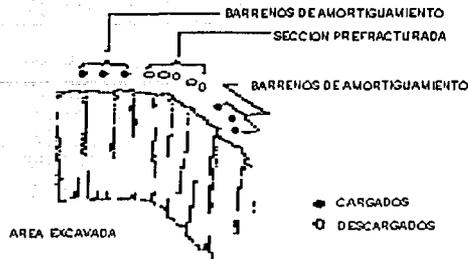


Fig. 63: Voladuras Amortiguadas en frentes, en esquina o en rincón combinada con otro método de Voladura controlada.

Ventajas:

La Voladura Amortiguada ofrece ciertas ventajas, tales como: Mayores espaciamientos entre barrenos para reducir los costos de perforación.

Mejores resultados en formaciones no consolidadas.

El mejor alineamiento obtenido con barrenos de gran diámetro permite perforar barrenos más profundos.

5.6.7.3 Voladuras Perfiladas o de Afine.

Principio:

Puesto que el uso de este método en trabajos al descubierto es prácticamente idéntico a los de la Voladura Amortiguada, se tratará sobre su aplicación solamente en trabajos subterráneos.

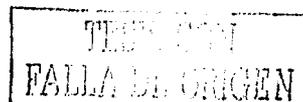
El principio básico de la Voladura de Afine es el mismo que el de la Voladura Amortiguada: se hacen barrenos a lo largo de los límites de la excavación y se cargan con poco explosivo para eliminar el banco final. Disparando con un mínimo de retardo entre los barrenos, se obtiene un efecto cortante que proporciona paredes lisas con un mínimo de sobreexcavación.

Aplicación:

Trabajos subterráneos.- En frentes subterráneos, en donde la roca del techo y de los contrafuertes se derrumba y desmorona por la falta de consolidación del material, el exceso de rompimiento es común debido a la acción trituyente y al sacudimiento de las voladuras.

Empleando el método de la voladura Perfilada o de Afine con cargas ligeras y bien distribuidas en los barrenos perimetrales, se requieren menos soportes y resulta una menor sobreexcavación. Aún en formaciones homogéneas más duras, este método proporciona techos y paredes más lisos y más firmes.

La Voladura Perfilada en trabajos subterráneos utiliza barrenos perimetrales en una relación de aproximadamente $1 \frac{1}{2}$ a 1, entre el ancho de la berma (Y) y el espaciamiento (X) usando cargas ligeras, bien distribuidas y disparadas en el último período de retardo de la voladura (Fig. 64). Estos barrenos son los últimos en dispararse para asegurar que la roca fragmentada se desplace lo suficiente para ofrecer el máximo desahogo a los barrenos de la Voladura Perfilada. Este franqueo permite la libre remoción del banco final y produce menos fractura más allá del límite de la excavación.



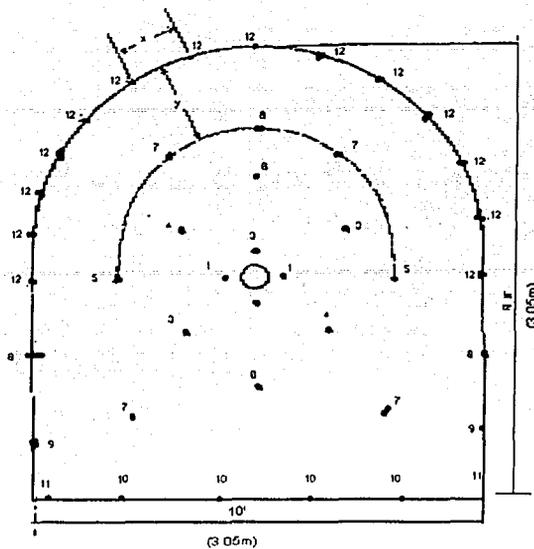


Fig. 64: Plantilla típica para explosiones retardadas en galerías de avance.

Las cargas pequeñas bien distribuidas en los barrenos perimetrales usando plantillas y retardo convencionales, han producido regularmente resultados satisfactorios. La tabla 16 proporciona las plantillas recomendadas y las cargas en libras por pie, para la Voladura Perfilada.

DIÁMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS	ESPACIAMIENTO EN METROS (1)	BERMA EN METROS (1)	CARGA EXPLOSIVA Kg./m (1)
1 ½ - 1 ¾	0.6	0.90	0.20 - 0.40
2	0.70	1.10	0.20 - 0.40

Tabla 16 .- Cargas y espaciamiento para Voladuras Perfiladas. El número (1) indica que dependen de la naturaleza de la roca. Las cifras anotadas son promedios.

Puesto que no es conveniente ni práctico atar cargas a las líneas de Primacord en barrenos horizontales, la Voladura Perfilada se realiza cargando a carril cartuchos de explosivos de baja densidad de pequeños diámetros para obtener tanto cargas pequeñas como su buena distribución a lo largo del barreno.

A diferencia de las voladuras a cielo abierto, las voladuras subterráneas tienen una sola cara libre para el desplazamiento de la roca, por lo que será necesario facilitarle su salida; por ello los primeros barrenos en detonar tienden a crear un vacío hacia el cual se vuela sucesivamente la roca. Esta abertura llamada cuña o cuele es la llave de la voladura pues abre la roca aproximadamente en forma cilíndrica hasta la profundidad de barrenación. La cuña es la parte más importante de la voladura ya que el resto de los barrenos no pueden romper eficientemente a menos que la cuña haya sido removida.

Existen diversos tipos de cuñas, siendo las más usadas por su menor dificultad en la barrenación la cuña quemada. Esta cuña consiste en un grupo de barrenos cercanos entre sí, paralelos a la dirección de avance y ubicados generalmente al centro del frente de la

TRABAJA CON
DE ORIGEN

excavación. Los barrenos que rodean el área de la cuña dispararán algunos milisegundos después según un plan previamente determinado (plantilla de detonación, ver figuras 64 y 65).

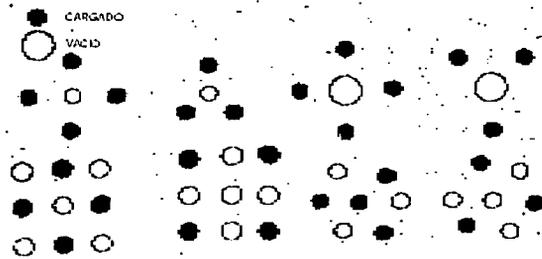


Fig. 65: Algunos tipos de cuñas quemadas.

Como puede observarse los barrenos vacíos de las cuñas quemadas pueden ser de igual o de mayor diámetro que los barrenos cargados; el que sean de mayor diámetro sólo se justifica cuando se dispone del equipo de barrenación necesario y que éste permita tener una mayor eficiencia en la barrenación.

El resultado de una voladura puede ser muy variable, de acuerdo a la relación entre centros y el diámetro de los barrenos vacíos. Cuando la distancia es mayor que el doble del diámetro del barreno vacío, la rotura puede no llegar a realizarse ya que la concentración de la carga necesaria es tan grande que hay una deformación plástica de la roca entre los dos barrenos.

Si se aproximan los dos barrenos y la carga se ajusta, el propósito de la verdadera rotura de la roca entre ambos está asegurado. Sin embargo, la rotura no es la única condición necesaria, ya que al mismo tiempo los gases de la explosión deben lanzar a través de la abertura la mayor cantidad posible de roca arrancada.

En la Figura 66 se ve la variación de las condiciones de rotura con las diferentes distancias entre el barreno cargado y el barreno vacío. Pueden también observarse las variaciones de los resultados al aumentar la distancia entre barrenos. Para una distancia entre centros menor que 1.5 veces el diámetro del barreno vacío, la abertura es una voladura limpia. Entre 1.5 y 2 veces el diámetro del barreno vacío solamente hay rotura y para distancias mayores como ya se dijo, de formación plástica.

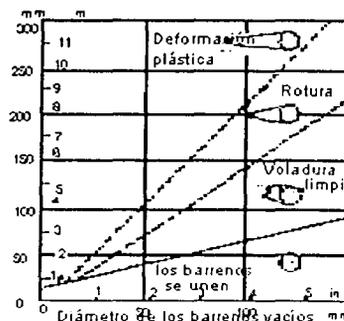
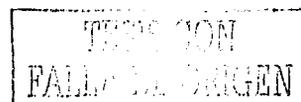


Fig. 66: Resultado cuando se detona hacia un barreno vacío con distintas distancias y diámetros del mismo.



Ventajas:

La Voladura Perfilada o de Afine ofrece dos ventajas principales:
Reduce el rompimiento excesivo que producen los métodos convencionales.
Requiere menos ademe.

5.6.7.4 Prefracturado.

Principio:

El Prefracturado, también llamado Precorte o Pre-ranurado comprende una fila de barrenos a lo largo de la línea de excavación. Los barrenos son generalmente del mismo diámetro (2" a 4") y en la mayoría de los casos, todos cargados.

El Prefracturado difiere de la Barrenación en Línea, de la Voladura Amortiguada y de la Voladura Perfilada, en que sus barrenos se disparan antes que cualquier barreno de los de alguna sección de la excavación principal inmediata.

La teoría del prefracturado consiste en que cuando dos cargas se disparan simultáneamente en barrenos adyacentes, la suma de esfuerzos de tensión procedentes de los barrenos rompe la pared de roca intermedia y origina grietas entre los barrenos (Fig. 67). Con cargas y espaciamiento adecuado, la zona fracturada entre los barrenos se constituirá en una angosta franja que la voladura principal puede romper con facilidad. El resultado es una pared lisa que casi o produce sobreexcavación.

El plano prefracturado refleja parte de las ondas de choque procedentes de las voladuras principales inmediatamente posteriores, impidiendo que sean transmitidas a la parte terminada, reduciendo al mínimo la fracturación y la sobreexcavación. Esta reflexión de las ondas de choque de las voladuras principales también tiende a reducir la vibración.

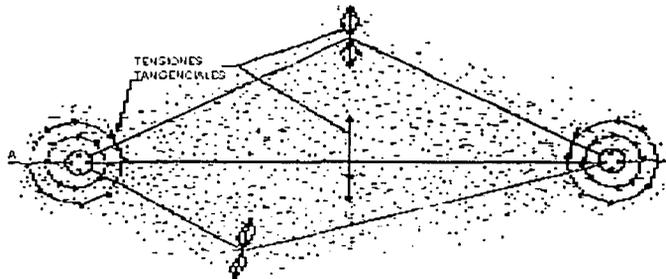


Fig. 67: Si pensamos en una roca de extensión infinita, dos barrenos como los de la Fig. 22, tronados simultáneamente, sumarán las tensiones a la roca, especialmente en el plano que los une (A-B) ya que, además de ser el plano de menor resistencia, es el lugar geométrico de la máxima suma de las tensiones, por lo que la roca tiende a romperse por dicho plano.

Aplicación:

Trabajos a cielo abierto- Los barrenos para prefracturar se cargan de manera similar a los barrenos para voladuras amortiguadas, esto es, se forman cargas "en rosario" de cartuchos enteros o partes de cartucho, de 1" o 1 ½" de diámetro, por 8" de largo, espaciados de 1 a 2 pies centro a centro.

TRABAJOS CON
FALTA DE ORIGEN

Como en las Voladuras Amortiguadas, los barrenos se disparan generalmente en forma simultánea, usando una línea troncal de Primacord. Si se disparan líneas demasiado largas se pueden retardar algunos tramos con estopines MS o Conectores Primacord MS.

En roca sin consolidación alguna, los resultados se mejorarán utilizando barrenos-guía o de alivio (sin carga), entre los barrenos cargados, provocando así el corte a lo largo del plano deseado. Aún en formaciones más consistentes, los barrenos-guía colocados entre los cargados, dan mejor resultado que aumentando la carga explosiva por barreno.

Los espaciamientos promedio y las cargas por pie de barreno se dan en la Tabla 17. Estas cargas anotadas son para las condiciones de rocas normales y pueden obtenerse utilizando cartuchos de explosivos convencionales, fraccionados o enteros, espaciados y ligados a líneas de Primacord, ("rosario").

DIÁMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS.	ESPACIAMIENTO EN METROS (1)	CARGA EXPLOSIVA EN Kg./m (1) (2)
1 ½ - 1 ¾	0.30 - 0.45	0.12 - 0.40
2 - 2 ½	0.45 - 0.60	0.12 - 0.40
3 - 3 ½	0.45 - 0.90	0.20 - 0.75
4	0.60 - 1.20	0.40 - 1.0

Tabla 17.- Cargas y espaciamiento propuestos para el Prefracturado. El número (1) indica que dependen de la naturaleza de la roca y el (2) que el diámetro del cartucho debe ser igual o menor a la mitad del diámetro del barreno.

NOTA: Principio del Prefracturado. Si los barrenos están sobrecargados, la zona de fractura se extenderá más allá de la zona de tensión.

La profundidad que puede prefracturarse de una sola vez, nuevamente dependen de la habilidad para mantener un buen alineamiento de los barrenos. Las desviaciones mayores a 6" del plano de corte deseado, darán resultados negativos. Generalmente la máxima profundidad que puede utilizarse para barrenos de 2" a 3 ½" de diámetro sin una desviación considerable en el alineamiento es de 50 pies.

Teóricamente, la longitud de una voladura para Prefracturar es ilimitada. En la práctica, sin embargo, el disparar muy adelante de la excavación primaria puede traer problemas pues las características de la roca pueden cambiar y la carga ser causa de un exceso de fractura en las zonas más débiles. Llevando el Prefracturado adelante únicamente a la mitad de la voladura principal siguiente (Fig. 68), los conocimientos que se van obteniendo con las voladuras principales respecto a la roca, pueden aplicarse a los disparos de prefracturado subsecuentes. En otras palabras, las cargas pueden modificarse si es necesario y se corre un menor riesgo que si se dispara el total de la línea de excavación antes de avanzar con las voladuras principales.

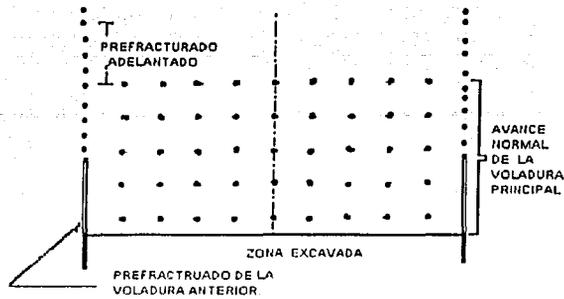


Fig. 68: Procedimiento empleado para el prefracturado.

El Prefracturado puede realizarse simultáneamente a la voladura principal retrasando sus barrenos con retardadores MS, de manera que los barrenos de Prefracturado estallen primero que los de la voladura principal.

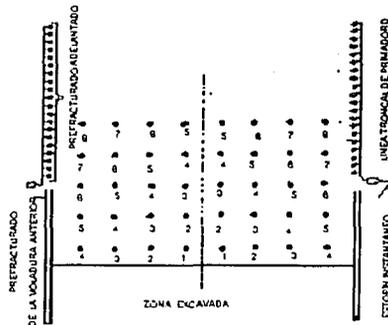


Fig. 69: Procedimiento de explosiones retrasadas durante la voladura principal en el Prefracturado.

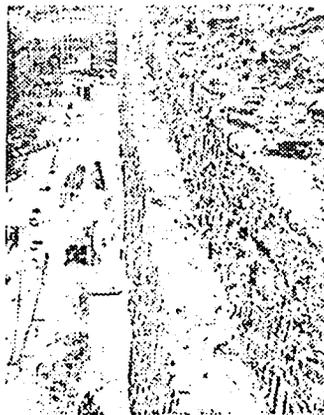


Fig. 70: Uso del precorte para la excavación de un canal parte de un proyecto de planta Hidroeléctrica. Nótese la línea de corte bien definida en las paredes.

Ventajas:

El Prefracturado ofrece las siguientes ventajas:

- Aumento en el espaciado de los barrenos-reducción de costos de barrenación.
- No es necesario regresar a volar taludes o paredes después de la excavación principal.

5.7 USO DE EXPLOSIVOS EN DEMOLICIONES.

FACTORES IMPORTANTES:

- Selección del explosivo.
- Confinamiento.
- Dosificación del explosivo
- Colocación inteligente de los explosivos.

5.7.1 Selección del explosivo.

Cualquier explosivo disponible es adecuado si se toma en cuenta su eficiencia (Tabla 18). Entre más violento, mejor.

Los explosivos generalmente usados en construcción se enlistan en la Tabla 18 y se muestran algunas de sus propiedades:

- Fuerza y velocidad de detonación para dar idea de su violencia.
- Y principalmente la eficiencia relativa (η) como carga (TNT = 1.00)

EXPLOSIVO	FUERZA	USO	VELOCIDAD DE DETONACIÓN	FACTOR DE FUERZA RELATIVA (η) (TNT=1.00)	RESISTENCIA AL AGUA	
Dinamita Nitroglicerina	40% 50% 60%	General, Demolición y Rocas Aisladas	4,600	0.65	BUENA < 24 HS:	D I N A
Dinamita Amoniaca (Granulada o Extra)	40% 50% 60%	Desmontes, Cráteres.	2,700 3,400 3,700	0.41 0.46 0.53	POBRE	M I T A S
Dinamita Gelatina	40% 50% 60%	Zanjas y Demoliciones	2,400 2,700 4,900	0.42 0.47 0.76	BUENA	H I D
TOVEX 100 TOVEX 700 TOVEX P TOVEX EXTRA GODYNE	40% 60% 75%	Demolición y Rocas aisladas	4,050 4,800 4,800 5,500 3,900	0.44 0.59 0.59 0.60 0.70	EXCELENTE	R O G E L E S
Nitrato de Amonio		ZANJAS	3,300	0.42	MALA	

Tabla 18.- Propiedades de los explosivos, útiles en demoliciones.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

5.7.2 Confinamiento.

La detonación de un explosivo produce presión en todas direcciones, si la carga no esta completamente confinada la resistencia no es igual en todos lo lados, la presión rompe el punto más débil y se pierde parte del efecto destructivo.

El mayor confinamiento es cuando la carga está dentro del objeto a demoler (generalmente en un barreno) y este barreno se sella empacando por lo menos 30 cm. Del barreno con material arcillo - arenoso o arcillo- limoso: no se deben usar materiales ligeros que serán arrojados por la presión antes de la explosión completa, ni materiales inflamables como papel, aserrín o sacos.

A veces se colocan las cargas externamente para evitar la barrenación (o cuando ésta es difícil o inconveniente) y entonces, si es posible, se logra un confinamiento parcial atando los explosivos al objeto cubriéndolos con arena o arcilla, o algún otro material denso, que puede estar en sacos o suelto (en sacos es más eficiente).

Para máxima eficiencia el espesor de este material de confinamiento, debe ser igual al radio de rotura (R) la distancia del explosivo al punto externo más próximo del objeto a demoler (ver Fig. 78).

5.7.3 Dosificación.

FÓRMULAS EMPÍRICAS PARA CALCULAR LA CANTIDAD DE EXPLOSIVOS P (EN Kg. DE TNT)

5.7.3.1 Cargas para cortar árboles y madera.

D = menor diámetro del árbol o menor dimensión de la madera.

5.7.3.1.1 Cargas externas no confinadas.

$$P = \frac{D^2}{550} \quad (D \text{ en cm.})$$

EJEMPLO 1:

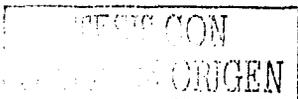
Si hay un árbol de 50 cm, de diámetro, la carga P será

$$P = \frac{50^2}{550} = 4.5 \text{ Kg. de TNT}$$

Si usamos dinamita gelatina, 40%, la carga será:

(η) = 0.42, de la Tabla 18

$$\frac{4.5}{\eta} = \frac{4.5}{0.42} = 10.7 \text{ Kg}$$



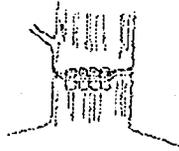


Fig. 71



Fig. 72

5.7.3.1.2 Cargas Internas.

Nomenclatura:

Z = Profundidad disponible para explosivos

T = Taco = Longitud del tapón del barreno

Φ = diámetro del barreno

L = grueso del árbol medido sobre el eje del barreno.

Fórmulas para cargas internas confinadas

$$P = \frac{D^2}{3,300} \quad (D \text{ en cm.})$$

EJEMPLO 2:

Para un árbol de 100 cm., de diámetro, con dinamita Gelatina 60%.

$$P = \frac{100^2}{3,300} = 3.03 \text{ Kg. de TNT} = \frac{3.03}{0.76} = 3.99 \text{ Kg. de Gelatina 60\%}$$

Si se hace un solo barreno, y tomando en cuenta que el tapón debe tener 10Φ (10 veces el mismo diámetro del barreno) pero no menos de 30 cm., y que del fondo del barreno al exterior del árbol debe haber 15 cm., mínimo, las dimensiones resultan como en la Fig. 73.

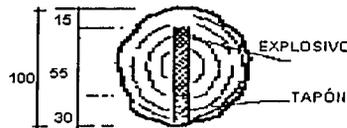


Fig. 73

Esto hace que para árboles menores de 50 ó 60 cm, sean preferibles las cargas exteriores, ya que en la figura 73:

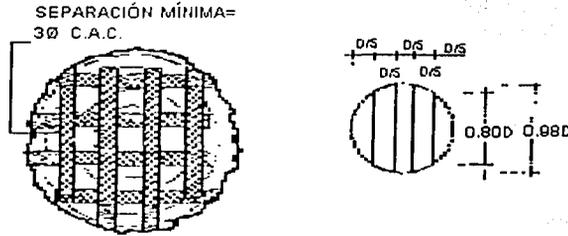
La profundidad del barreno disponible para explosivo es de 55 cm, por lo que, suponiendo una densidad de 1.3:

$$\frac{\pi \phi^2}{4} \times 55 \times 1.3 = 3,990 \text{ gr.}$$

$$\phi = \sqrt{\frac{3,990 \times 4}{\pi \times 55 \times 1.3}} = 8.4 \text{ cm}$$

Es un barreno muy grueso, difícil de hacer en el árbol y con probables problemas en el tapón, ya que $T = 30 \text{ cm} < 10 \phi$.

Si usamos esta disposición:



$$\Sigma L = 2 \times 2(0.80D + 0.98D)$$

$$\Sigma L = 7.12D$$

Fig. 74

la profundidad disponible es:

$$Z = 7.12xD - 8(10\phi + 15)$$

$$Z = 7.12 \times 100 - 8(30 + 15) = 352$$

$$\phi = \sqrt{\frac{3,990 \times 4}{\pi \times 352 \times 1.3}} = 3.3$$

$$10\phi = 33 \text{ cm.} > 30$$

Aumentemos ϕ a 3.5 cm y probemos:

$$Z = 7.12 \times 100 - 8(35 + 15) = 312 \text{ cm}$$

$$\phi = \sqrt{\frac{3,990 \times 4}{\pi \times 312 \times 1.3}} = 3.5 \text{ cm}$$

$$10\phi = 35 \text{ cm} = T$$

se acepta la disposición.

Se usan también las siguientes disposiciones en una o varias capas.

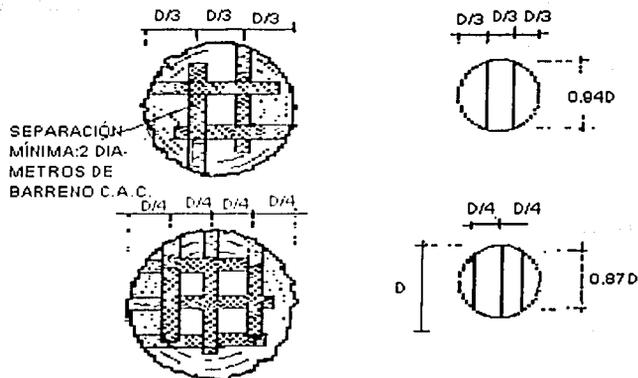


Fig. 75

En cualquier disposición que se use, la perforación de los barrenos es muy laboriosa, por eso generalmente se prefieren las cargas exteriores. Cuando se usen los barrenos es conveniente inclinar el plano de barrenación para controlar la dirección de la caída.

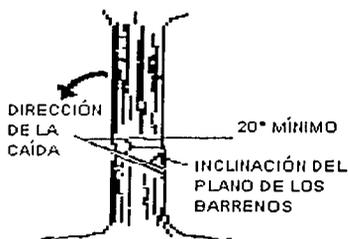


Fig. 76.

5.7.3.2 Cargas para demoler traveses de concreto.

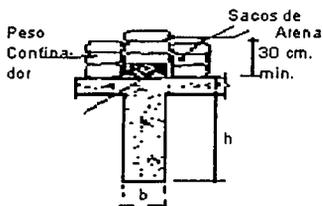


Fig. 77

La carga se calcula con la fórmula:

$$P = \frac{bh^2}{21,000}$$

P en Kg. de TNT, b y h en cm.

EJEMPLO 3:

Si tenemos una trabe de 40 x 90 cm

La carga será:

$$P = \frac{40 \times 90^2}{21,000} = 15.4 \text{ Kg. de TNT}$$

Si usamos: Dinamita gelatina 40%: $\eta = 0.42$ (De Tabla 18)

$$P = \frac{15.45}{\eta} = \frac{15.45}{0.42} = 36.7 \text{ Kg.}$$

El peso confinador debe ser por lo menos 1 o 1.5 veces el peso de la trabe en una longitud igual a la del explosivo, por ejemplo si el explosivo lo repartimos en una longitud de 50 cm (la longitud paralela al eje debe ser mínima para concentrar el efecto del explosivo en una zona pequeña de la trabe). Entonces el peso de esa longitud de trabe es:

$$0.5 \times 0.40 \times 0.9 \times 2,400 = 432 \text{ Kg.}$$

El peso confinador debe ser entre 400 y 600 Kg., sobre la trabe, si no es posible colocar el peso confinador entonces la carga explosiva debe aumentar alrededor de 1.5 veces.

5.7.3.2.1 Rotura de muros de concreto, mampostería y cráteres en roca:

Se usa la fórmula:

$$P = \frac{R^3 KC}{60,000}$$

P = kilogramos de TNT

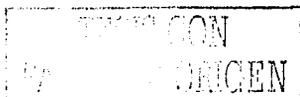
R = radio de la rotura en cm. (Ver fig. 78)

K = factor de material. (ver Tabla 19)

C = factor de amortiguamiento (ver Fig. 78)

MATERIAL	K
Mampostería pobre	0.23
Mampostería buena	0.35
Concreto simple	0.45
Concreto reforzado (Sin romper el acero)	0.7

Tabla 19.



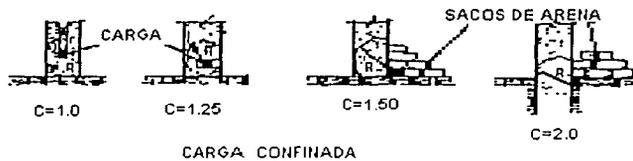


Fig. 78: Valores de C

Ejemplo 4:

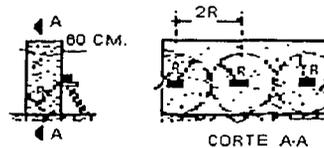


Fig. 79

En un muro de 60 cm. de espesor de concreto sin reforzar: ¿Cuál es la carga necesaria de dinamita nitroglicerina 40%, sin confinar?

$$R = 60 \text{ cm.}$$

$$K = 0.45 \text{ (de la tabla 19)}$$

$$C = 3.5 \text{ (de figura 78)}$$

$$P = \frac{60^3 \times 0.45 \times 3.5}{60,000} = 5.67 \text{ Kg. de TNT}$$

$$\eta = 0.65 \text{ (de la tabla 18)}$$

$$P = \frac{5.67}{0.65} = 8.7 \text{ Kg./carga}$$

Si el muro, tiene una longitud (L) de 5.30 m, el número de cargas requeridas (N) es:

$$N = \frac{L}{2R} = \frac{5.30}{1.2} = 4.4 \approx 5 \text{ cargas de 8.7 Kg.}$$

EJEMPLO 5:

Demoler una columna de 0.40 x 0.60 de concreto reforzado con una carga de 40 cm, sobre el suelo, con dinamita gelatina 60%, sin confinar.

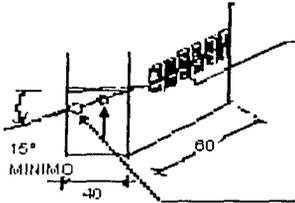
$$\begin{aligned} R &= 40 \text{ cm.} \\ K &= 0.70 \text{ (tabla 19)} \\ C &= 3.5 \text{ (Figura 78)} \end{aligned}$$

$$P = \frac{40^3 \times 0.70 \times 3.5}{60,000} = 2.61 \text{ Kg. de TNT}$$

$$\eta = 0.76 \text{ (de la tabla 18)}$$

$$P = \frac{2.61}{0.76} = 3.4 \text{ Kg. de dinamita gelatina 60\%}$$

La carga siempre en el lado más ancho.



Dos o tres barrenos para formar un plano de falla que permita romper fácilmente y dar salida a la pieza.

Fig. 80

En este caso:

$$N = \frac{L}{2R} = \frac{60}{2 \times 40} = 0.75 \approx 1$$

Por lo que sólo se requiere una carga de 3.4 Kg.

5.7.3.3 Cargas para cortar Acero.

Las fórmulas que siguen consideran que las cargas son sin confinar, por la dificultad de hacerlo en estructuras metálicas.

5.7.3.3.1 Cargas para acero estructural perfiles y placas.

La carga se calcula con la fórmula:

$$P = \frac{A}{36}$$

Donde:

P = carga en Kg. de TNT

A = área transversal de la sección de acero en cm^2

EJEMPLO 6:

Si queremos cortar una vigueta de 8":

Del manual: $A=40.71 \text{ cm}^2$

$$P = \frac{4071}{36} = 113 \text{ Kg. de T.N.T.}$$

Si usamos dinamita nitroglicerina al 50%:

$\eta = 0.65$ (De Tabla 18)

$$P = \frac{113}{\eta} = \frac{113}{0.65} = 174 \text{ Kg.}$$

En cualquier caso se debe evitar poner cargas en lados opuestos de una placa porque tienden a neutralizarse mutuamente.

Cuando es posible, se deben colocar las cargas en lados opuestos pero desplazadas, dejando una separación de 2 o 3 cm, entre ellas para producir esfuerzo cortante, como en la Figura.

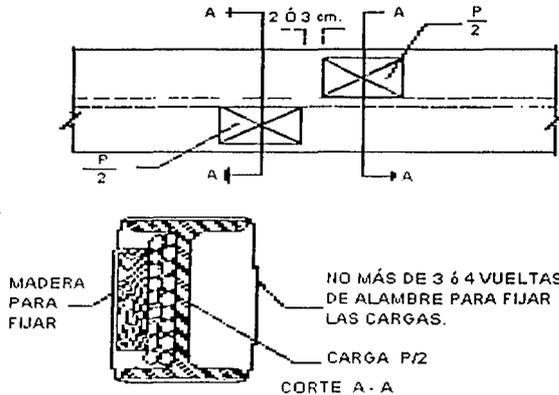


Fig. 81: Forma recomendable de fijar el explosivo en un perfil estructural.

5.7.3.3.2 Cargas para cortar varillas para refuerzo de concreto, cadenas y cables para diámetros de 2" o menos

La carga se calcula con la fórmula:

$$P = \frac{D^2}{2.2}$$

Donde:

P = carga en kg., de TNT
 D = diámetro en pulgadas.

o también:

$$P = D^2 / 13.8$$

Donde el diámetro está en cm.

EJEMPLO 7:

Romper una barra de acero de refuerzo de 1" (2.5 cm.) con dinamita amoniacal 60%:

$$P = \frac{2.5^2}{13.8} = 0.45 \text{ Kg. de TNT}$$

Para dinamita amoniacal 60%:
 $\eta = 0.53$ (De Tabla 18)

$$P = \frac{0.45}{0.53} = 0.85 \text{ kg. de dinamita amoniacal 60\%}$$

Esta dinamita se fija con alambre, y procurando colocarla de un solo lado de la barra, en un solo punto.

EJEMPLO 8:

Romper una cadena con eslabones formados por acero redondo de ½", con dinamita gelatina 60%:

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

$$P = \frac{0.5^2}{2.2} = 0.11 \text{ kg. de T.N.T.}$$

Para dinamita gelatina 60%:
 $\eta = 0.76$ (De Tabla 18)

$$P = \frac{0.11}{0.76} = 0.145 \text{ de dinamita gelatina 60\%}$$

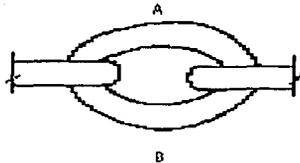


Fig. 82: Use 0.145 kg. de dinamita en el punto A y otro tanto en el punto B, para demoler el eslabón.

5.7.4 Demolición de tocones:

Las fórmulas que se usan son:

Para tocones muertos:

$$P = 1.5 D$$

Para tocones vivos o recientes:

$$P = 3 D$$

En las dos fórmulas:

P = carga en kg de TNT

D = diámetro del tocón en m., medido a 30 o 40 cm Arriba del suelo.

EJEMPLO 9:

Extraer el tocón muerto de la Fig. 83, con dinamita nitroglicerina 40%:



Fig. 83.

Como se trata de un tocón muerto:

$$P = 1.5 D = 1.5 \times 0.60 = 0.90 \text{ kg. de TNT.}$$

Para dinamita nitroglicerina 40%:

$$\eta = 0.65 \text{ (de Tabla 18)}$$

$$P = \frac{0.90}{0.65} = 1.40 \text{ kg. de dinamita nitroglicerina 40\%}$$

Para colocar la dinamita debemos distinguir (al sacar el primer tocón nos daremos cuenta) entre los tocones de árboles de raíces laterales (Fig. 84) y los de raíces profundas (Fig. 85). Si no podemos distinguir cual es el caso, proceder como si fueran de raíces laterales.

Cuando se usen varias cargas se debe asegurar que estallen simultáneamente.

Importante: Protegerse bien y lejos, pues estas voladuras son violentas (Ver Tabla 20).

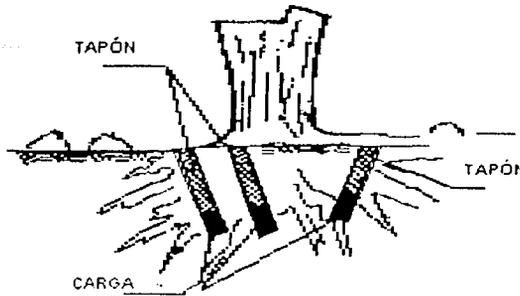


Fig. 84: Colocación de cargas en árboles de raíces laterales. En estos casos coloque las cargas lo más cerca posible del centro del tocón y a una profundidad igual al radio de la base del tocón. Use 3 ó 4 cargas, de manera que la suma de todas ellas sea la carga "P" calculada.

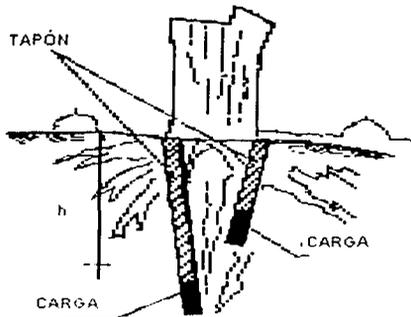


Fig. 85: Colocación de cargas en raíces profundas. Usar de 1 a 4 cargas, de manera que la suma de todas ellas sea la carga "P" calculada. Si se quiere cortar la raíz a una profundidad h se debe usar un número par de cargas (2 ó 4) y colocar la mitad debajo de esta profundidad para provocar un efecto cortante.

5.7.5 Demolición de rocas aisladas.

Se deben distinguir tres métodos:

Método del barreno de culebra.

Aplicable en rocas superficiales o poco hundidas, menores de 2 m³



Fig. 86: Barreno de culebra.

Este método consiste en hacer un barreno lo suficientemente largo para contener la carga y el tapón. Se excava bajo la roca, se carga y se hace estallar.

La fórmula para calcular la carga es:

$$P = 1.1D - 0.2$$

Donde:

P = la carga en Kg de TNT

D = diámetro de la roca en m.

EJEMPLO 10:

Demoler una roca de 1.00 de diámetro con dinamita extra 40%:

$$P = 1.1 \times 1.0 - 0.2 = 0.9 \text{ kg. de TNT.}$$

Para dinamita extra 40%:

$$\eta = 0.41 \text{ (De Tabla 18)}$$

$$P = \frac{0.9}{0.41} = 2.20 \text{ kg. de dinamita extra 40\%}$$

Método de la carga externa

También aplicable en rocas superficiales.



Fig. 87: Método de la carga externa.

En este método sencillamente se coloca la carga sobre, o a un lado, de la roca y se cubre con 25 o 30 cm, de lodo o arcilla. Después se hace estallar. Se debe poner la carga en bolsa de plástico para que no la afecte la humedad del lodo.

Este método es muy efectivo y económico. El tamaño de la carga se calcula con la fórmula:

$$P = 2.2 D - 0.5$$

Donde:

P = carga en Kg., de TNT

D = diámetro de la roca en m

EJEMPLO 11:

Demoler una roca de 60 cm, de diámetro con dinamita granulada 60%:

$$P = 2.2 \times 0.6 - 0.5 = 0.82 \text{ Kg. de T.N.T.}$$

Para dinamita granulada 60%:

$$\eta = 0.53 \text{ (De Tabla 18)}$$

$$P = \frac{0.82}{0.53} = 1.55 \text{ Kg. de dinamita granulada 60\%}$$

Método Clásico.

Que consiste en taladrar un barreno y en este meter la carga y confinarla con un tapón o taco. Este método es el más eficiente en el caso que la roca no sea superficial sino que forme parte de una roca mayor o de un manto de roca.

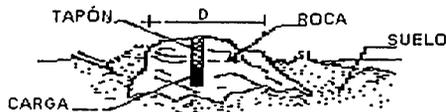


Fig. 88: Método clásico.

El barreno se debe taladrar hasta una profundidad igual al radio de la roca bajo el nivel del suelo. La carga de explosivo se calcula con la fórmula:

$$P = 0.15 D$$

Donde:

P = carga en Kg. de TNT

D = diámetro de la roca en m.

EJEMPLO 12:

Demoler una saliente de roca de 1.20 m de diámetro que es parte de un manto rocoso, con dinamita extra 40%.

$$P = 0.15 \times 1.20 = 0.18 \text{ Kg. de TNT}$$

Para dinamita extra 40%:

$$\eta = 0.41 \text{ (De Tabla 18)}$$

Si el explosivo no cabe en el barreno, este se puede "secanteo", es decir dejar caer al fondo del barreno cartuchos con fulminante y mecha encendida, de manera que estallen en el fondo formando una pequeña cámara, estos cartuchos se dejan caer uno a uno hasta que la cámara tenga el tamaño suficiente para contener el explosivo. Limitación importante: No colocar la carga definitiva en la cámara hasta que se halla enfriado (1 hora) después del "secanteo".

Esta es de las pocas aplicaciones en que se justifica el secanteo, ya que en voladuras para corte o bancos es absurdo y generalmente antieconómico.

Importante: Las voladuras de rocas aisladas son muy violentas y peligrosas pues producen muchas proyecciones, es necesario extremar precauciones. (Ver Tabla 20)

KG. DE EXPLOSIVOS	DISTANCIA SEGURA MÍNIMA EN DEMOLICIONES A CAMPO ABIERTO (EN METROS)
0.5 a 10	250 m
20	320 m
30	370 m
50	440 m
100	530 m
200	700 m

Corolario.

El éxito de la Demolición consiste en la colocación inteligente de los explosivos, lo que se logra con un poco de experiencia y el empleo de las normas aquí descritas y dosificándolo por medio de pruebas en cada caso.

5.7.6 Demolición de edificios.

El objetivo no es convertir el edificio en escombros usando la energía del explosivo, sino romper con explosivos las partes vulnerables del edificio, para que, al caer, se fracturen sus elementos y estos queden de tal manera dispuestos, que sea fácil separarlos del resto y cargarlos a los vehículos de acarreo. (fig. 89). Para esto es usual tronar las columnas de la planta baja.

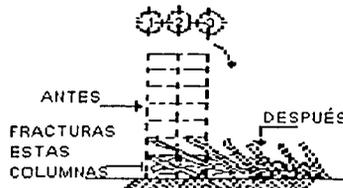


Fig. 89: Para que el edificio caiga hacia el lado derecho los ejes de columna se tienen que tronar en el orden 3,2,1 con estopines de tiempo.

Para que las losas se fracturen se necesita quitarles primero el apoyo de un extremo (a lo largo) para que al deformarse se fracturen.

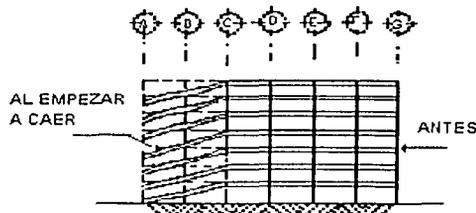


Fig. 90: Para lograr el efecto mostrado se requiere tronar los ejes de columnas en el orden A, B, C, D, E, F, G. (También las columnas de Planta Baja).

Con esto se asegura que toda la losa resultará fracturada y con el acero expuesto.

Si a este efecto sumamos el efecto mostrado en la Fig. 89, tenemos losas fracturadas y arregladas para cargar, entonces hay que cortar el acero de refuerzo con sopletes y dividir las losas en secciones lo más grande posible solamente limitadas por el tamaño de la grúa y el equipo de transporte, una vez cortadas se cargan y acarrean.

Se usará un cargador frontal para juntar y cargar el cascajo suelto. También se proveerá un sistema de riego del escombros para confinar lo más rápidamente posible la gran cantidad de polvo producida: este riego se hace con agua pulverizada, inmediatamente después de la caída del edificio.

Para sumar los efectos mostrados en las Figuras 89 y 90 los estopines de tiempo deben distribuirse conforme a las figuras 91 y 92.

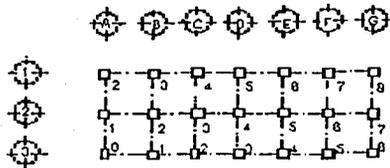


Fig. 91: Planta del edificio.

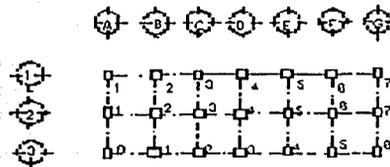


Fig. 92: Planta del edificio

Con esta última disposición se ahorra un tiempo de los estopines pero el desplazamiento lateral (fig. 89) es menor.

La disposición de los explosivos en cada elemento en particular, columnas o muros debe hacerse conforme a lo dicho; el taco se puede hacer con mortero de fraguado rápido, con estabilizador de volumen, evitando mojar los explosivos de los niveles.

Cuando las traveses inferiores representan una gran resistencia estructural deben volarse en el mismo orden que las columnas.

Es conveniente usar estopines de largo intervalo como los de la serie MARK V. Cuando los tiempos no son suficientes se puede usar el explosor secuencial.

Será necesario también rodear la planta baja con una protección para evitar la proyección de fragmentos de la voladura de las columnas.

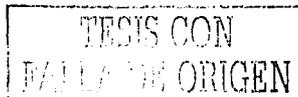
Se debe advertir y retirar a la gente de los alrededores para evitar pánico.

También se revisarán los edificios próximos pues pueden resultar afectados, especialmente si están dañados.

TECNOLOGIA
FALLA EN ORIGEN

5.7.7 OBSERVACIONES

- 1.- Los explosivos son una fuente de energía concentrada que el ingenio del hombre puede permitir aprovecharlos de diferentes maneras para su propio beneficio.
- 2.- En la mayoría de las excavaciones en roca, los explosivos constituyen el medio más económico, pues ayudan a realizar el trabajo con mayor rapidez, facilidad y eficacia que cualquier medio mecánico.
- 3.- El uso de los explosivos en la construcción es muy amplio y cada vez ha ido en aumento; lo cual es fundamental para el desarrollo de la civilización actual.
- 4.- Las dos únicas compañías fabricantes de explosivos en nuestro país son: Du Pont y Atlas de México, las cuales tienen distribuidores en diversos lugares del territorio nacional.
- 5.- La adquisición y uso de los explosivos están regidos en nuestro país por disposiciones y reglamentos de la Secretaría de la Defensa Nacional.
- 6.- Como resultado de la constante evolución en la tecnología de los explosivos se tienen nuevos productos, accesorios y técnicas de voladura.
- 7.- Para el éxito de una voladura es necesario seleccionar correctamente el explosivo tomando en cuenta sus propiedades, así como los dispositivos de iniciación, los accesorios y técnicas existentes.
- 8.- En los explosivos encartuchados a menor diámetro se tiene una mayor sensibilidad y velocidad de detonación.
- 9.- Antes de usar cualquier explosivo o accesorio es conveniente hacer pruebas, ya que las características que proporcionan los fabricantes pueden verse afectados por la diversidad de factores externos a los que están sometidos.
- 10.- Se debe procurar hacer una buena distribución en la plantilla de detonación; con esto se consigue una salida libre de la roca, una mejor fragmentación, una rezaga concentrada y menores proyecciones, vibraciones y ruido.
- 11.- En una voladura es imprescindible conocer la roca y el estado en que se encuentre, es decir el grado de agrietamiento, fallas, inclemencias atmosféricas, etc., ya que evidentemente pueden variar los resultados.
- 12.- La granulometría de la roca está íntimamente ligada al uso al que se le va a destinar. No siempre lo más recomendable es la fragmentación más pequeña como suele creerse.
- 13.- La voladura de rocas no es un arte sino una técnica basada en principios lógicos y razonables.
- 14.- La base teórica para el cálculo de la carga en el diseño de voladuras se fundamenta en valores empíricos proporcionados por las pruebas y los resultados prácticos que se han ido acumulando, sin embargo estas cifras son sólo el punto de partida debiéndose hacer las pruebas correspondientes a cada caso específico.
- 15.- El método sueco para diseño de voladuras es más acorde con la realidad que el método americano pues toma como dato e inicio del diseño la altura del banco en vez de calcularla.



16.- En las pruebas para ajustar el diseño de la voladura al banco deberá observarse el tamaño de la roca obtenida, las proyecciones, el ángulo del montón, etc.

17.- Debido a que la barrenación es un factor muy importante desde el punto de vista económico deberá procurarse desde el diseño utilizar al máximo el volumen del barreno para la carga de explosivos.

18.- Existen varias técnicas de voladuras controladas, todas ellas tienen como finalidad reducir el sobrerrompimiento y fracturación de la roca residual o sea atrás de la línea de proyecto de excavación.

19.- Todos los explosivos son peligrosos si se hace mal uso de ellos, por eso deberán ser manejados por personas experimentadas y que conozcan las normas y medidas de seguridad establecidas.

5.7.8 TRANSPORTE, MANEJO Y ALMACENAMIENTO DE EXPLOSIVOS

Transporte de Explosivos.

1. Cualquier vehículo que esté transportando explosivos deberá estar marcado o pintado o tener un letrero en la parte delantera, a ambos lados y en la parte trasera con la palabra "Explosivos" en letras de no menos de 4 pulgadas de altura en colores que hagan contraste, con los del fondo; o el vehículo deberá llevar en un lugar visible una bandera roja de no menos de 24 pulgadas de lado con la palabra "Explosivos" en letras rojas de cuando menos 3 pulgadas de altura o la palabra "Peligro" en letras de 6 pulgadas de altura.
2. Los vehículos no deberán llevar cápsulas detonadoras fulminantes cuando estén transportando otros explosivos; ni metales, herramientas metálicas, aceite, cerillos, armas de fuego, ácidos, substancias inflamables, o materiales semejantes.
3. Los vehículos que transportan explosivos no deberán estar sobrecargados y en ningún caso se apilarán las cajas o latas de explosivos a una altura mayor que la de la carrocería. Cualquier vehículo de caja abierta deberá llevar una lona para cubrir las cajas o latas de explosivos.
4. Todos los vehículos, cuando estén transportando explosivos deberán inspeccionarse para determinar si: los frenos y el mecanismo de la dirección están en buenas condiciones; si los alambres eléctricos están en buenas condiciones; si los alambres eléctricos están bien aislados y firmemente asegurados; si la carrocería y el chasis están limpios y libres de acumulaciones de aceite y grasas; si el tanque de combustible y la línea de alimentación están seguros, y sin fugas, si se han proporcionado dos extinguidores de incendio, localizados cerca del asiento del chofer; y, en general, si el vehículo está en condiciones adecuadas para el transporte de explosivos.
5. El piso de los vehículos deberá estar perfectamente empalmado y ajustado. Cualquier pieza metálica que esté expuesta en el interior del vehículo y que pueda entrar en contacto con algún paquete de explosivos deberá ser cubierta o protegida con madera o algún material no metálico.
6. Los explosivos no deben transportarse en remolque. Asimismo, a los vehículos que transporten explosivo no deberá engancharseles ningún tipo de remolque.
7. Los vehículos que transportan explosivos no deben llevar pasajeros ni personas no autorizadas para viajar en ellos. No debe permitirse fumar ni llevar cerillos.
8. Los paquetes o cajas de explosivos no deben aventarse o dejarse caer al estarlos cargando, descargando o acarreado, sino que deben depositarse cuidadosamente y almacenarse o colocarse de tal manera que no se deslicen, caigan o muevan.

9. Los motores de los vehículos que transportan explosivos deberán estar parados antes de cargas o descargar los explosivos.

Las recomendaciones para el manejo de explosivos son las siguientes:

Manejo de Explosivos.

- Las cajas o barriles que contengan explosivos deben levantarse y bajarse cuidadosamente sin deslizarlos unos sobre otros, o dejarlos caer de un nivel al siguiente, ni manejarse bruscamente.
- Las cajas, latas, o paquetes de explosivos no deben abrirse dentro de un almacén de explosivos o arsenal, ni siquiera en un radio de 50 pies del almacén o arsenal.
- Deben emplearse herramientas fabricadas con madera o con algún otro material no metálico para abrir las cajas o barriles o cualesquier otra vasija en que se encuentre contenido un explosivo. Nunca deben emplearse herramientas metálicas.
- Los explosivos y detonantes que se les den a los obreros deberán colocarse en receptáculos aislados independientes, equipados con tapas construidas y sujetas de tal manera que no se puedan abrir accidentalmente durante el transporte.
- No deberá permitirse a ninguna persona, excepto al operario viajar con los explosivos o detonantes cuando estén siendo transportados en un tiro, túnel, o cualquier otra obra subterránea.

Almacenamiento de explosivos.

Los explosivos y los detonantes deben depositarse separadamente en almacenes independientes, secos, ventilados, a prueba de balas y resistente al fugo, alejados de otros edificios, vías de ferrocarril, y carreteras. La Tabla Americana de Distancias proporciona las distancias de seguridad entre otros edificios, vías de ferrocarril y carreteras, para cantidades variables de explosivos y detonantes.

Una bodega para el almacenamiento de explosivos debe estar construida de tal manera que se evite el congelamiento del explosivo durante largos períodos de tiempo en climas fríos. Si el explosivo se congela, deberá descongelarse antes de utilizarlo, ya que el peligro de que explote prematuramente es mucho mayor cuando está congelada.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

CAPÍTULO 6 MANTENIMIENTO DE EQUIPO

Datos obtenidos de ENSA Equipo Nacional.

Esta empresa contaba con infraestructura en instalaciones y herramienta especializada suficiente, para atender todas las necesidades en diferentes marcas como son:

CATERPILLAR, GROVER, TEREX, JOHN DEERE, GARNER, DENVER PLANELEC, POTAIN, BARBER GREEN, LINK-BELT, BOMAG, EUCLID, INGERSOLL RAND, COMPACTO, ATLAS COPCO, LIEBHERR, KOMATSU.

Tenia una capacidad instalada para reparar simultáneamente 100 máquinas mayores, 30 vehículos y 200 máquinas menores, en una superficie de 18,193 m² techados y 43,458 m² sin techar.

6.1 Clasificación de la maquinaria:

- Problemas en Nomenclatura, agrupación y clasificación (combinación de números, letras y claves para identificar cada máquina)
- Objetivos de la Clasificación: correcta identificación, uniformizar criterios, mejor control, adecuar programación de utilización y mantenimiento
- Bases para agrupar maquinaria:
 - a) Su aplicación o uso específico
 - Carreteras (tractores, compactadores, motoconformadoras)
 - Túneles (perforación, compresoras)
 - b) Su diseño o mecanismo base
 - Neumática (Perforadora)
 - Técnica (Caldera)
 - Eléctrica (Generador)
 - Mecánica (Malacate)
 - c) Por su mantenimiento
 - Mayor (programa en horas trabajadas)
 - Menor (Programa en días trabajados)
 - Vehículos (Programa en Km. recorridos)
 - d) Por su rendimiento económico
 - Auxiliar
 - General
 - Productivo
 - e) Por su manejo en materiales de construcción
 - Remoción de materiales (palas, perforadoras)
 - Transporte de material (camiones y esrepas)
 - Tratamiento de materiales (tritadora, cribas)
 - f) Por último por la inversión.

6.2 Tipos de mantenimiento:

a) Predictivo:

Se basa fundamentalmente en detectar una falla antes de que suceda. Se utiliza como información lo siguiente:

- Análisis estadístico de vidas útiles de piezas y conjuntos (proporcionados por el fabricante o por la experiencia misma de los usuarios)

TRABAJO CON
FALLA DE ORIGEN

- Análisis físico de piezas de desgaste
- Análisis de laboratorio y diagnóstico de campo. Aquí se detectan si el aceite contiene: cobre, cromo, aluminio, hierro, silicio, contenido de agua.

Con este mantenimiento se eliminan los siguientes problemas:

- Sustituir en forma rutinaria partes costosas, solo para estar del lado seguro
- Adivinar que tiempo le queda de vida a las diferentes partes del equipo
- Suspender el servicio fuera del programa por fallas imprevistas.

b) Preventivo

Su característica principal es la de detectar fallas en su fase inicial y corregirlas oportunamente, es decir, incluye todo ajuste de mecanismos, hasta cambio de conjuntos. Su aplicación es menos costosa y consume menor tiempo que el mantenimiento predictivo.

Con este mantenimiento se logra lo siguiente:

- Los trabajos pueden efectuarse en la fecha debida
- Se pueden programar las reparaciones
- Da como resultado un funcionamiento más eficiente del equipo y consecuentemente aumenta la productividad.
- Disminuye el costo por máquina parada
- Evita reparaciones más costosas
- Se incrementa su valor de rescate.

c) Correctivo.

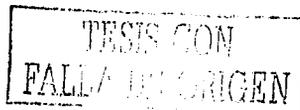
Es el mantenimiento realizados después de la falla, ya sea por síntomas claros y avanzados o por falla total. Este tipo de mantenimiento esta fuera del programa, su ejecución inmediata es imperativo y en ocasiones incosteable, el costo de operación es sumamente elevado, los tiempos de paro del equipo son prolongados.

6.3 División del Taller:

- Departamento de armado I
- Departamento de armado II
- Departamento de compresores
- Departamento de electricidad industrial
- Departamento de vehículos
- Departamento de maquinaria menor
- Departamentos de apoyo
- Compras
- Almacén
- Biblioteca

Para tener un mejor control en las reparaciones se han dividido las áreas de trabajo por especialización, en tres departamentos.

- Por tipo de máquina (mayor, menor y vehículos)
- Por grupo de máquina (tractores, dragas, cargadores, motoescrepas, grúas, motoconformadoras, retroexcavadoras, etc.)
- Por conjuntos y apoyos (motores, sistemas hidráulicos, soldadura, pintura)



DEPARTAMENTO DE ARMADO I

Funciona como departamento base para el desarmado y armado de máquinas típicas para el movimiento de tierras como son:

- Tractores
- Cargadores
- Motoconformadoras
- Camiones fuera de carretera.

DEPARTAMENTO DE ARMADO II

En este departamento se reparan las máquinas especializadas en excavación, perforación, trituración, compactación, pavimentación y montaje como son:

- Retroexcavadoras s/neumáticos
- Retroexcavadoras s/orugas
- Perforadoras rotatorias
- Trituradoras
- Compactadores
- Pavimentadoras y plantas de asfalto
- Grúas hidráulicas
- Dragas.

DEPARTAMENTO DE COMPRESORES

Su función es reparar grupos estacionarios y portátiles de todas las capacidades.

DEPARTAMENTO DE ELECTRICIDAD INDUSTRIAL.

En este departamento se reparan las unidades generadoras y tableros de plantas de luz, sirviendo como apoyo para las reparaciones de motores eléctricos y tableros de otro tipo de máquinas.

DEPARTAMENTO DE VEHÍCULOS

Especializado en la reparación de unidades como:

- Plataformas sin camión
- Camión redilas
- Camión pipa
- Revolvedoras sin camión
- Grúas sin camión plataforma
- Camión de volteo
- Plataformas (altas y low-boy)
- Tractocamión
- Equipos de lubricación y lavado sin camión
- Petrolizadora sin camión.

DEPARTAMENTO DE MAQUINARIA MENOR

Se reparan las siguientes máquinas:

- Track drills
- Revolvedores manuales
- Compactadoras de placa
- Vibradores para concreto
- Rompedoras y perforadoras de pavimento
- Bandas de transportación
- Bombas para agua y lodos
- Bombas para concreto
- Malacates.

DEPARTAMENTOS DE APOYO

Sirven como soporte de los departamentos base y buscando la especialización, se cuenta con los siguientes departamentos de apoyo:

a) Área de armado de motores.

Algunas de las funciones e instalaciones de esta área son las siguientes:

- Armado de cabezas
- Sustitución de guías para válvulas
- Laboratorio diesel
- Reparación de turbocargadores
- Bancos de pruebas y calibración de bombas de inyección
- Bancos de prueba y calibración de inyectores
- Áreas de verificación de motores en dinamómetro
- Panel de control de los dinamómetros

b) Área de reparación de sistemas hidráulicos

c) Área de máquinas y herramientas

d) Área de reconstrucción de tránsitos

e) Área de soldadura

f) Área de hojalatería

g) Área de Sand-Blast

h) Área de lavado de máquinas

i) Área de pintura

Con objeto de agilizar la recepción de materiales y refacciones, se cuenta con un amplio almacén, el cual funciona como custodio, verificando precio y calidad antes de entregarlas al área responsable.

Se mantiene un estricto control sobre los residuos peligrosos que maneja como son llantas de las máquinas, baterías, aceites, etc., los cuales los almacena en un área especial para ellos para posteriormente sacarlos o venderlos. Así mismo dentro de las diversas instalaciones se encuentran botes especiales para recolectar dichos residuos.

Biblioteca.

Como soporte para la elaboración de pedidos de refacciones y como apoyo técnico en las reparaciones se cuenta con toda la información del fabricante de los equipos como son:

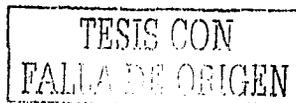
- Catálogos de partes
- Manual del taller
- Manual de operación.

Con esto se garantiza que las refacciones se suministren de acuerdo a la marca, modelo y serie especificada por el fabricante.

6.4 Diagnóstico y control de calidad.

Una vez que la máquina ha sido reparada se pasa al área de diagnóstico y control de calidad, el cual cuenta con personal capacitado, camionetas de diagnóstico con equipo y herramienta especializada para la revisión, pruebas de operación y verificación de especificaciones de acuerdo a normas del fabricante. Las ventajas del uso del servicio de diagnóstico son:

- Tener presente el estado físico y mecánico del equipo.
- Ser un elemento de juicio para el mantenimiento preventivo
- Detectar fallas potenciales
- Detectar causa de fallas



- Abaratar los costos de rehabilitación, reparando estrictamente los conjuntos dañados.

6.4.1 Laboratorio de análisis de aceite

Mediante la utilización de equipo con tecnología de punta se proporciona el servicio de análisis de aceite usado para el monitoreo periódico del equipo, tomando en cuenta los compartimentos más importantes de su maquinaria, como son:

- Motor
- Transmisión
- Sistema hidráulico
- Diferenciales
- Mandos finales.

Para otros sistemas o conjuntos, el análisis de aceite está dirigido a satisfacer las necesidades de los usuarios y proporciona información relacionado con fallas que pueden ser ocasionadas por desgaste anormal o presencia de contaminantes. Este programa le ayudará a reforzar el mantenimiento preventivo y predictivo.

Cuando se detectan incrementos en la tendencia de desgaste, generalmente causados por la presencia de contaminantes tales como tierra (silicio), combustible, lacas, lodos, barnices o agua, los que provocan oxidación del aceite, cambios en la viscosidad o variaciones en la reserva alcalina del aceite (TBN), todos problemas potenciales; estos problemas son considerados y reportados en una formato de interpretación por muestra, el cual proporciona la siguiente información:

- Tendencias de desgaste: aceptables, reportables o urgentes
- Estado del aceite
- Recomendaciones de mantenimiento predictivo: Se recibe un reporte de interpretación de análisis de aceite por cada conjunto que muestre periódicamente en equipo y los resultados individuales irán apareciendo en los formatos para que controle la tendencia de desgaste del conjunto y lleve su historia.

TRABAJOS CON
FALLA DE ORIGEN

CONCLUSIONES.

Internet se ha convertido en un medio excelente para lograr la actualización profesional, permite mantener fácilmente el entusiasmo en el estudiante, para impulsarlo a cursar y completar cursos de Educación en Línea, especialidades, o toda una carrera. Texto y gráficos, cual si fueran un libro, se combinan con sonido, animación, cortos de películas y participación interactiva. Todo esto junto con exámenes en línea que le permiten al alumno autoevaluarse, hacen del estudio a través de la red mundial, un medio cada vez más atractivo.

Actualmente con el uso de las Páginas WEB, se puede poner a disposición de los alumnos, el material teórico de un curso, y mantener una muy estrecha comunicación con el profesor a través del correo electrónico.

Los cursos que tienen mayores probabilidades de éxito cuando se ponen en línea, son los que tienen un alto porcentaje de teoría. En algunos casos se pueden hacer prácticas a través de Internet o ponerse de acuerdo con los estudiantes para una visita guiada. Una vez realizada la visita, es sencillo y rápido intercambiar opiniones con los alumnos sobre los resultados, así como recibir un informe completo vía correo electrónico.

Existen en la red cursos en línea que se limitan a poner el material de consulta en una página. Esto es tanto como comprar un libro y pretender que uno está tomando un curso. Así pues es importante poder establecer la comunicación profesor – alumno. Una ventaja fundamental, más que eso: indispensable, es el uso del correo electrónico como medio de comunicación. Se ha comprobado que con el uso del correo electrónico se abre la puerta a quienes comúnmente no preguntan en clase por pena, o falta de tiempo.

Se pueden además establecer pláticas interactivas entre los alumnos a través de los Chats e inclusive, si se cuenta con una cámara de vídeo y equipo multimedia conectado a la computadora, se pueden ver a los alumnos en el momento de estar hablando.

A pesar de los avances manifiestos en la educación en línea, existen todavía dudas en lo que se refiere a las formas de evaluar a los alumnos que participan en estos programas.

Todas estas observaciones se han logrado gracias al curso "Excavaciones y Terracerías". Este curso se dio por primera vez, "en línea", hace cinco años y funcionó muy bien, a pesar de algunas carencias que se tenían inicialmente en relación a la disponibilidad de equipos. Los resultados de este primer curso fueron sumamente satisfactorios, pues se cumplieron los objetivos, y a los alumnos les llamó la atención ésta forma diferente de llevar la materia, por lo que mejoró su aprovechamiento y aumentó su interés. Como profesor, quedé muy complacido con el material y con las indicaciones de los propios alumnos, se pudo mejorar el curso en términos generales.

Un primer obstáculo fue, que en la UNAM, no se contaba con una política de fomento al uso de Internet como herramienta educativa. Sin embargo, se logró obtener espacio suficiente en los equipos que dispone la división de estudios de posgrado. Ahora la situación es muy distinta, se han multiplicado los cursos o ayudas en la red y se ha incrementado en forma importante el hardware disponible.

En lo que se refiere a la puesta a punto de la página, lo primero que se hace es planear el material que deberá contener la misma. Si esto se descuida, se corre el riesgo de saturarla con demasiada información, o bien dejar cosas importantes sin incluir.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

Lo segundo es organizar la información de tal forma que sea fácil de seguir. Por ejemplo, se incluyó en la página una barra de herramientas en la parte lateral, con el objeto de que el alumno pudiera revisar el temario o el calendario en cualquier momento, inclusive enviar un correo electrónico al profesor. Y se manejó una programación del curso, indicando en que semana se tiene que ver cada tema.

Dado que en Internet se puede usar lo que se conoce como Hipertexto, esto es, conexiones inmediatas entre páginas a través de ligas de texto, dar seguimiento a un tema puede convertirse en un verdadero dolor de cabeza.

Por esta razón es importante establecer desde el principio una organización con pocos niveles para que los alumnos no se pierdan en el mar de información que puede contener un curso en línea. Se debe seguir una secuencia lógica en la presentación de los temas e inclusive es conveniente forzar al alumno para que regrese al temario antes de continuar con el siguiente capítulo. Además del contenido y la organización, es muy importante dar a la página un aspecto agradable para mantener vivo el interés del alumno.

Una forma de lograrlo es intercalando una adecuada cantidad de gráficos con el texto. Cuando me refiero a una cantidad adecuada de gráficos lo que quiero decir es que haya suficientes para interesar al alumno, pero no demasiados como para disminuir la velocidad del proceso de carga de las páginas, porque de esta forma tendría un resultado adverso. Los alumnos se desesperarían y terminarían por desechar el curso.

Para el curso de "Excavaciones y Terracerías" se contó con una buena cantidad de dibujos, tablas, fotografías e ilustraciones para la mayor parte de los temas, sin embargo hay algunos que por su naturaleza son casi puro texto o números. En este caso, se incluyeron algunas caricaturas con movimiento. Esto llama la atención de los alumnos, que al desviar un momento su atención, rompen el estrés que se acumula en ellos después de varios minutos de estar leyendo frente a la computadora.

Por lo que respecta a la operación del curso es importante resaltar que desde el primer momento se establecieron ciertas reglas tendientes a fomentar la participación y mantener la atención.

Dado que la educación en línea requiere de un cambio de paradigma en el estudiante, se consideró conveniente que las primeras clases se impartieran en el salón con el profesor. En estas primeras clases se estableció información que fue vital para el éxito de la materia.

Es muy importante preguntar a los alumnos ¿cuántos saben acerca de Internet?, ¿cuántos han usado un navegador y cuantos han usado el correo electrónico?, ¿cuántos tienen acceso a Internet fuera de la universidad?, ¿cuántos cuentan con computadora?

Teniendo estas respuestas se puede determinar en gran medida lo que hay que hacer para garantizar el éxito del curso. En nuestro primer curso, resultó que solo uno o dos tenían acceso al Internet, por lo tanto hubo que poner a la disposición de los alumnos un salón con conexión permanente al Internet y proporcionar a cada estudiante una cuenta de correo electrónico.

En los subsecuentes cursos, se ha podido apreciar que los estudiantes se interesan cada vez más por utilizar la computadora, y por supuesto por trabajar con Internet, y manejan una cuenta de correo; en el último curso solamente dos personas eran las que no tenían acceso a Internet. Es decir que en el primer curso el 14% tenía acceso a Internet y lo manejaba satisfactoriamente, y ahora el 90%, es el que maneja Internet. Se puede apreciar el incremento de estudiantes que utilizan la computadora ya como una herramienta de trabajo, no importando

que tipo de carrera se esté estudiando. Es un cambio positivo, que se ha logrado en pocos años.

Con el transcurso del tiempo, se ha visto un método efectivo para introducir al estudiante a este tipo de cursos, y lo que se ha aprendido en estos años es que es conveniente que en la primera clase se explique a los alumnos en que consiste el curso y se establezcan los mecanismos de evaluación y las fechas importantes, por ejemplo: las de entrega de tareas y trabajos, la realización de prácticas y sesiones extraordinarias, etc.

En la segunda clase se explica a los alumnos el uso del correo electrónico y se les hace ver la importancia de tener una comunicación constante con el profesor a través de este medio. También se les enseña el uso de un navegador para que puedan revisar la página WEB del curso. Clase que prácticamente se ha anulado, pues en los últimos cursos se ha visto que la mayoría de los alumnos están ligados al Internet y ya cuentan con su dirección de correo electrónico.

Casi todo el curso transcurre sin que el alumno asista al salón de clase, sin embargo, se establecen fechas en las que se tendrán sesiones de aclaración de dudas. Salvo estas excepciones, el alumno tiene una libertad casi total para poder revisar el material de estudio en el momento que desee, dándole así, una de las más importantes ayudas que Internet puede brindar: el control de su tiempo. Y es casi total, debido a que el curso esta organizado de forma que se sujete al calendario escolar, cumpliendo con las semanas que abarcarán determinados temas.

Para dar un seguimiento al aprendizaje de los alumnos, se diseñaron evaluaciones semanales con las que los alumnos demuestran que han revisado el material de consulta. Esto se hace a través del correo electrónico, utilizando una evaluación diferente para cada alumno, lo que fomenta en ellos la capacidad y habilidad para comunicarse por este medio y los motiva a seguir usándolo, a lo largo de toda su vida.

Podemos fácilmente comprender que el uso de Internet para la Educación en Línea, libera a los alumnos de las restricciones de espacio y tiempo, esto es, por una parte se pueden estudiar algunos cursos, diplomados, maestrías o carreras completas vía Internet, desde cualquier lugar del mundo, y por otra parte, el aprendizaje puede darse en cualquier momento sin tener que cubrir un horario específico. Sin embargo, el curso de excavaciones y terracerías, que se implantó en Internet, tiene sus peculiaridades; se obliga al alumno a mantenerse en contacto físico con el profesor, con dos clases iniciales presenciales y después en cualquier momento que lo requiera un alumno o un grupo de alumnos, previa cita. Además el aprendizaje de este curso en particular se refuerza con la realización de prácticas, la proyección de algunas películas y la elaboración de un trabajo final en equipo.

Para que un curso funcione adecuadamente se debe garantizar la rapidez de acceso al servidor que tiene la página. En ocasiones es recomendable tener la página en dos o más servidores para darles opciones a los alumnos cuando alguno de los servidores se encuentre saturado y por lo tanto el acceso sea lento.

Algunos de los alumnos que tienen computadora en casa, pero que no cuentan con conexión a Internet, graban la información en un compacto para poder estudiarla posteriormente, otros alumnos que no tienen computadora en casa prefieren imprimir el material. Esto es válido, Sin embargo, es más deseable desde el punto de vista ecológico, que no se haga un uso excesivo de papel. Además, las tendencias tecnológicas se orientan al manejo electrónico de documentos, lo que se conoce en las empresas como el "paperless office" (o la oficina sin papel).

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

Para mejorar y mantener actualizada la página del curso, semestre con semestre se modifica su formato, así como la actualización del contenido, para, en esta forma, hacerla más atractiva; una de las sugerencias más común de los alumnos, es que se haga una página interactiva, esto es, que a los problemas que se presentan en la página, como ejemplos; se les puedan modificar los datos para que inmediatamente aparezcan los nuevos resultados. Esto con el fin de observar directamente que pasaría si se hicieran modificaciones en los cálculos, y para que se vea clara la relación que existe entre las variables involucradas en el problema.

A través de estos últimos semestres, se ha modificado el curso inicial, con las opiniones de los estudiantes, lo que lo ha enriquecido; muestra de ello, es que últimamente ha llegado comunicación de Ingenieros de todas partes de Sudamérica, solicitando inscribirse al curso de Excavaciones y Terracerías, pues se les hace muy interesante el material que se encuentra en Internet.

Para finalizar quiero comentar que aún cuando se tengan grandes apoyos para continuar una carrera o llevar a cabo una actualización la deserción es grande. Muchos comienzan el curso, pero como no hay quien los presione, terminan por abandonarlo; algo que es también muy común en los cursos normales. Pero se ha observado, que cuando se utiliza cualquier otro medio tecnológico esta deserción se incrementa. Sin embargo, es importante continuar promoviendo este tipo de cursos infundiendo a los alumnos el interés por nuevas herramientas y haciéndoles ver la necesidad de una preparación continua, que tendrá que durar a lo largo de toda su vida útil.

Bibliografía:

Apuntes de Movimiento de Tierras, Departamento de Construcción.
Facultad de Ingeniería, UNAM.

Maquinaria para construcción, Aburto Valdes
Fundación para la enseñanza de la construcción, A.C.

Excavation Handbook. H.K. Church.
Editorial McGraw Hill.

Handbook of Surface Drilling and Blasting.
TAMROCK. Finlandia.

Tabla de Explosivos vigentes proporcionada por el fabricante.
Dupont, México.

Análisis y Evaluación de Proyectos de Inversión.
Raúl Coss Bu. Editorial Limusa.

Análisis y Evaluación de Proyectos.
Carlos Uriegas Torres. Editorial Limusa.

Ingeniería Económica.
H.G. Thuesen, W.J. Fabrycky, G.J. Thuesen. Editorial Prentice Hall.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN