



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

MOVIMIENTO DE TIERRAS

TOMO I

ING. FERNANDO FAVELA LOZO.



APUNTES DE
MOVIMIENTO DE
TIERRAS

TA775J23

I N D I C E

APUNTES DE MOVIMIENTO DE TIERRAS

	PAG.
PROLOGO	3
PLANEACION	5
GENERALIDADES SOBRE LA EVOLUCION DE LOS EQUIPOS PARA CONSTRUCCION	23
TRACTORES Y ARADOS	27
MOTOESCREPAS.	57
CARGADORES	77
RETROEXCAVADORAS.	122
MOTOCONFORMADORAS	133
COMPACTACION EN EL CAMPO.	152
EXPLOTACION DE ROCA	186
SUB-BASES Y BASES	218
PLANTAS PARA LA ELABORACION DE MEZCLAS ASFALTICAS	232
SELECCION DE EQUIPO DE CONSTRUCCION (Desarrollo de un Problema)	271
METODOS PARA LA SELECCION DE EQUIPO (Uso de Modelos)	588
CONTROL	617
ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS	642



FACULTAD DE INGENIERIA



ESCRIBIR

RAMIREZ DE LA CRUZ RAMIREZ

APUNTES DE

MOVIMIENTO DE

TIERRAS

PROLOGO

La importancia de los trabajos de Movimiento de Tierras se - ha incrementado en forma paralela a la evolución natural de las obras de ingeniería.

Tomemos por caso la construcción de caminos. En un principio se requirieron únicamente para el tránsito de personas y bestias de carga, posteriormente fueron utilizados para la circulación de vehículos ligeros como carruajes. En la actualidad se construyen para soportar un tránsito cada vez mayor tanto en intensidad como en magnitud.

Esto ha traído como resultado, entre otros: que el constructor de un proyecto determinado planee, programe, organice y controle -- mejor todos los recursos que se requieran aplicar.

Asimismo ha surgido la necesidad de utilizar equipos cada vez más potentes y modernos para la excavación, transporte, trituración, mezclado, colocación y compactado de los materiales que se utilizan para la construcción de caminos, aeropuertos, canales, presas, etc.

Por otra parte, la rapidez con que se generan nuevos procedimientos constructivos ocasiona que el ingeniero se aleje con frecuencia del avance de las nuevas técnicas desarrolladas.

Finalmente, considerando que el ingeniero civil está ligado -- con las diferentes esferas del desarrollo de nuestro país y que por

tanto requiere estar actualizado en sus conocimientos, se recopilaron estos apuntes con la finalidad de que no solamente sirvan a los alumnos durante sus estudios de licenciatura, sino que constituyan una -- guía cuando se enfrenten durante su vida profesional a los problemas relacionados con el Movimiento de Tierras.

DEPARTAMENTO DE CONSTRUCCION

G- 612576

APUNTE
168

FACULTAD DE INGENIERIA UNAM.



612576

G.- 612576

CONCEPTO DE LA PLANEACION

LA PLANEACION

Vista como una función, el proceso de planeación incluye la identificación de los objetivos organizacionales y la selección de políticas, procedimientos y métodos diseñados para lograr estos objetivos. En términos de la habilidad que está implicada, la toma de decisiones, incluyendo la creatividad, juega un papel importante para determinar el éxito de la planeación.

Desarrollamos la función de la planeación y el papel que el proceso de la toma de decisiones tiene en esta función.

P L A N E A C I O N

ING. FERNANDO FAVELA LOZOYA.

INTRODUCCION



CONSTRUCCION

Como hablamos dicho antes el proceso puede ser uno o varios, pero dentro de los campos en la profesión del Ingeniero Civil ocupa un lugar preponderante la construcción. En la realización de una obra, este campo sigue inmediatamente al diseño y precede a los de operación y mantenimiento de obras. Consiste la construcción en la realización de una obra combinando materiales, obra de mano y maquinaria con objeto de producir dicha obra de tal manera que satisfaga una necesidad normalmente colectiva, y que cumpla con las condiciones planteadas por el diseñador, entre las que se cuenta con primordial importancia la seguridad.

La construcción puede definirse como uno o varios procesos de producción en el o los que se combinan en alguna forma recursos (materiales, obra de mano y maquinaria) para lograr el producto terminado. Se trata pues de un típico proceso industrial, que solo difiere del clásico en que las obras normalmente son diferentes y se requiere estudiar un proceso que será diferente para cada obra; en cambio el proceso típico industrial es repetitivo.

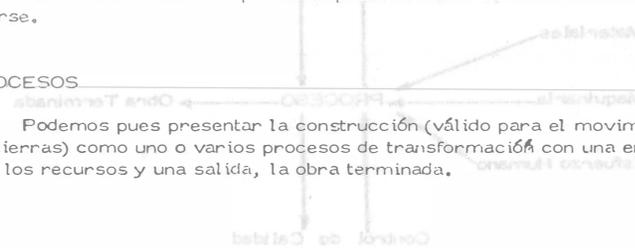
MOVIMIENTO DE TIERRAS

Entre estos procesos es muy común encontrar el movimiento de tierras, que puede ser parte del proceso total o todo el proceso. Consiste el Movimiento de Tierras en combinar maquinaria, materiales y obra de mano, a fin de obtener la obra o parte de la obra de acuerdo con lo planeado en el diseño.

El problema de selección de equipo trata de determinar que tipo, modelo y tamaño de máquinas deberá usar el ingeniero para realizar su proceso dentro de las restricciones impuestas por el proyecto. Al definir esto el ingeniero estará planeando el proceso constructivo, o dicho en otra forma definirá en todos sus puntos el procedimiento de construcción a usarse.

PROCESOS

Podemos pues presentar la construcción (válido para el movimiento de tierras) como uno o varios procesos de transformación con una entrada, los recursos y una salida, la obra terminada.



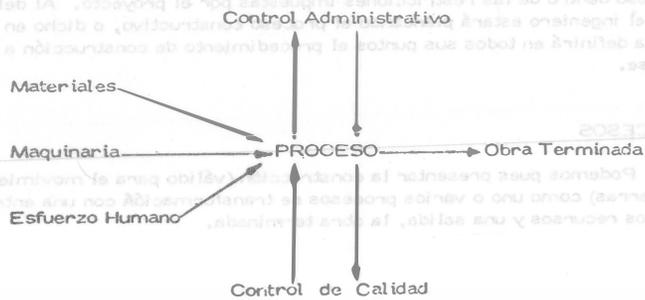


Como habíamos dicho antes el proceso puede ser uno o varios, pero también podremos dividirlo en subprocesos, cada uno de los cuales producirán una parte de la obra, estos pueden ser simultáneos o en cadena, y es usual que estos subprocesos se analicen por separado para definir los procedimientos de construcción que producirán la obra que deseamos.

CONTROLES

A lo largo de la ejecución deberemos revisar que nuestro esfuerzo nos vaya llevando a la obra terminada tal y como lo concebimos. Es fácil comprender que no conviene esperar al fin de la obra para revisar si ésta coincide con la diseñada, y si nuestra planeación se cumplió; esto es, si las cantidades y calidades que calculamos usar de nuestros recursos realmente fueron las utilizadas. Si algo falla; lo planeado no coincidirá con lo ejecutado. A la revisión del uso de los recursos a lo largo de la ejecución se le llama Control Administrativo. A la revisión de la calidad de la obra en todas sus partes a fin de que realmente ésta sea la diseñada se le denomina Control de Calidad. Estos controles consisten en tomar muestras a lo largo del proceso y compararlas con los estándares tomados de la planeación; en realidad constituyen en sí un proceso capaz también de ser planeado. Este tipo de procesos se denominan de Control o Retroalimentación. Si en estos procesos se encuentran desviaciones significativas con el estándar actúan sobre los procedimientos de construcción para corregir las desviaciones y acercar el producto al estándar.

Puede pues representarse la construcción y sus controles con el siguiente esquema.



1. CONCEPTO DE LA PLANEACION

LA PLANEACION

Visto como una función, el proceso de planeación incluye la identificación de los objetivos organizacionales y la selección de políticas, procedimientos y métodos diseñados para lograr estos objetivos. En términos de la habilidad que está implicada, la toma de decisiones, incluyendo la creatividad, juega un papel importante para determinar el éxito de la planeación.

Discutiremos la función de la planeación y el papel que el proceso de la toma de decisiones tiene en ésta función.

LA PLANEACION

La función de la planeación se compone de la selección y definición de las políticas, procedimientos y métodos necesarios para lograr los objetivos generales de la organización. Ya sea en el nivel en que se determinan las políticas, procedimientos o métodos, el proceso de la toma de decisiones es un componente esencial de la función de planeación. Por lo tanto, los factores de un diagnóstico efectivo, descubrimiento de alternativas y análisis de las situaciones de la toma de decisiones, se estudian en la última parte de esta presentación en forma programada.

Puesto que las políticas, procedimientos y métodos deben formularse para que estén de acuerdo con los objetivos de la organización, se sigue que el primer paso en la función administrativa de la planeación es la identificación de estos objetivos.

A) POLITICAS

Aunque son necesarios los objetivos para dirigir los esfuerzos individuales y los de grupo, en la organización, las políticas sirven para indicar la estrategia general por medio de la cual se lograrán estos objetivos. Las políticas se han clasificado con base en el nivel organizacional que afectan, la manera como se forman en la administración y el área de trabajo a la cual se aplican.

1. Una empresa, puede tener el objetivo específico de lograr una penetración mayor en el mercado; atenerse a una competencia en los precios para lograr este objetivo, sería una política empresarial.

2 Las políticas se han definido como declaraciones generales o conocimientos que guían la toma de decisiones de los subordinados en los diversos departamentos de una empresa. ¿Es necesario que estas declaraciones se pongan por escrito a fin de que se consideren como políticas (sí/no).

3 Sea que estén o no escritas, las políticas sirven como una guía amplia y general para la toma de _____ en una organización.

4 Las políticas pueden clasificarse de diferentes maneras. Una clasificación útil está basada en el nivel organizacional de los administradores afectados. De esta manera, políticas básicas, generales y departamentales identifican el _____ organizacional de la aplicación de la política.

5 Las políticas básicas que son de finalidades muy generales y que afectan a toda la organización las usan principalmente los administradores de nivel (superior/medio/de primera línea)

6 Una política de mercado para un producto por cada uno de los productos ofrecidos por un competidor e importancia es un ejemplo de una política _____.

7 La política general, la cual es más específica, típicamente se aplica a grandes secciones de la organización pero ordinariamente no a toda ella. La usan generalmente los administradores de nivel _____ (superior/medio/de primera línea)

8 Una política acerca de que los agentes de compras deben trabajar con contratistas locales, donde sea posible, es un ejemplo de una política _____.

9 La política departamental es más específica por naturaleza y se aplica a las actividades diarias en el nivel departamental. La usan principalmente los administradores de nivel _____ (superior/medio/de primera línea)

10 La política de que los empleados deben avisar si van a faltar por enfermedad es una política _____.

11 En resumen, existen tres tipos de políticas basados en el fin y en el nivel administrativo afectado. Estas son las políticas _____, y _____, y _____.

- medios de primera línea superior
- 12 Las políticas generales se relacionan, primariamente, con las actividades de los administradores _____, y las políticas departamentales conciernen más a los administradores _____ y las políticas básicas afectan más directamente a los administradores de nivel _____.
- manera
- 13 Otra clasificación de políticas se basa en la manera en que se forman en la organización. La política creada, la política solicitada y la política impuesta, son tres tipos de políticas basados en la _____ como se han formado.
- están
- 14 La política creada es la iniciada por los administradores de una compañía con el fin de que les sirva de guía a ellos y a sus subordinados. Típicamente la relación entre la política creada y los objetivos organizacionales _____ (están/no están) íntimamente ligados.
- creada
- 15 La decisión para promover la venta de contratos de servicio con venta de equipo, para asegurar que los clientes mantengan, de manera adecuada, el equipo, es un ejemplo de política _____.
- solicitada
- 16 En comparación con una política creada, una política solicitada la formula el administrador de una compañía. La diferencia está en que ésta última se origina por la solicitud de un administrador a su superior, para resolver un caso excepcional; ésta es la base para que se le llame política _____.
- si
- 17 Puesto que la política solicitada está basada en el manejo de casos individuales, el cual puede implicar circunstancias especiales, ¿existe algún peligro de que tal política sea incompleta, sin coordinación y quizás inconsistente? _____ (sí/no).
- solicitada
- 18 Cuando no existe una política previamente especificada, un administrador pregunta a su jefe qué hacer con una cuenta por cobrar ya vencida. La decisión del superior constituye la formulación de una política _____.
- creada
- 19 Cuando los administradores se ocupan continuamente de la formulación de políticas solicitadas, es un indicio de que no se ha dado suficiente atención a la formulación del tipo de política que previamente discutimos, esto es la política _____.
- impuesta
- 20 Las políticas impuestas son el resultado de una fuerza externa que presiona a la organización, tales como la acción gubernamental de la asociación comercial o del sindicato. En general, la importancia de la política _____ ha ido aumentando en los últimos años.

- si (puesto que están sujetas a las mismas presiones gubernamentales, de la asociación comercial y del sindicato.
- 21 ¿Creé usted que las políticas impuestas en la General Motors, son similares a las de la Ford Motors Co.? _____ (sí/no).
- impuesta
- 22 Una política de depreciación de equipo formulada debido a las exigencias de un contrato con la Fuerza Aérea, es un ejemplo de política _____.
- creada, solicitada, impuesta
- 23 Con base en la manera como se forman, hemos discutido tres tipos de políticas: _____, _____, _____.
- impuesta
- 24 El tipo de política que sería similar en diversas empresas de una misma rama es la política _____.
- creada
- 25 La política específicamente formulada para establecer guías necesarias para lograr los objetivos de la organización antes de que se presente cualquier problema se llama política _____.
- solicitada
- 26 El tipo de política cuya abundancia indica una flata de atención administrativa apropiada para dar por anticipado las guías necesarias para tomar decisiones se llama política _____.
- trabajo
- 27 Finalmente, otra clasificación de políticas tiene como base el área de trabajo a la que se aplican. Aunque se podría discutir un gran número de categorías, abarcaremos: ventas, producción, finanzas y personal como las principales áreas de _____ en la empresa.
- es
- 28 Las políticas de ventas tienen que ver con decisiones tales como la selección del producto que va a fabricarse, su precio, su promoción de ventas y la selección de los canales de distribución puesto que éstas son áreas interdependientes de toma de decisiones, la coordinación de estos esfuerzos _____ (es/no es) esencial.
- ventas
- 29 La decisión para restringir la distribución de una cierta marca de cerveza a una área geográfica constituye una política de _____.

30 Las políticas de producción incluyen decisiones tales como la de fabricar o comprar un componente, la elección del sitio de producción, la compra del equipo de producción y los inventarios que deben mantenerse. Pueden formularse las políticas de producción sin tener en cuenta las políticas de ventas? _____ (sí/no).

31 La decisión para ubicar nuevas plantas a una cierta distancia de un mercado importante constituye una política de _____ producción _____.

32 Las políticas financieras tienen que ver con la obtención de capital, métodos de depreciación y el uso de los fondos disponibles. Como tales, estas políticas (podrían/no podrían) _____ afectar directamente todas las otras áreas de formulación de políticas.

33 La decisión de alquilar en vez de comprar todo el espacio necesario para almacenes, es un ejemplo de política _____ financiera _____.

34 Las políticas de personal tienen que ver con la selección del personal, desarrollo, compensación, desarrollo de una moral y con las relaciones sindicales. Es importante que estas políticas sean uniformes en toda la compañía? _____ (sí/no)

35 La decisión de que los solicitantes de empleo se inicien como aprendices, con base en las pruebas de habilidad, es un ejemplo de una política de _____ personal _____.

36 Los cuatro tipos de política basados en el área de trabajo que se han discutido son: _____, _____, _____ y _____ ventas producción finanzas personal

37 Obviamente, cualquier política dada puede describirse en términos de cualquiera de los tres sistemas principales de clasificación que se han discutido: El nivel _____, la manera _____ como se formó la política, y el área de _____ trabajo _____ afectada.

38 El jefe de personal de una empresa ha informado a su superior que es incapaz de contratar cierto personal técnico en la comunidad local, y como resultado de esto el jefe de relaciones industriales decide que éste personal debe ser reclutado en una comunidad distante. Desde el punto de vista del nivel administrativo ésta es una política _____, desde el punto de vista de la manera como se formó es una política _____ y desde el punto de vista del área de trabajo es una política de _____ personal _____.

básica
creada
ventas

departamental
impuesta
producción

procedimiento

procedimiento

contratación

39 Los administradores de nivel superior en una empresa deciden concentrar sus esfuerzos comerciales en el campo del equipo electrónico. Esto puede describirse como una política _____, _____ y de _____.

40 Debido a las exigencias el contrato sindical con la empresa, los supervisores deben usar solamente ciertos métodos de estudio de tiempos para determinar los estándares de producción. Esto puede describirse como una política _____, _____ y de _____.

B) PROCEDIMIENTOS Y METODOS

Una declaración de procedimiento es más específica que una de claración de política en que enumera la secuencia cronológica de pasos que deben tomarse para lograr un objetivo. Por otra parte, un método especifica cómo va a realizarse un paso del procedimiento.

41 Una descripción de cómo debe realizarse una serie de tareas, cuándo y por quién, normalmente se considera un _____ procedimiento _____.

42 Las instrucciones específicas para atender órdenes de elaboración, que pueden incluir actividades en los departamentos de ventas, contabilidad y producción, son un ejemplo de un _____ procedimiento _____ especificado.

43 Haga referencia a la figura 3.1 para un ejemplo de un procedimiento. En este caso está implicado un proceso de _____ contratación _____.

Figura 3.1 ESQUEMA DE UN PROCEDIMIENTO TIPICO DE CONTRATACION.

- 1 Entrevista preliminar (discriminación de datos)
- 2 Solicitud
- 3 Verificación de referencias
- 4 Prueba de aptitud

5 Entrevista de trabajo

6 Aprobación del supervisor

7 Examen médico

8 Orientación

44 Comparados con las políticas, los procedimientos permiten (más/menos) amplitud en la toma de decisiones administrativas.

45 En contraste con un procedimiento, una descripción de cómo debe realizarse un paso de un procedimiento se denomina método.

46 ¿Es posible que un método implique a solo un departamento y a solo una persona en ese departamento? (sí/no) si.

47 La técnica especificada para usarse en la realización de una prueba de aptitud es un método procedimiento, mientras que la secuencia de pasos en la función del empleo constituye un procedimiento.

48 El método se refiere a la manera de realizar tareas específicas. Históricamente el reemplazo de métodos manuales por medios mecánicos ha sido un ejemplo popular del mejoramiento de métodos.

49 Desde un punto de vista más amplio, el término simplificación del trabajo se aplica a los esfuerzos por realizar una tarea particular, o toda una serie de tareas, de manera que sea más eficiente y económica. Por lo tanto, la simplificación del trabajo puede aplicarse tanto a métodos como a procedimientos.

50 En años recientes, el equipo electrónico se ha visto relacionado, de manera muy importante, con la simplificación del trabajo.

51 ¿Cuál piensa usted que es más probable, (a) que un cambio en un método particular originará un cambio en el procedimiento total, o (b) en un cambio en el procedimiento total afectará la necesidad de un método? (a/b) b.

52 Puesto que un cambio en un procedimiento puede hacer que ciertos pasos, y de aquí que ciertos métodos, sean innecesarios en ese procedimiento, se sigue que la simplificación de trabajo deberá comenzar con un estudio de los (métodos/procedimiento) procedimientos existentes.

53 A menos que la simplificación del trabajo sea en sí misma un procedimiento planeado, es más fácil lograr un mejoramiento y simplificación en los métodos procedimientos que en los procedimientos.

54 Por ejemplo, si comparamos con la simplificación del procedimiento de selección de personal, la cual tiene que ver con varios departamentos, un mejoramiento en el método de realizar una prueba de aptitud es (más fácil/más difícil) más fácil.

55 En resumen, en las secciones anteriores hemos descrito tres niveles de planeación que están relacionados con el logro de los objetivos organizacionales. Estos son la determinación de políticas procedimientos métodos, y métodos.

56 Una descripción cronológica de los pasos que hay que dar para lograr un objetivo, es un procedimiento, mientras que la especificación de cómo debe darse un paso particular, es método.

57 Los mejoramientos y la simplificación, tanto en los procedimientos como en los métodos se denominan simplificación del trabajo.

C) TOMA DE DECISIONES

La habilidad para tomar decisiones es la clave de una planeación exitosa en todos los niveles. Esto implica más que la selección de un plan de acción, porque al menos deben realizarse tres fases: Diagnóstico, descubrimiento de las alternativas y análisis, antes de que se haga una elección.

58 La secuencia de las actividades de la toma de decisiones es de una importancia considerable. El análisis exitoso depende del descubrimiento previo de alternativas, apropiadas mientras que esta fase, a su vez depende de un cuidadoso diagnóstico.

59 La función de la primera fase en la toma de decisiones, es diagnóstico, es el diagnóstico, es identificar y esclarecer un problema.

60 Un diagnóstico cuidadoso depende de la definición de los objetivos organizacionales con los cuales se compara la situación presente. Esto está de acuerdo con nuestra observación previa de que los objetivos son el punto focal para la función de planeación.

objetivos 61 Después de identificar los _____ organiza-
cionales, el diagnóstico implica la identificación de los principales
los obstáculos que impiden que se logren. Según esto, debe ob-
servarse que el describir un problema _____ (sí/no) necesaria-
mente identifica los obstáculos.

62 Por ejemplo, el identificar un problema que implique la fun-
ción del mercadeo está al nivel de la descripción, mientras que
el localizar las fallas específicas en el sistema interno de co-
municación de la empresa constituye una identificación de los
obstáculos _____.

objetivos 63 Además de definir los _____ organizacionales e
obstáculos identificar los principales _____, la fase de diagnós-
tico de la toma de decisiones ordinariamente implica el señalar
los factores en la situación que no pueden cambiarse. ¿Esta --
acción tiende a aumentar o disminuir el número de posibles so-
luciones al problema? _____ (aumentar/disminuir)

64 En la fase del diagnóstico de la toma de decisiones hay que
tener cuidado para evitar "bloquear" las alternativas que de he-
cho son posibles. Por ejemplo, el ejecutivo de mercado que --
acepta el método actual para distribuir el producto, con un fac-
tor fijo, es _____ (probable/improbable) que consi-
dere un método alternativo obvio.

diagnóstico 65 La primera fase del proceso de la toma de decisiones, que
ya discutimos, es la del _____. Esta fase es --
seguida por el descubrimiento de cursos alternativos de acción.

alternativos 66 Es en esta segunda fase descubrir cursos _____
de acción donde el elemento de la creatividad es especialmente
importante.

sí 67 ¿Existen diferencias individuales marcadas, entre las per-
sonas en lo relativo a pensamiento creativo? _____ (sí/no)

68 Dada la importancia de las diferencias individuales en la --
creatividad existen diversas variables organizacionales que afec-
tan la posibilidad de la creatividad. Un factor obvio pero a me-
nudo olvidado es que la recompensa al comportamiento creativo
lo hace (lo hace/no lo hace) _____ que surja.

69 De esta manera, el administrador que hace a un lado las --
nuevas sugerencias considerándolas poco, no alienta el desarro-
llo de la _____ en sus subordinados.

70 Otro factor íntimamente relacionado con la creatividad es
el nivel de presión en el ambiente. Aunque cierta presión es --
estimulante, las investigaciones que se han realizado en este --
campo indican que la alta presión da como resultado un desor-
den en el comportamiento o a una manera rígida de actuar, nin-
guna de las cuales favorece la creatividad. De acuerdo con es-
to las personas que dentro de una organización trabajan a "alta
presión son _____ (más/menos) creativas, aunque pue-
den ser productivas.

menos 71 Comparando las organizaciones de investigación exitosas --
con las organizaciones de producción que han alcanzado el éxito,
uno podría esperar encontrar menos énfasis en los programas --
diarios en las _____ (primeras/últimas)

primeras 72 Finalmente el pensamiento creativo y las soluciones pers-
picaces no puede surgir sin dedicar tiempo para adquirir y con-
siderar el material de hechos. Esto sugiere el "tiempo para --
pensar", durante el cual no es obvio ningún progreso patente, --
_____ (es/no es) tiempo gastado productivamente.

es 73 De esta manera, al menos tres factores afectan el clima --
la creatividad. La creatividad mejora cuando tal comportamien-
to es _____, cuando el nivel de _____
es apropiado, y cuando está disponible el _____
adecuado para considerar el problema.

recompensado
presión(etc)
tiempo 74 Después del diagnóstico y del descubrimiento de alternati-
vas, la parte final del proceso de la _____
_____ es la del análisis el cual consiste en com-
parar los posibles cursos de acción y en escoger una de las al-
ternativas.

toma de de-
cisiones 75 En el grado en que un administrador basa sus decisiones en
corazonadas o sentimientos internos, el proceso de la elección
se basa en la intuición. En un enfoque totalmente intuitivo, la --
tercera fase de la toma de decisiones, la del _____ po-
dría virtualmente estar ausente.

análisis 76 El hecho de que la base para la elección de una alternativa
no esté claro, ni aún para la misma persona que va a tomar la --
decisión, es una debilidad o desventaja confiar en la _____
_____ al tomar decisiones.

intuición 77 El enfoque típico para la fase de análisis de la toma de de-
cisiones es el análisis de hechos. En este enfoque, las corazo-
nadas asociadas con el enfoque _____ deberán ser es-
pecíficamente identificadas o rechazadas en el proceso de la to-
ma de decisiones.

intuitivo

78 El identificar y posiblemente enumerar las ventajas y desventajas relacionadas con cada una de las alternativas es un ejemplo del método del análisis de hechos.

79 ¿Cree usted que sería útil cuantificar a menudo los diversos factores implicados en el análisis de hechos? (sí/no)

80 Un método que confía en la cuantificación de todos los factores y que se ha encontrado que es útil en la toma de decisiones es el de la investigación de operaciones. Algunas veces se hace referencia a éste usando las primeras letras de las dos palabras, esto es I O.

81 Una de las características de la investigación de operaciones para analizar las situaciones de toma de decisiones es la construcción de un modelo para la situación. De acuerdo con su interés en cuantificar todas las variables implicadas, el modelo usado en el enfoque de la I O es típicamente un modelo matemático (físico/matemático).

82 De esta manera, el enfoque de la investigación de operaciones pone énfasis de la importancia de identificar y cuantificar todas las variables implicadas en una situación de toma de decisión y construir un modelo matemático para representar la situación.

REPASO

83 Antes de comenzar una actividad efectiva de planeación a cualquier nivel, deben identificarse los objetivos (o metas) organizacionales.

(Introducción a la Unidad, Cuadro 1)

84 La planeación se define como la selección y definición de políticas, procedimientos y métodos para lograr los objetivos organizacionales.

(Introducción a la Unidad)

85 Las políticas, que sirven como guías generales para la toma de decisiones de los administradores, pueden clasificarse de diferentes maneras. Con base en el nivel organizacional de los administradores afectados, las políticas se describen como básicas generales, departamentales

(Cuadros del 2 al 12)

86 Por ejemplo, el tipo de política que se aplica a grandes secciones de una organización, pero no a la totalidad de ella, y que es de gran interés para los administradores medianos, es la política general.

(Cuadros del 7 al 8)

87 Existen también tres tipos de políticas basadas en la manera como se forman en la organización. Estas son políticas creadas, solicitadas e impuestas.

(Cuadros del 13 al 23)

88 ¿Qué tipo de formulación de política indica que los administradores superiores no han anticipado con éxito las necesidades de política de la organización? Política solicitada.

(Cuadros 16 al 26)

89 La tercera clasificación de las políticas que discutimos se basa en el área de trabajo a la cual se aplican. Sobre esta base, existen políticas de ventas, producción, finanzas e personal.

(Cuadros 27 al 36)

90 La decisión de rentar más que comprar mercados de ventas al menudeo es un ejemplo de la formulación de la política de finanzas.

(Cuadros del 32 al 33)

91 Cualquier política puede describirse desde el punto de vista de los tres sistemas de clasificación que hemos discutido. La decisión de que todos los supervisores en la empresa deben ser responsables del desarrollo de sus subordinados puede clasificarse como política departamental, creada y de personal.

(Cuadros del 37 al 40)

92 Una descripción de cómo va a realizarse cada una de las series de tareas, cuándo se realizará y por quién debe ser realizada normalmente está incluida en una declaración de un procedimiento.

(Cuadros del 41 al 44)

método

93 Por contraste, la especificación detallada de cómo se realiza un paso de un procedimiento es el establecimiento de un _____.

(Cuadros del 45 al 57)

diagnóstico
descubrimiento
de alternativas
análisis

94 La selección de un plan de acción representa la culminación del proceso de toma de decisiones. El proceso mismo está constituido por tres partes, al menos: _____.

(Cuadros del 58 al 78)

recompensado
presión
tiempo

95 Es en el descubrimiento de alternativas en el que adquiere gran importancia la creatividad en la toma de decisiones. El comportamiento creativo surge con más facilidad cuando es _____, cuando el nivel de _____ es apropiado y está disponible el _____ adecuado para considerar el problema.

(Cuadros del 76 al 78)

investigación
de operacio-
nes (10)

96 El análisis de hechos, el cual se basa en la construcción de un modelo matemático y que se ha encontrado que es útil en la toma de decisiones denominase _____.

(Cuadros del 79 al 82)

PREGUNTAS PARA DISCUSION.

1. Al contestar a una pregunta, el presidente de una compañía dice "Mi único objetivo es obtener utilidades". Comente la respuesta.
2. ¿De qué manera la planeación efectiva en el nivel departamental en una organización depende de acontecimientos en los niveles superiores de la organización?
3. Las políticas se han clasificado de varias maneras. Por qué no se utiliza un sistema de clasificación más simple?
4. Considere la diferencia que existe entre el mejoramiento en los métodos y la simplificación del trabajo. ¿Por qué debe preferirse en la mayoría de los casos el segundo?
5. ¿Qué papel juega la creatividad en la planeación?

DECISIONES

TOMA DE DECISIONES

El ingeniero que se ocupa del movimiento de tierras tiene que planear anticipadamente el equipo a utilizarse en el proceso. Esto lo hace seleccionando varios tipos de máquinas en ciertas combinaciones que él sabe le producirán la obra de acuerdo con el diseño. Se le presentan, pues, varias alternativas, una de las cuales escogerá para realizar las obras. Esto constituye la toma de una decisión. Una decisión es simplemente una selección entre dos o más cursos de acción. Podemos decir pues que la selección del equipo en movimiento de tierras es un caso de la toma de decisiones.

La toma de decisiones puede realizarse intuitiva o analíticamente. Si se aplica la intuición normalmente se usa lo que ha sucedido en el pasado y aplicado este conocimiento se estima lo que puede suceder en el futuro, con cada una de las vías de acción, y en función de esta apreciación se toma la decisión. La decisión tomada analíticamente consiste en un estudio sistemático y evaluación cuantitativa de el pasado y el futuro, y en función de este estudio se selecciona la vía de acción más adecuada. Ambos métodos se usan comunmente en el problema de selección de equipo.

OBJETIVOS

Si queremos hacer la selección de un camino entre varios que se presentan y que solucionarán el problema, tendremos en alguna forma que comparar las posibles soluciones. Se presenta el problema de cómo compararlas, en función de qué, cómo valuarlas. El ingeniero deberá, consecuentemente, determinar un objetivo u objetivos que le servirán para valuar dichas vías de acción o caminos alternativos.

La labor del ingeniero está orientada por la economía, es decir, tiene como objetivo fundamental adecuar el costo con la satisfacción de una necesidad. Aún cuando no es raro que en su labor el ingeniero se enfrente a problemas con objetivos contradictorios, en el caso de la selección de equipo sus decisiones están orientadas por el criterio económico.

La valuación de las alternativas será entonces una valuación de tipo económico, habrá que determinar el costo de las entradas a lo largo del tiempo y el beneficio que proporcionará la salida, también a lo largo del tiempo, para cada alternativa. De la comparación de estos costos-beneficios saldrá una manera de comparar las alternativas en que se basará el ingeniero para tomar su decisión. El ingeniero deberá, por lo tanto, tener un conocimiento profundo de los costos, y deberá poder definir los costos físicamente generados por el uso de su alternativa, así como los

derivados al usar la solución propuesta por él.

La selección dependerá, pues, del criterio económico. La evaluación de las alternativas podría tomar la forma de :

$$\text{Eficiencia} = \frac{\text{Salida}}{\text{Entrada}} = \frac{\text{Ingreso}}{\text{Costo}}$$

También puede decirse que lo que busca el ingeniero es hacer máximas las utilidades.

PROCEDIMIENTO PARA TOMAR DECISIONES

Definido el problema deberá hacerse un análisis del mismo, en esta fase se recaba toda la información que nos de un conocimiento profundo y completo del problema, con el objeto de poder definir y valorar el mismo, lo que traerá como consecuencia una selección más depurada de las distintas alternativas-solución que se formulará en la siguiente etapa de la toma de decisión. Esta definición y valuación del problema se hará tomando en cuenta el objetivo.

En la siguiente fase se toman todas las alternativas posibles o cursos alternativos de acción. En este caso es muy importante para escoger las alternativas posibles la preparación técnica del ingeniero.

La tercera fase consiste en comparar estos posibles cursos de acción en función del objetivo y al final de esta fase podremos tomar ya una decisión que vaya guiada al objetivo propuesto.

Por último se considera una última fase de especificación e implementación, en la cual se hace una descripción completa de la solución elegida y su funcionamiento.

CERTEZA - RIESGO - INCERTIDUMBRE

Se dice que una decisión se toma bajo certeza cuando el ingeniero conoce y considera todas las alternativas posibles y conoce todos los estados futuros de la situación consecuencia de tomar dichas alternativas, y a cada alternativa corresponde un solo estado futuro.

Se dice que una decisión se toma bajo riesgo si a cada una de las alternativas corresponden diversos estados futuros, pero el ingeniero conoce la probabilidad de que se presente cada uno de ellos.

Se dice que la decisión se toma bajo incertidumbre si el ingeniero no conoce las características probabilísticas de las variables.

PROCESO - SISTEMAS

Al analizar el proceso constructivo y planearlo nos encontramos que en realidad estamos encontrando el grupo de decisiones que permitirán el logro de nuestros objetivos.

Para estudiar este proceso será indispensable analizar todas las variables o las más importantes que intervienen en él, las relaciones entre ellas y como una variación en cada una de ellas influye en que el resultado final se acerque más o menos a nuestro objetivo. Esto en realidad equivale a considerar la totalidad de cursos alternativos de acción en función del objetivo.

Normalmente las variables tienen limitaciones. Podremos tener limitaciones en tiempo, en recursos, en sumas mensuales a gastar, etc.

Muchas veces los cursos alternativos de acción son muy grandes en número, y por esto es conveniente para compararlos con facilidad, encontrar como cada valor de la variable influye en la salida del proceso.

RESTRICCIONES

En la fase de análisis se fijan normalmente las restricciones o limitaciones. Estas pueden provenir de las especificaciones del diseñador, de limitaciones propias de la empresa, o restricciones externas.

Es muy conveniente que el ingeniero no se cree restricciones ficticias, que le limitarán el encontrar soluciones alternas posibles. Esto limitaría la aplicación de la técnica del ingeniero.

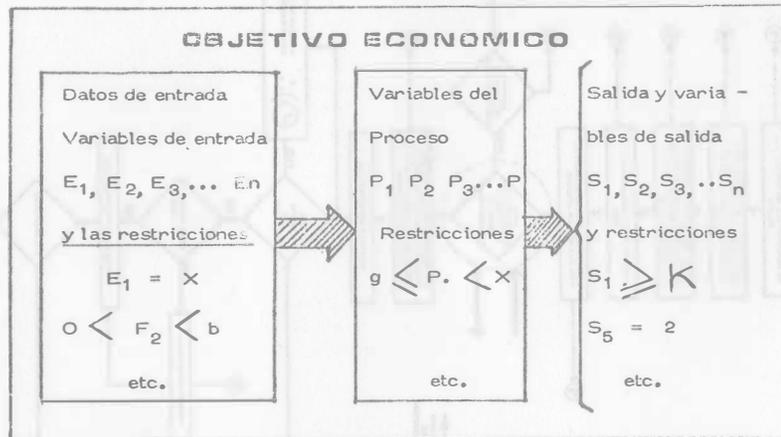
SELECCION DE VARIABLES

No es fácil encontrar todas las variables; por otro lado no todas influirán importantemente en el proceso, es pues conveniente definir las variables significativas, esto es las que modifiquen importante mente la salida valuada en función del objetivo. Las variables pueden ser:

- Controlables, aquellas que podremos variar a nuestro antojo.
- Las que no puedan ser controladas o manipuladas en el proceso, pero que influyen en la salida.

Podemos pues definir nuestro método de decisión usando la siguiente notación:

DADOS



ENCONTRAR

El conjunto de valores de las variables controlables que hagan óptimo el criterio económico y que satisfagan las limitaciones y restricciones.

DECISION MINIMIZANDO COSTO DIRECTO

Este es un método comúnmente usado en la obra para definir el equipo adecuado y en general tomar la decisión de qué procedimiento debe usarse en una obra determinada. Tiene la ventaja de su simplicidad, pero considera como sistema la actividad específica a analizar y no considera la relación de las diferentes actividades o subsistemas de la obra entre sí.

Es costumbre relacionar y posterior las actividades similares para buscar una opción racional. Por ejemplo todas las actividades que se refieren a construcción.

DECISION CONSIDERANDO GASTOS INDIRECTOS

Puede considerarse el sistema obra completo, lo cual es complicado, pero más comúnmente se consideran algunas variables significativas que tienen que ver con gastos generales y se controlan como tales. Por ejemplo considerar el Costo del Almacén, Costo del Financiamiento, etc.

FLUJO DE INFORMACION

Se adjunta flujo de actividades para evaluar una alternativa, este flujo es de carácter general y tendrá las modificaciones que el tipo especial de obra indique. La decisión del tipo de equipo puede hacerse repitiendo la evaluación alternativa por alternativa seleccionando la más conveniente desde el punto de vista económico. Es común este sistema.

DECISIONES A NIVEL GERENCIA

Las decisiones a nivel gerencia se tomarán considerando el sistema-empresa. En este sistema las obras son subsistemas.

Es común que una decisión a nivel gerencia modifique una decisión aparentemente óptima considerando el sistema obra. Esto si no es explicado adecuadamente puede ocasionar problemas serios entre las relaciones ejecutor-gerente; pues aparece como contradictorio el hecho de que se proponga una solución a nivel de obra, que ha sido convenientemente analizada y la decisión sea diferente y en apariencias menos convenientes.

Es difícil aplicar un método cuantitativo que tome en cuenta todas las variables significativas. Sin embargo, se consideran algunas que son de especial relevancia, por ejemplo, los aspectos financieros.

PROCEDIMIENTO PRACTICO

PROGRAMA GENERAL

Por ser muy difícil planear de conjunto todo el proceso, es común que el ingeniero divida este proceso en subprocesos y optimice estos subprocesos por separado. Posteriormente podrá analizar estos subprocesos integrados en el proceso total para una segunda etapa de optimización.

Es muy frecuente que esta división en subprocesos o "actividades" lo haga a través del programa general.

Esto le permite, al mismo tiempo que subdivide, tener un esquema en el que todas las actividades están ligadas por su relación de tiempos de ejecución, cosa muy conveniente para no perder de vista el proceso total.

Para realizar el Programa General se presentan las siguientes etapas que se enlistan a continuación:

- a) Estudiar la Obra
- b) Desglosar Actividades
- c) Definir Procedimientos
- d) Determinar Tiempos
- e) Ordenar Actividades

Estudiar la obra y el desglose del proceso en subprocesos o actividades ya se habrán comentado, y solo es conveniente decir que las actividades eran tanto más importantes cuanto menor sea el detalle del programa.

Al definir los procedimientos constructivos lo haremos en esta primera etapa de una manera general, sin un estudio muy profundo.

En seguida determinamos tiempos de duración de las actividades y ordenamos las mismas de acuerdo con su posición temporal, es decir colocándolas de tal manera que queden ordenadas respecto al tiempo de su realización.

Esto puede hacerse fácilmente mediante redes de actividades.

El orden puede modificarse, y hacer nuestra red de actividades previa a la fijación de tiempo.

Una vez revisado el tiempo total de realización del proyecto y -- después de varios intentos quedará fijo el programa general tentativo.

EJEMPLO DE PROGRAMACION DE EXCAVACIONES Y TERRACERIAS

Es usual para la planeación de Excavaciones y Terracerías separar éstos del programa general y planearlos de conjunto.

Por esto es usual seguir las siguientes fases:

- a) Marcar Actividades
- b) Plantear Programas
- c) Programas Zonales
- d) Programas Totales
- e) Retroalimentación
- f) Estudio Económico
- g) Definir Procedimientos

Se marcan primero aquellas actividades del programa general -- que tengan que ver con las excavaciones específicamente (fig. # 2).

En seguida y con los datos del programa total se colocan en un programa generalmente de barras, teniendo cuidado de marcar holguras (fig. # 3).

Estos programas se hacen en las diferentes zonas geográficas de la obra, definiendo volúmenes totales a ejecutar por zona, y pasando -- estos programas de volúmenes por ejecutar a gráficas (fig. # 4).

En seguida se agrupan si se ve conveniente estos programas zonales en un programa total.

Después se procura una retroalimentación de estos datos al programa parcial y al general de manera que se modifique el programa de producción a fin de uniformizarlo buscando ahorros en insumos.

Esta uniformización se busca primero usando las holguras. En la fig. # 5 se ve el resultado de una uniformización utilizando este procedimiento. La fig. # 6 muestra la gráfica de producción correspondiente al programa modificado. Se ve que el máximo de producción se ha disminuido con respecto al de la gráfica 4, a que se hizo referencia -- previa.

Si es necesario para uniformizar la producción se puede revisar el programa general haciendo las correcciones necesarias.

En seguida con las producciones de la zona uniforme hasta donde sea posible se pasa a realizar un estudio económico donde se define -- comparando las diferentes alternativas para realizar el trabajo desde -- el punto de vista económico.

De las alternativas elegidas se derivan los procedimientos de -- construcción detallados que se pasan a especificar y luego a implemen -- tar.

IMPLEMENTACION

Al implementar la planración hay que estar concientes de dos fac -- tores muy importantes.

El primero es que es indispensable planear también los mecanis -- mos de control que permitan revisar continuamente si lo ejecutado es -- igual o sensiblemente igual a lo planeado.

Como consecuencia de variaciones detectadas por el control, se -- tiene que modificar la planeación, y de aquí resulta el siguiente factor -- que consiste en que la planeación es una actividad continua a lo largo -- de la obra.

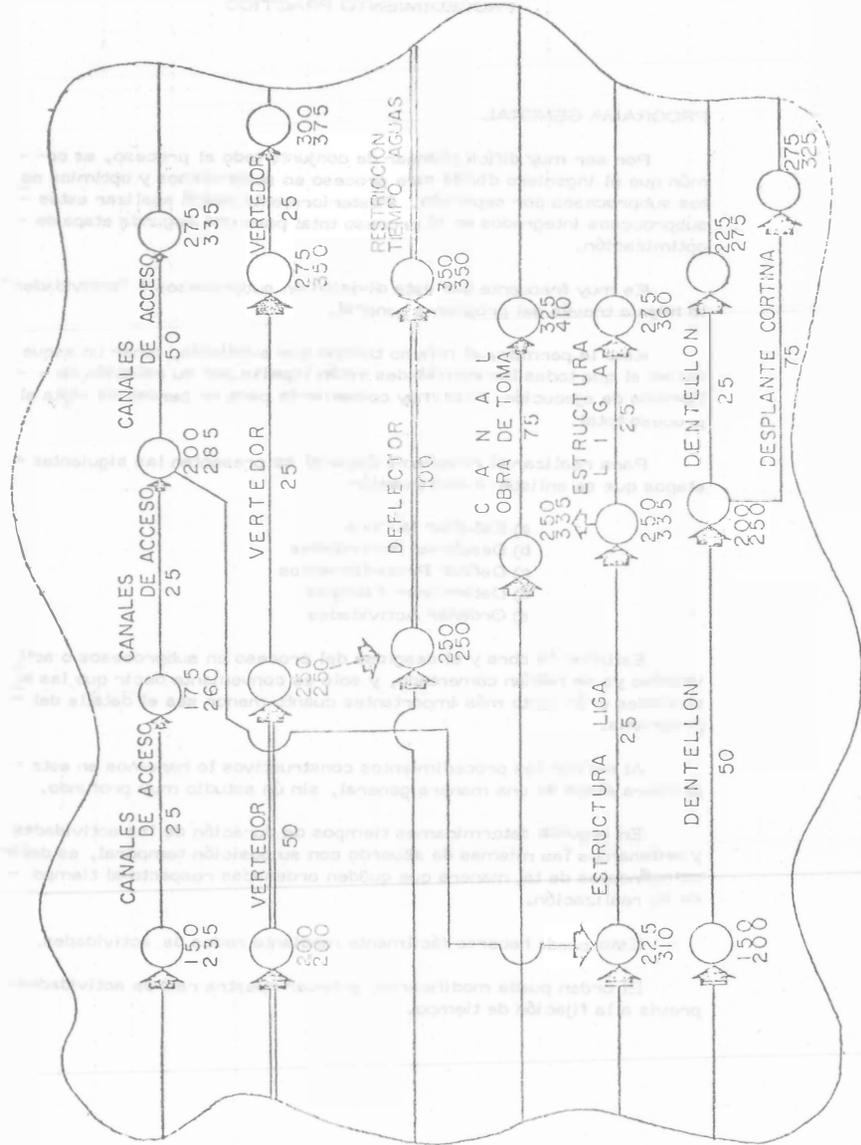
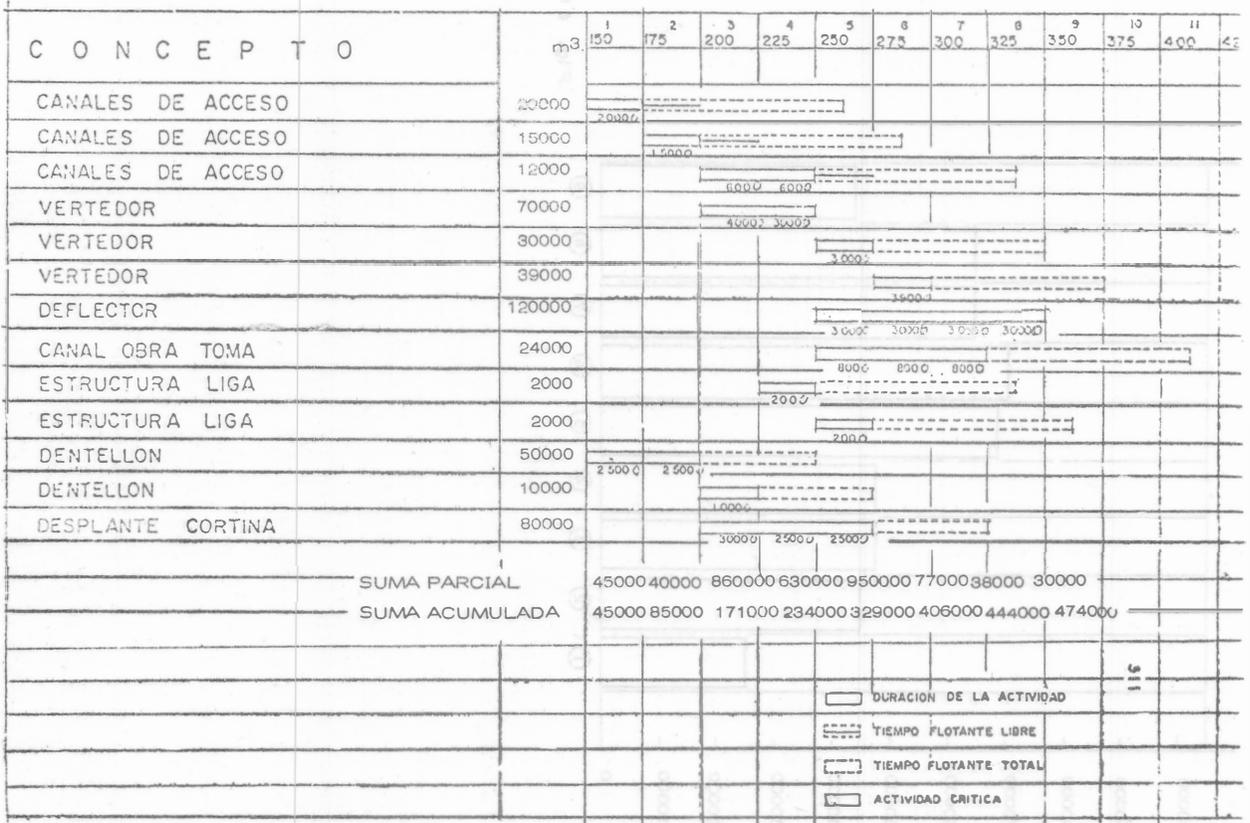


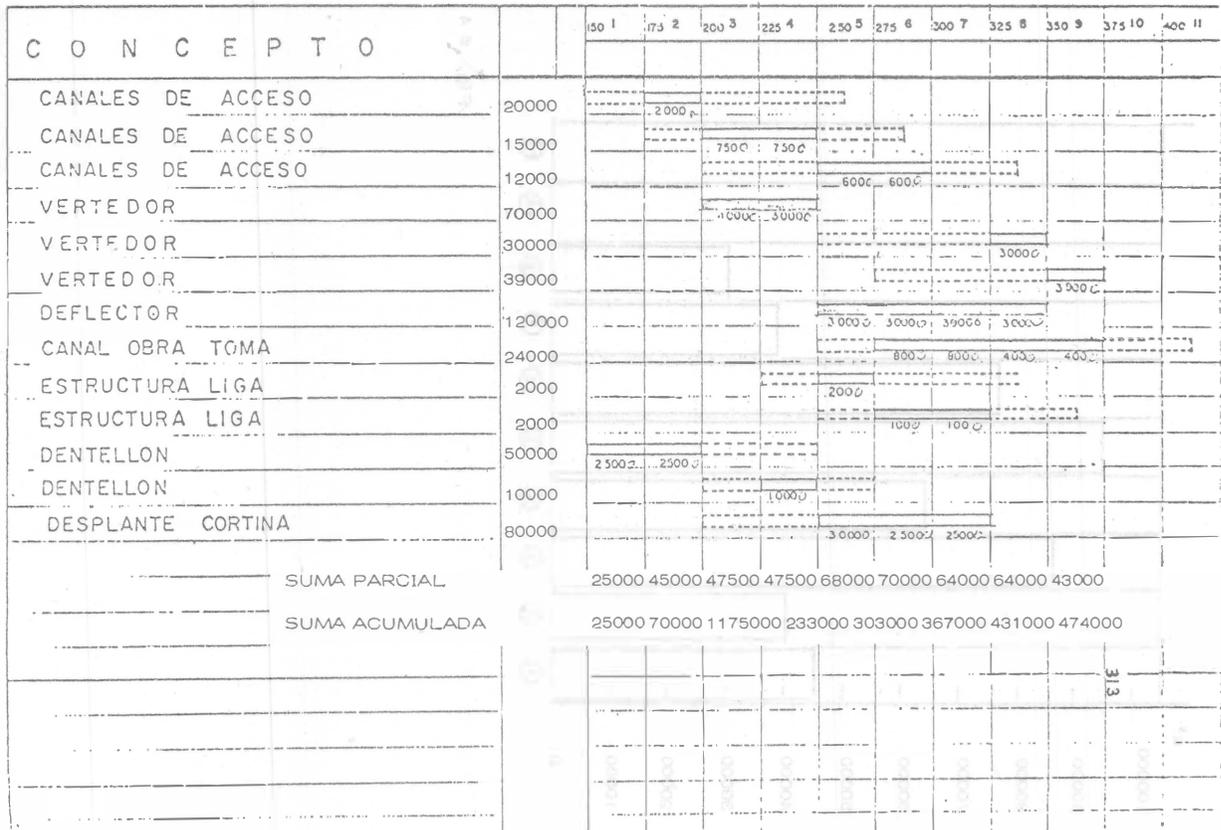
Fig. # 3



19



Fig. # 4



20

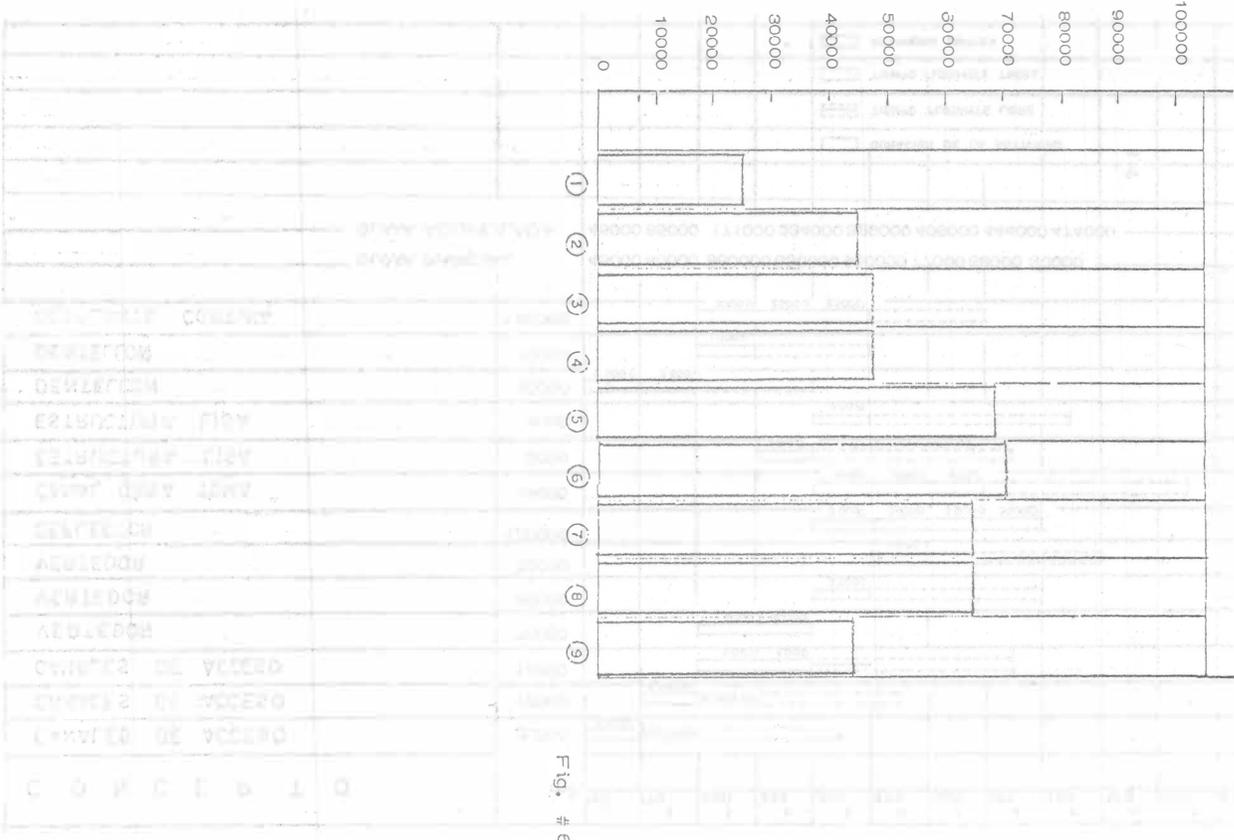


Fig. # 6

SOLUCION

ESPECIFICACION DE UNA SOLUCION

Una vez elegida la solución en la toma de decisiones inmediatamente se deberá proceder a especificar los atributos físicos y las características de funcionamiento de la misma con tanto detalle como se requiera para que las personas que van a participar en su implementación conozcan hasta el detalle necesario. Principalmente cuando el que planea es una persona diferente del que ejecuta, es preciso elaborar cuidadosamente documentación de tal manera completa, que pueda comunicarse a otros la solución.

Normalmente se hace mención de la necesidad de la solución propuesta, se especifica la solución, mediante dibujos y especificaciones y se justifican sus características y funcionamiento.

Muchas veces se hace necesario acompañar todo esto con un resumen del proceso decisorio, y de los argumentos empleados para seleccionar la vía de acción, de tal manera que si se hace necesario en algún momento revisar la solución esto pueda hacerse fácil y rápidamente.

ACEPTACION DE LA SOLUCION

Se ha demostrado con experimentos que una solución derivada de un análisis cuantitativo normalmente tiene poca aceptación. Es frecuente que las personas a las que se propone se inclinen por aceptar más fácilmente una solución derivada de la experiencia que una que tenga bases cuantitativas, pero que sea deducida.

Para tener mayores probabilidades de éxito en la aceptación de la solución a la persona o personas que se van a dedicar posteriormente a la implementación.

Esto es común hacerlo formando un equipo con la persona que planea y la o las que posteriormente van a encargarse de la implementación del plan. Desafortunadamente esto no es posible a veces o la planeación en Movimiento de Tierras muchas veces se hace antes de iniciar los trabajos; por ejemplo si se concursó para definir el valor probable de los trabajos. Esto hace difícil lograr que se facilite al planeador el que se acepte su plan a priori.

Por otra parte es común que se tenga que cambiar al encargado de los trabajos y que el nuevo encargado no acepte las soluciones contenidas en el plan que se estaba siguiendo.

Es pues muy conveniente que se presente gran atención a la forma en que se va a presentar el plan que contiene las decisiones deducidas analíticamente, pues si el ejecutor no piensa que las decisiones son correctas es bastante probable que la solución sea un fracaso.

Un sistema que se ha seguido con éxito es reunir a todos los encargados de las obras para prepararlos en las técnicas de la decisión. Aprovechar para que entre todos planeen el sistema de información-decisión que servirá para planear las obras, de modo que tengan confianza en el método y crean en él. Sin embargo cualquier sistema tiene sus fallas que tendremos que estar listos a corregir cualquier problema que se presente en la implementación proveniente de que el encargado de "duda" de la solución propuesta.

IMPLANTACION.

Es muy frecuente que al implantar la solución se presenten condiciones no previstas que obliguen a modificar en poco o en mucho la solución especificada. Por otro lado puede también suceder que la realidad no conteste completamente a lo previsto en el análisis. En ambos casos es muy conveniente que en estas modificaciones necesarias intervenga la persona que se encargó de seleccionar la vía de acción más conveniente desde el punto de vista del objetivo.

Esto se obvia organizando reuniones entre los encargados de planeación y los de la implantación del plan, que muchas veces conduce a modificaciones que mejoran inclusive la solución.

CONTROL

Cuando se trata de una cadena de decisiones o el proceso se realiza en tiempos largos es indispensable al planear la solución, planear también las herramientas de control, con objeto de poder supervisar fácilmente si la realidad se comporta de acuerdo con lo previsto.

Posteriormente se ampliará el concepto de control, pero conviene recordar que el control es una herramienta indispensable para lograr resultados satisfactorios.

OPORTUNIDAD DE LAS DECISIONES

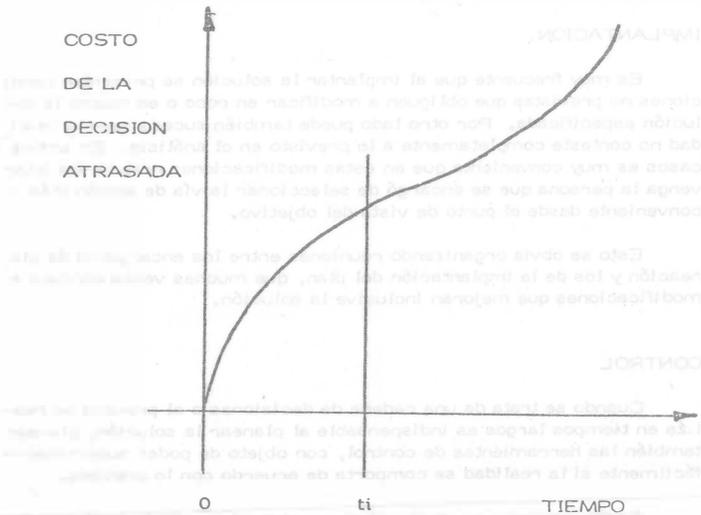
Toda decisión tomada por el ingeniero debe cumplir entre otras

condiciones la de ser adecuada y oportuna.

La segunda de las características mencionadas, la oportunidad - en las decisiones, es tan importante como la primera. No basta que la decisión que se toma sea adecuada, es necesario que también sea oportuna para que ejerza la función para la cual se requiere.

Si la decisión es adecuada y oportuna, se logrará el resultado deseado. Si sólo se satisface una de las dos condiciones anteriores, no se obtendrán los resultados apetecidos.

Si se define el costo de la decisión atrasada como la diferencia - entre el costo en el tiempo t menos el costo en el tiempo cero, considerando que el tiempo cero es aquel en que se debe tomar la decisión, se puede describir la forma teórica general que el costo de la decisión atrasada tiene, independientemente del tipo de decisión de que se trate, a través de la gráfica siguiente :



Si la decisión se toma en el momento justo (tiempo cero) el costo de la decisión atrasada será cero; a medida que pasa el tiempo el costo de la decisión atrasada aumenta con una cierta rapidez de crecimiento hasta llegar a un tiempo t_i después del cual ésta rapidez se incrementa notablemente. Así, para toda decisión se pueden distinguir -

dos regiones: la primera de 0 a t_i , donde el costo de la decisión atrasada no es muy importante, y de t_i en adelante, donde el costo de la decisión atrasada puede resultar tan alto, que puede afectar seriamente la actividad de que se trate, o tal vez el proyecto completo desde el punto de vista económico. Sin embargo, aunque se conoce la forma de la curva, es muy difícil definirla cuantitativamente para una decisión cualquiera. Las escalas, como es lógico suponer, son diferentes para cada caso; tanto en lo que se refiere a los costos como a los tiempos.

El costo de la decisión atrasada es tanto más difícil de cuantificar cuanto más complejo sea el sistema en el cual se hace la decisión, ya que un atraso en una decisión no suele afectar exclusivamente a una actividad, sino a un conjunto de actividades directa o indirectamente conectadas a ella.

DECISIONES CORRECTIVAS

A lo largo del tiempo de ejecución del proyecto y mediante los mecanismos de control podemos detectar desviaciones significativas entre lo planeado y lo real. Estas desviaciones deberán corregirse tomando una serie de decisiones que tiendan a colocar el proyecto en su ejecución correcta. Esta serie de decisiones correctivas pueden originar una modificación completa de la planeación o sea una replaneación del proceso. En el caso de estas decisiones es particularmente importante que sean oportunas, pues en caso de dilaciones el costo de la decisión atrasada se eleva muy rápidamente con el tiempo, puesto que el proyecto está en marcha.



GENERALIDADES SOBRE LA EVOLUCION DE LOS EQUIPOS PARA CONSTRUCCION

Ing. Carlos M. Chávarri Maldonado

Existen muchos equipos para realizar trabajo, pero posiblemente ninguno tan versátil como el tractor, especialmente el de carriles equipado con su hoja y arado. La hoja o dozer, se encuentra montada en un marco que se acopla al tractor y se controla hoy en día -- por sistemas hidráulicos, a diferencia de los antiguos modelos con -- sistema de cables que, aunque más sencillos en cuanto a su mantenimiento no permitían aplicar mayor fuerza que los primeros. Anteriormente se objetaba el sistema hidráulico debido al alto costo de las reparaciones derivadas de usar mal dicho sistema, aspecto completamente superado en la actualidad.

En cuanto al arado o desgarrador, que se empezó a utilizar -- desde 1930 ha evolucionado rápidamente, ya que desde entonces a la -- fecha ha cambiado su estructura al integrarlo al tractor, además de otros cambios como son: nuevas aleaciones, mayor potencia en los -- tractores, introducción de un mecanismo hidráulico en paralelogramo que permite al arado controlar mejor la fuerza y profundidad de hincado etc.

Las motoescrepas que utilizamos en trabajos de terracerías -- con mediana longitud de acarreo, están formadas fundamentalmente de

dos partes: una que da tracción a la máquina y otra que es en sí la escrepa formada por una caja metálica integrada con piezas diversas para rigidizarla y que puede subir o bajar ya sea hidráulicamente, por cables o bien por electricidad. Durante mucho tiempo se utilizó la motoescrepa con mecanismo de cables y se consideró de mayor eficiencia en vista de que los sistemas hidráulicos no estaban bien desarrollados. Hay que recordar que el sistema hidráulico trabaja con elevadas presiones, lo que puede provocar algunos problemas, pero como ya se mencionó para los tractores, existen actualmente motoescrepas perfectamente desarrolladas con mecanismo hidráulico. También se emplean los sistemas eléctricos a base de motores independientes, solo que el polvo origina grandes fallas a pesar de las protecciones que se le den, además de que el manejo del sistema en sí, es complicado.

Una evolución más en las motoescrepas es su tamaño, ya que las podemos ver desde 8 m³ hasta 50 m³.

Por otra parte la potencia de tractor ha aumentado, con lo cual, evidentemente se reducen los costos de operación, siempre que el tamaño de la obra permita su uso.

Otra ventaja que se ha originado con los últimos avances, tanto en el tractor como en la escrepa, es la alta velocidad a la cual se pueden desplazar en los caminos, invadiendo así el campo

de las vagonetas. A medida que aumenta la velocidad disminuye el ciclo y por lo tanto la capacidad horaria, es mayor.

La introducción de dos motores permite utilizar las motoescrepas en caminos de fuerte pendiente y disminuyen el tiempo de carga. Hay ocasiones, cuando el material es suave, en que se cargan solas, sin ayuda del tractor empujador.

Existe un nuevo sistema de trabajo, que le ha dado mayor versatilidad a las motoescrepas con dos motores, conocido como Push-Pull el cual elimina el uso del tractor empujador.

En lo referente a cargadores, estos han mejorado tanto sus sistemas como sus capacidades y las restricciones que se tenían respecto a la posibilidad en el tipo de ataque han cambiado a tal grado que tienden a desplazar a las palas aún en el ataque en roca, pues con solo proteger adecuadamente los neumáticos se pueden reducir sus costos de operación. Esto ha dado lugar a que los veamos alimentando trituradoras cuando el banco se encuentra a 150 ó 200 m de distancia, o cargando material en bancos de roca a cielo abierto. Por otra parte su movilidad permite que el rango de aplicaciones se incremente día a día.

Por lo que respecta a las dragas, éstas van siendo desplazadas poco a poco por retroexcavadoras las cuales han venido mejorando en su diseño y capacidad, actualmente las encontramos --

desde 3/8 hasta 3 1/2 yd³ de capacidad además de haber aumentado su alcance, profundidad y productividad, lo cual nos permite nuevas aplicaciones que sólo eran destinadas a las dragas y palas.

Por lo que se refiere al equipo de compactación tenemos una serie de modificaciones muy amplias como son: mejores sistemas - hidráulicos, sensores electrónicos, mayor versatilidad en su uso, - etc., que se han traducido en más alta productividad. Así, tene-- mos que, el equipo pata de cabra que consistía en un rodillo que - era jalado por un tractor ha cambiado de tal manera que, ahora es autopropulsado, con cuatro rodillos y una cuchilla que le permite - acomodar el material; obteniendo así una versatilidad tal que produ-- ce mayores rendimientos.

El rodillo liso vibratorio jalado por tractor ha evolucionado en tal forma que hoy lo tenemos auto propulsado, con mayores ran-- gos de vibración que nos permiten tener menor número de ciclos y de pasadas, pudiéndose aplicar inclusive en la compactación de car-- petas asfálticas con magníficos resultados.

El seleccionar correctamente un equipo de trituración es uno de los aspectos que influyen para dar buenos resultados de costo y producción.

Anteriormente se utilizaban equipos de muy poca producción además de un tamaño inadecuado para su transportación a las obras y que requerían mucho tiempo para su instalación. Es por ello, -

que actualmente las plantas móviles nos permiten una más rápida instalación y en consecuencia se reduce el tiempo para iniciar la producción. Las modificaciones a sus mecanismos y tamaños nos permiten poder obtener mejores costos y programas más ambicio-- sos además de control más adecuado en el tamaño de los agrega-- dos obtenidos. Los molinos han sido desplazados por la trituradora de conos que es la máquina idónea para integrar grupos mó-- viles secundarios y terciarios que permiten procesar cualquier - tipo de roca.

El mezclar o revolver materiales pétreos, con asfaltos o agua es muy común en la elaboración de mezclas asfálticas o bases hidráulicas respectivamente.

Existen equipos que nos permiten ahorrar horas motocon-- formadora en el mezclado de bases hidráulicas, al realizar dicha mezcla antes de su colocación obteniendo mayor producción en su tendido y una reducción considerable en el número de pipas y -- motoconformadoras.

Las mezclas asfálticas se realizan en plantas, que pueden ser del tipo continuo o discontinuo. En nuestro país se está incre-- mentando el número de plantas continuas pues el mito que se te-- nía con relación en su dificultad para calibrarlas va desaparecien-- do rápidamente al mejorarse sus sistemas de operación, que han cambiado de mecánicos a electrónicos. Así mismo una mejor - clasificación de materiales nos permite en las plantas modernas

reducir el recibido y obtener costos horarios más bajos así como mayores producciones.

En lo referente a colocación de material de sello, se tienen actualmente equipos autopropulsados que han permitido aumentar de una manera considerable la producción.

En el presente tomo, se hace una breve descripción de las innovaciones en el equipo para construcción, como preámbulo a -- los temas que se desarrollan más adelante.



TRACTORES Y ARADOS

Ing. Jorge Cabezut Boo

12

En la industria de la construcción y principalmente en las actividades de excavación podemos considerar que el tractor es una máquina que casi siempre estará presente en este tipo de trabajos por su versatilidad. Para el constructor resulta indispensable conocer bien este equipo para lograr su mejor aprovechamiento al mínimo costo.

Pensemos en cualquier proyecto y observaremos que con frecuencia aparece la silueta tan conocida de un tractor, especialmente el de carriles, equipado con -- accesorios inseparables como son la hoja o dozer y posiblemente el arado o desgranador.

La ingeniería moderna exige realización de las obras en plazos mínimos de -- acuerdo con programas elaborados atendiendo a la técnica y a la economía, pero siempre resultan trabajos en los cuales deben aportarse suficientes recursos y aprovecharlos al máximo, es decir, lograr la mayor eficiencia.

El ingenio del hombre está transformando continuamente la cara de nuestra tierra e inclusive en ocasiones modifica la ecología, todo con la intención de buscar una mejor forma de vida atendiendo a las crecientes y continuas necesidades que debemos satisfacer para nuestra explosiva población.

El constructor atendiendo a un proyecto determinado, planea, programa, organiza, ejecuta, controla, aporta máquinas, materiales, personal y toda la experiencia que se requiere para coordinar esta suma de agregados para lograr un producto

final que puede ser desde una mínima obra que sirve a un individuo hasta un proyecto que beneficie una zona, región o nación atendiendo necesidades colectivas.

Existen muchas máquinas para realizar trabajo, pero posiblemente ninguna tan conocida como el tractor y resulta que siendo un equipo costoso, en muchas ocasiones los que manejan este equipo delegan en gente irresponsable su operación, -- casi siempre por desconocimiento o apatía. Una simple analogía sería la de un carro en la cual el dueño lo opera, mantiene y vigila que esté limpio, lubricado y hasta la exageración de que no tenga ruidos. Sabe como usarlo en distintas superficies de rodamiento y pendientes, qué velocidades son convenientes, como hacer el mantenimiento adecuado; de modo que cuando lo reemplaza obtiene casi siempre un buen valor de rescate. Un carro cuesta del orden de \$170,000.00 y se usará en promedio unas 150hrs/mes cuando mucho. Un tractor tipo D-8 o similar, -- que es un elemento de producción y se utiliza más horas al mes, se cotiza actualmente en \$5 000,000.00 al contado y si se compra a crédito habrá que sumar gastos de apertura de crédito e intereses. Esto quiere decir que hay una relación de 45 a 1 entre el valor de esas máquinas y cabe reflexionar si la atención durante su vida útil es proporcional.

Cuando se compra una máquina de la categoría de un tractor de inmediato -- debe estar produciendo pues el capital invertido es de tal magnitud que la inactividad le causa pérdidas al dueño, es peor que tener el dinero guardado en la -- casa sin beneficio alguno. Al contrario, una máquina o grupo de máquinas adquiridas y manejadas con eficiencia pueden permitir al dueño no solo obtener beneficios que compensen la inversión sino también tener utilidades que aceleren el -- progreso de la empresa.

El movimiento de tierras se realiza a través de tres actividades principales, como son: excavar, acarrear y colocar los materiales que han sido atacados en su estado natural. Lo que más le interesa al constructor es obtener máxima producción al mínimo costo y esto dependerá de la modalidad de la obra. El tractor equipado con hoja o dozer llamado comunmente bulldozer y con un arado o desgarrador puede realizar esa triple actividad en forma muy efectiva dentro de determinadas condiciones.

DESCRIPCION.-

Existen dos tipos de tractores:

Los de ruedas.

Los de orugas o carriles.

Ambos son muy utilizados en construcción, sin embargo para excavar, el de carriles es más conveniente en terminos generales. Desde luego para seleccionar el tractor que debe usarse es necesario tomar en cuenta el tipo de obra por ejecutar, superficie de rodamiento y pendientes, dureza de los materiales por excavar, distancias de acarreo, dificultades de ataque, cantidades de obra por ejecutar, y otra serie de factores, pero cuando se requieren tractores para excavar podemos atrevernos a decir que el de orugas es el más utilizado.

El tractor de carriles consta principalmente de un motor diesel, apoyado en un chasis, un sistema de transmisión de diseño planetario para enviar la potencia generada por el motor mediante mandos finales al sistema de tránsito.

El motor es de combustión interna, de cuatro tiempos, seis cilindros. La potencia neta en el volante está indicada bajo determinadas características de temperat

ra, presión barométrica y revoluciones por minuto.

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

En las tablas de las páginas siguientes se indican las especificaciones de los tractores de carriles marca Caterpillar. En estas tablas tenemos señaladas las potencias de algunas máquinas, sus dimensiones geométricas, su peso y características de los motores.

Los tractores de oruga tienen diversos aditamentos, siendo el principal la hoja empujadora o dozer cuyas funciones pueden ser la de excavar, desmontar y empujar otras máquinas.

El tractor de oruga tiene la gran ventaja de que construye sus propios caminos de acceso para llegar a los sitios de trabajo, puede operar en zonas montañosas y de fuerte pendiente, tiene mejor tracción al tener mayor adherencia con la superficie de apoyo que los tractores de llanta.

TRACTORES DE CARRILES.- ESPECIFICACIONES

Modelo		D09G	D9G	D8H	D7F	D6C	D6C (A.E.)	60" (trocha) 74"	D5 (A.E.)	D4D (A.E.)	D4D (A.E.)
Potencia en el volante, en hp ...		770	385	270	180	125	125	93	90*	65	66*
RPM indicadas ...		1330	1330	1280	2000	1900	2000	1750	1900	1680†	2000
Peso aprox. S-T	lb ...	176,500	68,000	50,000	31,900	23,500		18,700	19,100	13,700	
embarque	(kg) ...	(80100)	(30800)	(22700)	(14,500)	(10700)		(8500)	(8700)	(6200)	
Peso: TD	lb ...			49,000	31,300	23,000	26,100	18,100	18,500	20,400	13,100
	(kg) ...			(22200)	(14200)	(10400)	(11800)	(8200)	(8400)	(9300)	(5900)
Dimensiones Generales:											
Largo total	pies ...	42'6"	18'0"	17'0"	14'8"	13'0"	13'	12'9"	12'9"	11'1"	11'0"
	(mm) ...	(13000)	(5500)	(5200)	(4450)	(3950)	(3950)	(3900)	(3900)	(3400)	(3350)
Ancho (zapatas Std.)	pies ...	10'9"	9'11 1/2"	8'11"	8'5"	7'9"	7'10"	6'7 1/2"	7'9 1/2"	7'9 1/2"	6'6"
	(mm) ...	(3300)	(3050)	(2700)	(2550)	(2360)	(2390)	(2020)	(2370)	(2370)	(1960)
Alto (sin escape ni predepurador)	pies ...	9'10 3/4"	9'2"	8'0"	7'4"	6'11 1/2"	7'2 1/2"	6'5 1/2"	6'10"	5'7 1/2"	5'7"
	(mm) ...	(3000)	(2800)	(2440)	(2240)	(2120)	(2200)	(1970)	(2080)	(1710)	(1850)
Entreavía	pulg ...	90"	90"	84"	78"	74"	74"	60"	74"	74"	60"
	(mm) ...	(2290)	(2290)	(2130)	(1980)	(1880)	(1880)	(1520)	(1880)	(1880)	(1520)
Espacio libre (de la cara de las zapatas)	pulg ...	14"	23-9/16"	19-7/8"	15 1/4"	14-5/8"	14 1/2"	14"	13 1/2"	13 1/2"	14"
	(mm) ...	(355)	(600)	(500)	(385)	(370)	(370)	(355)	(345)	(345)	(355)
Ancho de zapatas	pulg ...	24"	24"	22"	20"	18"	20"	16"	18"	13"	16"
	(mm) ...	(610)	(610)	(560)	(510)	(455)	(510)	(405)	(455)	(330)	(405)
Area de contacto en el suelo	pieg ² ...		6354	5049	4280	3357	3730	2784	3085	1865	2328
	(m ²) ...		(4,10)	(3,26)	(2,76)	(2,17)	(2,41)	(1,80)	(1,99)	(1,22)	(1,50)
Largo de carriles en el suelo	pulg ...		132 1/2"	115"	107"	93 1/2"	93"	87"	85-11/16"	72 1/2"	72 1/2"
	(mm) ...		(3350)	(2900)	(2700)	(2370)	(2360)	(2210)	(2180)	(1840)	(1850)

*hp en la Barra de Tiro, no en el volante.

S-T = Servo-Transmisión

TD = Transmisión Directa

†La velocidad indicada del motor del D4D con S-T es de 2000 RPM.

Para la pérdida de hp a causa de la altitud vea la última página de la Sección de Movimiento de Tierra.

TRACTORES DE CARRILES.- ESPECIFICACIONES

Modelo		D09G	D9G	D8H S-T	D8H TD	D7F S-T	D7F TD	D6C S-T	D6C TD	D6C (A.E.)	D5 S-T	D5 TD	D5 (A.E.)	D4D TD	D4D S-T	D4D (A.E.)
Capacidades:																
Sistemas de enfr.	gal EUA (litros)	80 (302)	40 (151)	31 (117)	31 (117)	12 (45)	12 (45)	10 (39)	9 (34,5)	10 (38)	9 (34)	9 (34)	9 (34)	8 (30)	8 (30)	8 (30)
Tanque de comb.	gal EUA (litros)	400 (1514)	200 (757)	134 (507)	134 (507)	115 (435)	115 (435)	78 (295)	78 (295)	115 (435)	65 (246)	65 (246)	78 (295)	42 (159)	42 (159)	62 (237)
Cárter del motor diesel	gal EUA (litros)		11 (43)	8 (33)	8 (33)	7 (27,5)	7 (27,5)	7 (27,5)	7 (27,5)	7 1/4 (27,5)	7 (27,5)	7 (27,5)	7 (27,5)	5 (18,9)	5 (18,9)	5 (18,9)
Compart. transmisión, divisor de par, corona embragues de direc.	gal EUA (litros)		31 (117)	31 (117)		31 (117)		21 (79)			12 (46)				10 (38)	
Transm., corona, embrague de direc.	gal EUA (litros)				31* (117)		31* (117)		26* (98)	26* (98)						
Transmisión	gal EUA (litros)											12 1/2* (46)	12 1/2* (46)	6 (22,7)	4† (15,1)	6 (22,7)
Embrague principal	gal EUA (litros)													2 (8,5)		2 (8,5)
												(entreavía)				
												74" 60"				
Cada mando final	gal EUA (litros)		11 (43)	9 (34)	9 (34)	9 (34)	9 (34)	5 (19)	5 (19)	5 (19)	3 (11)	2-3/8 (9)	3 (11)	2 (9)	2 (9)	2 (9)
Cada caja del resorte tensor	gal EUA (litros)		7 (26)	5 (19)	5 (19)											

*Incluye también el Embrague Principal

†Compart. de la Corona.

xCompart. de la Transm. y del Convertidor de par

TD = Transmisión Directa

S-T = Servo-Transmisión

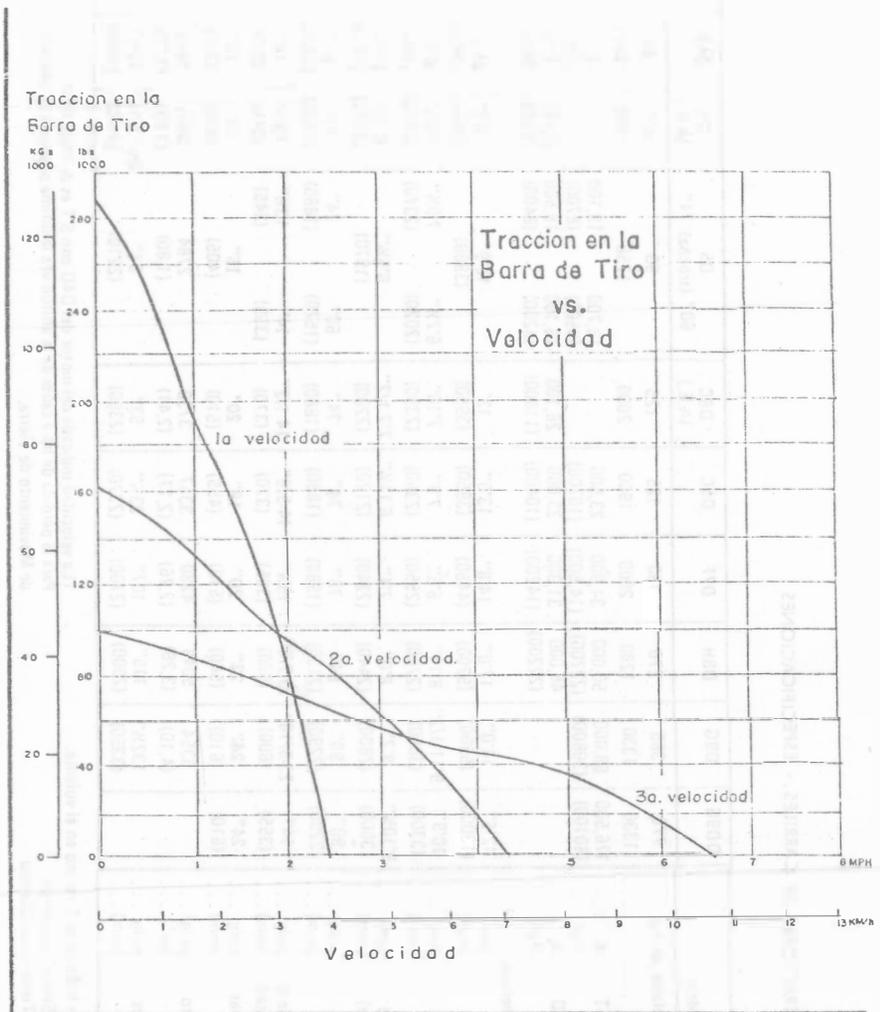
En el mercado se encuentran varios proveedores que distribuyen tractores de carriles como son: Caterpillar, Komatsu, Terex, Allis Chalmers, International, de distintos tipos y tamaños, que pueden tener características especiales que los hacen más o menos populares entre el gremio de los constructores, pero quizá los factores que más influyen para adquirir una marca sean la oportunidad, la existencia, facilidades de pago, precio, posible valor de rescate, pero muy especialmente el servicio de refacciones y mantenimiento que ofrezca el vendedor.

Algunos modelos de tractores se señalan a continuación:

KOMATSU		INTERNATIONAL		TEREX	
modelo	potencia	modelo	potencia	modelo	potencia
D55A	105 HP	TD-15 B	120 HP	82-30	225 HP
D65A	140 HP	TD-20 B	160 HP	82-40	290 HP
D85A	180 HP	TD-20 C	170 HP	82-80	440 HP
D150A	300 HP	TD-25 B	230 HP		
D355A	410 HP	TD-25 C	285 HP		

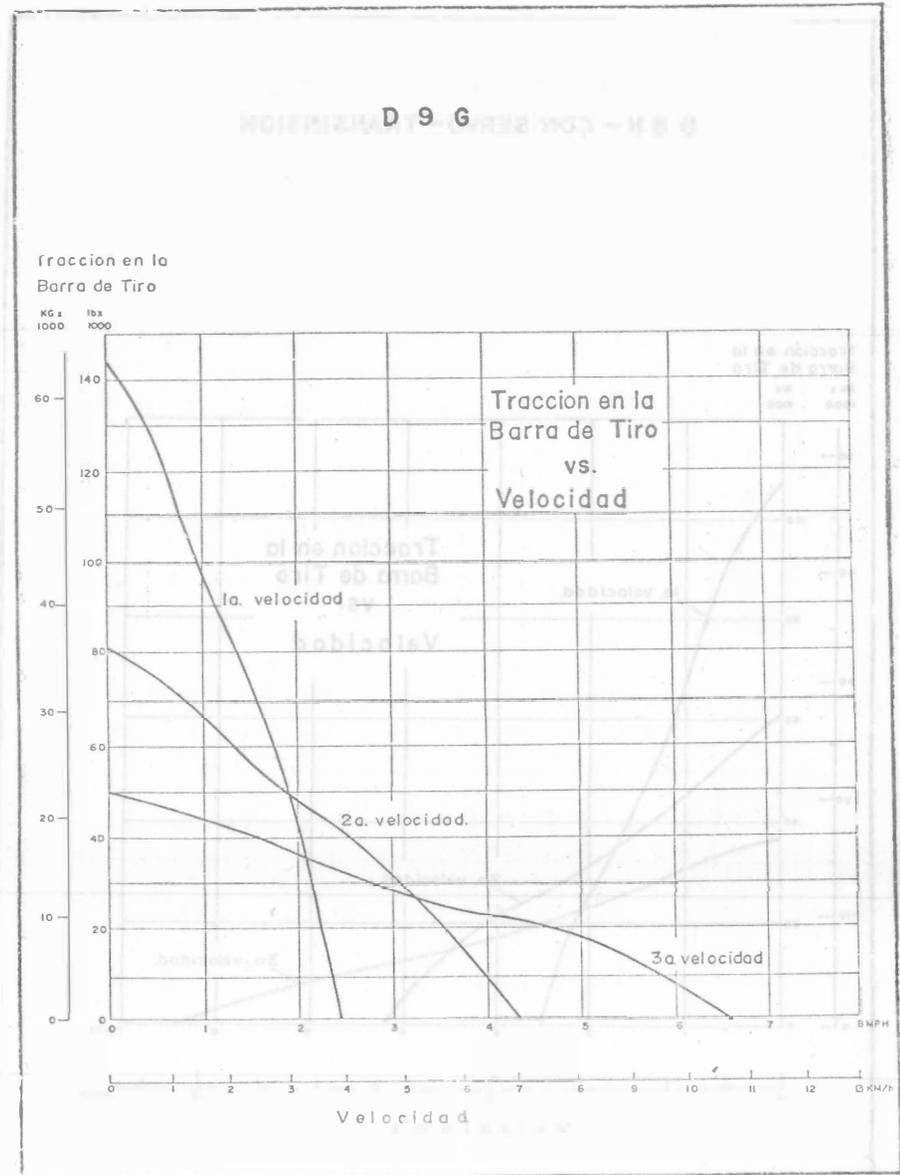
La capacidad de un tractor está en función de su potencia y de su peso. La potencia nos determina la fuerza tractiva disponible en el gancho o barra de tiro y está afectada por la altura sobre el nivel del mar, la temperatura, la resistencia al rodamiento de la superficie donde se desplaza la máquina y por la pendiente. La máxima fuerza tractiva está fijada por el peso de la máquina multiplicado por el coeficiente de tracción. Así por ejemplo un vehículo patinaría al transitar sobre hielo, que tiene un mínimo coeficiente de tracción, a pesar de que hubiera mucha potencia disponible.

D96 DOBLE



Las hojas de especificaciones que ofrecen los distribuidores de equipo dan las características de los distintos modelos y desde luego el tamaño del tractor es proporcional a su potencia en el volante a determinadas R.P.M., la que se transmite mediante meconisinos y determinan la tracción en la barra de tiro utilizable a distintas velocidades, la cual está afectada como se indicó anteriormente por las condiciones del suelo, pendiente, altura sobre el nivel del mar. Este último aspecto superado en las máquinas modernas por la instalación de turbo cargadores y enfriadores de aire.

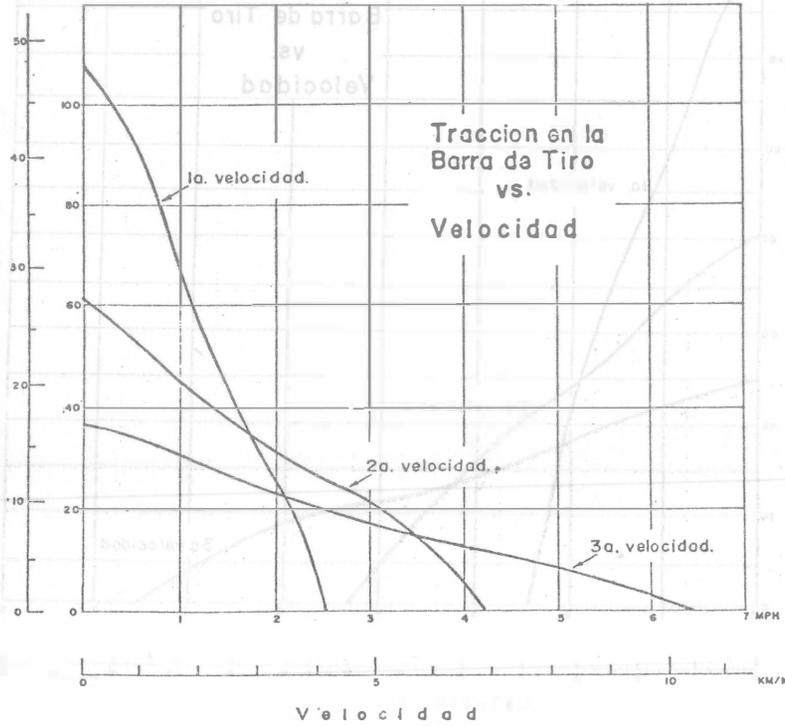
La relación entre velocidades de avance y tracción en las barras de tiro en tractores Caterpillar equipados con servo transmisión se muestran en las siguientes páginas también se muestra esta misma relación para los modelos D8H y D7F con transmisión directa.



D 8 H - CON SERVO-TRANSMISION

Tracción en la Barra de Tiro

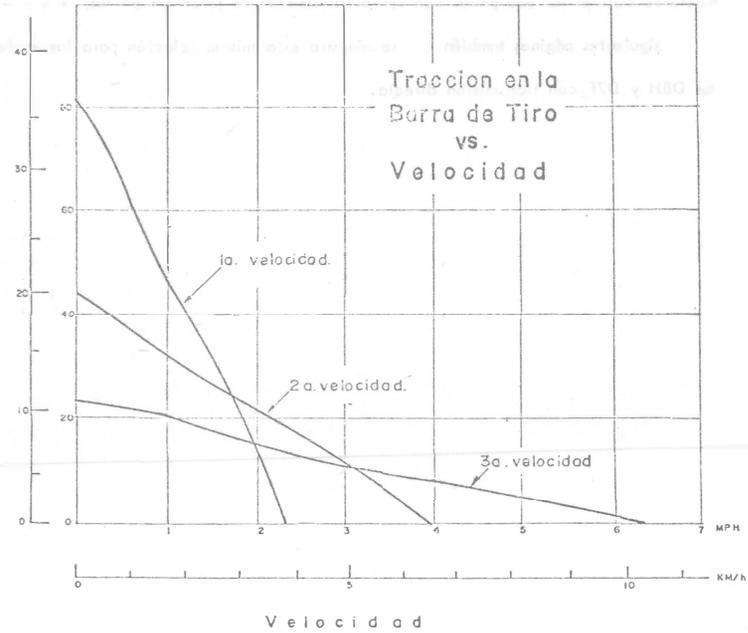
KG x 1000 lb x 1000



D 7 F con SERVO-TRANSMISION

Tracción en la Barra de Tiro

KG x 1000 lb x 1000



D8H y D7F con TRANSMISION DIRECTA

TRANSMISION DEL D8H Y DEL D7F:

De engranaje constante, con engranajes helicoidales y cambio rápido de sentido de marcha. Lubricación a presión, con aceite filtrado y enfriado. Construcción en unidades desmontables.

VELOCIDADES Y TRACCION EN LA BARRA DE TIRO DEL D8H:

	Avanca		Retroceso		Tracción en la barra de tiro*			
	MPH	km/h	MPH	km/h	A RPM indicadas	Máx. bajo carga	libras (kg)	libras (kg)
1a	1.6	(2,6)	1.6	(2,6)	52,410	(23790)	63,860	(28990)
2a	2.1	(3,3)	2.1	(3,4)	39,130	(17760)	47,930	(21760)
3a	2.9	(4,6)	2.9	(4,7)	26,870	(12260)	33,210	(15080)
4a	3.7	(6,0)	3.8	(6,1)	19,490	(8850)	24,360	(11060)
5a	4.9	(7,8)	4.9	(7,9)	13,840	(6280)	17,580	(7980)
6a	6.7	(10,8)	6.8	(11,0)	8,660	(3930)	11,360	(5160)

VELOCIDADES Y TRACCION DEL D7F:

Transmisión Standard

	Avanca		Retroceso		Tracción en la barra de tiro*			
	MPH	km/h	MPH	km/h	A RPM indicadas	Máx. bajo carga	libras (kg)	libras (kg)
1a	1.5	(2,4)	1.8	(2,9)	37,600	(17100)	47,450	(21540)
2a	2.2	(3,5)	2.5	(4,0)	25,000	(11350)	31,760	(14420)
3a	3.1	(5,0)	3.7	(6,0)	16,400	(7450)	21,090	(9570)
4a	4.6	(7,4)	5.4	(8,7)	10,100	(4580)	13,250	(6030)
5a	5.9	(9,5)	—	—	7,140	(3240)	9,610	(4360)

RENDIMIENTO.-

Potencia es la capacidad de realizar un trabajo por unidad de tiempo, por lo que las unidades son Pies Libras por Minuto o Kilogrametros por Minuto. Generalmente se expresa en unidades del sistema inglés en H.P. o caballos de potencia. Un H.P. corresponde a 33,000 Pies Libras por Minuto y equivale a 746 watts.

La altura sobre el nivel del mar afecta la potencia útil de los motores arriba de los 1000 metros del orden del 1% por cada 100 metros de altura, así una máquina trabajando a 3000 metros tendría una pérdida del 20%, que con la instalación de turbocargadores y enfriadores de aire de admisión se tiende a compensar esta disminución en la potencia.

La fuerza tractiva en la barra de un tractor está expresada en la siguiente ecuación:

$$F.T. = \frac{375 \times H.P. \times 0.80}{V}$$

en donde:

F.T. = Fuerza tractiva en libras.

H.P. = Potencia nominal.

V = Velocidad en millas por hora.

Las especificaciones de las máquinas muestran la relación entre velocidad y tracción en la barra de tiro.

La resistencia al rodamiento es la fuerza que se opone al movimiento de una máquina sobre un camino a velocidad uniforme. Se calcula en función del peso del vehículo multiplicado por el coeficiente de Resistencia al Rodamiento.

$$R.R. = \frac{\text{Peso de la máquina} \times \text{coeficiente de R.R.}}{100}$$

La resistencia a la pendiente es la componente del peso de la máquina paralela al plano inclinado. Su valor está en función del peso del vehículo y de la pendiente.

$$R.P. = \frac{\text{Peso del vehículo} \times \% \text{ de pendiente}}{100}$$

Las resistencias al rodamiento y a la pendiente se restan a la fuerza tractiva en el gancho y se obtiene la fuerza tractiva disponible para realizar trabajo, sin olvidar que la máxima está definida por:

$$F.T. mx. = \text{Peso del tractor} \times \text{coeficiente de tracción.}$$

Las tablas de la hoja siguiente nos muestran coeficientes de resistencia al rodamiento y de tracción.

Resistencia al Rodado y Tracción

Tablas

LA RESISTENCIA AL RODADO EN CONDICIONES TÍPICAS

	lb/ton	(kg/t)
Un camino estabilizado, pavimentado, duro y liso que no cede bajo el peso regado y conservado . . .	40	(20)
Un camino firme y liso, de tierra o con recubrimiento ligero, que cede un poco bajo la carga. Reparado con bastante regularidad, y regado	65	(35)
Nieve: compacta	50	(25)
suelta	90	(45)
Un camino de tierra, con baches y surcos, que cede bajo la carga; se repara muy poco, o nada, y no se riega. Los neumáticos penetran 1" (25 mm), o más Camino de tierra con baches y surcos, blando, sin estabilizar y que no se repara. La penetración de los neumáticos es de 4" a 6" (100 a 150 mm)	100	(50)
Arena o grava suelta	150	(75)
Camino blando y fangoso con surcos, no se repara	200	(100)
	200 a 400	(100 a 200)

El tamaño de los neumáticos y la presión del aire utilizados son factores que reducen o aumentan considerablemente las cifras de la tabla. Los datos indicados son bastante exactos para hacer estimaciones cuando no hay disponible la información específica sobre el rendimiento de un equipo determinado en terrenos de ciertas condiciones. Para información adicional, vea la Sección de Datos sobre Movimiento de Tierra.

COEFICIENTES APROXIMADOS DEL FACTOR DE TRACCION EN EL SUELO

	FACTORES DE TRACCION	
	Neumáticos	Carriles
Hormigón	0,90	0,45
Marga arcillosa, seca	0,55	0,90
Marga arcillosa, mojada	0,45	0,70
Marga arcillosa con surcos	0,40	0,70
Arena seca	0,20	0,30
Arena mojada	0,40	0,50
Cantera	0,65	0,55
Camino de grava suelta	0,36	0,50
Nieve compacta	0,20	0,25
Hielo	0,12	0,12*
Tierra firme	0,55	0,90
Tierra floja	0,45	0,60
Carbón amontonado	0,45	0,60

*Zapatas semicaladas = 0,27

14-A

Con los datos anteriores se puede calcular la producción de un tractor. La fuerza tractiva disponible determina la velocidad de marcha que a su vez nos permite calcular el tiempo del ciclo; este se integra con tiempos fijos y tiempos variables. Los tiempos fijos son del orden de 0.15 - 0.25 min.

El rendimiento está expresado por:

$$R = \frac{E \times \text{Capacidad de la máquina en M3}}{\text{Tiempo del ciclo en minutos}}$$

R = M3 sueltos/hora.

E = Minutos por hora de trabajo generalmente de 45 a 50 minutos.

Para obtener volúmen compacto habría que dividir el resultado entre el coeficiente de abundamiento, después de aplicar los factores de corrección correspondientes al tipo de trabajo que se realiza.

La producción de una máquina también puede obtenerse por observación directa, midiendo el volúmen excavado en un tiempo determinado.

El tractor excavando con una hoja del tipo recto o angulable puede dar distintas producciones dependiendo de las condiciones del trabajo que esté realizando y del tipo de material que esté moviendo.

En pendientes positivas tendrá menor rendimiento que si trabaja cuesta abajo. En zanjas su producción será mayor pues el material excavado no puede escurrirse por los lados. En acarreo largo habrá tendencia a perder volúmen excavado en el trayecto. En la tabla de la página siguiente se muestran las pendientes en las cuales pueden trabajar los tractores de carriles.

OPERACION EN LADERAS DE LOS TRACTORES DE CARRILES CATERPILLAR

La tabla siguiente da la pendiente máxima a la cual cada tractor opera bien con la debida lubricación.

TRACTOR	D9 Serie G	D8 Serie H	D7 Serie F	D6 Serie C	D5	D4 Serie D
En porcentaje o en	100	84	100	100	100	100
Grados de inclin.	45	40	45	45	45	45

Deben considerarse los siguientes puntos importantes:

- Velocidad de viaje - A velocidades altas, las fuerzas de inercia tienden a disminuir la estabilidad del tractor.
- Desigualdades del terreno o superficie. Debe aplicarse una considerable tolerancia cuando el terreno o la superficie es desigual.
- Accesorios instalados. Los bulldozers, aguilonos laterales, malacates, y cualquier otro equipo montado, alteran el equilibrio de la máquina.
- Tipo de suelo. Los rellenos de tierra nuevos pueden ceder bajo el peso del tractor. Los suelos rocosos suelen ocasionar el deslizamiento de las máquinas.
- Deslizamiento de los carriles debido a cargas excesivas. A causa de esto, los carriles a nivel inferior podrían excavar el suelo y aumentar la inclinación del tractor.
- Implementos instalados en la barra de tiro (arcos para tirar de troncos, vagones de dos ruedas, etc.) podrían reducir el peso en el carril más elevado.
- Altura del enganche en el tractor. Cuando se utiliza una barra de enganche alta, el tractor es menos estable que si tiene una de altura standard.
- Ancho de las zapatas. Las zapatas anchas tienden a reducir la acción de excavación, o sea que el tractor es más estable.
- Equipo operado. Debe considerarse con cuidado la estabilidad y otros distintivos del equipo operado por el tractor.

La calidad y granulometría del material que se excava influyen en la producción horaria, pues no es lo mismo manejar arena suelta o tierra vegetal que una roca bien o mal tronada.

El proyecto desde luego tiene una influencia definitiva en los resultados. Un tractor con hoja angulable cortando en balcón y desperdiciando el material tendrá probablemente ventaja sobre otra máquina excavando el mismo material en secciones de tipo mixto o en tramos compensados. Cada caso requiere de coeficientes de corrección que son consecuencia de la observación y experiencia y que de no aplicarse pueden dar lugar a errores en el cálculo de la producción y redundan en los costos analizados a priori.

Al manejar cantidades de obra debe aclararse si se trata de volúmenes en banco, sueltos o compactos y aplicar los factores de conversión volumétrica correspondientes.

Operar con eficiencia un tractor nos dará máximo rendimiento y mínimo costo por lo que es fundamental que el trabajo de la máquina esté respaldado por una organización adecuada que aporte servicios de combustibles, lubricantes, mantenimiento, reparaciones y personal en forma oportuna. La máquina no puede trabajar por sí misma, necesita forzosamente atención como todos los bienes de producción en instalaciones fijas.

APLICACIONES. -

Los tractores tienen diversas aplicaciones y aditamentos específicos para cada caso, entre los principales están:

- Aditamento frontal llamado hoja o dozer.
- Arado o desgarrador adaptado en la parte posterior del tractor.

El tractor puede utilizar varios tipos de hojas topadoras y en este caso se le conoce con el nombre de bulldozer:

- 1.- Recta, que se utiliza para excavar acarreado el material hacia adelante.
- 2.- Angulable, que puede inclinarse en relación al avance del tractor.
- 3.- En "U", que tiene una mayor capacidad puesto que los lados forman una caja para evitar que el material se escurra.
- 4.- Amortiguada, para empujar y resistir los impactos.
- 5.- Desgarradora, que permite una mayor penetración en el terreno.

Cada hoja tiene una función específica, sin embargo las más frecuentes son: la recta y la angulable. Esta última muy popular pues tiene una gama más amplia de aplicaciones. Todas vienen equipadas con piezas de desgaste como son la cuchilla en la parte inferior y las puntas de extremo o "gavilanes". Estas piezas son las que inician el afloje de la excavación y pueden cambiarse cada vez que se requiera, en esta forma se protege la hoja que es un elemento caro.

La hoja se monta en un marco que está acoplado al tractor y puede controlarse mediante cables o sistemas hidráulicos. El control de cable, es más sencillo en su mantenimiento, pero el control hidráulico resulta superior pues permite aplicar -

una mayor fuerza de penetración con una fácil manejabilidad. La única desventaja del control hidráulico podría ser el costo de reparaciones por una mala operación - al encontrar el tractor dificultades en la excavación. Los fabricantes de tractores también lo son de sus propias hojas.

En las siguientes páginas se muestran las características de las hojas topadoras para tractores Caterpillar modelos D-9, D-8 y D-7.

HOJAS TOPADORAS PARA D9

Modelo	9A	9S	9U	9R	9C
Tipo	Angulable	Recta	En "U"	Desgarradora	Amortiguada
Peso de embarque sin control:	14600 (6600)	14600 (6600)	16200 (7400)	18300 (8300)	12000 (5400)
Para usarse con Control Hidráulico 193	23'3 1/4" (7100)	23'2 3/4" (7100)	24'2 3/4" (7400)	23'3" (7100)	22'8 1/2" (6900)
Dimensiones principales: (Tractor y topador)	26'3 7/8" (8000)	14'5 3/8" (4350)	15'9" (4800)	14'4 1/2" (4350)	10'1" (3050)
Longitud (hoja recta)	15'11 3/4" (4850)	14'2" (4300)			
Longitud (hoja en ángulo)	14'2" (4300)				
Ancho (hoja recta)	12'1" (3700)				
Ancho (hoja en ángulo)					
Ancho (sólo con bastidor "C")					

Modelo		9A	9S	9U	9R	9C
Hoja:						
Longitud	-pies.	15'11 3/4"	14'5 3/8"	15'9"	14'4 1/2"	10'1"
	-(mm) ...	(4850)	(4350)	(4800)	(4350)	(3050)
Altura	-pulg ...	51 1/4"	71 1/2"	71 1/2"	71 1/2"	60"
	-(mm) ...	(1300)	(1820)	(1820)	(1820)	(1520)
Descenso máximo por debajo del suelo	-pulg ...	23 1/2"	21 1/4"	21 1/4"	21 1/4"	20 3/4"
	-(mm) ...	(600)	(540)	(540)	(540)	(530)
Inclinación lateral máx.	-pulg ...	10"	37 1/4"	40 1/2"	37 1/4"	
	-(mm) ...	(255)	(950)		(950)	
Ajuste máx. del ángulo de ataque			8°	8°	8°	
Giro de la hoja (a cada lado)		25°				
Accesorios:						
Protector de empuje-Bastidor en "C"		Sí	No	No	No	No
-Hoja		No	Sí	No	Sí	No
Peso de embarque (instalada)	-lb	5420	1550		1550	
	-(kg)....	(2460)	(700)		(700)	

Modelo		8A	8S	8U	8R	8C
Tipo		Angulable	Recta	En "U"	Desgarradora	Amortiguada
Peso de embarque sin control:						
Para usarse con						
Control Hidr. 183, Serie B	-lb	11600	10900	12100	15400	8900
	-(kg)....	(5300)	(4950)	(5500)	(7000)	(4050)
Control de Cable 128	-lb	10600	10000	11200		9400
	-(kg)....	(4800)	(4550)	(5100)		(4250)
Dimensiones principales: (Tractor y topador)						
Longitud (hoja recta)	-pies.	21'8"	21'9"	22'7"	21'9"	22'1"
	-(mm) ...	(6600)	(6650)	(6900)	(6650)	(6750)
Longitud (hoja en ángulo)	-pies.	24'8 1/2"				
	-(mm) ...	(7550)				
Ancho (hoja recta)	-pies.	15'2"	13'1"	13'9"	13'4"	13'4"
	-(mm) ...	(4600)	(4000)	(4200)	(4050)	(4050)
Ancho (hoja en ángulo)	-pies.	13'9"				
	-(mm) ...	(4200)				
Ancho (sólo con bastidor "C")	-pies.	11'4"				
	-(mm) ...	(3450)				

Modelo		8A	8S	8U	8R	8C
Hoja:						
Longitud	-pies	15'2"	13'1"	13'9"	13'4"	9'10 1/2"
	-(mm)	(4600)	(4000)	(4200)	(4050)	(3000)
Altura	-pulg.	43 5/8"	53 1/2"	53 1/2"	53 1/2"	48 1/4"
	-(mm)	(1110)	(1360)	(1360)	(1360)	(1230)
Descenso máximo por debajo del suelo	-pulg.	21 3/4"	18 3/8"*	18 3/8"*	18 3/8"	21"
	-(mm)	(550)	(470)	(470)	(470)	(530)
Inclinación lateral máx.	-pulg.	13"	34 1/2"	35 3/4"	23 3/8"	
	-(mm)	(330)	(880)	(910)	(590)	
Ajuste máximo del ángulo de ataque			10°	10°		
Giro de la hoja a cada lado		25°				
Accesorios:						
Cilindro de Inclinación Inclín.lateral máx., hidr.	-pulg.		41 3/4"	44"	23 3/8"	
	-(mm)		(1060)	(1120)	(590)	
Protec. de empuje - Bastidor "C"		Si	No	No	No	No
- Hoja		No	Si	No	Si	No
Peso de embarque (instalada)	-lb	5535	750		750	
	-(kg)	(2510)	(340)		(340)	
Dimensiones del cable:						
Diámetro	-pulg.	1/2"	1/2"	1/2"		1/2"
	-(mm)	(12,7)	(12,7)	(12,7)		(12,7)
Longitud para usarse con el Control de Cable No. 128	-pies	92'6"	92'6"	92'6"		92'6"
	-(m)	(28)	(28)	(28)		(28)

*No hay límite en las unidades de Control de Cable.

Modelo		7A	7S	7U	7R
Tipo		Angulable	Rects	En "U"	Desgarradora
Peso de embarque sin control:					
Para usarse con Control Hidráulico No.173	-lb	6700	7100	7900	9100
	-(kg)	(3050)	(3200)	(3600)	(4150)
Control de Cable No.127	-lb	6700	6600		
	-(kg)	(2800)	(3000)		
Dimensiones principales: (Tractor y hoja topadora)					
Longitud (hoja recta)	-pies	18'0"	17'4"	18'10"	17'4"
	-(mm)	(5500)	(5300)	(5750)	(5300)
Longitud (hoja en ángulo)	-pies	21'0"			
	-(mm)	(6400)			
Ancho (hoja recta)	-pies	14'0"	12'0"	12'6"	12'9"
	-(mm)	(4250)	(3650)	(3850)	(3850)
Ancho (hoja en ángulo)	-pies	12'10"			
	-(mm)	(3900)			
Ancho (sólo con bastidor "C")	-pies	10'3"			
	-(mm)	(3100)			

HOJAS TOPADORAS PARA D7

Modelo		7A	7S	7U	7R
Hoja:					
Longitud	- pies - (mm)	14'0" (4250)	12'0" (3650)	12'8" (3850)	12'0" (3650)
Altura	- pulg - (mm)	38" (960)	50" (1270)	50" (1270)	50" (1270)
Descenso máximo por debajo del suelo	- pulg - (mm)	16 3/4"* (425)	17 1/2"* (440)	17 1/2" (440)	17 1/2" (440)
Inclinación lateral máx.	- pulg - (mm)	18 3/4" (475)	22 1/4" (560)	23 3/4" (600)	21" (530)
Ajuste máximo del ángulo de ataque		25°	9°	9°	
Giro de la hoja a cada lado					
Accesorios:					
Cilindro de inclinación lateral					
Inclin. lateral máx., hidr.	- pulg - (mm)	19" (485)	28 1/2" (720)	30 1/4" (770)	21" (530)
Protector de empuje-Bastidor en "C"		Sí	No	No	No
-Hoja		No	Sí	No	Sí
Peso de embarque (instalada)	- lb - (kg)	1030 (470)	650 (295)		650 (295)
Dimensiones del cable:					
Diámetro	- pulg - (mm)	1/2" (12,7)	1/2" (12,7)		
Longitud para usarse con el Control de Cable No. 127	- pies - (m)	72' (22)	72' (22)		

*No hay límite en las unidades de Control de Cable.

El bulldozer tiene diversas aplicaciones y es una máquina muy eficiente para excavar. Tiene ciertas limitaciones, especialmente en la distancia de acarreo y en el nivel del piso de excavación. La más conveniente para una mayor producción sería no acarrear, como una excavación en un camino de penetración que va en ladera, despedicando el material, caso poco frecuente, pues los acarreos medios de un bulldozer son del orden de 30 metros a 50 metros. La distancia máxima de acarreo aconsejable es de 100 metros. En este caso se aumenta mucho el tiempo del ciclo por la baja velocidad del tractor y disminuye el rendimiento por lo que resulta antieconómico acarrear a distancias mayores de 100 metros. El acurrimiento del material por los lados de la hoja puede ser otro factor que limite la distancia del acarreo.

El bulldozer tiene varios usos:

- Desmonte, desesmale.
- Limpio de sitios para construcción
- Construcción y mantenimiento de caminos de acceso.
- Despalme de bancales y arreglo del piso de los mismos.
- Afloje de material para cargadores frontales.
- Afine fosco de taludes.
- Formación de bordas con pistamo lateral.
- Relleno de zanjas.
- Empujador de motosecadoras.
- Auxiliar en diversos procedimientos de construcción.
- Excavación y acarreo hasta 100 metros.
- Extirpando material en terraplenes y rellenando equipo de compactación.

La actividad más frecuente es la de excavar y acarrear en distancias cortas, pero de cualquier modo en los grandes proyectos de Ingeniería Civil, casi siempre la vanguardia de la maquinaria la forman los bulldozers y a la vez es la última máquina en dejar la obra pues realizan la limpia final y la conformación de los terrenos atacados. Existen otros aditamentos para los tractores con los cuales tienen más aplicaciones, como son los desgarradores para afloje de excavaciones, las plumas laterales para construcción de ductos, los cucharones para carga de materiales, ramolcador de esrepas y otros, pero en estos casos su función no es de bulldozer.

La capacidad de la hoja topadora es de:

$$V = \frac{L h^2}{2 \operatorname{tg} x}$$

V = Capacidad de la hoja.

L = Longitud de la hoja.

h = Altura de la hoja.

X = Angulo de reposo del material.

Si el talud del material es 2:1, $\operatorname{tg} x = 1/2$

$$y V = L h^2$$

Cuando se trabaja cuesta arriba el volumen disminuye 4% por cada 1% de pendiente. Al ir cuesta abajo es al contrario. En distancias mayores de 30 metros el rendimiento disminuye 5% por cada 30 metros adicionales.

PRODUCCION CON HOJAS TOPADORAS CALCULO SEGUN FORMULAS Y REGLAS

Se puede obtener la producción estimada de una hoja topadora utilizando las gráficas de producción de las siguientes páginas, como también los factores de corrección aplicables. Debe usarse la siguiente fórmula:

$$\text{Producción (m}^3 \text{ sueltos/hr)} = \frac{\text{Producción máxima x}}{\text{Factores de corrección}} \text{ (yd}^3 \text{ sueltas/hr)}$$

Las curvas de producción de las hojas topadoras dan los rendimientos máximos no corregidos para hojas rectas y universales, y se basan en las siguientes condiciones:

1. 100% de eficiencia (60 minutos/hora).
2. Tiempos fijos de 0,05 minutos en máquinas con Servo-Transmisión.
3. La máquina excava por 50 pies (15 m), y luego empuja la carga para arrojarla desde el borde de una escarpa.
4. Densidad de la tierra: 2300 lb/yd³ mater. suelto (1370 kg/m³ mater. suelto), y 3000 lb/yd³ en banco (1790 kg/m³ en banco). El material se expande 30% (factor volumét. de conversión es 0,769).
5. Coeficiente de tracción:
 - a. Máquinas de carriles - 0,5 ó más.
 - b. Máquinas de ruedas - 0,4 ó más*
6. Se utilizan hojas de control hidráulico.

Para estimar la producción en yd³ en banco, debe aplicarse el adecuado factor volumétrico de conversión (sección de Tablas) a la producción corregida, la cual se obtiene como se ha indicado.

$$\text{Producción (m}^3 \text{ en banco/hr)} = \frac{\text{(m}^3 \text{ sueltos/hr)} \times \text{Factor}}{\text{(yd}^3 \text{ en banco/hr)} \times \text{volumét.}}$$

*Se supone que el coeficiente de tracción es por lo menos 0,4. Aunque las malas condiciones del suelo afectan tanto a los vehículos de carriles como a los de ruedas - lo cual obliga a empujar cargas más pequeñas a fin de compensar la pérdida de tracción en el suelo - los efectos en los de ruedas son mucho mayores, y su producción disminuye en mayor grado. Aunque no hay reglas exactas para anticipar dicha reducción, una regla empírica indica que los topadores de ruedas tienen 4% de pérdida por cada centésimo de disminución, cuando el coeficiente de tracción baja de 0,40. Por ejemplo, si este es de 0,30, la diferencia es 10 centésimos (0,10), y la producción sería del 60% (10 X 4% = 40% de disminución).

Producción Hojas Topadoras

FACTORES DE CORRECCION

CORRECCIONES SEGUN LAS CONDICIONES DEL TRABAJO		Tractor de Carriles	Tractor de Ruedas
OPERADOR:	Excelente	1,00	1,00
	Buena	0,75	0,60
	Deficiente	0-0,60	0-0,50
MATERIAL:			
1. Peso -factor de corrección:			
$\frac{3000 \text{ lb/yd}^3 \text{ banco}}{\text{Peso efectivo/yd}^3 \text{ banco}}$	ó	$\frac{2300 \text{ lb/yd}^3 \text{ sueltas}}{\text{Peso efectivo/yd}^3 \text{ sueltas}}$	
2. Tipo--			
Material suelto amontonado	..	1,20	1,20
Difficil de cortar; congelado	..		
con cilindro de incl. lateral	..	0,80	0,75
sin cilindro de incl. lateral	..	0,70	--
hoja con control de cable	..	0,60	--
Difficil de empujar; se apelmiza (seco, material no adhesivo o material muy pegajoso)	..	0,80	0,80
Roca desgarrada o dinamitada	..	0,60-0,80	--
EMPUJE POR METODO DE ZANJA	..	1,20	1,20
EMPUJE CON DOS TRACTORES JUNTOS	..	1,15-1,25	1,15-1,25
VISIBILIDAD: polvo, lluvia, nieve, niebla u obscuridad	..	0,80	0,70
EFICIENCIA DEL TRABAJO:			
50 min/h	..	0,84	0,84
45 min/h	..	0,75	0,75
TRANSMISION DIRECTA (tiempo fijo de 0,1 min)	..	0,80	--
*HOJA: Hoja angulable (A)	..	0,50-0,75	--
Hoja amortiguada (C)	..	0,50-0,75	0,50-0,75
Hoja con desgarradores (R)	..	1,00-1,50	--
DS de entrela estrecha	..	0,90	--
Material liviano			
hoja U (carbón)	..	1,20	1,20
Hoja con caja (montones)	..	1,30	1,30
PENDIENTES: Véase la gráfica de factores de pendientes.			

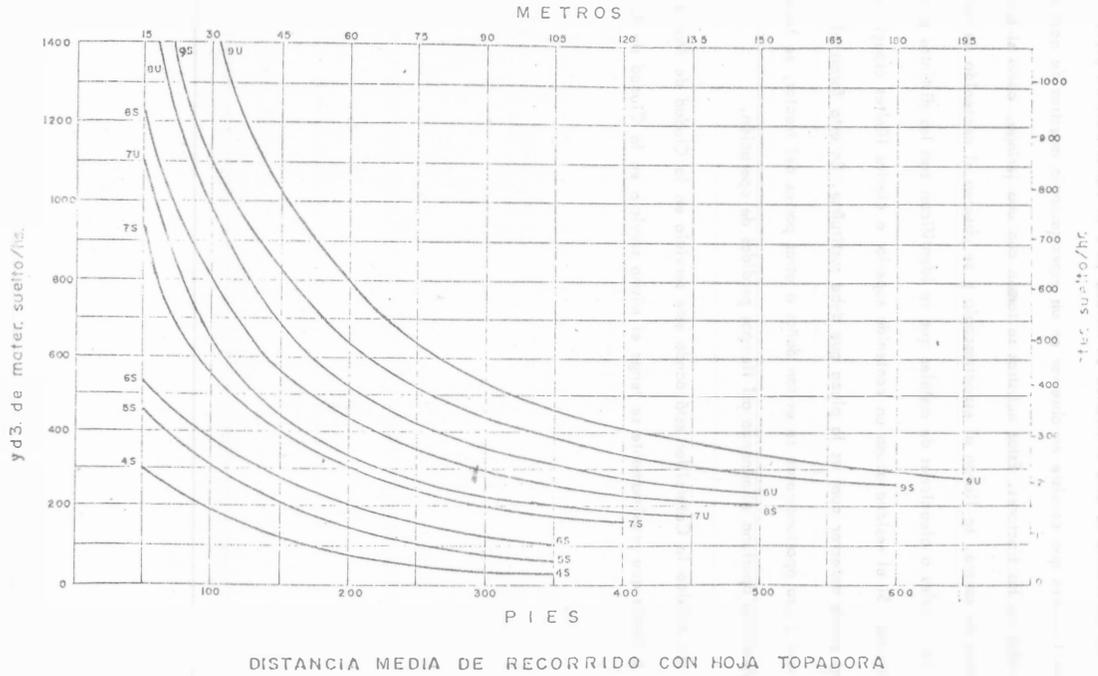
*NOTA: Las hojas angulables y las amortiguadas no se consideran implementos de producción. Según sean las condiciones del trabajo, la hoja A y la C rinden del 50 al 75% de las hojas rectas. El objeto de las hojas con desgarradores es elevar la producción con materiales duros y aumentar la adaptabilidad de un tractor topador. En ciertas aplicaciones y condiciones de trabajo, la hoja R iguala o supera el rendimiento de la recta.

Un buen operador procura acarrear el material entre montones formados previamente a los lados para evitar pérdida de material por escurrimiento, trabajar cuesta abajo cuando sea posible y trabajar en las velocidades adecuadas para no dañar la máquina.

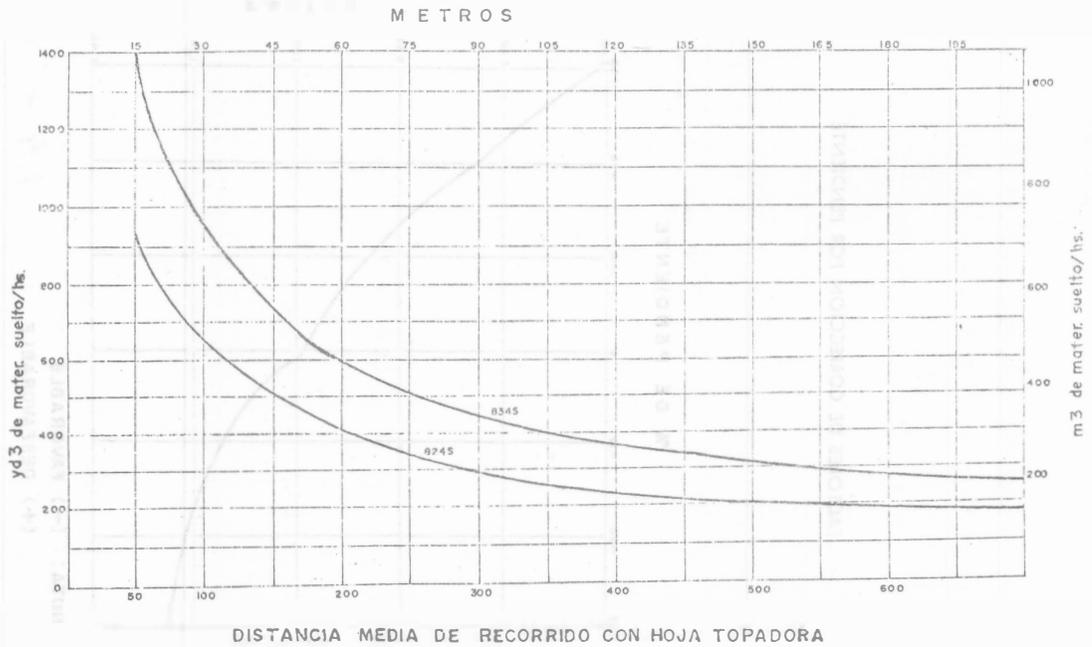
Para calcular la producción de las hojas topadoras pueden utilizarse los datos contenidos en las páginas siguientes. También se muestra el factor de corrección -- por trabajo en pendientes.

Un aspecto que no debe descuidarse nunca es el mantenimiento y la buena lubricación de la máquina. Cambios de aceite y filtros a tiempo, engrase y limpieza diaria, mantenimiento preventivo y operativo oportuno aumentan la vida de la máquina, disminuyen los costos de operación y reparación y benefician la producción. No es necesario conocerlo todo, recurrir al distribuidor para que haga el servicio y capacite al personal es una política correcta. Una máquina en buenas condiciones -- puede trabajar un 50% al 100% más de horas efectivas al año que una máquina cuyas condiciones de mantenimiento sean ineficaces. El costo horario de una máquina bien vigilada es menor al de una máquina mal cuidada e indudablemente dará mayor rendimiento.

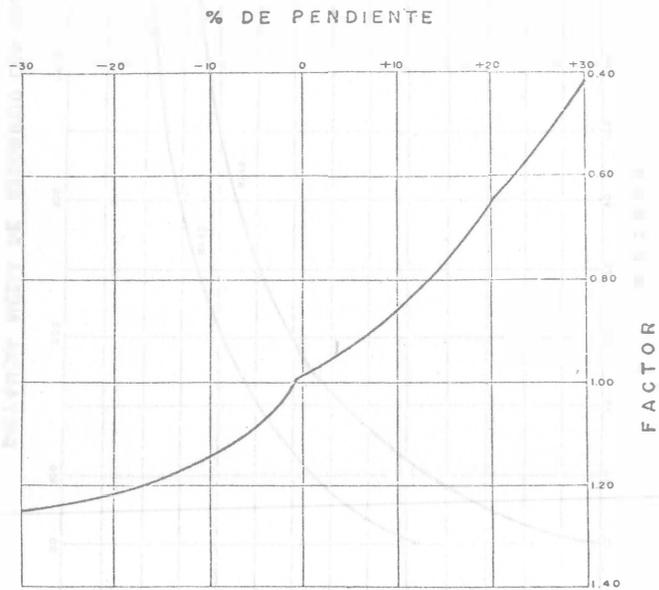
PRODUCCION ESTIMADA DE UN TRACTOR DE CARRILES CON
HOJAS TOPADORAS UNIVERSALES Y RECTAS



PRODUCCION ESTIMADA DE TRACTORES DE RUEDAS CON HOJA RECTA



FACTORES DE CORRECCION POR PENDIENTE



NOTA: (-) FAVORABLE
(+) DESFAVORABLE

1.4 - 20
1 - x

Recientemente se está utilizando un método para el mantenimiento preventivo de los tractores que consiste en observar en un espectroscopio muestras de aceite - obtenidos de los tractores. Estas muestras se toman con una jeringa, como si fueran muestras de sangre, se llevan al espectroscopio y se observa el contenido de residuos de metales o aleaciones de metales que se identifican con las distintas piezas del tractor. Si el residuo acusa un contenido superior a ciertos límites especificados se puede detectar cual es la pieza que debe sustituirse. En esta forma al cambiar una pieza oportunamente se evitan daños a otras partes del tractor, se hace la reposición oportuna eliminando así tiempos perdidos de operación.

En México la Caterpillar está dando este servicio en la Ciudad de Monterrey y es probable que próximamente se tenga el mismo servicio en la Ciudad de México.

Ejemplo:

Un D8H con una hoja recta 8S excava un material arcilloso muy empacado y acarrea a una distancia de 90 mts., en una pendiente positiva del 4%.

El peso volumétrico suelto es de 1650 kg/m^3 y se trabajan horas de 50 minutos con un operador mediano. Calcular la producción horaria.

De la gráfica de la producción ideal es de 230 m^3 suelto/hora.

Factores de corrección

Operación	--	0.75
Material difícil de cortar	-	0.80
Peso volumétrico	$\frac{1370}{1650} \text{ kg/m}^3$	- 0.83
Eficiencia horaria	$\frac{50}{60} \text{ min.}$	- 0.84
Pendiente	+4\%	- 0.92

Producción real

$$P = 230 \times 0.75 \times 0.80 \times 0.83 \times 0.84 \times 0.92 = 88.51 \frac{\text{m}^3 \text{ sueltos}}{\text{hora}}$$

Cuando sea posible, debe procurarse siempre que las máquinas no trabajen cargadas cuesta arriba.

Se puede verificar el problema anterior mediante la fórmula general:

$$P = \frac{C \times E}{T_c}$$

Cálculo del ciclo

Considerando un coeficiente de resistencia al rodamiento de 0.04.

Capacidad de la hoja; tomados del catálogo del fabricante.

Longitud	=	4.00 m.
Altura	=	1.36 m.
Capacidad	=	$L_h^2 = 4.00 \times (1.36)^2 = 7.39 \text{ m}^3$ sueltos, esto considerando un talud de reposo del material de 2:1.

Peso del material excavado:

$$7.39 \text{ m}^3 \times 1650 \text{ kg/m}^3 = 12,193 \text{ kg.}$$

Resistencia total del tractor y la carga:

$$R_t \text{ del tractor } 38,000 (0.04 + 0.04) = 3,040 \text{ kg.}$$

$$R_t \text{ de la carga } 12,193 \text{ kg} + 12,193 \times 0.04 = \underline{12,680}$$

$$\text{Resistencia total} = 15,720 \text{ kg.}$$

Para calcular la velocidad de ida:

$$V = \frac{375 \times 270 \text{ H.P.} \times 0.8}{15,720 \text{ kg} \times 2.2 \frac{\text{lb}}{\text{kg}}} = 2.34 \text{ mph}$$

$$V = 2.34 \text{ mph} \times 1.6 \frac{\text{km.}}{\text{milla}} = 3.74 \text{ kph}$$

$$\text{Velocidad media} = 3.74 \times 0.8 = 2.992 \text{ kph}$$

Puede regresar a la velocidad máxima al bajar sin carga a razón de 13 kph.

Los fabricantes recomiendan que en reversa el tractor opere en segunda velocidad a 8.4 kph para no dañar el tránsito, por lo que se considera ésta como velocidad media.

Tiempo del ciclo.

$$\text{De Ida} = \frac{90 \text{ m.}}{2,992 \text{ m.}} \times 60 \text{ min.} = 1.80 \text{ min.}$$

$$\text{De regreso} = \frac{90 \text{ m.}}{8,400 \text{ m.}} \times 60 \text{ min.} = 0.64 \text{ min.}$$

$$\text{Tiempos fijos} = \frac{0.05 \text{ min.}}{2.53 \text{ min.}}$$

$$\text{Producción} = \frac{7.39 \text{ m}^3 \times 50 \text{ min/hr}}{2.53 \text{ min.}} = 146 \text{ m}^3 \text{ sueltos/hr.}$$

Factores de corrección

$$\text{Operación} \quad 0.75$$

$$\text{Material difícil de cortar} \quad 0.80$$

$$\text{Peso volumétrico (ya considerado)} \quad --$$

$$\text{Eficiencia horaria (ya considerada)} \quad --$$

$$\text{Pendiente (ya considerada)} \quad --$$

Producción final

$$P = 146 \text{ m}^3/\text{hr.} \times 0.75 \times 0.80 = 87.6 \text{ m}^3 \text{ sueltos/hr.}$$

Resultado similar al anterior.

Debe verificarse la máxima fuerza tractiva, usando el coeficiente de tracción de la tabla.

$$\text{Max. F.T.} = 38,000 \text{ kg.} \times 0.9 = 34,200 \text{ kg.}$$

Valor superior a la resistencia total de 15,720 kg.

En el caso de que el ejemplo fuera con tractores de transmisión directa, los tiempos fijos son de 0.1 min.

DESARRADADORES

Otro aditamento muy útil de los tractores es el arado o desgarrador que en los últimos años ha venido a revolucionar la excavación en roca o de los materiales denominados como "C" ó "III", que normalmente requieren barrenación y uso de explosivos para su afloje pero que en muchos casos pueden atacarse con el uso del arado. Este es un implemento auxiliar pues de las tres actividades principales del movimiento de tierras que son: excavar, acarrear y colocar, solo realiza el afloje de la excavación.

El arado se ocopa a la parte posterior del tractor y consiste en una viga horizontal la cual tiene en su extremo un vástago vertical y éste a su vez termina en su parte inferior en una punta llamada casquillo. Al penetrar el vástago con su casquillo en el terreno y ser jalados por la fuerza tractiva van rompiendo la estructura del material que se pretende excavar y logrando con esto el afloje requerido para que pueda cargarse mediante excavadoras frontales o motoscrapas o acarrearlos con bulldozer, según el procedimiento de construcción que se haya planando de acuerdo con el proyecto.

El arado es un implemento muy antiguo que se utilizó principalmente para labores agrícolas, tirado por animales. Su aplicación en la industria de la construcción se inicia durante el presente siglo utilizando el tipo de control de cables, tirado por un tractor y que penetra en el terreno como consecuencia del peso propio del arado. El arado a base de controles hidráulicos, de más reciente diseño, -

permite que la penetración esté provocada por el sistema hidráulico y por el peso del tractor.

Con el armado de tractores de mayor peso y potencia la acción de los desgarradores es más efectiva, pues el rendimiento depende fundamentalmente de esos dos factores.

Los desgarradores se fabrican de dos tipos: de bisagra y de paralelogramo, con uno o tres vástagos. Ambos tienen sus funciones específicas, pero en términos generales resulta más atractivo para los constructores el de paralelogramo equipado con un diente.

El de bisagra que puede ser de uno a tres dientes, tiene la desventaja de que al penetrar el vástago en el terreno modifica su ángulo de inclinación. El de paralelogramo penetra conservando siempre el mismo ángulo lo cual ofrece una mayor efectividad en el rompimiento del terreno. Este tipo de desgarrador puede realizar excavaciones a mayor profundidad y la distancia entre el vástago y el tractor aumenta, lo que permite desgarrar fragmentos de roca de mayor tamaño.

Anteriormente cuando el constructor se encontraba con el problema de excavar en roca, forzosamente tenía que recurrir al uso de equipo de barrenación y explosivos, en cambio actualmente con los arados, rocas con ciertas características geológicas pueden atacarse en forma más económica, pues aparte del costo comparativo, se facilita su utilización al evitar una serie de recursos adicionales que requieren el uso de explosivos como llevar compresores y perforadoras con todo su equipo auxiliar, el personal, los riesgos y trámites correspondientes.

Antes de tomar la decisión del equipo por utilizar debe hacerse un cuidadoso análisis con objeto de ver cual resulta más conveniente, pero sobre todo tener alguna seguridad de que el material por excavar pueda desgarrarse. En algunos casos en donde la geología del proyecto lo exige tendrán que usarse ambos procedimientos.

El arado tiene la ventaja de que acoplándose a un tractor, éste puede tener otros usos, como bulldozer o empujando máquinas.

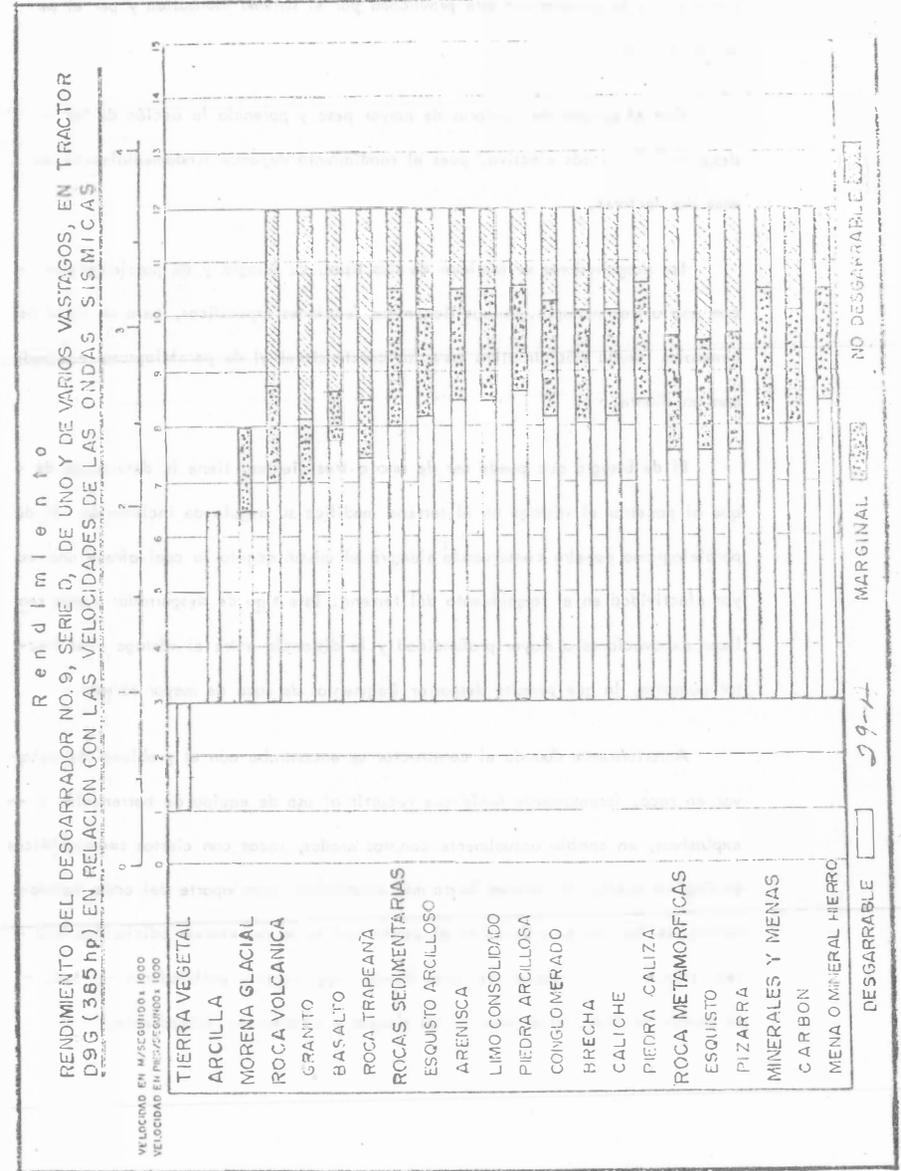
Es fundamental conocer el tipo de material que se pretende excavar para decidir sobre el uso del arado. En términos generales la decisión no solo se apoya en la dureza de la roca sino en sus condiciones geológicas, pueden darse si presenta las siguientes características:

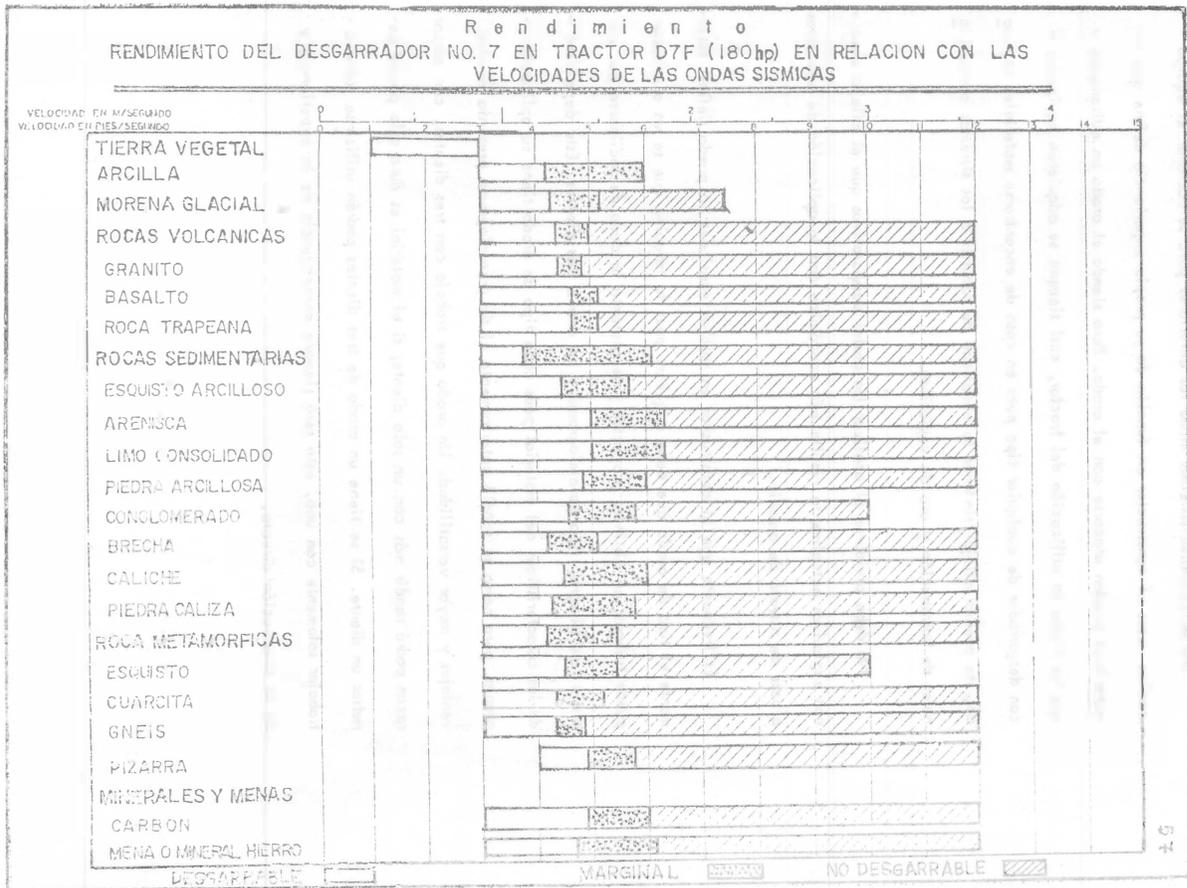
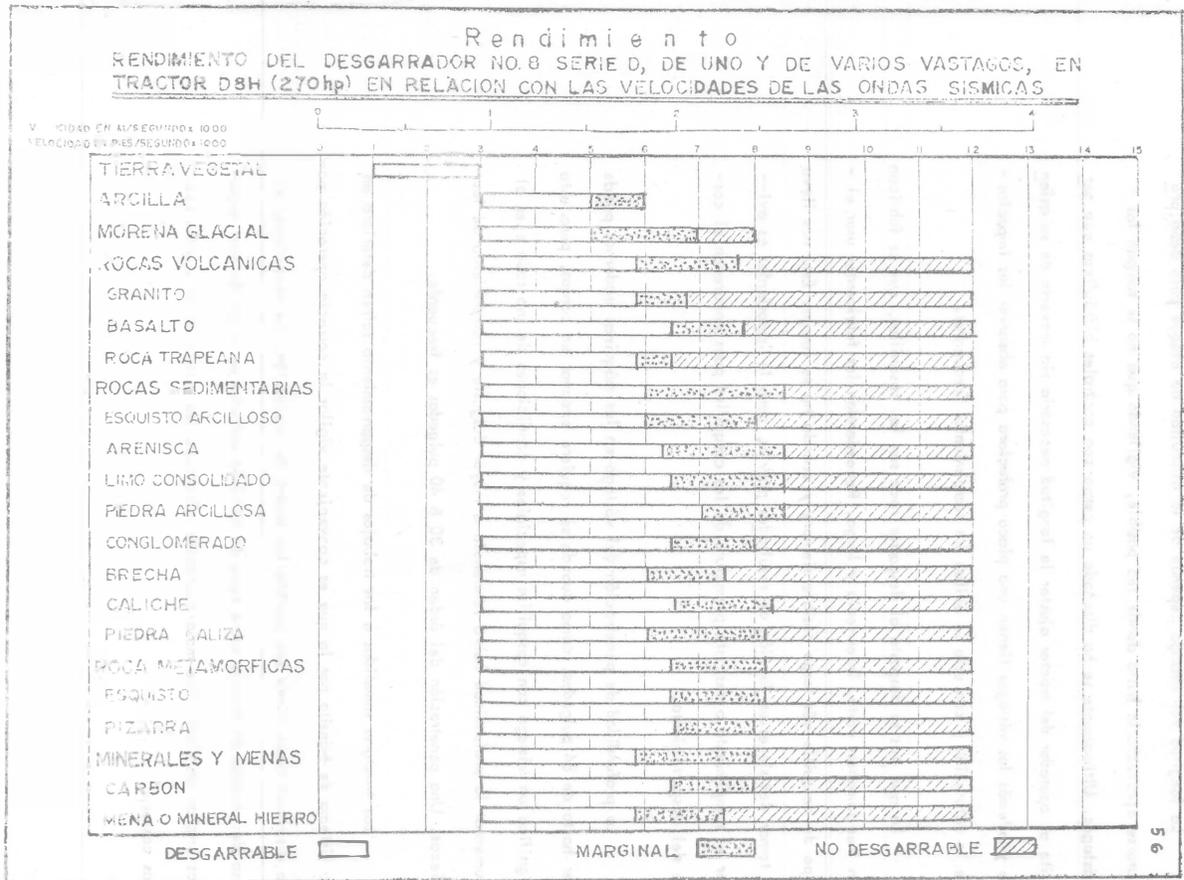
- Fracturas y fallas.
- Planos laminados.
- Intemperización.
- Poca dureza.
- Grano grueso.
- Fragilidad
- Conglomerados empacados en materiales arcillosos.

Lo anterior da un indicio de los materiales arables y deben confirmarse a través de exploraciones geológicas, muestras obtenidas mediante sondas o la observación directa.

Ultimamente se aplica el sistema de refracción sísmográfica, muy conveniente cuando se tiene bien definido el proyecto y localizadas los sitios que pretenden explotarse. Se basa en que la velocidad de una onda sonora a través de un material compacto es mayor que a través de materiales suaves, de modo que las distintas velocidades sísmicas, definen ciertos límites dentro de los cuales los materiales son susceptibles a desgarrarse. Frecuentemente este sistema se complementa con perforaciones y observación directa, sin embargo, de aplicarse la refracción sísmográfica deben analizarse con cuidado los resultados para evitar deducciones equivocadas o inciertas.

Se utiliza un aparato llamado geófono que consiste principalmente en un martillo que golpea una placa a diferentes distancias de un receptor, el cual mediante circuitos electrónicos señala el tiempo transcurrido, con lo que se obtienen las velocidades de las ondas sísmicas y se deduce el grado de consolidación de la roca. En las páginas siguientes se presentan unas gráficas con los rendimientos de los tractores Caterpillar D9G, D8H y D7 equipados con desgarrador en función de las velocidades sísmicas en distintos tipos de materiales. Como se observa, a mayor potencia de tractor mayor rendimiento para los efectos de afloje mediante arado. Para materiales suaves como tierras vegetales y las arcillas de baja velocidad sísmica es un desperdicio desgarrar, en cambio rocas volcánicas, sedimentarias o metamórficas son desgarrables hasta cierto límite según la velocidad de la onda sísmica y esto puede redundar en menores costos de producción.





De no aplicarse sistemas como los anteriores para seleccionar el equipo - muchas veces el constructor en función de su propia experiencia define que - materiales pueden atacarse con el arado. Pero siendo el arado un aditamento - que no limita la utilización del tractor, casi siempre se adquieren equipados - con desgarrador de cualquier tipo pues en caso de encontrarse materiales adecuados, se pueden aflojar sin tener la necesidad de recurrir a los sistemas convencionales de barrenación y uso de explosivos.

No debe olvidarse al analizar los costos comparativos que el aflojar roca - con explosivos actualmente resulta más económico con la aplicación de productos a base de nitrato de amonio.

Es frecuente que el constructor en muchas ocasiones no pueda definir fácilmente el tipo de arado que debe adquirir, pues la máquina que se va a utilizar puede trabajar en distintos proyectos y se presenta la duda de inclinarse por un arado tipo bisagra, tipo paralelogramo y de uno o tres dientes. Esto dependerá - de las características del material pues cada tipo de arado tiene su aplicación - propia, pero como se señaló anteriormente el de paralelogramo presenta muchos ventajas y mayor versatilidad. Un arado que trabaja con tres dientes, con mayor razón podrá rendir más con un solo diente; si el material es duro solo puede penetrar un diente. Si se tiene un arado de tres dientes podrán utilizarse todos o - trabajar solamente con uno, esto será siempre consecuencia de la experiencia y de la observación directa.

La longitud del vástago depende de la dificultad de ataque pero debe procurarse aprovecharla hasta donde sea posible, vigilando que no se rompan los - vástagos. Últimamente se ha diseñado un perno con controles hidráulicos que permite al operador del tractor ajustar la longitud necesaria sin moverse de su asiento y además los vástagos tienen una placa protectora para absorber los impactos - de la roturación y con esto se evitan los rompimientos frecuentes.

Lo que más se desgasta al desgarrar roca son los casquillos, que se fabrican en tres tamaños: corto, intermedia y largo. Recomiendan los fabricantes usar el - tipo de casquillo más largo posible siempre y cuando no se rompa. Esto nos lleva a tomar decisiones en función de resultados previos, pero lo importantes es evitar el rompimiento o desgaste prematuro de los casquillos pues encarecen el costo del desgarramiento.

La profundidad de penetración del vástago en las máquinas modernas puede ser hasta de 84 pulgadas, como cuando se requiere excavar en zanjas, pero esto significa un vástago con casquillos especiales y condiciones de uso rudo pues al aumentar la profundidad habrá tendencia a mayor desgaste y rompimiento de las piezas. Una penetración del orden de 30 a 40 pulgadas es frecuente.

Los tractores sometidos a los trabajos de desgarramiento sufren deterioro en su sistema de tránsito por lo que es conveniente vigilar la correcta operación para disminuir hasta dónde sea posible los costos de reparación. Se recomienda el uso de zapatas de trabajo sobre roca de servicio extremo en lugar de usar zapatas anchas standard. Una mala operación disminuye los rendimientos y encarece los costos.

La velocidad de marcha al estar usando el arado es de 2 a 3 Km/hr., especialmente en el caso de encontrarse con materiales muy duros. De preferencia debe trabajarse cuesta abajo, sin embargo en ocasiones conviene trabajar - cuesta arriba para que el peso del tractor permita una mayor penetración.

La distancia entre pasos del arado dependerá de las características de la roca y del sistema de carga del material. Si se usan motoescrepas es conveniente obtener tamaños adecuados para facilitar la carga. En caso de utilizar cargadores frontales o palas mecánicas, esto permite tamaños mayores. Si el material aflojado se acarrea con bulldozer pueden modificarse aun más las distancias entre pasos. La rentidad es que la separación entre cada paso del arado y la penetración del diente debe determinarse mediante tanteos sucesivos.

En la misma situación se encuentra la aplicación de uno o tres dientes, - pues lo que busca el constructor es el máximo rendimiento, sin embargo la aplicación de un solo diente es más frecuente.

Los tractores que a su vez desgarran con el arado y empujen motoescrepas que están cargando el material, deben trabajar siempre en el mismo sentido para que puedan fácilmente ejercer ambas funciones.

Otras recomendaciones que señalan los fabricantes es la de aflojar en el sentido en que la estratificación del material facilite el desgarramiento y evitar que el diente penetre cuando el tractor está girando.

Cuando se encuentran materiales que oponen mucha resistencia al desgarrar y previo análisis cuidadoso, pueden utilizarse dos tractores en tandem, el que va adelante equipado con el arado y el que va atrás empujando al primero y -- aplicando el peso de su hoja topadora sobre el propio arado. En caso de aplicar este procedimiento los arados vienen equipados con un adaptador que recibe la - carga horizontal y vertical del tractor empujador.

En las páginas 48, 49 y 50 se presentan las especificaciones de los desgarradores Caterpillar que se acoplan a tractores de carriles modelos D8 y D9. Existen otras marcas de arados que pueden adquirirse en el mercado y el propio fabricante del tractor lo es de este aditamento.

DESARRADORES - TRACTORES DE CARRILES	No. 80	No. 90	No. 80	No. 80
	Un vástago Desgarramiento Standard Profundo	Varios vástagos	Un vástago Desgarramiento Standard Profundo	Varios vástagos
Tipo	Ajustable	Ajustable	Ajustable (opción de ajuste manual o hidráulico)	Ajustable (opción de ajuste manual o hidráulico)
Modelo	D8G	D8G	D8H	D8H
Dimensión Longitud	desgarrador pies y pulg (mm)	23'6" (7260)	21'11" (6780)	23'5" (6950)
Longitud desgarrador	pies y pulg (mm)	24'11" (7590)	23'4" (7160)	22'3" (6790)
Ancho máximo de desgarrador	pies y pulg (mm)	9'11" (3000)	9'1" (3000)	9'2" (2800)
Viga:				
Longitud	pies y pulg (mm)	4'1" (1240)	9'5" (2850)	4'1" (1240)
Sección	pulg (mm)	14" x 15" (355 x 380)	14" x 15" (355 x 380)	12" x 12 1/2" (305 x 320)
Espacio libre bajo la viga - levantada	pulg (mm)	72 1/4" (1840)	72 1/4" (1840)	64" (1630)
en posición baja	pulg (mm)	9 1/4" (235)	9 1/4" (235)	14" (355)

MODELOS ACTUALES CAT
ESPECIFICACIONES

Desgarradores

DESARRADORES - TRACTORES DE CARRILES	No. 9D	No. 9D	No. 8D	No. 8D
	Un vástago Desgarramiento Standard Profundo	Varios vástagos	Un vástago Desgarramiento Standard Profundo	Varios vástagos
Vástagos (uno standard - otros dos optativos): Número de vástagos	1	3	1	3
Posiciones de los vástagos	4 6	2	4 6	2
Longitud con la punta	pulg (mm)	87" 109" (2210) (2750)	72" (1830)	87" 109" (2210) (2750)
Sección	pulg (mm)	3 1/2" x 14" (89 x 355)	3" x 13" (76 x 330)	3 1/2" x 14" (89 x 355)
Espacio de centro a centro	pulg (mm)	53" (1350)	53" (1350)	45" (1170)
Penetración máxima	pulg (mm)	55" 77" (1400) (1960)	40" (1020)	48" 70" (1220) (1760)
Longitud de las puntas	pulg (mm)	12" (305)	12" (305)	12" (305)
Espacio libre bajo la punta vástago levantado	pulg (mm)	44 1/2" (1130)	33 1/2" (850)	37 3/4" (950)

MODELOS ACTUALES CAT
ESPECIFICACIONES

Desgarradores

MODELOS ACTUALES CAT
ESPECIFICACIONES

Desgarradores

DESGARRADORES - TRACTORES DE CARRILES	No. 9D		No. 8D		No. 6B		
	Un vástago Desgarramiento Standard	Profundo	Varios vástagos		Un vástago Desgarramiento Standard	Profundo	Varios vástagos
Cilindros hidráulicos: Dos de doble acción, diám. y carrera							
Punta - pulg. - (mm)	8.25" x 20.67" (210 x 525)		8.25" x 20.67" (210 x 525)		7.25" x 16.50" (184 x 420)		7.25" x 16.50" (184 x 420)
Levantamiento - pulg. - (mm)	9.25" x 21.03" (235 x 530)		9.25" x 21.03" (235 x 530)		8.25" x 18" (210 x 455)		8.25" x 18" (210 x 455)
Ajuste total del vástago							
Hidráulico	33°		33°		28°		28°
Manual					10°		10°
Peso, con inclusión de un diente							
Instalado - lb - (kg)	13500 13900 (6100) (6300)		14500 (6600)		9700* 9900* (4400) (4500)		9500* (4200)
Peso de cada diente adicional			800 (365)				700 (320)
Instalado - lb - (kg)							
ACCESORIOS DEL DESGARRADOR - Puntas optativas:							
Longitud media - pulg. - (mm)					13 1/2" (345)		13 1/2" (345)
Largas - pulg. - (mm)	13 1/2" (345)		13 1/2" (345)		15 1/2" (395)		15" (395)
Extractor hidráulico de pasadores	Optativo Standard		NO		Optativo Standard		NO

Desgarradores-3

ND = No disponible

*Ajuste manual del vástago. El ajuste hidráulico aumenta el peso en 200 lb (91 kg).

RENDIMIENTO

La producción de un tractor aflojando material con un grado dependiente de la separación entre los pasos, profundidad del vástago y de la potencia de la máquina. Influye la velocidad de marcha pero como ya se indicó debe vigiarse cuidadosamente no excederla, pues puede dañar seriamente la máquina.

Para determinar la producción se puede aplicar la siguiente fórmula:

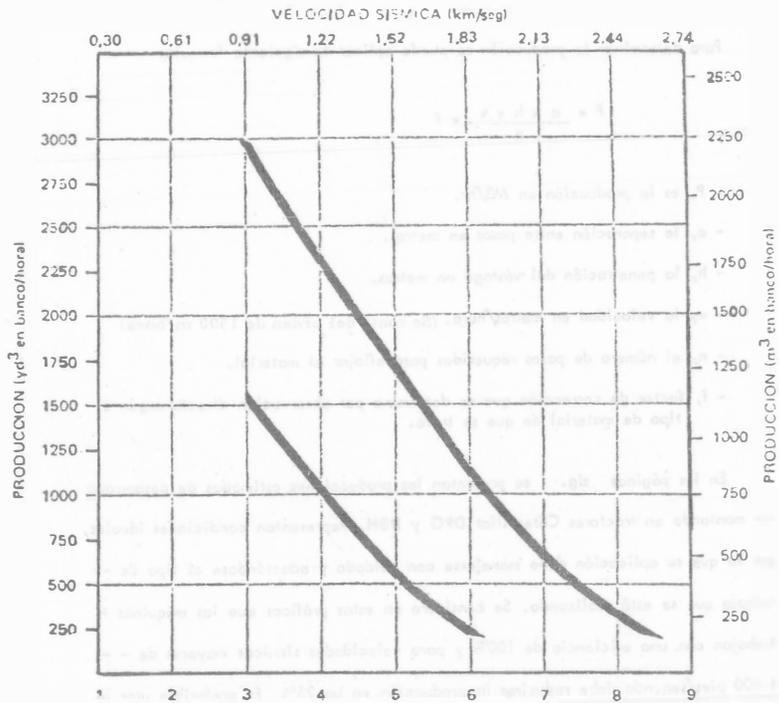
$$P = \frac{a \times h \times v}{n} \times f$$

- P, es la producción en M3/hr.
- a, la separación entre pasos en metros.
- h, la penetración del vástago en metros.
- v, la velocidad en metros/hora. (Se toma del orden de 1500 m/hora)
- n, el número de pasos requeridos para aflojar el material.
- f, factor de corrección que se determina por observación directa según el tipo de material de que se trate.

En las páginas sig- se presentan las producciones estimadas de desgarrado ras montando en tractores Caterpillar D7G y D8H. Representan condiciones ideales, por lo que su aplicación debe manejarse con cuidado y adaptándose al tipo de trabajo que se está realizando. Se considero en estas gráficas que las máquinas trabajan con una eficiencia de 100% y para velocidades similares mejores de 6 000 pies/segundo debe reducirse la producción en un 25%. Es preferible usar la curva de menor producción y aplicar factores de corrección.

Desgarradores

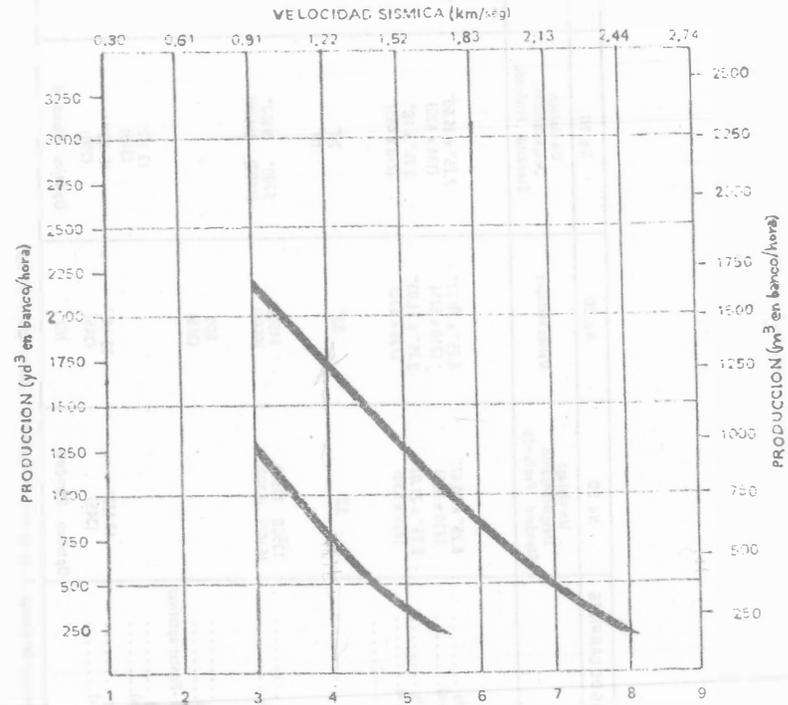
PRODUCCION ESTIMADA DE UN DESGARRADOR 9D montado en un D9G



VELOCIDAD DE LAS ONDAS SISMICAS (pies/segundo x 1000)

Desgarradores

PRODUCCION ESTIMADA DEL DESGARRADOR 8D montado en tractor D8H



VELOCIDAD DE LAS ONDAS SISMICAS (pies/segundo x 1000)

Ejemplo:

Un tractor D8H equipado con arado 8D tipo paralelogramo de un solo diente, debe desgarrar roca con velocidad sísmica de - - 4,000 ft/seg. Penetración 0.60 m. Distancia entre pasadas sucesivas 0.90 m.

De la gráfica:

$$\text{Rendimiento} = 550 \text{ M}^3/\text{hora}$$

$$\text{Prod. Real} = \frac{550 \text{ M}^3 \times 50 \text{ min/h}}{\text{hora} \times 60 \text{ min/h}} = 458 \text{ M}^3 \text{ en banco/h}$$

Otra forma de calcular el problema, sería considerar una distancia de 100 mts, en donde el tractor desgarrar de ida y vuelta.

$$\text{Tiempo de recorrido} = \frac{100 \text{ M.}}{1500 \text{ M.}} \times \frac{60 \text{ min.}}{\text{hora}} = 4.00 \text{ min.}$$

+

$$\text{Tiempos fijos para dar vuelta} = \frac{0.25 \text{ min.}}{4.25 \text{ min.}}$$

Número de ciclos en una hora:

$$\frac{50 \text{ min/hora}}{4.25 \text{ min/ciclos}} = 11.7 \text{ ciclos/hora}$$

$$\text{Volumen desgarrado/ciclo} = 100 \times 0.9 \times 0.6 = 54 \text{ M}^3$$

$$\text{Prod./hora} = \frac{54 \text{ M}^3}{\text{ciclo}} \times 11.7 \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}} = 632 \frac{\text{M}^3}{\text{hora}} \text{ banco}$$

Finalmente se puede aplicar la fórmula suponiendo $n = 1$

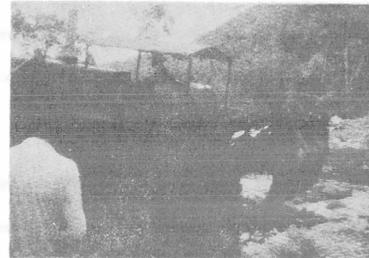
$$P = \frac{V \times a \times h}{n} \times f$$

$$P = 1,500 \frac{\text{m.}}{\text{hora}} \times 0.90 \times 0.60 \times f = 810 \times f \frac{\text{M}^3}{\text{hora}}$$

El factor f es del orden de 0.5 a 0.7 dependiendo de - las condiciones del trabajo, por lo que

$$P = 810 \times 0.6 = 486 \text{ M}^3 \text{ banco/hora}$$

Como se observa en los tres casos de solución al problema se obtienen resultados diferentes que confirman la incertidumbre - del rendimiento de un desgarrador.



En caso de determinar el rendimiento de un desgarrador en el campo puede hacerse midiendo el volumen aflojado en un tiempo determinado. El volumen puede calcularse mediante secciones transversales o mediante viajes de motoescropa o camión según el caso y aplicando los coeficientes de corrección volumétrica.

No existe un método preciso para cuantificar el rendimiento de un arado - desgarrador, conviene llevar registros de las distintas obras para determinar las producciones con mayor precisión.

Los costos de operación de tractores trabajando con arados se incrementan en el renglón relativo a reparaciones pues las máquinas están sufriendo mayor desgaste.

Aflojar el material mediante el uso de desgarradores puede resultar una operación económica, pero no es el procedimiento que debe utilizarse siempre, cada caso deberá revisarse con objeto de establecer la bondad de aplicar desgarradores con uno o tres vástagos, utilizar tractores en tandem o bien si las condiciones de la roca lo exigen recurrir al procedimiento convencional de barrenación y explosivos.

La experiencia, como en todos los casos nos debe orientar hacia la decisión correcta, que principalmente será de utilizar sistemas combinados. Como ejemplo reciente, podríamos citar la excavación de la cimentación de la Planta Nuclear en Laguna Verde, Ver., que se realizó en basaltos de tipo fracturado y vesicular.

En el primer caso la aplicación de arados tipos paralelogramo con un solo diente fue el procedimiento más económico de aflojar el material y cuando se encontraron los basaltos vesiculares, más homogéneos, no penetraba el diente del arado por lo que fue necesario recurrir a perforar y aflojar mediante nitrato de amonio activado con dinamita y primacord, lográndose en esta forma un procedimiento mixto que resultó el más adecuado.

- Las gráficas y tablas que se presentan fueron tomadas de la "Guía sobre rendimientos Caterpillar".-

MOTOESCREPAS

Ing. Julio César Aceves Serrano



En las obras de construcción de nuestros días los movimientos de tierra son cada vez más grandes tanto en carreteras, como aeropuertos y presas.

Para efectuar dichos movimientos existen varios tipos de máquinas, siendo las motoescrepas las que mayor demanda han tenido últimamente sobre todo en aquellos tipos de obras, donde se requiere acarrear las tierras a distancias que oscilan entre 200 a 3000 mts. debido a que compiten en costo con los sistemas tradicionales de cargador y camión o también cargador - vagoneta, independientemente de otras ventajas de carácter técnico tales como la colocación del material en capas a espesores controlables que permiten un mejor control en la calidad de la construcción de terraplenes, un mejor control en los acabados en cortes, etc.

Esta máquina consta fundamentalmente de dos partes.

Una caja metálica reforzada soportada por un eje con 2 ruedas neumáticas en la parte trasera, una compuerta curva que puede subir o bajar mediante un mecanismo de cables, eléctrico o hidráulico, una cuchilla de material resistente en la parte inferior de la caja que sirve para cortar el material, una placa metálica móvil en la parte interior, la cual al desplazarse hacia adelante permite desalojar el material contenido en la caja.

Todo este conjunto es jalado mediante un tractor de ruedas neumáticas que pueden ser de uno o dos ejes. Los controles de operación se encuentran en dicho tractor. En la figura 1 podemos ver en forma esquemática el proceso de carga acarreo y descarga, para una escrepa remolcada por tractor de orugas.

En la 1a. se observa como baja la caja presentando la cuchilla contra el terreno para realizar el corte, en algunos casos la penetración llega a ser hasta de 30 cms. en motoescrepas de 11 a 20 m³ y del orden de 50 cms. en la de mayor tamaño. De acuerdo con la profundidad del corte y el ancho de la cuchilla será la longitud de corte para el llenado total de la caja. Una vez llena la caja se levanta, se cierra la compuerta delantera y se ejecuta el acarreo.

Llegada al sitio de descarga la operación consiste en bajar la caja, levantar la compuerta delantera y expulsar el material mediante la acción de la placa trasera hacia adelante. Esta actividad se realiza en movimiento y se irá extendiendo el material en una longitud y con un espesor de acuerdo con la abertura de descarga.

Existen y han existido una gran variedad de tipos de esta máquina desde la escropea de mano, escropea de arrastre, escropea de tambor giratorio, etc. hasta llegar a la motoescropea, las cuales a su vez han tenido una gran evolución debido a los avances en la tecnología.

Los principales adelantos han sido aplicados en los sistemas de operación, desde el sistema por cables, sistema eléctrico, hasta el sistema hidráulico el cual predomina en la actualidad. Las desventajas más importantes que se presentaban en las 2 primeras eran básicamente.

En el de cables el complicado y lento sistema de operación, así como su alto costo de mantenimiento.

En el eléctrico el polvo, que originaba grandes fallas en los motores y generadores a pesar de todas las protecciones y aditamentos que les fueran adaptados, independientemente también de lo complicado del sistema de manejo.

En el sistema hidráulico se superaron las desventajas iniciales que se tuvieron y que eran básicamente las fugas del líquido por roturas de mangueras y en las conexiones. Al mismo tiempo se obtuvo una gran ventaja que consiste en aprovechar la presión hidráulica en la penetración de la cuchilla en el terreno para la ejecución del corte.

Otra evolución que han tenido las motoescrapas es en relación con el tamaño de las mismas. Podemos ver motoescrapas desde 8 m^3 de capacidad hasta 50 m^3 .

Por ejemplo, tenemos la motoescropea L-90 Le Tourneau, constituida por un conjunto de 32 mts. de longitud, 3,60 mts. de ancho y una altura al topoe de la cabina de 4,20 mts. Todas sus funciones son operadas eléctricamente por medio de 3 motores diesel de 475 H.P. c/u acoplados a 3 generadores de corriente continua conectados a 12 motores para las ruedas y mecanismos. Esta motoescropea carga en 40 segundos sin empujador 50 m^3 de material $4\ 500 \text{ m}^3/\text{hora}$.

La influencia que tiene el tamaño de la motoescropea en el costo, la podemos ver en la siguiente curva (gráfica 1) que aunque es para determinadas condiciones específicas de operación, longitud de acarreo, tipo de camino, etc. se puede decir que es representativa.

En la gráfica vemos como aumenta el costo a medida que disminuye el tamaño de la motoescropea tomando como 100% de costo la de 54 yd^3 hasta llegar a la de 18 yd^3 con un incremento de un 20%.

En el caso particular de México por las características de las obras sobre todo en carreteras y por los criterios de utilización del equipo las motoescrapas predominantes son las de 14, 18 y en algunos casos las de 24 yd^3 .

Una de las clasificaciones más actualizadas de los diferentes tipos de motoescrapas y capacidades la tiene la Caterpillar la cual consiste básicamente de 4 grupos con 16 modelos todos operados por medio de sistemas hidráulicos.

<u>MAQUINA</u>	<u>TIPO</u>	<u>CAPACIDAD</u>	<u>NO. DE MODELO</u>
Motoescropea	Estandar	$8-31 \text{ m}^3$	6
Motoescropea	De potencia en Tandem	$11-32 \text{ m}^3$	4
Motoescropea	De tiro y empuje (Push-Pull)	$11-49 \text{ m}^3$	3
Motoescropea	De autocarga (con mecanismo elevador)	$11-31 \text{ m}^3$	3

Todos estos modelos estan diseñados para mover todo tipo de materiales con excepción de roca. Para el caso de que quiera usarse para roca existe una caja reforzada especialmente y es usada en las motoescrapas estandar ó de potencia en Tandem. La roca deberá ser muy bien tronada o también para materiales no muy duros que requieran ser arados.

Las Motoescrapas Estándar tienen un solo motor en el tractor que puede ser de uno o 2 ejes con ruedas neumáticas; para ser cargadas requieren de la ayuda de un tractor de orugas que se utiliza como empujador.

Estas unidades se utilizan tanto en distancias intermedias o largas con bajas pendientes y caminos de acarreo en buenas condiciones. Trabajan generalmente en grupo de 2, 3 ó 4 unidades en combinación con el tractor empujador de acuerdo con las necesidades de la obra.

Las Motoescrapas de 2 Motores se utilizan al igual que las motoescrapas estándar en distancias intermedias o largas pero debido a su mayor potencia se adaptan para fuertes pendientes y disminuyen el tiempo de la carga siendo recomendable de todos modos el uso del tractor empujador. Sin embargo en materiales suaves se pueden cargar solas.

Las Motoescrapas de tiro y empuje (Push-Pull) Este nuevo concepto ha agregado versatilidad a las escrapas de 2 motores, abarcando la extensión de su aplicación a los demás tipos de motoescrapas. Sus ventajas se apoyan principalmente en lo siguiente:

Se elimina el tractor empujador.

Se elimina el problema de desproporción posible entre el número de escrapas convencionales y el empujador.

No se carga al costo el tiempo perdido del empujador.

Debido a que estas máquinas trabajan en parejas no tienen que esperar por el empujador, no se tiene amontonamiento de máquinas como en las convencionales.

Es un equipo balanceado con menor inversión.

El costo por el arreglo consistente en un refuerzo especial en los bastidores y el cuello de ganso más el sistema de enganche representa tan solo de un 6 a un 7% de la inversión de una motoescrapa de 2 motores.

Las Motoescrapas Autocarrables

Con mecanismo elevador.- Funcionan mediante un sistema de paletas elevadoras las cuales van cargando el material dentro de la caja. Este tipo de máquinas no requieren del tractor empujador, se usan para materiales suaves. Son muy útiles para excavar en arenas donde el material

es difícil de cargarse con los demás tipos de motoescrapas su utilización está limitada para acarreo corto y con pendientes muy suaves.

Nos queda ahora responder a las siguientes preguntas dado un trabajo de terminado: que tipo y que tamaño de Motoescrapa debemos seleccionar?. Suponiendo que se trata por supuesto de un trabajo para Motoescrapas, lo mínimo que debemos conocer es:

- 1.- La evaluación de la Obra
- 2.- Los costos de las máquinas
- 3.- Los rendimientos y características más importantes de las máquinas (Dimensiones, peso, avances técnicos en sus componentes, etc.)

- 1.- Entendemos en este caso por evaluación de la obra las cantidades de volúmenes a mover, las distancias a que hay que mover dichos volúmenes, el tipo de material (arena, limo, arcilla, tepetate, roca, etc.), su configuración topográfica y todos aquellos datos de la observación directa que permitan escoger la estrategia más conveniente para la realización del trabajo partiendo de la base de ejecutarlo con el mínimo esfuerzo.
- 2.- Los costos de las máquinas que generalmente se refieren a la unidad horaria y que dependen de muchos factores (vida económica la máquina que depende a su vez del criterio de cada empresario, del lugar donde se utilice, sobre el nivel del mar o en zonas altas, en zonas desérticas o lluviosas, etc.) pero que básicamente se integran en tres conceptos:

1.- Cargos Fijos

- a).- Depreciación anual
- b).- Intereses seguros impuestos
- c).- Reparaciones mayores y menores
- d).- Talleres
- e).- Almacenaje

II.- Cargos por consumos

- a).- Combustibles
- b).- Lubricantes
- c).- Llantas
- d).- Eléctricos
- e).- Otros

III.- Cargos por Operación

- a).- Salarios de Operadores, Ayudantes, etc. La suma de los 3 cargos nos dará el costo por hora de operación de la máquina.

Los rendimientos son los volúmenes movidos durante la unidad horaria y que pueden ser obtenidas mediante:

- 1).- Observación directa
- 2).- Por medio de reglas y fórmulas
- 3).- Por medio de datos del Fabricante

Dado el tema a tratar nos concretaremos a estudiar el aspecto de selección de Motoescrepas analizando los rendimientos y suponiendo sin analizar una determinada obra y los costos de las máquinas.

A continuación presentamos ejemplo de datos de rendimientos obtenidos por observación directa (promedio de 3 observaciones tomadas con cronómetro) de un conjunto de 3 unidades con un empujador en un trabajo de terracerías en material suave y con un acarreo total de 800 mts. en camino sin revestir. Tomando el ciclo de una de las Motoescrepas como observación.

Tiempo medio de espera	0.28 minutos
Tiempo medio de demora	0.25 "
Tiempo medio de carga	0.65 "
Tiempo medio de acarreo	4.26 "
Tiempo medio de descarga	0.50 "
Tiempo medio de retorno	2.06 "

T o t a l : 8.00 minutos

Peso de la unidad vacía (sin máquina) 22 070 kgs.
Peso de la unidad cargada.

Pesada No. 1	42 375 kgs.
Pesada No. 2	40 720 kgs.
Pesada No. 3	40 260 kgs.
	123 355 kgs.
Peso medio	41 120 kgs.

- 1.- Peso medio de carga 41 120 - 22 070 = 19 050 kgs.
- 2.- Peso volumétrico del material 1 890 kg/m³ en banco.
- 3.- Carga = $\frac{19\ 050\ kgs.}{1\ 890\ kg/m^3}$ = 10 m³ en banco
- 4.- Ciclo = $\frac{60\ minutos}{8.00\ min.}$ = 7.5 viajes/hora
- 5.- Producción Media = 7.5 x 10 = 75 m³/hora en banco.

Este sistema es muy útil cuando ya se tienen las máquinas; por medio de algunas observaciones se corrigen las fallas y se llega a obtener el máximo de eficiencia en los trabajos.

Por medio de Reglas y Fórmulas:

En general el ciclo de una motoescrepa esta formado por los tiempos durante los cuales la máquina carga, acarrea, descarga y regresa al lugar de carga.

- a) La carga.- se realizará en el tiempo necesario cuando ayudada o no por el tractor empujador force el material con la cuchilla de la motoescrepa hacia adentro de la caja y quede completamente llena.
- b) La descarga.- comprende el tiempo que necesita la máquina para que una vez en el lugar de depósito con la tapa semilevantada, la caja ligeramente inclinada y en movimiento tire todo el material en capas del espesor necesario.
- c) Las maniobras.- Son los tiempos que requiere la máquina en las vueltas que ejecute a la entrada de la carga y a la salida de la descarga.

- d) Las aceleraciones.— Son los tiempos que se requieren para ejecutar el cambio de velocidad de la caja de transmisión directa. En la actualidad las máquinas con cambios automáticos y de potencia permiten disminuir bastante estos tiempos.
- e) El acarreo.— Es el tiempo que requiere la máquina en transportar el material de la salida del sitio de carga al inicio en el sitio de descarga.
- f) El regreso o retorno.— Es el tiempo que requiere la máquina vacía de la salida del sitio de descarga al inicio en el sitio de carga.

Los tiempos anteriores han sido agrupados en 2 tiempos básicos: Tiempos fijos y Tiempos variables. En la tabla siguiente tenemos su división y sus dependencias.

TIEMPOS FIJOS	CARGA	Tipo de material
		Maniobras
		Aceleración
		Tractor empujador
	DESCARGA	Tipo de material
		Maniobras
		Longitud de descarga
		Aceleración
Muy bueno	1.0 min	
Buena	1.3 min - 1.6 min	
Desfavorable	2.4 min	
TIEMPOS VARIABLES	Longitud de Acarreo:	
Resistencia Total	Resistencia al Rodamiento	1.- Por penetración llanta 15 kgs. por cada Ton. de Máquina por cada 2.5 cms. de penetración.
		2.- Deformación de la llanta
		Friciones internas de la máquina
		Friciones externas por el aire
		20 kgs. por cada Ton. de máquina.
	Resistencia por Pendiente.	10 kg. por cada Ton. de máquina y
		por cada 1% de pendiente.

Del material que va a ser movido es necesario conocer las siguientes características: PESO VOLUMETRICO, EXPANSION VOLUMETRICA Y COMPRESIBILIDAD.

El peso del material afecta la carga de la Motoescropa y las velocidades de la misma durante el acarreo, no es lo mismo cargar y transportar escoria por ejemplo a transportar arcilla mojada, a mayor peso se requiere mayor potencia.

La Expansión Volumétrica es muy importante conocerla dado que la mayoría de las formas de pago al contratista es referida al volumen del material natural en el banco. Cuando el material es movido de su estado natural su volumen aumenta; por ejemplo un m^3 de arcilla en estado natural es igual a $1.4 m^3$ en estado suelto. Si se transporta arcilla en una motoescropa de $20 m^3$ de capacidad colmada realmente estamos transportando $\frac{20}{1.4} = 14.3 m^3$ de material en banco el cual es el que se multiplicará por el precio de paga y no los $20 m^3$ abundados.

Para obtener los Pesos Volumétricos así como para los coeficientes de expansión volumétrica, que es la relación de volumen abundado en banco en banco, existen tablas para los distintos tipos de materiales predominantes.

La compresibilidad es el estado del material después de aumentar artificialmente su peso volumétrico por medios mecánicos (compactado) mediante la reducción del porcentaje de vacíos al lograr que las partículas encuentren un mayor acomodo. La relación entre el volumen compactado y el volumen en banco obtenida de los datos de trabajo nos dará el coeficiente de compresibilidad.

Veamos un ejemplo de aplicación de los conceptos anteriores.

Volumen a colocar $10,000 m^3$ de arcilla coeficiente de abundamiento = 1.4
 Coeficiente de compresibilidad = 0.8
 Se moverá en motoescropa de $20 m^3$ colmados
 Se desea saber:
 1.- Volumen en banco necesario.
 2.- Número de viajes.

Volúmen en banco =	$\frac{10,000}{0.8}$	=	12,500 m ³
Capacidad de la motoescrepa			
Referida a banco =	$\frac{20 \text{ m}^3}{1.4}$	=	14.3 m ³
Número de viajes =	$\frac{12,500}{14.3}$	=	869

Las maniobras y aceleraciones dependen básicamente de la habilidad del operador.

El objetivo que estamos persiguiendo es el de realizar un trabajo a la mayor velocidad posible para obtener el máximo de volúmen movido en el tiempo mínimo posible y por supuesto al menor costo factible.

Para lograr esto necesitamos conocer la potencia necesaria de la máquina para realizar el trabajo. Las potencias disponibles de las máquinas existentes en el mercado y por último la potencia utilizable que es la potencia disponible limitada por las condiciones del trabajo.

Los factores que debemos considerar son:

Resistencia al Rodamiento que es una medida de la fuerza requerida para empujar o halar y hacer rodar las ruedas en el suelo. Depende de las condiciones del terreno y del peso de la máquina vacía o cargada. Mientras más se hundan las ruedas en el terreno mayor es la resistencia.

La experiencia da como dato.- 15 kgs. por cada tonelada de carga y por cada 2.5 cms. de penetración. Se puede considerar aproximada para caminos:

Sin revestir	-	7.5 cm. de penetración
Revestidos	-	5.0 cm. de penetración
Pavimentados	-	2.5 cm. de penetración

Otros factores que intervienen son: la deformación de la llanta, el ancho de la misma, el dibujo, la velocidad (a mayor velocidad mayor resistencia del aire), las fricciones internas de los componentes de la máquina, etc.

En una máquina que este funcionando normalmente se consideran los factores anteriores constantes e igual a una resistencia de 20 kgs. por cada Tonelada de máquina cargada o descargada según sea el caso.

Del ejemplo de observación.

Una motoescrepa cuyo peso total es 41 120 kgs. en un camino revestido de penetración de llanta de 7.5 cms. La Resistencia al Rodamiento será:

$$\begin{aligned} 15 \text{ kgs/Ton} \times 3 + 20 \text{ kgs/Ton} &= 65 \text{ kg/Ton.} \\ 65 \text{ kgs/Ton} \times 41.120 \text{ Tons.} &= 2\,673 \text{ kgs.} \end{aligned}$$

Resistencia por Pendiente: Esta resistencia es causada por la fuerza de gravedad, puede ser a favor o en contra, dependiendo del sentido de movimiento de la máquina, se calcula aproximadamente tomando un valor de 10 kg. por tonelada por cada 1 % de inclinación.

Ya tenemos la Resistencia al Rodamiento y la Resistencia por pendiente.

$$\text{La Resistencia Total} = R. R. + R. P.$$

La Resistencia total nos marca la fuerza de tracción necesaria para mover la máquina.

Esta fuerza de tracción la debemos comparar con la fuerza de Tracción disponible de la máquina, la cual esta íntimamente ligada con las diferentes velocidades que desarrolla por medio del sistema de transmisión que tenga. Así tendremos que una máquina desarrolla una gran fuerza de tracción a baja velocidad y poca fuerza de tracción a altas velocidades.

Como ejemplo tenemos:

La Resistencia total de una motoescrepa es de 3 200 kgs. o (fuerza de tracción necesaria), la cual comparamos con las diferentes fuerzas de Tracción -Velocidad de la siguiente tabla:

Transmisión	Velocidad Km/h	Fza. de Tracción disponible. Tons.
1a.	3.7	10.230
2a.	7.3	5.335
3a.	11.6	3.310
4a.	18.8	2.055
5a.	30.3	1.275

La Motoescrepa debe ser operada en 3a. velocidad con una fuerza de tracción 3 310 kgs. y una velocidad de 11.6 km/hora. Podríamos operarla en la. ó 2a. pero lo único que conseguiríamos es desperdiciar potencia y en consecuencia ir a menor velocidad. No podemos usar la 4a. ó 5a. porque la máquina no se movería.

La Potencia disponible no siempre es la potencia utilizable, está limitada por dos factores.

Coefficiente de Tracción. - que es la relación que existe entre la fuerza de tracción de las ruedas motrices y la fuerza que puede desarrollar contra el terreno. Es decir si una máquina trabaja en una superficie resbalosa es muy probable que la fuerza que desarrolla con el terreno sea inferior a la fuerza de tracción disponible y entonces las llantas patinarán. Se tienen tablas donde se dan los datos de coeficiente de tracción para diferentes terrenos; por ejemplo en tierra firme el coeficiente de tracción es de 0.50 - y en tierra suelta es de 0.40; la fuerza de tracción utilizable se obtiene multiplicando el coeficiente de tracción por el peso sobre las ruedas motrices.

Ejemplo:

Que fuerza de tracción utilizable en las ruedas puede ejercer una Motoescrepa cuyo peso en las ruedas propulsadas es de 23 600 kgs.

En tierra firme:

$$0.50 \times 23\ 600 = 11\ 800 \text{ kgs.}$$

En tierra suelta:

$$0.40 \times 23\ 600 = 9\ 440 \text{ kgs.}$$

El coeficiente de tracción depende del peso sobre las ruedas motrices y de las condiciones del suelo. Siempre podrá corregirse esto mejorando el terreno donde opere la máquina.

Altitud: La altitud es otra limitación a la potencia disponible de la máquina. A medida que aumenta la altura sobre el nivel del mar la eficiencia de los motores disminuye. En la actualidad algunas máquinas con motor turboalimentado solo pierden potencia a partir de los 2000 m. sobre el nivel del mar. La mayoría de las máquinas se diseñan para funcionar hasta - 1 500 m. sin pérdida de potencia y se considera un porcentaje del 1% de - pérdida de potencia para cada 100 m. de altitud después de los 1 500 m. - Cada fabricante proporciona tablas para corregir la potencia disponible - por altitud.

En resumen estas son las secuencias para calcular la velocidad de trabajo de una máquina.

SECUENCIAS PARA CALCULAR LA VELOCIDAD DE TRABAJO DE UNA MÁQUINA

- 1o.- Determinarse la Fuerza de tracción necesaria que es la suma de la Resistencia al Rodamiento más la Resistencia por Pendiente.
- 2o.- Compararse la Fuerza de Tracción necesaria con la Fuerza de Tracción Velocidad disponible de las especificaciones de la máquina.

Miles

- 30.- De la comparación anterior selecciónese la más alta velocidad que sea aconsejable usar.
- 40.- En caso necesario considérese la tracción que ofrece el terreno y determinese la Fuerza de Tracción Utilizable + Velocidad.
- 50.- Si el trabajo se lleva a cabo a una altitud mayor de 1 500 mts. calcúlese la pérdida de potencia y revísese la nueva velocidad más aconsejable.

Una vez conocida la velocidad adecuada para la máquina en los diferentes tramos del camino de acarreo, estamos en posibilidad de calcular la velocidad media. Los fabricantes aconsejan que se multiplique la velocidad máxima por 0.65, suponiendo que la máquina parte del reposo. Si se supone que parte de una velocidad inicial el factor se modificará.

En general a lo largo de un camino podemos suponer que se presentan diferentes pendientes, diferentes resistencias al rodamiento y que no son factibles o convenientes de modificarse, en este caso las relaciones de transmisión de la máquina en movimiento, serán variables, es decir se requieran varios cambios de Transmisión. Para calcular la velocidad media se acostumbra en estos casos dividir el camino en los diferentes tramos y hacer el análisis de cada uno de ellos, calculando su velocidad media.

Una vez conocida la velocidad media y la longitud de recorrido estamos en posibilidad de calcular el tiempo o los tiempos en los diferentes tramos con solo dividir dicha longitud entre la velocidad media.

La suma de los tiempos de ida y vuelta más los tiempos fijos nos dará el Tiempo Total del Ciclo de Operación de la máquina.

Con este tiempo podemos calcular la producción horaria de la máquina y el costo por m^3 de material movido en Banco.

Ejemplo para ver el proceso de cálculo:

Problema:

La Empresa "A" tiene que ejecutar un trabajo consistente en mover 800 000 m^3 para la construcción de una pista de aterrizaje, cuenta la Empresa con el siguiente Equipo.

6 Motoescrepas. Caterpillar 621 de 15 m^3 de capacidad colmada.
2 Tractores D-8H con empujador amortiguado.

Se supone que no se ejecutará la compactación del material, únicamente la extracción, carga, acarreo, transporte y colocación en capas del mismo.

Los Datos son:

Material	-	límoo arenoso seco
Peso Volumétrico	-	1 600 kg/ m^3
Altitud S.N.M.	-	2 000 m.
Longitud de acarreo	-	1 300 mts. de los cuales:
1 000 mts.	-	Tienen 4% de pendiente Adversa.
y 300 mts. tienen	-	2% Favorables
Coefficiente de abundamiento	=	1.25 o su recíproco 0.8
Peso de la máquina vacía	=	23.6 Tons.
Peso de la máquina cargada del equipo	=	23.6 Tons. + 1 600x0.8x15 m^3 = 43

Costos horarios: según la Empresa

Tractor	-	\$ 840/hora
Motoescrepa	-	\$ 960/hora

La Empresa desea saber el costo por m^3 en banco más barato con los siguientes tipos de camino de acarreo.

- a) Sin revestir
- b) Revestido
- c) Pavimentado.

I.- Suposición de los tiempos fijos:

Dada la experiencia que tiene la Empresa de acuerdo con su equipo, toma como tiempos fijos (carga y descarga) = 1.3 minutos.

II.- Cálculo de los tiempos variables:

- A).- Resistencia al Rodamiento - 15 kg/por cada Ton. de máquina por cada 2.5 cm. de penetración.
- 7.5 cm. en camino sin revestir = 45 kg/ton. M.
 5.0 cm. en camino revestido = 30 kg/ton. M.
 2.5 cm. en camino pavimentado = 15 kg/ton. M.

A estas cantidades habrá que sumarle 20 kg/ton. M. por deformación de llanta, fricciones internas, etc.

- B).- Resistencia por Pendiente: 10 kg/Ton. M. por cada 1 %.

Sección de 1000 m. de ida = $4\% \times 10 = 40$ kg/T.M.
 Sección de 300 m. de ida = $2\% \times 10 = 20$ kg/T.M.
 Sección de 1000 m. de regreso = $4\% \times 10 = 40$ kg/T.M.
 Sección de 300 m. de regreso = $2\% \times 10 = 20$ kg/T.M.

RESUMIENDO

DE IDA (CARGADA)

Tipo de Camino	Resist. al Rod. Kg/T.M.	R. por P. kg/T.M.		R. Total kg/T.M.	
		1000 m.	300 m.	1000 m.	300 m.
Sin revestir	65	40	-20	105	45
Revestido	50	40	-20	90	30
Pavimentado	35	40	-20	75	15

DE REGRESO (VACIA)

Tipo de Camino	Resist. al Rod. Kg/T.M.	R. por P. kg/T.M.		R. Total kg/T.M.	
		300 m.	1000 m.	300 m.	1000 m.
Sin revestir	65	20	-40	85	25
Revestido	50	20	-40	70	10
Pavimentado	35	20	-40	55	-5

Cálculo de la R. Total o Rimpull de la máquina.

Resistencia Total x Peso de la máquina cargada.

Resistencia total x Peso de la máquina vacía.

También la Resistencia Total puede hacerse equivalente a la pendiente de un camino ficticio es decir si tenemos que la resistencia por pendiente es igual a 10 kg. por cada Ton. de Máquina y por cada 1% de pendiente bastará dividir la resistencia total entre 10 para obtener el % de pendiente equivalente. Esto se hace en virtud de que las gráficas de algunos fabricantes las presentan como Rimpull o en % de pendiente o ambos.

PESO MOTOESCREPA CARGADA = 43 TONS. DE IDA

Tipo de Camino	R. T. o Rimpull Toneladas		R. T. en % Pendiente	
	1000	300	1000	300
Sin revestir 105 - 45	4.5	1.9	10.5	4.5
Revestido 90 - 30	3.9	1.3	9.0	3.0
Pavimentado 75 - 15	3.2	0.7	7.5	1.5

PESO MOTOESCREPA VACIA = 23.6 TON. DE REGRESO

Tipo de Camino	R. T. o Rimpull toneladas		R.T. en % de Pendiente	
	300	1000	300	1000
Sin revestir 85 - 25	2.0	0.6	8.5	2.5
Revestido 70 - 10	1.7	0.2	7.0	1.0
Pavimentado 55 - (-15)	1.3	-0.1	5.5	-0.5

Cuando se obtiene el Rimpull o el % de pendiente negativo quiere decir que la máquina puede acelerarse más allá de su velocidad máxima permisible, sin embargo las máquinas actuales tienen un retardador que impide que esto suceda, evitando el uso excesivo de los frenos.

Revisemos el coeficiente de Tracción contra el suelo para las condiciones más desfavorables.

Coeficiente en camino sin revestir = 0.45

Peso de la máquina cargada en las ruedas motrices 63%
 $0.63 \times 43 \text{ T} \times 0.45 = 12 \text{ T.}$

Peso de la máquina vacía en las ruedas motrices 63%
 $0.63 \times 23.6 \text{ T.} \times 0.45 = 6.8 \text{ T.}$

Cubren ampliamente para las resistencias totales de 4.5 Tons. cargada y - 2.0 Tons. vacía.

Corrección por altitud.

La máquina puede trabajar al 100% de potencia a 1 500 m., los 500 mts. restantes serán igual a:

$$\frac{500 \times 1\% \text{ por cada } 100 \text{ mts.}}{100} = 5\%$$

Habrà que multiplicar las Resistencias Totales o Rimpull de los cuadros anteriores por 1.05 .

MOTOESCREPA CARGADA

Tipo de Camino	R. T. TONS. (RIMPULL)		R.T. % DE PENDIENTE	
	1000	300	1000	300
Sin revestir	4.7	2.0	11.0	4.7
Revestido	4.1	1.4	9.5	3.2
Pavimentado	3.3	0.7	8.0	1.6

MOTOESCREPA VACIA

Tipo de Camino	R. T. TONS. (RIMPULL)		R. T. % DE PENDIENTE	
	300	1000	300	1000
Sin revestir	2.1	0.6	9.0	2.6
Revestido	1.8	0.2	7.5	1.1
Pavimentado	1.4	-0.1	6.0	-0.5

Con los datos anteriores entramos a la gráfica proporcionada por el fabricante.

Se puede entrar con el Rimpull o con el % de pendiente por ejemplo para 4.7 de Rimpull o 11% de pendiente, se procede de la siguiente forma:

En dónde dice Fuerza de Tracción o Rimpull de la escala vertical del lado izquierdo, buscamos 4.7 Tons. seguimos en una línea horizontal hasta interceptar la curva correspondiente a la 4a. velocidad, de este punto bajamos verticalmente y encontramos en la escala horizontal la velocidad de 15 Km/h.

Si procedemos con la pendiente, buscamos del lado derecho en la escala aproximadamente el 11% de pendiente descendemos en una línea paralela a las demás líneas marcadas y dónde cruce con la línea punteada vertical de carga de 21 800 kgs. trazamos una horizontal hacia la izquierda hasta encontrar el mismo punto de cruce con la curva correspondiente a la 4a. velocidad, después procedemos igual que en el caso anterior, bajamos verticalmente y encontramos la misma velocidad de 15 Km./hora.

Procediendo de la misma forma para todos los casos obtenemos los siguientes resultados:

VELOCIDADES DE LA MOTOESCREPA CARGADA

Tipo de Camino	Velocidad para los 1000 m.	Transmisión	Velocidad para los 300 m.	Transmisión
Sin Revestir	15 Km/h.	4a.	34 km/h.	7a.
Revestido	16 Km/h.	4a.	48 km/h.	8a.
Pavimentado	20 Km/h.	5a.	50 km/h.	8a.

VELOCIDADES DE LA MOTOESCREPA VACIA

Tipo de Camino	Velocidad para los 300 m.	Transmisión.	Velocidad para los 1000 m.	Transmisión
Sin Revestir	34 km/h.	7a.	50 km/h.	8a.
Revestido	37 km/h.	7a.	50 km/h.	8a.
Pavimentado	49 km/h.	8a.	50 km/h.	8a.

Las tablas anteriores son muy importantes ya que físicamente en el camino se pueden marcar en un cuadro, como las señales de velocidad de los caminos, - la velocidad a la que debe transitar la Motoescrepa.

Por ejemplo si se escogiera el tipo de camino pavimentado:

A la salida del corte se marcaría 20 km/h. y a los 1000 mts. otra señal - que indicará 50 km/h en el sentido de ida. Y de regreso, prácticamente desde - la salida del tiro hasta la entrada del corte 50 km/h.

Las velocidades anteriores son las velocidades máximas, debemos multiplicarlas por 0.65 para obtener las velocidades medias que consideran las aceleraciones y desaceleraciones.

VELOCIDADES MEDIAS (CARGADA)

Tipo de Camino	Velocidad para los 1000 m.	Velocidad para los 300 m.
Sin revestir	10 km/h.	22 km/h.
Revestido	11 km/h.	31 km/h.
Pavimentado	13 km/h.	35 km/h.

VELOCIDADES MEDIAS (VACIA)

Tipo de Camino	Velocidad para los 300 m.	Velocidad para los 1000 m.
Sin revestir	22 km/h.	35 km/h.
Revestido	24 km/h.	35 km/h.
Pavimentado	31 km/h.	35 km/h.

Con las velocidades medias y las longitudes podemos calcular los tiempos; bastará dividir la longitud por 60 minutos entre la velocidad en metros - por hora.

$$t = \frac{L \times 60}{V \text{ (m/h)}} = \text{tiempo en minutos}$$

TIEMPOS DE MOTOESCREPA CARGADA

Tipo de Camino	Tiempo en los 1000 m.	Tiempo en los 300 m.	T. Total
Sin revestir	6.0 min.	0.8 min.	6.8 min.
Revestido	5.5 min.	0.6 min.	6.1 min.
Pavimentado	4.6 min.	0.5 min.	5.1 min.

TIEMPOS DE MOTOESCREPA VACIA

Tipo de Camino	Tiempo en los 300 m.	Tiempo en los 1000 m.	T. Total
Sin revestir	0.8 min.	1.7 min.	2.5 min.
Revestido	0.7 min.	1.7 min.	2.4 min.
Pavimentado	0.6 min.	1.7 min.	2.3 min.

El siguiente paso es obtener el tiempo total del ciclo. (Tiempos fijos más los variables) y la producción horaria en banco.

TIEMPO TOTAL DEL CICLO EN MINUTOS Y M³/H. EN BANCO.

Tipo de Camino	Tiempos Fijos	Tiempos variables		Tiempo Total	Número de viajes por Hora	M ³ /H
		ida	regreso			
Sin revestir	1.3	6.8	2.5	10.5	5.7	67
Revestido	1.3	6.1	2.4	9.8	6.1	73
Pavimentado	1.3	5.1	2.3	8.7	6.9	83

COEFICIENTE DE ABUNDAMIENTO = 1.25 ó 0.8 por el P.

CAPACIDAD COLMADA DE LA MOTOESCREPA = 15 m³

CAPACIDAD DE LA MOTOESCREPA EN BANCO = 15 x 0.8 = 12 m³

Esta producción esta considerada para horas de 60 minutos, es lógico pensar que esto es poco real en virtud de que intervienen factores tales como la experiencia, la habilidad de los operadores, descomposturas, demoras imprevistas, etc., por lo cual la producción al 100% de eficiencia deberá - afectársele del factor de eficiencia que considere cada empresa de acuerdo - con su experiencia en términos generales un factor de eficiencia del 70% es bastante bueno. Con esto último calcularemos la producción real, el costo - por m³ de material movido en banco. Antes de pasar a realizar este cálculo analizaremos si el equipo de 2 tractores y 6 motoescrepas esta balanceado.

Las maniobras que realiza el empujador considerando que tiene placa amortiguadora hasta para una velocidad de 8 km/h y que no tiene pérdida en el acomodo para el empuje son: Impulso, retorno y maniobras se considera que este tiempo lo realiza entre 1.6 minutos con mucha eficiencia y 2.4 con regular. Tomaremos para este caso 2 minutos, el valor medio.

NÚMERO DE MOTOESCREPAS

Tipo de Camino	Tiempo del ciclo de la Motoescarpa	Tiempo de ciclo del tractor empujador.	Número de Motoescrapas
Sin revestir	10.6	2.0	6
Revestido	9.8	2.0	5
Pavimentado	8.7	2.0	5

De este cuadro se observa que en el peor de los casos se requieren únicamente 1 tractor empujador y 6 motoescrapas.

Costo de los conjuntos:

Costo horario del tractor \$ 840.00/hora
 Costo horario Motoescarpa \$ 960.00/hora

Costo conjunto 1 tractor y 6 Motoescrapas.

1 x \$ 840.00 = \$ 840.00/h.
 6 x \$ 960.00 = \$ 5 760.00/h.
 Costo Total = \$ 6 600.00/h.

Costo conjunto 1 tractor y 5 Motoescrapas.

1 x \$ 840.00 = \$ 840.00/h.
 5 x \$ 960.00 = \$ 4 800.00/h.
 Costo Total = \$ 5 640.00/h.

Producción real para:

A.- Camino sin revestir
 $67 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.7 \times 6 \text{ máquinas} = 281 \text{ m}^3/\text{h}$

B.- Camino revestido
 $73 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.7 \times 5 \text{ máquinas} = 256 \text{ m}^3/\text{h}$

C.- Camino Pavimentado
 $83 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.7 \times 5 \text{ máquinas} = 291 \text{ m}^3/\text{h}$

Costo por m^3/h movido en banco:

A.- Camino sin revestir
 $\frac{\$ 6 600.00}{281 \text{ m}^3/\text{h}} = \$ 23.49$
 Costo Total = 23.49 x 800,000 m^3 = 18'792,000

B.- Camino revestido
 $\frac{\$ 5 640.00}{256 \text{ m}^3/\text{h}} = \$ 22.03$
 Costo Total = 22.03 x 800,000 m^3 = 17'624,000

C.- Camino Pavimentado
 $\frac{\$ 5 640.00}{291 \text{ m}^3/\text{h}} = \$ 19.38$
 Costo Total = 19.38 x 800,000 m^3 = 15'504,000

Por último:

Obtención de Rendimientos por medio de datos proporcionados por el fabricante:

En el siguiente ejemplo vemos los diferentes rendimientos y costes para un camino con una resistencia determinada. La Caterpillar ha estudiado un gran número de combinaciones con la cual facilita bastante la selección del equipo.

	DISTANCIA DE ACARREO EN METROS (MEDIO CICLO)					
	CAMINO DE 100 kg/T					
	75	152	305	610	915	1525
<u>627</u>						
Producción de una sola unidad m ³ en b/hr	343	287	217	146	110	73
Traíllas/Empujador	2	2	3	4	6	6
Costo (¢ m ³ en b*)	14,8	17,7	21,2	29,8	37,4	56,4
<u>621</u>						
Producción de una sola unidad m ³ en b/hr	288	241	183	123	93	62
Traíllas/Empujador	2	2	3	5	6	6
Costo (¢ m ³ en b*)	14,7	17,6	20,7	28,8	35,8	53,7
<u>623</u>						
Producción de una sola unidad m ³ en b/hr	243	204	154	103	78	52
Traíllas/Empujador	-	-	-	-	-	-
Costo (¢ m ³ en b*)	12,8	15,4	20,3	30,4	40,2	60,2
<u>627</u>						
Producción de una sola unidad m ³ en b/hr	281	239	184	126	96	65
Traíllas/Empujador	-	-	-	-	-	-
Costo (¢ m ³ en b*)	12,9	15,0	19,5	28,5	37,4	55,2
La unidad más económica	623	627 de	627 de	627 de	621	621
		T y E	T y E	T y E		

*Utilizando los porcentajes de la eficiencia de la flotilla y de la disponibilidad de la traílla.

Conclusiones:

Para cada tipo de trabajo deberá estudiarse la selección adecuada de equipo.

Siempre existirá alguna solución para reducir los tiempos fijos y variables, en el caso de las motoescrepas.

Reducción de Tiempos fijos.-

Realizar la carga con pendiente favorable.

Escoger el empujador más adecuado.

Educación del Operador.

etc.

Reducción de Tiempos variables.-

Camino adecuado (revestido o pavimentado), en caso de acarrees cortos o también en caminos revestidos conservación de los mismos mediante uso de Motoconformadora, riego de agua y en algunos casos equipo auxiliar de compactación.

Señalamiento de las velocidades a lo largo del camino.

Tratar de localizar el camino sin pendientes ó modificarlo al máximo.

etc.

Existen aditamentos especiales en las Motoescrepas que permiten también obtener una buena reducción en los tiempos tales como: Enganche o Empujador amortiguado, Asiento del operador amortiguado que permite una mejor operación de la máquina, transmisión automática, etc.

Recuérdese siempre que tiempo es dinero.

No olvidar respetar el mantenimiento que especifique el fabricante para la máquina.

PROBLEMA:

Una compañía tiene por realizar un movimiento de tierras consistente en excavar y acarrear a una distancia de 300 m. un material limo arenoso, con un peso volumétrico de $1\,500\text{ kg/m}^3$ en banco y un coeficiente de abundamiento de 1.2

Las máquinas posibles de usarse son: "A" 621(1 motor), "B" 627 T. y E., "C" 637 (2 motores), "D" 637 T. y E. (2 motores).

Máquina	Tiempo carga Maniobras y Descarga (Minutos)	Capacidad (m^3)	Peso máquina y vacía (Toneladas)	Costo Horario
a) "A"	1.3	10.7 a 15.3	23.6	\$ 320.00/h
b) "B"	1.7*	10.7 a 15.3	28.8	\$ 380.00/h
c) "C"	1.2	16.0 a 23.0	37.95	\$ 420.00/h
d) "D"	1.6*	16.0 a 23.0	37.95	\$ 460.00/h

a) Las 621 son ayudadas a cargar con un Tractor D-8 serie H.

c) Las 637 son ayudadas a cargar con un Tractor D-9 serie G.

El lugar de la obra se encuentra a 2 800 m. sobre el nivel del mar.

La resistencia total al rodamiento es de 100 kg/ton.

La longitud total de acarreo (cargada y vacía) = 600 m.

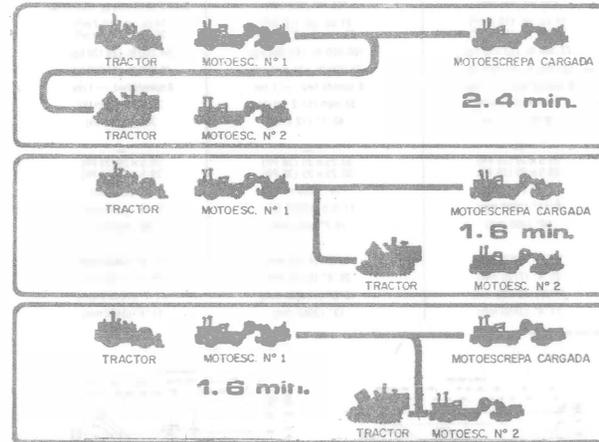
Se necesita determinar el grupo de máquinas que de el costo más bajo por metro cúbico movido en banco.

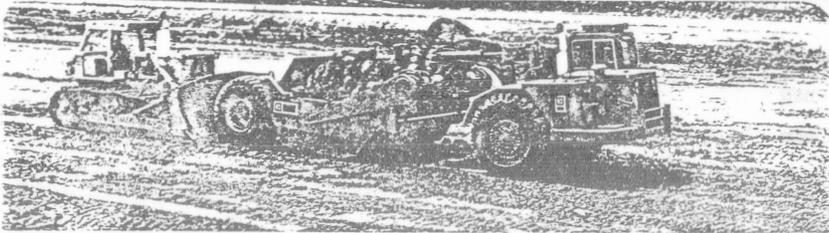
Los tiempos y costos de los Tractores son:

Máquina	Tiempo Ciclo	Costo
D8H	1.5 a 2 min.	\$ 280.00/h
D9G	1.5 a 2 min.	\$ 350.00/h

* Para las dos motoescrapas

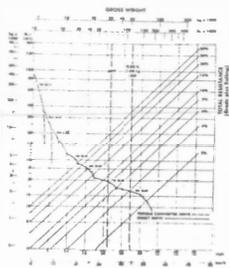
EMPUJADORES





MODEL	627B	637D	621B
Flywheel Power	450 HP (336 kW)	705 HP (526 kW)	330 HP (246 kW) @ 1900 RPM
Capacities (SAE), struck heaped	14 cu yd (10.7 m ³) 20 cu yd (15.3 m ³)	21 cu yd (16 m ³) 30 cu yd (23.7 m ³)	14 cu yd (10.7 m ³) 20 cu yd (15.3 m ³)
Operating weight (empty)*	73,300 lb (33,250 kg)	100,600 lb (45,360 kg)	64,200 lb (29,120 kg)
Rated load	48,000 lb (21,800 kg)	75,000 lb (34,020 kg)	48,000 lb (21,800 kg)
Power shift transmission	8 speeds fwd — 1 rev	8 speeds fwd — 1 rev	8 speeds fwd — 1 rev
Top speed (empty)	35 mph (56 km/h)	32 mph (51.2 km/h)	31 mph (50 km/h)
Non-stop turning circle	36'6" (11.1 m)	40'1" (12.2 m)	36'6" (11.1 m)
Standard tires: Tractor front wheels Tractor drive wheels Scraper wheels	29.5 x 29 (28 PR) 29.5 x 29 (28 PR) 13.4" (340 mm)	33.25 x 35 (38 PR) 33.25 x 35 (38 PR) 19" (480 mm)	29.5 x 29 (28 PR) 29.5 x 29 (28 PR) 13" (330 mm)
Maximum depth of cut	13.4" (340 mm)	19" (480 mm)	13" (330 mm)
Width of cut	9'11" (3000 mm)	11'5.5" (3490 mm)	9'11" (3000 mm)
Maximum depth of spread	18" (460 mm)	16.7" (420 mm)	18" (460 mm)
DIMENSIONS:			
A—Height to top of scraper	11'11" (3630 mm)	13'8" (4170 mm)	11'11" (3630 mm)
B—Wheelbase	25'4" (7720 mm)	28'8" (8740 mm)	25'4" (7720 mm)
C—Overall length	41'7" (12,700 mm)	48'8" (14,830 mm)	41'7" (12,670 mm)
Overall width	11'4" (3450 mm)	13' (3962 mm)	11'4" (3450 mm)

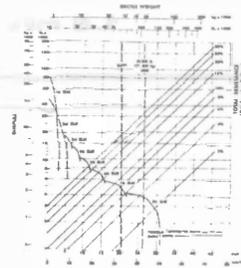
*Operating weight includes coolant, lubricants, ROPS canopy, full fuel tank and operator.



627B



637D



621B

DATOS:

SE USARAN MOTOESCREFAS CAT. 621 CAPACIDAD 14 - 20 Y D.S.
10.7-15.3 m³.

POTENCIA 360 HP

VELOCIDAD MAXIMA 50 K/H

PESO DE LA MOTOESCREPA (VACIA) = 25,600 KG

CARGA SOBRE EL EJE DE TRACCION = 53%

SE USARA TRACTOR EMPUJADOR D8-K CICLO DEL TRACTOR = 2.4'

CAMINO SIN REVESTIR

EL MATERIAL ES ARCILLO LIMOSO

SE CONSIDERARAN LOS SIGUIENTES FACTORES:

RESISTENCIA AL RODAMIENTO = 0.05

FACTOR DE VELOCIDAD = 0.7

EFICIENCIA = 45 min/hora

ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL MAR = 600 M

TIEMPOS FIJOS DE 1.5 MIN.

RESISTENCIA POR PENDIENTES = 10 KG X TON X 1%

RESISTENCIA AL RODAMIENTO 15 KG X TON X 2.5 CM PENETRACION
20 KG X TON (DEFORMACION E INTERNA)

PREGUNTAS:

1. TIEMPO DEL CICLO
2. RENDIMIENTO DE UNA MOTOESCREPA POR HORA
3. EQUIPO REQUERIDO PARA REALIZAR ESTE TRABAJO EN 7 DIAS HABIENDO CON TURNOS DE 8 HORAS
4. DETERMINAR EL COSTO UNITARIO DIRECTO DE M³ DE MATERIAL EXCAVADO

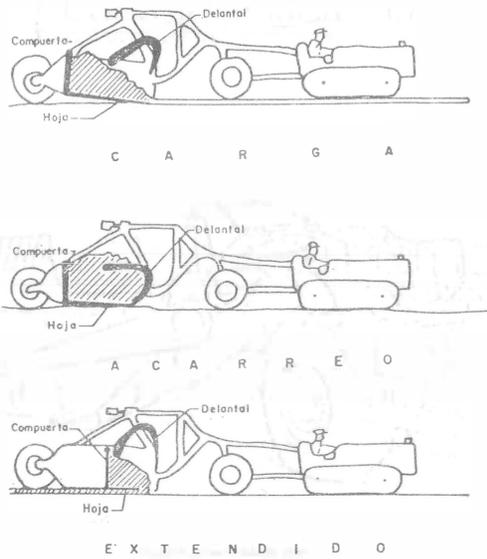
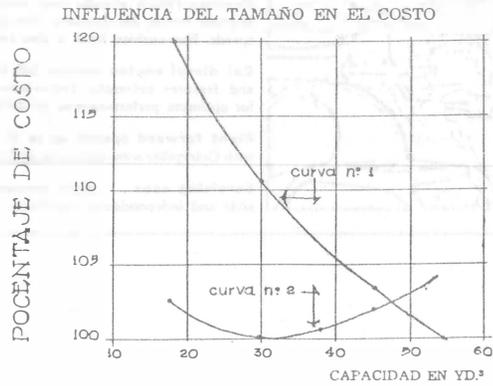
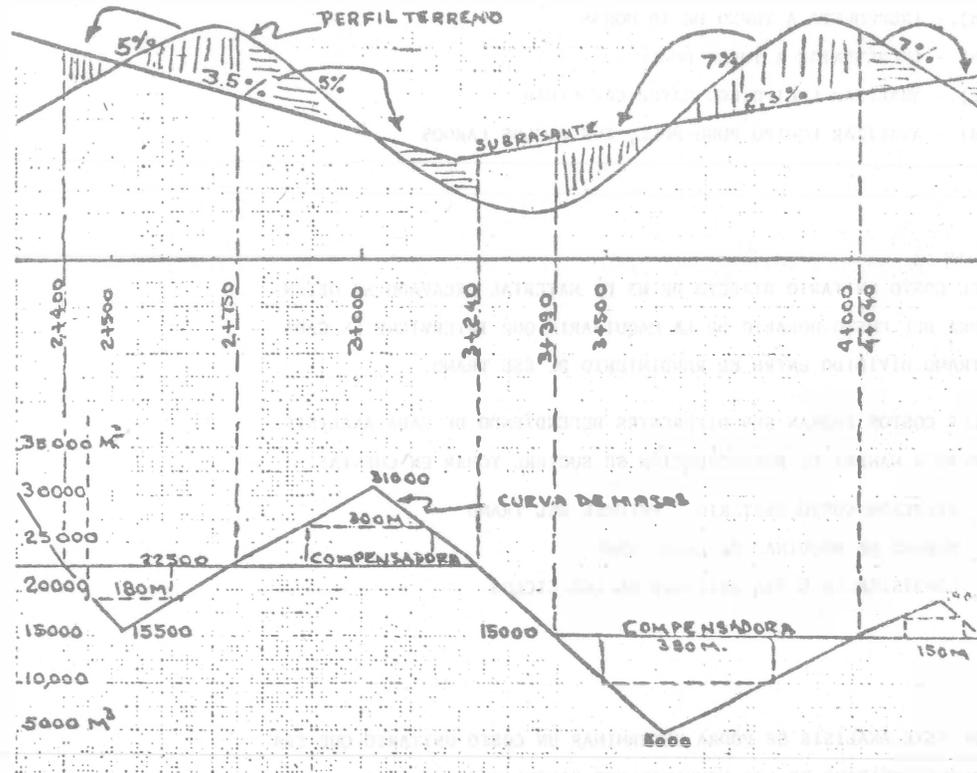


FIGURA 1



GRAFICA 1

PROBLEMA



MATERIAL ARCILLO LIMOSO

PESO VOLUMETRICO SUELTO = 890 KG/M³

PESO VOLUMETRICO EN BANCO = 1150 KG/M³

LOS FRESTAMOS LATERALES ESTAN RESTRINGIDOS A UNA FRANJA DE 40 A 60 M. MEDIDA TRANSVERSALMENTE DESDE EL EJE DEL CAMINO.

LOS DEPOSITOS PARA MATERIAL A DESPERDICIO ESTAN LOCALIZADOS A 760 M. A LA DERECHA DEL KM 2+600.

EQUIPO REQUERIDO PARA REALIZAR ESTE TRAMO EN 7 DIAS
SE DEBERA ANALIZAR DE ACUERDO CON LOS RENDIMIENTOS CALCULADOS;
DEBIENDO CONSIDERAR COMO ALTERNATIVAS:

- a).- INCREMENTAR A TURNO DE 10 HORAS
- b).- INCREMENTAR A TURNO DOBLE
- c).- ANALIZAR EQUIPO CON MAYOR CAPACIDAD
- d).- ANALIZAR EQUIPO PUSH-PULL, CON CICLOS LARGOS

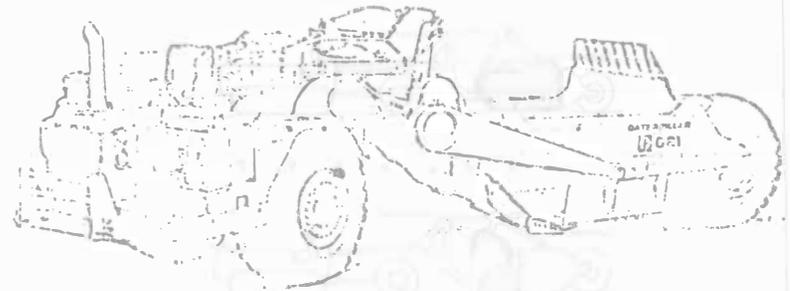
EL COSTO UNITARIO DIRECTO DE M3 DE MATERIAL EXCAVADO SE OBTENDRA DEL COSTO HORARIO DE LA MAQUINARIA QUE INTERVIENE EN CADA TRAMO, DIVIDIDO ENTRE EL RENDIMIENTO DE ESE TRAMO.

LOS COSTOS PODRAN SER DIFERENTES DEPENDIENDO DE CADA ANALISIS PERO A MANERA DE RECOMENDACION SE SUGIERE TOMAR EN CUENTA:

- RELACION COSTO UNITARIO - VOLUMEN DEL TRAMO
- NUMERO DE MAQUINARIA DE CADA TRAMO
- CONSISTENCIA O VARIABILIDAD DE LOS CICLOS

DE ESTE ANALISIS SE PODRA DETERMINAR UN COSTO UNITARIO QUE SEA REPRESENTATIVO DE LOS RENDIMIENTOS CALCULADOS.

CATERPILLAR 621*



*621 Wheel Tractor-Scraper



Positive-action scraper with 14/20 cu. yd. capacity (10,7/15,3 m³) . . . Double-acting hydraulics for positive cutting edge penetration, apron closure and material ejection.

Cushion-Hitch absorbs haul road shocks, stabilizes machine travel, substantially increases usable working speeds. Non-cushion hitch is also available.

Cat diesel engine provides 300 flywheel horsepower and features automatic fuel-injection timing advance for optimum performance at all RPM.

Eight forward speeds up to 32 mph (51,5 km/h) with Caterpillar semi-automatic power shift transmission.

Servicing ease . . . major components readily accessible and independently removable.

TRACTOR

ENGINE:
 Displacement (bore x stroke) 2000 rpm 300

The net horsepower at the flywheel of the 6-cylinder engine operating under SAE, standard ambient temperature and 14.7 psia (101.3 kPa) bar (29.92 in. Hg) and 20°C (68°F) is 230 (170 kW) (150 hp) (110 kW) (81.5 CV) (115.5 CV). Vehicle engine equipment includes fan, air cleaner, water pump, lubricating oil pump, fuel pump, air compressor and alternator. Engine will start with the rated flywheel horsepower up to 5000 feet (1500 m) altitude.

USA (table horsepower) 64 F

Drive Type:
 Caterpillar 4 stroke cycle diesel Model D336 V type with eight cylinders, 4.5" bore (114.3 mm) and 5.5" stroke (140 mm) displacement (11.5 lit)

Equipped with intake air after-cooler. Parallel main fuel lines with two banks and two exhaust valves per cylinder. Valves are actuated by overhead camshafts using the push-rod intake valve train. Variable timing fuel system. Adjustable fuel pump governor. Positive injection valves and pneumatic chock absorbers.

Three optional No. 2 Fuel Oil (ASTM Specification D396), often called No. 2, formula or barrier oil, with a minimum cetane rating of 35. Premium quality diesel fuel can be used, but is not required. 24-volt direct electric starting system. Glow plugs for pre-heating pre-cold-chamber.

TRANSMISSION:
 Caterpillar 6 speed semi-automatic power shift. First gear and reverse gear are torque converter driven. Remaining six are direct drive. Single lever shift controls automatic shifting in ranges 2 through 6, up to the gear selected by the control lever. A foot operated main control, when engaged, prevents automatic shifting up or down. Reverse, first and second are manually selected.

DIFFERENTIAL:
 Caterpillar Lock Differential Lock, engaged by foot pedal, positively prevents either drive wheel from spinning free in poor traction conditions. Allows normal differential action when not engaged.

FINAL DRIVE:
 Compact planetary design and full floating axle, removable front of wheel mounting. Service free double end shaft bearings. Assemblies protected with Duo Cone® Flaming® Oil Seals.

STEERING:
 Two-cylinder setting hydraulic cylinders with hydraulic follow-up for on-horn lock. Mechanical follow-up linkage on non-carbon fork. Positive constant speed. Width required for non-stop turn 32' 10" (10.0 m). Width required for non-stop turn with Roll-over Protective Structure* 42' 6" (12.9 m).

*Roll-over protective structure is a roll-over protective structure (ROPS) designed to protect the operator in the event of a rollover.

WHEELS:
 Air or hand, rear operated, expanding shoe type (synchronized to both axles front). Tractor drive wheels may be locked individually by hand lever. Emergency braking system is standard. Hydraulic retarders are optional. Parking brake available as an option. With parking brake, brake systems meet SAE standards.

TIRES (Tubeless):
 Productive capabilities of the 621 are such that, under certain job conditions, Two-STEP (Hitch) caps* use of standard or optional tires could be expected and, therefore, limit production. Caterpillar performance tires are designed for all job requirements in order to maximize tire selection.

Standard for Cushion Hitch, top for and bottom, conventional, 29.5 (29.5)

Standard for Non-Cushion Hitch, top for and bottom, conventional, 29.5 (29.5)

Optional for front and rear, conventional, 29.5 (29.5)

Hydraulic Steel Cord tires, 29.5 (29.5)

*Approximate rating @ 100° ambient temperature. Use as a guide only — consult tire manufacturer for precise data.

HITCH:
 Choice of Cushion Hitch or non-cushion hitch. Both make extensive use of steel castings, eliminating many welded joints. Double Linchpin design withstands high central forces, allows easy installation and removal. Box section ground & radius plate and weld stiffeners. Two piece fabricated draft tube and self-removing bowl lift cylinders reduce stress in draft frame.

CUSHION-HITCH OPERATION:
 Parallelogram type linkage connects two piece hitch. Vertically oriented hydraulic cylinder controls rear shocks to a draft tube mounted on top of hitch. All flow directed to front cylinder. Lowering valve automatically centers piston in cylinder for all scrapers. Cushion tire lock-out control retains positive cutting edge down-pressure for scraper loading and full spreading.

SERVICE REFILL CAPACITIES:	US Gal	lit
Fuel Tank	120	(455)
Compressor	8 1/2	(33)
Hydroboost	20	(76)
Differential	10	(38)
Final drive - each side	3 1/2	(13)
Cooling system	23	(87)
Hydraulic reservoir	24	(91)

WEIGHTS ON WHEELS:	Cushion Hitch		Non Cushion Hitch	
	lb	(kg)	lb	(kg)
Total unit, (operator)				
dry	28,300	(12,840)	31,500	(14,300)
operator-37%	10,500	(4,760)	11,500	(5,200)
Total	38,800	(17,600)	43,000	(19,500)
Load lift, based on 4500 lb (2100 kg) rated load:				
dry - 63%	56,100	(25,450)	63,300	(28,700)
operator-47%	45,200	(20,500)	49,200	(22,300)
Total	101,300	(45,950)	112,500	(51,000)

STANDARD EQUIPMENT:
 Emergency brake system, bucket type, toothless rest, seat belt safety glass windshield wiper, heat vent, dash light, air horns, dry type air cleaner, headlights, two 30' one hour 12 volt battery, alternator with built-in full time voltage regulator for direct electric starting system.

OPTIONAL EQUIPMENT:
 Choice of cushion hitch or non-cushion hitch combination. Hydraulic retarder, rear mounted dual lights, pedal protection system, self-removing bowl lift, rear cap, fuel filter w/separator, auxiliary starting receptacle, fuel lift, liquid fan, hydraulic cylinder for parking, quick drop bowl control valve, full over protective structure mounting points, roll-over protective structure, automatic lift, 12-volt battery, master battery disconnect switch, battery regulator, parking brake, dash/wiper, wiper.

SCRAPER

CAPACITIES:
 Rated load 68,000 lb (31,000 kg)
 Hopper, SAE rating 23 cu yd. (15.2 m³)
 Struck, SAE rating 14 cu yd. (10.7 m³)

SCRAPER DESIGN:
 Low and extra-wide scraper bowl is operated by high-speed hydraulics. Cutting edge is center of bowl for minimum material travel. Power closing "zero radius" apron. Hydraulic direct-type ejector. Reinforced box-section construction with cast steel. Use of high tensile strength steel. Straddle mounted wheels.

OPERATING DATA:
 Maximum depth of cut 13" (330 mm)
 Width of cut (outside roller lugs) 9' 11" (3000 mm)
 Cutting Edge Dimensions:

Standard: Center section	3/4" x 16" x 56 1/2" (22 x 405 x 1430 mm)
Each end section	3/4" x 13" x 29 1/2" (19 x 330 x 750 mm)
Optional: Center section	1 1/4" x 16" x 56 1/2" (29 x 405 x 1430 mm)
Each end section	1" x 13" x 29 1/2" (25 x 330 x 750 mm)

Maximum available hydraulic penetration force @ cutting edge (approx) 28,400 lb (12,900 kg)
 Maximum depth of spread 17" (430 mm)

Apron opening - bowl 6" (150 mm) off ground level
 off ground level 6' 8" (1750 mm)
 Apron closure force with cutting edge fully raised and apron opened 24,000 lb (10,900 kg)
 12" (300 mm) approx.

HYDRAULIC OPERATION:
 Bowl, apron and ejector individually controlled. (Combination bowl/apron lever available.) Bowl lever has raise, hold and power down positions. Quick drop bowl control valve available for maximum pump loading ability. Apron lever has open, hold, positive close and "float" positions. Ejector lever has forward, hold, and return positions. Automatic kickout on return.

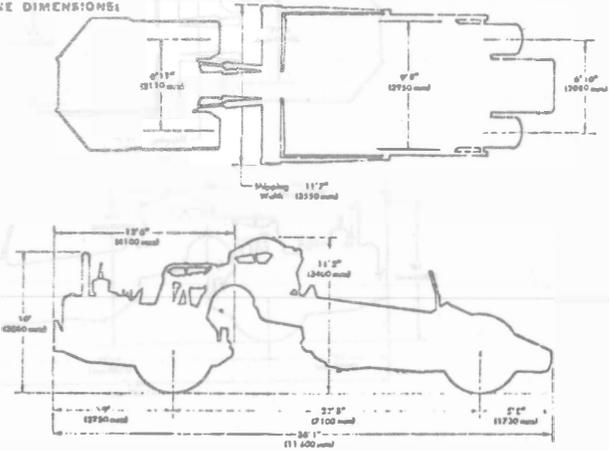
BOUWL uses two, 6.0" (152 mm) bore x 32.6" (810 mm) stroke, double acting cylinders. Carry check valves isolate circuit from bowl in "hold" position.

APRON uses one 7.25" (184 mm) bore and 23.50" (600 mm) stroke, double acting cylinder with multiplier 1.5 surge controlling force, speed and length of travel. Closing force regulated by relief valve protecting apron and bowl. Cut pressure is controlled by sequence relief valve when bowl is raised with apron closed.

EJECTOR is powered by one 6.50" (165 mm) bore and 61" (1550 mm) stroke, double acting cylinder.

HYDRAULIC CIRCUIT is filtered, closed system and powered by vane type pump. Output @ 2000 RPM 79 GPM (300 lit/min) Relief valve setting 2000 PSI (141 kg/cm²)

MACHINE DIMENSIONS





Scrapper

CAPACITIES:

Rated load	48,000 lb. (21,800 kg)
Heaped, SAE rating	20 cu. yd. (15.2 m ³)
Struck, SAE rating	14 cu. yd. (10.7 m ³)

SCRAPER DESIGN:

Low and extra-wide scraper bowl is operated by high-speed hydraulics. Cutting edge near center of bowl for minimum material travel. Power closing, "true radius" apron. Hydraulic dozer-type ejector. Reinforced box-section construction with extensive use of high tensile strength steel. Straddle mounted wheels.

OPERATING DATA:

Maximum depth of cut	13" (330 mm)
Width of cut (outside roller bins)	9' 11" (3000 mm)
Cutting Edge Dimensions:	

Standard: Center section

Each end section

Optional: Center section

Each end section

Maximum available hydraulic penetration force @ cutting edge (approx.)

Maximum depth of spread

Apron opening — bowl 6" (150 mm)
off ground level

Apron closure force with cutting edge fully raised and apron opened 12" (300 mm) approx.

HYDRAULIC OPERATION:

Bowl, apron and ejector individually controlled. (Combination bowl-apron lever available.) Bowl lever has raise, hold and power down positions. Quick drop bowl control valve available for maximum pump loading ability. Apron lever has open, hold, positive close and "float" positions. Ejector lever has forward, hold, and return positions. Automatic kickout on return.

BOWL uses two, 6.0" (152 mm) bore x 32.0" (810 mm) stroke, double-acting cylinders. Carry check valves isolate circuit from load in "hold" position.

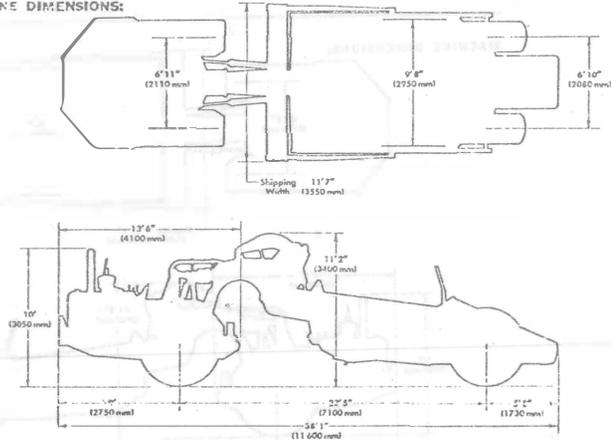
APRON uses one 7.25" (184 mm) bore and 23.50" (592 mm) stroke, double-acting cylinder with multiplier leakage controlling force, speed and length of travel. Closure force regulated by relief valve protecting apron and bowl. Circuit pressure is controlled by sequence relief valve when bowl is raised with apron closed.

EJECTOR is powered by one 5.50" (140 mm) bore and 61" (1550 mm) stroke, double-acting cylinder.

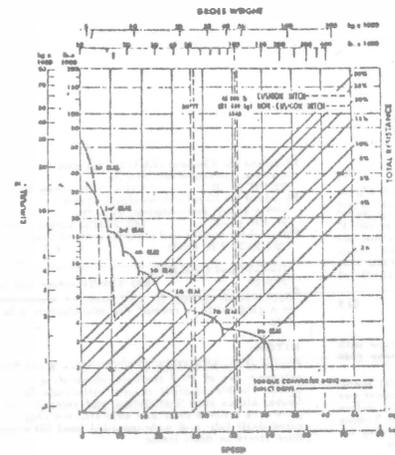
HYDRAULIC CIRCUIT is filtered, closed system and powered by vane type pump:
Output @ 2000 RPM

Relief valve setting

MACHINE DIMENSIONS:



GRADEABILITY-SPEED-RIMPULL



To determine gradeability performance: Read from gross weight down to the $\frac{1}{2}$ of total resistance. (Total resistance equals actual % grade plus 1% for each 20 lb/ton (10 kg/l) of rolling resistance). From this weight-resistance point, read horizontally to the curve with the highest obtainable speed range, then down to maximum speed. Usable rimpull depends upon traction available and weight on drive wheels.



CARGADORES

Ing. Carlos M. Chávarri Maldonado

113

ORIGEN
DE
LOS

CARGADORES

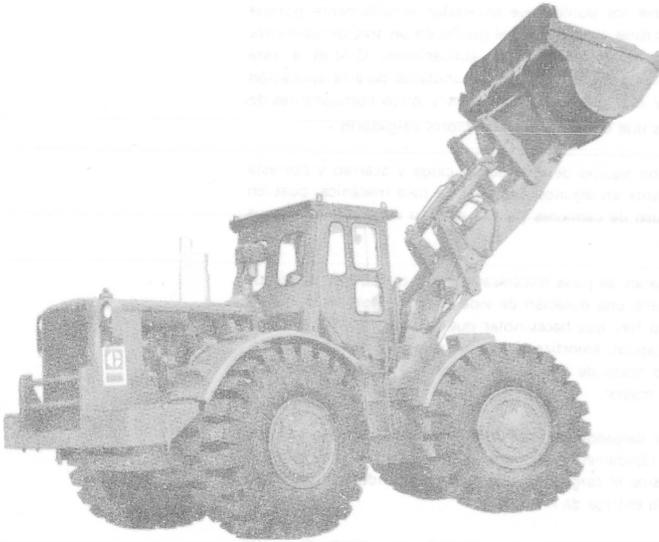
La evolución de tractores potentes para el movimiento de tierras y el manejo de otros materiales pesados se ha producido con tal rapidez que es imposible generalizar acerca de las mejoras adicionales que aún puedan conseguirse en este tipo de máquinas. En los pocos años transcurridos desde la segunda 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:

- a) Mayor producción
- b) Menor costo de funcionamiento
- c) Mayor movilidad
- d) Más facilidad de servicio



Para esto fue necesario desarrollar, motores más potentes, mejores transmisiones, componentes hidráulicos más eficientes. 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 manejo 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 porción. El par de torsión suministrado se adapta automáticamente a la demanda de carga. Para aprovechar plenamente la potencia que se desarrolla mediante el conjunto motoconvertidor 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 toma 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 sus carcacas 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.

Podemos 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 tecnología avanzada 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.

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 de 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.

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.

A) 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 usa 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 y ésta 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 éste se abra o se cierre.

Descarga Lateral

Los de descarga lateral tienen un gato adicional que acciona al bote volteándolo hacia uno de los costados del cargador. Esto tiene como ventaja que el cargador no necesita hacer tantos movimientos, para colocarse en posición de cargar al camión o vehículo que se dese, 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 en rezaga de túneles de gran sección, o en cortas largos de camino, ferrocarriles o canales.

Descarga Trasera

Los equipos de descarga trasera se diseñaron con la intención de evitar maniobras del cargador. En éstos 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 reduce la visibilidad, además de que añade peso al cargador.

En realidad han sido desechados para excavaciones a cielo abierto y sólo se usa 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.

B) Clasificación por la forma de Rodamiento:

- a) De Carriles (orugas)
- b) De Llantas (neumáticos)

Las orugas son de calibre ancho para mejorar la estabilidad contra el volcamiento lateral cuando acarrear cargas pesadas.



G- 612576

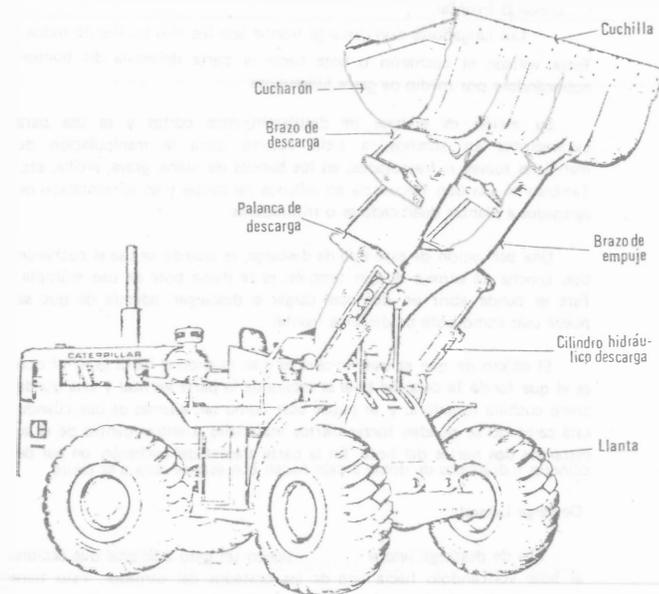
Los cargadores montados sobre llantas pueden ser de dos o cuatro ruedas motrices. Generalmente se utilizan llantas muy grandes. Estas sirven para proporcionar una excelente flotación que les permite trabajar en la mayoría de los terrenos.

En el siguiente capítulo, se tratará con detalle los diferentes trabajos que pueden desarrollar tanto los cargadores montados sobre orugas, como los de llantas.

DESCRIPCION
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



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 uno de ellas formada por componentes estructurales, motrices y mecánicos, plenamente integrados y concebidos para trabajar conjuntamente.

NEUMÁTICOS

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. Los de base estrecha inflados a alta presión han sido sustituidos por neumáticos de amplia base, alto índice de tracción, gran flotación y larga vida en servicio.

Quizás el resultado más significativo de las investigaciones sobre neumáticos, llevadas a cabo por fabricantes, es el desarrollo de neumáticos de gran base, sin cámara, especiales para el movimiento de tierra y para actuar sobre roca. Las presiones de inflado más bajas y las bases más amplias, han impulsado a una reconsideración de los conceptos de resistencia a la rodadura.

Otro resultado de la investigación llevada a cabo con neumáticos de base ancha es el referente a la presión por pulgada cuadrada ejercida sobre el suelo por el neumático, que es aproximadamente igual a la presión de

inflado del neumático.

Se ha conseguido aún otra mejora que relaciona la duración de los neumáticos con la cantidad de lonas utilizadas en su fabricación según las diversas condiciones de trabajo. 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 por 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.

Existe una gran variedad de tamaños de neumáticos, número de lonas y diseño de cubiertas adecuadas para su utilización en los cargadores, por lo que por considerarlo interesante anexamos la tabla que a continuación se muestra.

Dimensión Neumático	Número de lonas	Tipo de Neumático	Precio agosto-1975
23.5 x 25	20	L-3	26,538.00
	24	L-2	29,297.00
26.5x25	14	L-3	26,900.00
	16	L-3	32,552.00
29.5x25	22	L-4	46,285.00
29.5x29	22	L-3	47,967.00
	28	L-4	53,361.00
33.25x35	20	L-3	66,305.00
	25	L-3	77,738.00

L-2 Tipo de Tracción

L-3 Para Roca

L-4 Para Roca (huella profunda)

A los neumáticos se les designan, generalmente por tres números visibles en la cara lateral por ejemplo, 23.5 x 25-20 indican: el primero la anchura nominal exterior en pulgadas, el segundo, el diámetro de la llanta en pulgadas y el tercero el número de lonas.

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 apropiada, 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 práctica recomendable proteger a éstos, por medio de accesorios que constan de zapatas y eslabones de acero (Fig. 7).



Fig. 7. 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

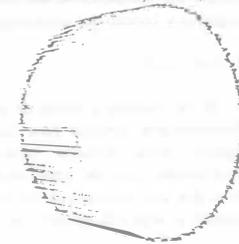


Fig. 8. Beadless

Este tipo de llantas se importan actualmente de Alemania pero está en proyecto fabricarlas en México.

Las ventajas principales que se obtienen al utilizar estas llantas son: su más larga duración y su más bajo costo de operación, para los usuarios.

MANDOS FINALES

Los cargadores montados sobre neumáticos pueden ser de dos o cuatro ruedas motrices.

Por las duras condiciones de trabajo los cargadores de dos ruedas motrices están siendo desplazados en el movimiento de tierra y su aplicación más bien es para fines agrícolas.

Los cargadores con tracción en las cuatro ruedas, puesto que aprovechan un mayor porcentaje de peso en la máquina comparado con los de tracción en un solo eje, realizan la acción de excavado y acarreo mucho mejor.

La mayoría de los cargadores de cuatro ruedas motrices se dirigen con las ruedas traseras. Sin embargo, los hay con dirección frontal e inclusive en las cuatro ruedas.

Algunos cargadores utilizan un mecanismo de dirección que hacen girar la mitad delantera del tractor, incluyendo el sistema articulado del tractor y el cucharón, alrededor de un pivote central (Fig. 9). Esto ofrece las mismas ventajas que los de dirección en las ruedas traseras, manteniendo el peso del cargador directamente detrás del cucharón y haciendo que todas las ruedas sigan el rastro del trayecto del cucharón. Además, permite que el cucharón gire antes de que vire el tractor, aumentando la facilidad de la colocación, tanto en el banco como sobre el camión, reduciendo de esta manera el tiempo consumido en la distancia de recorrido entre banco y el camión.

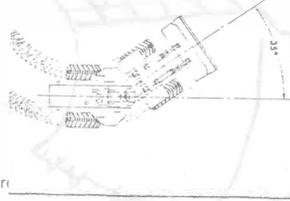


Fig. 9. Dirección de Bastidor.

La fuerza de empuje describe la capacidad que tiene una máquina para hacer penetrar la cuchara en el material que se excava. La fuerza de

tracción útil disponible y las condiciones del terreno determinan la fuerza de empuje disponible. Si el operario de la máquina permite que patinen las ruedas, ello significa que se ha alcanzado la fuerza de empuje máximo y nada se consigue sino reducir la duración de los neumáticos. Puesto que el debido ajuste entre la unidad motriz y la máquina permite que el cargador haga patinar las ruedas en velocidad baja, cuanto mejores sean las condiciones del terreno, mayor esfuerzo tractor puede ser desarrollado para incrementar la acción de empuje.

El eje delantero del cargador es el que soporta los mayores esfuerzos resultantes de la excavación y el transporte de la carga.

El eje oscilante trasero se ha perfeccionado mediante el uso del sistema de dirección de doble émbolo accionado hidráulicamente, lo que proporciona al operario un manejo eficaz de la dirección con un mínimo esfuerzo. Ello permite la obtención de máxima maniobrabilidad y perfecto control del vehículo. El eje oscilante es especialmente valioso en terrenos accidentados, debido a que asegura la permanencia de las cuatro ruedas sobre el suelo con objeto de proporcionar el máximo esfuerzo de tracción.

SISTEMA DE FRENOS

Los cargadores cuentan con frenos de servicio y para estacionamiento. Los primeros son hidráulicos, con circuitos independientes para los ejes delantero y trasero; y están dotados de un sistema de alarma con objeto de que cuando se produzca algún fallo en cualquiera de los circuitos, entre en función el freno de emergencia de modo automático y se detenga la máquina. Los segundos, son de disco y se aplican manualmente.

Es importante hacer notar las ventajas que representa una adecuada conservación del sistema de frenos ya que el costo tan elevado del equipo, nos obliga a ser muy cuidadosos en este renglón y si a eso aunamos la seguridad que representa para el personal que de alguna forma esté laborando cerca de la zona de maniobras de las máquinas, la buena conservación del sistema nos garantiza un manejo seguro y eficaz, tanto para el equipo como para el elemento humano.

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 Super Reforzado con Dientes
- d) Bote para Demolición
- e) Bote Eyector de Roca
- f) Bote de Rejilla.

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 se va a mover (Fig. 10)

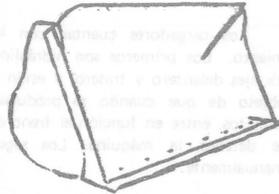


Fig. 10 Bote Ligero

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 11)

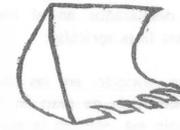


Fig. 11 Bote de Dientes para Excavar y Cargar.

Estos dientes están cubiertos por un castillo 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 Super Reforzado con Dientes

Cuando el material que se va a cargar es roca fragmentada o lajar entonces se debe usar un bote especial, super reforzado, que es igual al bote de excavaciones pero más fuerte (Fig. 12). Algunos botes para roca tienen su borde inferior en forma de "V" y no llevan dientes sino cuchillo (Fig. 13).

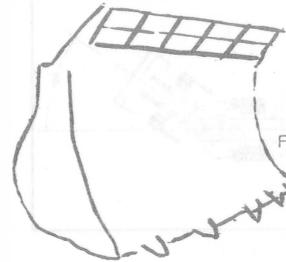


Fig. 12. Bote Super Reforzado

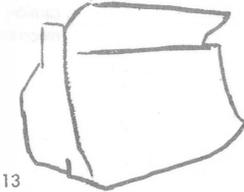


Fig. 13

Bote con
borde infe-
rior 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 (Fig. 14). Las planchas laterales son desmontables para mejor agarre de materiales grandes.

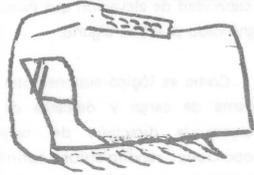


Fig. 14. Bote para Demolición

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 (Fig 15).

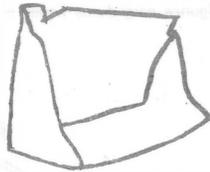


Fig. 15. Bote Eyector de Roca

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 (Fig 16).



Fig. 16. Bote de Rejilla

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

Capacidades

La resistencia mecánica de toda la máquina y en particular 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 sea el número de puntos articulados, palancas acodadas y elementos de conexión, mayor será el período de tiempo que puede esperarse que el mecanismo brazo-cuchara funcione sin fallas estructurales.

Intimamente ligado a lo anterior esta 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 será 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 varía de $1/2$ a 5 yd^3 aunque actualmente hay fábricas que están haciendo equipos más grandes, que pueden dar magníficos resultados en determinados trabajos, de los que más adelante se hablará.

SISTEMA HIDRAULICO

El conjunto 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 que el otro para accionar el cucharón en sus movimientos de excavación y volteo.

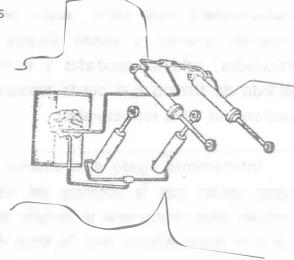


Fig. 17. Sistema Hidráulico

El tamaño de los cilindros, la presión hidráulica y la longitud de sus 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.

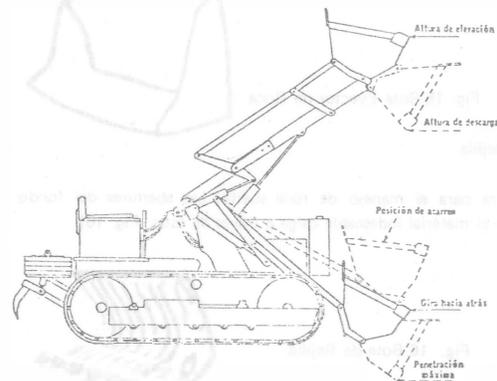
El mismo efecto se puede conseguir sujetando el borde de ataque de

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.

CONTROLES AUTOMATICOS

Algunos cargadores tienen el mecanismo de descarga dispuesto de tal



Si no se desea esta inclinación hacia atrás, el operador puede usar el control de descarga para contrarrestarla. Además algunos tipos o marcas de cargadores están dotados de unos interruptores especiales automáticos, que se accionan con el pie, para detener la elevación a la altura máxima o en algún otro punto elegido y para regresar el cucharón al ángulo de excavación después de la descarga, teniendo como ventaja estos dispositivos que permiten al operador utilizar ambas manos sobre los controles del cargador mientras manobra.

MOTOR

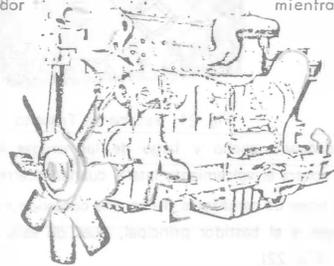


Fig. 19. Motor Caterpillar de Diesel D343 (988)

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 para 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 ésta la fuerza requerida para mover el vehículo durante el transcurso de la prueba con la transmisión en punto muerto, expresándose en libras e incluye como variables mecánicas los rozamientos en los cojinetes de las ruedas, en 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.

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 a la de todas las marcas (Fig. 20).

En cuanto al sistema hidráulico, controles automáticos, cucharones y

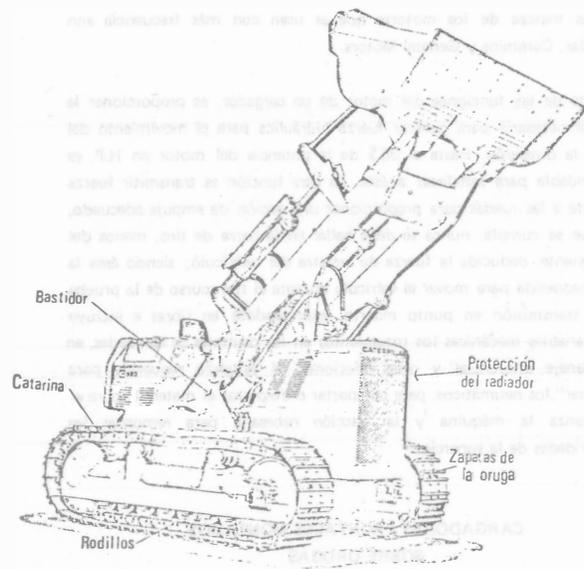


Fig. 20. Cargador Frontal sobre Orugas

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.

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 trasmite la fuerza tractiva (Fig. 21).



Fig. 21. 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 entre el bastidor de las orugas y el bastidor principal, pues de esta manera se mejora la estabilidad (Fig. 22).

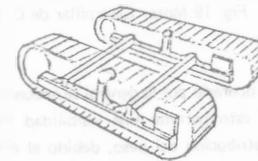


Fig. 22. Conexión Rígida entre Bastidores.

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 patinan 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 3/4" aproximadamente. Este tipo de zapata proporcionan mejor tracción que las lisas pero aún patinarán con facilidad en condiciones resbalosas.

A medida que la zapata con semigarra se desgasta, las cabezas de los pernos de sujeción quedan expuestos 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 adecuados para trabajar en terrenos lodosos, ya que se hacen tan resbalosos que proporcionan poca tracción y no sujetan tabloncillos 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 hacen 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.

DIRECCION

La dirección de los cargadores montados sobre orugas se maneja por medio de un sistema de tres pedales (Fig. 23).

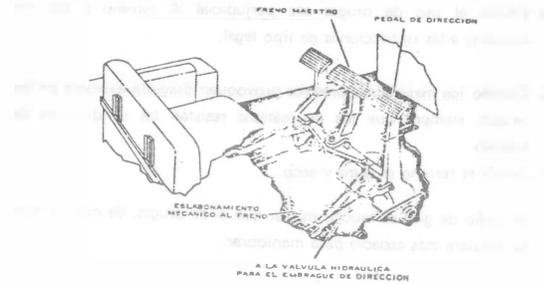


Fig. 23. Sistema de Dirección

Mediante éstos se hacen todos los giros y paradas. Para soltar el embrague de la dirección, a fin de hacer un giro lento, se oprime hasta la mitad el pedal de la derecha o de la izquierda. Cuando se requiere un giro más cerrado, se oprime el pedal hasta el fondo. El pedal del centro frena también ambos carriles, pero no suelta los embragues y puede fijarse como freno de estacionamiento. Los embragues de la dirección se enfrían con aceite y tienen varios discos para servicio pesado.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LOS DOS TIPOS DE CARGADORES

Los cargadores frontales montados sobre neumáticos, se puede utilizar con ventajas en los siguientes casos:

- Cuando sea importante el acarreo de material en tramos cortos.
- Cuando los puntos de trabajo están diseminados.
- Cuando los materiales están sueltos y pueden atacarse fácilmente con el cucharón.

- d) Donde el uso de orugas sea perjudicial al terreno o por no ajustarse a las restricciones de tipo legal.
- e) Cuando los materiales abrasivos provoquen desgaste excesivo en las orugas, siempre que los neumáticos resistan las condiciones de trabajo.
- f) Donde el terreno es duro y seco.
- h) El radio de giro es mucho mayor que el de orugas, de manera que se requiere más espacio para maniobrar.
- i) La presión sobre el suelo es aún mucho mayor que los de orugas, pero el efecto de compactación de las llantas y las vueltas más graduales le hacen posible trabajar fácilmente en suelos arenosos que se partirían bajo las orugas, causando un excesivo desgaste a éstas.
- j) En superficies, resbalosas pueden ocasionar la pérdida, tanto de la tracción como de la precisión de la dirección.

Una de las características de estos tipos de cargadores, es que da una mayor facilidad de desplazamiento y por esto, se obtiene mayor rendimiento a distancias considerables de acarreo, en comparación con los de orugas.

Los cargadores frontales montados sobre orugas se pueden utilizar con ventajas en los siguientes casos:

- a) En terrenos flojos donde el área de apoyo de las orugas aseguran un movimiento adecuado y una estabilidad correcta.

b) Cuando las condiciones del terreno o las pendientes exijan buena tracción y amplia superficie de apoyo.

c) Donde no hay necesidad de hacer movimientos frecuentes y rápidos.

d) Cuando los materiales son duros y no pueden excavar fácilmente.

e) En donde los fragmentos de roca pueden dañar los neumáticos.

g) En trabajos que requieren volúmenes pequeños.

Por su diseño los cargadores sobre orugas, pueden salvar las irregularidades del terreno y su característica principal es su buena tracción, su baja velocidad y su limitación a distancias cortas de acarreo.

TIPOS DE CARGADORES EN EL MERCADO ACTUAL FABRICADOS EN MEXICO

Secretaría de Industria y Comercio, integrada por representantes gubernamentales y de la iniciativa privada.

Los principales productos que hace la Industria Nacional para el ensamble de un cargador entre otros, son: filtros, mangueras, sellos, bandas, balatas, carcasas, motores y baleros.

Para que un cargador sea considerado de fabricación Nacional, deberá de contener cuando menos el 51% de conjuntos básicos. Estos conjuntos son los siguientes:

- a) Chasis o estructura principal
- b) Motor
- c) Convertidores o transmisiones
- d) Mandos finales
- e) Sistema eléctrico en general
- f) Sistema hidráulico.

En México la industrialización ha seguido el proceso tradicional de los países de menor desarrollo. Esto se puede constatar en las tablas que a continuación presentamos de algunos modelos de cargadores frontales, que existen en el mercado actual en el mundo, en la cual, una minoría son de fabricación Nacional.

En el mercado se encuentran varios proveedores que distribuyen cargadores tanto de carriles como de neumáticos, de distintos tipos y tamaños, que pueden tener características especiales que los hacen más o menos populares entre el gremio de constructores, pero quizá los factores que más influyan para adquirir una determinada marca, sea la oportunidad, la existencia, facilidad de pago, precio, posible valor de rescate, pero muy especialmente el servicio de refacciones y mantenimiento que ofrezca la casa vendedora.

El gobierno ha establecido una serie de medidas, estímulos y facilidades tendientes a procurar que parte de los bienes intermedios y de capital que actualmente se importan, sean sustituidos por productos fabricados en el país. Algunos de estos productos se fabrican en México pero no en las cantidades suficientes, para poder conciderar que un determinado cargador sea considerado 100% de fabricación nacional.

A fin de proteger a la Industria Nacional productora de maquinaria, comprometidas ante el Gobierno a programas de fabricación, las importaciones de bienes de capital (maquinaria, refacciones, piezas etc.) están controladas por los Comités Consultivos para la importación de la

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

DATOS DE FUNCIONAMIENTO

Fabricante	Modelo	Articulado*	Graba máxima de tracción	Capacidad de caso obstruición		Capacidad de caso velocidad		Alcance máximo de alcance de 45°		Alcance máximo de alcance de 45°		Alcance máximo de alcance de 45°		Alcance máximo de alcance de 45°		Alcance máximo de alcance de 45°		Diámetro de rueda en mm
				yd'	m'	yd'	m'	in	mm	in	mm	in	mm	in	mm			
Allis Chalmers	840	Y	40	1 25-1 75	955-1 34	1 5	1 2	112	2844 R	39	990 B	208 75	5302 75	124	3149 6	87	1701 8	98
	940	Y	40	1 5-2	1 15-1 53	1 75	1 34	112	2844 R	39	990 B	212	5304 8	122 5	3111 5	72	1828 8	98
Aveing Bedford	1S200	N	-	1 8 3	1 15 2 3	2	1 53	104	2641 B	38 5	977 B	228	5740 4	88	2235 2	79	2008 A	87
	1S210	Y	-	1 75 3 5	1 34 2 7	2 5	1 9	104	2641 B	38 5	977 B	228	5741 2	88	2235 2	79	2008 A	87
	1S250	N	-	2 5 5	1 9 3 8	3 5	2 7	114	2895 A	40	1018	255	6477	77	1955 8	81	2057 4	98
	1S500	Y	40	3 7	2 3 5 4	5	3 8	122	3098 R	55	1387	337	8432 R	114	2815 8	115 5	2337	138
Bray	540	N	-	1-2	784-1 5	1 25	95 5	-	-	-	-	224	5696 6	108	2743 2	60	1676 4	81
	544	N	-	1-2	784 1 5	1 25	96	-	-	-	-	224	5699 8	108	2743 2	66	1676 4	81
	548	N	-	1 2	784 1 5	1 25	96	-	-	-	-	224	5699 8	108	2743 2	61	2311 4	81
	562	N	-	9 98 4	1 7 3 1	2 9	1 9	118	2948 4	37	939 R	242	6148 8	113	2870 2	61	2057 4	90
	568	N	-	2 75 4	1 7 3 1	2 5	1 9	118	2848 4	37	939 R	242	6148 8	113	2870 2	61	2057 4	90
	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Case	W14	Y	80	1 25-1 75	98-1 3	1 25(D)	98	109 5	2781 3	30	782	216	5496 4	123	3124 2	68	1727 2	100
	W14H	Y	80	1 25-1 75	98-1 3	1 50(D)	1 15	106 5	2705 1	32	812 8	220	5508	123	3124 2	68	1727 2	100
	W18	Y	80	1 25-2	1 15-1 5	1 75(D)	1 34	109	2768 8	35 5	901 7	239	6070 8	124	3149 6	73	1854 2	104
	W20	Y	80	1 75-2 5	1 34-1 9	2(D)	1 5	106 5	2705 1	36	965 2	243	6172 2	161 5	4610 1	73	1854 2	104
	W26B	Y	80	2 5-5	1 9 3 8	3(D)	2 29	119	3022 8	38 5	977 9	296	7518 4	206	5232 4	87	2269 8	127
	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Caterpillar	910	Y	35	1-1 25(D)	8 1(D)	1 25(D)	1(D)	87	2460	34	850	218	5490	107	2720	92	2010	92
	920	Y	35	1 5-1 75(D)	1 15-1 35(D)	1 5(D)	1 15(D)	109	2770	29	740	225	5715	123	3100	85	2160	100
	930	Y	35	1 75-2 25(D)	1 34-1 72(D)	2(D)	1 53(D)	112 5	2850	31 8	830	238	6045	128	3200	89	2260	104
	950	Y	35	2 25-3 5(D)	1 72-2 48(D)	2 5(D)	1 91(D)	111	2820	29	740	243	6170	124	3150	95	2410	115
	960C	Y	35	3-4 5(D)	2 3-3 45(D)	3 5(D)	2 80(D)	118	3000	31	790	269	6810	134	3470	106 5	2700	120
	960B	Y	35	4 5-5 5(D)	3 45-4 7(D)	4 5(D)	3 45(D)	122	3200	44	1120	323	7470	142 5	3670	114 5	2810	132
	988	Y	35	6-7(D)	4 6-5 4(D)	6(D)	4 8(D)	-	-	-	-	336	8534	146	3700	128 5	3200	140
	992B	Y	35	10(D)	7 65(D)	10(D)	7 65(D)	181	4600	-	-	470	10 868	177(HH)	4500(RR)	155	3940	170
Clark	35	N	N/A	1-2	76-1 5	1 25	95 4	102(AA)	2590 8(AA)	25(AA)	837(AA)	202	5130 8	118(HH)	2992 2(RR)	67	1701 8	83 5
	45B	Y	35	1 5-2	1 15-1 5	1 5	1 15	108(AA)	2768 6(AA)	28(AA)	711 2(AA)	225	5715	119 2(HH)	3027 2(HR)	69	1752 8	88 5
	55A	Y	35	2 3-5	1 5 2 7	2	1 5	108(AA)	2743 2(AA)	31 6(AA)	802 6(AA)	265	6731	137(HH)	3480(HR)	74 5	1892 3	110
	75B	Y	35	2 5-4	1 9 3 1	2 5	1 9	108(AA)	2743 2(AA)	34(AA)	863 6(AA)	284	6705 6	131(HH)	3327 4(HR)	77	1955 8	112
	125R	Y	35	3 5-5	2 7 3 8	3 5	2 7	118 5(AA)	3075 1(AA)	37 5(AA)	952 6(AA)	297	7443 4	138(HH)	3505 2(HR)	88	2234 2	128
	175B	Y	35	4 5-6	3 4 4 6	5	3 8	118(AA)	3072 6(AA)	52(AA)	1320 8(AA)	338	8076 4	155(HH)	3816(HR)	89	2260 8	135
	275B	Y	35	6 5-8	5 6 1	7	5 4	125 5(AA)	3387 7(AA)	53 2(AA)	1352 6(AA)	349	8844 6	159(HH)	4038 6(HR)	105 5	2479 2	148
	475B-H(DD)	Y	35	10-18	7 8-13 8	10	7 8	192(AA)	4876 8(AA)	61(AA)	1549 4(AA)	471	11 963 4	194(AA)	4727 6(AA)	114	2895 8	182
	475B	Y	35	10-20	7 8-13 8	12	9 2	183 8(AA)	4180 5(AA)	68 7(AA)	1745(AA)	470 3	11 945 6	199 4(HH)	5064 8(HR)	114	2826 6	182
	875	Y	35	24	18 3	24(EF)	18 3(EF)	204(EF)	5182(EF)	92(EF)	2337(EF)	607(EF)	15 418(EF)	256(GG)	6502(GG)	160	4064	223 5
John Deere	JD544B	Y	80	1 5-3	1 15 2 3	2	1 5	105	2667	35 6	904 2	232	5892 8	124(E)	3149 6(E)	88	2215 2	94 5
	JD644B	Y	80	2 5-4 5	1 9 3 4	3	2 29	108	2743 7	37 5	952 5	259	6578 8	127(E)	3225 8(E)	100	2540	104
Eaton	YALE 1700	Y	35	1 75-2 5	1 3-1 9	2 01	1 5	112	2844 A	34	861 6	251 5	6388 1	125 5	3187 7	90 5	2294 7	108
	YALE 1900	Y	35	2-3	1 5-2 3	2 25	1 7	109	2768 R	36	914 4	251 5	6388 1	125 5	3187 7	95	2413	108
	YALE 2000	Y	40	2 5-4	1 9 3	2 5	1 9	114	2895 5	38	965 2	265	6731	133	3378 2	95	2413	118
	YALE 2500	Y	40	3 25-5	2 5 3 8	3 25	2 5	127	3098 R	39	990 A	297	7517 8	139	3530 A	117	2870 2	128
	YALE 3000	Y	40	3 75-5 5	2 20 4 2	3 75	2 9	124	3148 R	42	1066 8	301	7645 4	139	3570 8	117	2870 2	128
	YALE 4000	Y	40	4 5	3 3 8	4 5	3 4	128	3200 8	39	990 B	325	8255	138	3505 2	126	3200 4	138
	YALE 6000	Y	40	6-7 5	4 6 5 7	8	4 8	128	3276 8	45	1143	340	8638	152	3890 8	134	3403 8	149
	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Eimco TMD	811LHD	Y	45	1-2	784-1 5	1	784	38	965 2	21 25	539 75	181	4597 4	44(F)	1117 8(F)	48	1219 2	80
	811ELHD	Y	45	1-2	784-1 5	1	784	38	965 2	21 25	539 75	181	4587 4	44(F)	1117 8(F)	48	1219 2	80
	812BLHD	Y	45	2	1 8	2	1 5	72	1878 8	41 8	1057 3	313 75	7890 3	83 7(H)	1600 198 1(H)	80 84	1524 2138	95
	813LHD	Y	45	3	2 3	3	2 3	97	1447 8	34	883 8	304	7721 8	80(F)	1524(F)	72	1828 8	114
	815CLHD	Y	45	4 4	3 4	5	3 8	85-88	1881-1727	87	1701 8	370	9388	89(F)	1752 8(F)	96	2438 4	-
	818LHD	Y	-	9	9 9	9	8 9	88	1878 4	-	-	-	-	78	1981 2	96	2438 4	144
	920C	Y	40	10	7 8	10	7 8	78	1981 2	148	3759 2	442	11 228 8	78(F)	1881 2(F)	120	3048	180

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Fabricante	Modelo	DATOS DE FUNCIONAMIENTO												MOTOR				
		Distancia entre ejes		Peso distribuido en funcionamiento		Máximo torque en el eje de salida (kg/cm²)	Carga de tracción		Carga de inclinación en la articulación		Carga de inclinación en la articulación	Carga de inclinación en la articulación	Altura de centro de gravedad (mm)	Revolución más baja en el eje de salida	Distancia entre ejes	Carga de giro (revoluciones de giro en 1 minuto)	Marca	Modelo
		mm	lb.	kg	lb		kg	lb	kg	lb								
Alfa Chalmers	840	2438.4	15.550	7044.2	N	11.090	5023.8	8690	4027.2	13.300	6024.8	55	15	381		PERKINS	4.248	
	940	2438.4	17.550	7955.5	N	12.566	5649.7	10.600	4842.6	14.400	6523.2	55	15.2	388.1		A.C.	2940/MARK	
Avelling Barford	TS200	2209.8	20.850	9445.1	N	13.500	6115.5	N/A	N/A			43	18.5	419.1	121		FORD	2715E
	TS230	2209.8	21.070	9544.7	N	15.000	6725	15.000	6725	15.000	6725	43	14.5	368.3	248		LEYLAND	401
	TS250	2438.4	30.000	13.500	N	21.000	9513	21.000	9513	N/A	N/A	40	16	406.4	300		LEYLAND	690
	TS500	3505.2	50.872	23.045	N	36.353	18.407.9	31.725	14.371.4	N/A	N/A	43	19	482.6	275		COMMINS	NTAS-C310
Bray	540	2057.4	15.183	6877.9	N	9000	4077	N/A	N/A	12.500	5622.5	48	18.75	425.5	234		PERKINS(A)	4.238
	544	2057.4	15.919	7220.4	N	9000	4077	N/A	N/A	12.500	5622.5	48	18.75	425.5	171		PERKINS(A)	4.238
	548	2057.4	18.919	7220.4	N	9000	4077	N/A	N/A	12.500	5622.5	48	18.75	425.5	234		PERKINS(A)	4.238
	562	2268	24.000	11.324	N	18.500	7021.5	N/A	N/A	17.000	7701	49	17.4	444.4	295		LEYLAND(C)	UF 401
	588	2268	25.000	11.324	N	15.500	7021.5	N/A	N/A	17.000	7701	49	17.5	444.5	180		LEYLAND(C)	UE 401
Case	W14	2540	14.500	6568.5	N	10.713	4862.1	9132	4136.8	14.022	6342	45	18	406.4	340.8		PERKINS	4.190D
	W14H	2540	15.734	7127.5	N	11.920	5399.8	10.920	4945.8	12.361	5598.5	45	16	406.4	340.8		PERKINS	4.190D
	W18	2743.2	19.030	8620.8	N	12.730	5766.7	11.228	5086.3	20.100	9155.3	45	15.5	393.7	398		COMMINS	4401RD
	W20	2743.2	21.107	9581.5	N	15.250	6908.3	13.550	6138.2	18.800	8569.4	45	15.5	393.7	396		COMMINS	4401RD
	W26H	3235.8	33.045	14.854.4	Y	25.810	11.641.9	22.750	10.305.8	27.100	12.276.3	48	16	406.4	471.6		COMMINS	4401RD
Caterpillar	910	2340	13.400(K)	6100(H)	-	10500(K)	4700(H)	8500(H)	3800(H)	10.000(J)	4500(J)	-	18	381	186		CAT	3204
	920	2540	17.400(KK)	7890(KK)	-	11.800(KK)	5400(KK)	10.900(KK)	4900(KK)	12.800(JJ)	5000(JJ)	-	13.2	335	295		CAT	3104
	970	2550	19.800(LL)	8750(LL)	-	13.800(LL)	6200(LL)	12.500(LL)	5800(LL)	19.100(JJ)	7800(JJ)	-	13.69	348	220		CAT	3104
	950	2900	24.200	11.000	-	18.500	7400	15.420	6900	22.900(JJ)	10.400(JJ)	-	15	381	229		CAT	3104
	966C	3100	31.500	15.200	-	24.400	11.140	22.420	10.260	28.800(JJ)	13.000(JJ)	-	15.6	397	249		CAT	3106
	980B	3300	49.700(MM)	22.500(MM)	-	33.000(MM)	15.300(MM)	30.800(MM)	13.900(MM)	35.000(JJ)	16.200(JJ)	-	16.20.8	405.528	288		CAT	3106
	988	3500	67.000	30.800	-	40.200	18.250	38.480	18.480	47.200(LL)	21.400(LL)	41	22.5	570	286		CAT	D 343
	992B	4020	133.200(NN)	60.400(NN)	-	92.700(NN)	42.000(NN)	83.000(NN)	38.000(NN)	81.000	36.770	-	23	580	310		CAT	3148
Clark	3E	2120.9	12.580	5699.7	N	8415	3811.9	N/A	N/A	9100	4127.3	40	17(AA)	431.8(AA)	367.9(AA)		GM	3.53
	45B	2561.9	17.820	8076.9	N	12.088	5475.9	11.074	5016.5	15.030	6808.6	42.5	16(AA)	406.4(AA)	440.4(AA)		GM(C)	4.53
	55A	2794	22.300	10101.9	N	14.429	6532.3	13.320	6033.9	18.250	8267.3	45	14(AA)	355.6	470.2		GM(C)	4.53H
	75B	2844.8	27.000	12.240	N	19.000	8607	17.700	8018.1	18.900	8561.7	40	14.5(AA)	368.1(AA)	402(AA)		COMMINS	47.3H
	125B	3261.2	38.000	17.214	N	25.780	11.678.3	23.180	10.500.5	30.100	13.635.3	45	16(AA)	406.4(AA)	540(AA)		COMMINS	4.238E5
	175B	3423	51.300	23.219	Y	34.710	15.732.7	31.480	14.251.4	34.900	15.492	55	20(AA)	500(AA)	570(AA)		GM	B.2.31E
	275B	3708.4	76.805	34.838.9	Y	46.400	21.200	41.400	19.400	51.000	21.101	44	20(AA)	500(AA)	654(AA)		COMMINS	NTA 895.C
	475B (H10)	4622.8	154.000	69.781.2	Y	101.400	45.934.2	68.700	40.181	105.200	47.655.8	40	22.3(AA)	566.4(AA)	810(AA)		COMMINS	VIA 1200 C 700
	475B	4622.8	154.000	70.977	Y	99.600	44.118.8	90.000	40.720	89.500	40.541.1	38	22.3(AA)	566.4(AA)	810(AA)		COMMINS	VIA 1200 C 700
	875	5875.9	361.475	172.800	N	181.400	82.174	182.100	73.431	148.200	67.137	43	30(AA)	965.2(AA)	1041(AA)		COMMINS	2421.1210 C835
John Deere	J1541H	2409.3	21.850	9.834.1	Y	18.088	7285.5	13.600	6105.8	15.600	7074	42	14.5	312	312		DEERE	6541A
	J1641H	2641.8	28.200	12.810.4	Y	22.420	10.156.3	19.160	8.879.5	21.145	9669.3	42	17.2	436.9	370		DEERE	6541A
Estan	YALF 1300	2682.4	18.045	8174.4	N	13.306	6054.9	12.163	5500.8	20.100	9195.8	40	15	381	310		PERKINS	4.238
	YALF 1300	2682.4	19.300	8781.7	Y	14.982	6777.8	13.816	6168.1	20.815	9302.4	40	15	381	202.5		PERKINS	4.238
	YALF 2000	2746.4	24.000	11.778	N	19.380	8729.1	17.312	7751.7	25.800	11.687.4	40	16	406.4	228		COMMINS	6500C
	YALF 2500	3200.4	35.100	15.900.3	N	24.960	11.306.9	21.800	9875.4	38.000	17.214	40	16	406.4	242		GM	53.100
	YALF 3000	3251.2	39.100	17.720	N	28.650	12.918.5	25.000	11.325	39.200	17.757.8	40	18	406.4	246		COMMINS	6502.4
	YALF 4000	3505.2	48.500	21.064.5	N	37.078	18.771.8	32.731	14.827.1	58.241	17.323.2	40	15	381	269		COMMINS	6502.4
	YALF 5000	3759.2	68.400	31.148.4	N	45.574	20.845.9	40.244	18.230.5	81.100	23.103	40	18	457.2	305		COMMINS	6502.4
Emco TMD	911LHD	1524	9000	4077	N	7000	3171	-	-	8000	3624	-	7.625	193.7	222		DEUTZ	FD 912W
	911ELHD	1524	9000	4077	N	7000	3171	-	-	8000	3624	-	7.625	193.7	222		DEUTZ	FD 912W
	912H HD	2413	20.100	9105.3	N	12.000	8438	-	-	12.000	5470	-	10.375	263.5	370		DEUTZ	FD 912W
	913LHD	2895.8	28.000	12.604	N	-	-	-	-	18.000	8154	-	12	304.8	792		CAT	3124NA
	915CLHD	41.500	18.790.5	N	24.000	-	10.872	-	-	29.000	13.137	-	12.375	314.3	485		DEUTZ	FDL 714
	919LHD	3057.8	64.000	29.878	N	-	-	-	-	45.000	20.385	-	-	-	878		DEUTZ	F12L 714
	9200	3810	92.000	41.876	N	47.600	21.862.8	-	-	88.000	38.274	-	18	381	600		CAT	1691A

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Fabricante	Modelo	MOTOR						CAPACIDAD DEL TANQUE DE COMBUSTIBLE			NEUMÁTICOS STANDARD			TRANSMISION								
		Potencia SAE (kW)	Combustible	Número de cilindros	Cilindros		Número de codos	U.S. gal	Imp. gal	Litros	Dimensiones	Línea	Tipo	Tipo	Tracción hacia adelante	Número de velocidades	Tracción hacia adelante		Tracción hacia adelante	Número de velocidades	Tracción trasera	
					Cu. in.	litros											MPH	km/h			MPH	km/h
Alco Chalmers	810	73/2700	D	4	248	4	4	30	25	113.7	16.9X24	10	R-4	CS,PS	3	0-19.7	0-30	3	0-19.7	0-30	3	0-30
	940	90/2400	D	5	301	4.9	4	30	25	113.7	15.5X2	8	L-2	CS,PS	3	0-19.3	0-31	3	0-19.3	0-31	3	0-31
Aveling Barford	15270	137/2500	D	6	380	5.2	4	36	30	136.3	17.50X25	12	L-3	PS	4	3.7-24	6-38.6	4	3.7-24	6-38.6	4	6-38.6
	15230	145/2400	D	6	401	5.8	4	36	30	136.3	17.50X25	12	L-3	PS	4	3.7-24	6-38.6	4	3.7-24	6-38.6	4	6-38.6
	15210	207/2700	D	8	677	11.1	4	45.8	38	172.8	18.00X25	12	L-3	PS	4	3.4-25	6.5-40.2	4	3.3-25.5	6-41	4	6-41
	15400		D	8	855	14	4	103.7	86	390.6	26.5X25	12	L-3	PS	4	3.6-25	6.8-37	4	3.6-25	6-37	4	6-37
Bray	540	88/2800	D	4	236	3.9	4	26.4	22	99.9	14.00X24	8	EARTHMOVER	PS	4	6-24.6	8-39.6	4	5-24.6	6-39.6	4	5-24.6
	544	86/2800	D	4	236	3.9	4	26.4	22	99.9	14.00X25	8	EARTHMOVER	PS	4	6-24.6	8-39.6	4	5-24.6	6-39.6	4	6-39.6
	546	110/2500	D	6	254	4.2	4	26.4	22	99.9	14.00X24	8	EARTHMOVER	PS	4	6-24.6	8-39.6	4	5-24.6	6-39.6	4	6-39.6
	562	149.5/2600	D	8	399	6.5	4	36	30	136.3	18.00X24	12	EARTHMOVER	PS	4	6-24.6	8-39.6	4	5-24.6	6-39.6	4	6-39.6
	568	149.5/2600	D	8	399	6.5	4	36	30	136.3	18.00X24	12	EARTHMOVER	PS	4	6-24.6	8-39.6	4	5-24.6	6-39.6	4	6-39.6
Case	W14	83/2200	D	4	318	5.5	4	38	31.7	144	13.00X24	8	O-2	PS,PL,SS	4	0-25	0-40.2	2	0-9	0-14.6	2	0-9
	W14H	83/2200	D	4	318	5.5	4	38	31.7	144	15.5X25	10	L-2	PS,PL,SS	4	0-25	0-40.2	2	0-9	0-14.6	2	0-14.6
	W18	103/2200	D	6	401	6.8	4	50	41.7	189.4	14.00X24	10	O-2	PS,PL,SS	4	0-25.9	0-41.2	2	0-9.5	0-15.3	2	0-15.3
	W20	103/2200	D	6	401	6.8	4	50	41.7	189.4	17.5X25	10	L-2	PS,PL,SS	4	0-25	0-40.2	2	0-9	0-14.6	2	0-14.6
	W25B	185/2200	D	8	504	8.3	4	82	68.3	310.6	23.5X25	12	L-2	PS,PL	3	0-29.9	0-48.1	3	0-30.8	0-49.0	3	0-49.0
Caterpillar	910		D	4	318	5.2	4	31	25.8	117	15.5X25	8	TR	PL,PS	3	4-15	6.5-24.1	2	6-6	10.6	2	6-6
	920		D	4	425	7	4	39	32.5	148	OPT	OPT	O-2-L-3-L-2	PS	4	4-28.2	6-42.2	3	4.9-14.6	7.9-23.5	3	7.9-23.5
	930		D	4	425	7	4	39	32.5	148	OPT	OPT	O-2-L-3-L-2	PS	4	4-25.8	6.8-41.5	3	5.1-15.1	8.2-24.3	3	8.2-24.3
	950		D	4	425	7	4	53	44.2	201	OPT	OPT	L-3-L-2	PS	4	4-4-22.3	7.1-35.9	4	6.3-28.4	8.5-42.5	4	8.5-42.5
	966C		D	6	638	10.5	4	85	54.2	246	OPT	OPT	L-2-L-3	PS	4	4.8-23.6	7.7-38.4	4	5.7-28	8.2-45.1	4	8.2-45.1
	980R		D	6	638	10.5	4	95	79.2	360	OPT	OPT	L-3-L-4-L-6	PS	4	4.1-26.7	6.6-43	3	5.3-17	6.5-27.4	3	6.5-27.4
	988		D	6	893	14.8	4	130	108.3	490	29.5X28	22	L-3-L-4-L-6	PL,PS	3	3.8-19	6.1-30.6	3	5.9-19	6.1-30.6	3	6.1-30.6
	992B		D	12	1786	29.3	4	275	229	1040	OPT	OPT	L-4-L-6	PL,PS	3	4.5-23.9	7.2-36.5	3	4.9-25	7.9-40.2	3	7.9-40.2
Clerk	35	68/2200	D	3	159.2	2.6	2	28	23.3	106	14.00X24	8	O-2	CS,PS	4	4-23.2(AA)	6.4-37.3(AA)	4	4-23.2(AA)	6.4-37.3(AA)	4	6.4-37.3(AA)
	45R	95/2200	D	4	212	3.5	2	45	37.5	170.5	13.00X24	10	O-2	CS,PS	3	4.1-18.6	6.6-29.9	3	4.1-18.6	6.6-29.9	3	6.6-29.9
	55A	135/2500	D	4	212.3	3.5	2	70	58.3	265	17.5X25	12	L-3	CS,PS	3	4-1.19	6.6-30.6	3	4-1.19	6.6-30.6	3	6.6-30.6
	75R	142/2300	D	4	264	4.7	2	70	58.3	265	20.5X25	12	L-3	CS,PS	4	3.8-20.5	6.1-33	4	3.8-20.5	6.1-33	4	6.1-33
	125B	212/2300	D	8	425.6	7	2	75	62.5	283.9	23.5X25	16	L-3	CS,PS	4	3.7-20.3	6.32-7	4	3.7-20.3	6.32-7	4	6.32-7
	175B	273/2100	D	8	567.4	9.3	2	116	95.7	439	26.5X25	20	L-3	CS,PS	4	4-22	6.4-35.4	4	4-22	6.4-35.4	4	6.4-35.4
	275D	342/2300	D	8	855	14	4	185	137.5	624.5	29.5X29	22	L-4	CS,PS	4	3.6-19.3	5.8-31	4	3.6-19.3	5.8-31	4	5.8-31
	475B-H(DO)	612/2000	D	12	1710	28	4	275	229.2	1040.9	37.25X35	36	L-5	CS,PS	4	3.4-18.3	5.5-29.5	4	3.4-18.3	5.5-29.5	4	5.5-29.5
	475B	612/2000	D	12	1710	28	4	275	229.2	1040.9	37.25X35	36	L-5	CS,PS	4	3.4-18.3	5.5-29.5	4	3.4-18.3	5.5-29.5	4	5.5-29.5
	675	2X597/2100	2-D	2X12	2X1710	2X28	4	500	416.7	1897.5	50.4X51	-XR2D	L-5	CS,PS	4	3.7-16.3	6.26-2	4	3.7-16.3	6.26-2	4	6.26-2
John Deere	JD544B	105/2200	D	6	414	6.8	4	40	33.3	151.5	17.5X25	12	L-2	PL,PR,SS	4	0-25	0-40.2	2	0-10	0-18.1	2	0-18.1
	JD444B	145/2200	D	8	531	8.7	4	58	46.7	212.2	20.5X25	12	L-2	PL,PS,SS	4	0-25.8	0-41.5	2	0-10.2	0-16.4	2	0-16.4
Eaton	YALE 1200	104/2500	D	8	354	5.8	4	37	30.8	140.2	14.00X24	12	O-2	PS	3	3.9-18.2	6.3-29.3	3	3.9-18.2	6.3-29.3	3	6.3-29.3
	YAL F 1300	104/2500	D	8	354	5.8	4	37	30.8	140.2	17.5X25	12	L-2	PS	4	3.4-19.8	6.5-31.9	4	3.4-19.8	6.5-31.9	4	6.5-31.9
	YALE 2000	165/2500	D	8	555	9	4	55	45.8	206.4	18.00X24	12	O-2	PS	4	3.8-22.6	6.3-36.4	4	3.8-22.6	6.3-36.4	4	6.3-36.4
	YALE 2500	182/2300	D	8	667	7	2	80	66.7	303	23.5X25	12	L-2	PS	4	3.7-21	6-33.8	4	3.7-21	6-33.8	4	6-33.8
	YALE 3000	228/2300	D	8	903	14.8	4	90	68.7	303	23.5X25	18	L-2	PS	4	4-21.2	6.4-34.1	4	4-21.2	6.4-34.1	4	6.4-34.1
	YALF 4000	280/2100	D	8	568	9.3	2	103	85.8	390.2	26.5X25	14	L-2	PS	4	4.1-21.2	6.6-34.1	4	4.1-21.2	6.6-34.1	4	6.6-34.1
	YALE 6000	309/2100	D	8	855	14	4	110	91.7	416.7	29.5X29	22	L-3	PS	4	4.2-20.9	6.8-33.6	4	4.2-20.9	6.8-33.6	4	6.8-33.6
Emco TMD	911LHD	88/2300	D	3	160	2.8	4	10	8.3	37.9	R25X15	14	SPECIAL	H	(0)	0-5	0-8	(0)	0-5	0-8	(0)	0-8
	911ELHD	30/1800	(H)	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	N/A	R25X15	14	SPECIAL	H	(0)	0-5	0-8	(0)	0-5	0-8	(0)	0-8
	912BLHD	77/2300	D	6	344.88	3.7	4	40	33.3	151.5	17.00X24	18	E-3	PS	2	0-6	0-9.7	1	0-6	0-9.7	1	0-9.7
	913LHD	110/2200	D	4	425	7	4	60	41.7	189.4	17.5X25	14	L-3	PS	3	2-10	3.5-18.1	3	2-10	3.5-18.1	3	3.5-18.1
	915CLHD	174/2300	D	8	774	12.7	4	75	62.5	284	18.00X26	24	E-3	PS	4	3.75-14	6-22.6	4	3.75-14	6-22.6	4	6-22.6
	919LHD	270/2300	D	12	1159	19	4	125	104.2	473.5	24.00X26	24	E-3	PS	4	3.8-18.4	6.1-29.8	4	3.8-18.4	6.1-29.8	4	6.1-29.8
	920C	400/3100	D	8	893	14.8	4	180	158.3	718.6	29.5X29	34.22(J)	L-6	PS	4	3.8-18.4	6.1-29.8	4	3.8-18.4	6.1-29.8	4	6.1-29.8

144

CARGADORES DE RUEDA (TRACCIÓN EN LAS 4 RUEDAS)

CARGADORES DE RUEDA (TRACCIÓN EN LAS 4 RUEDAS)

DATOS DE FUNCIONAMIENTO

Fabricante	Modelo	Anclaje*	Grado máximo de articulación	Capacidad de caso disponible		Capacidad de caso estándar		Ancho máximo de descarga a 45°		Ancho máximo de descarga a 45°		Ancho máximo de descarga a 45°		Longitud total, caso en el suelo		Ancho máximo de caso en "cruce"		Distancia entre los ejes.
				yd ¹	m ²	yd ¹	m ²	in	mm	in	mm	in	mm	in	mm	in	mm	
Erickson	Eric LV-G	N	-	278-815	212-823	-	-	80	2032	17.5	444.5	113.75	2889.3	84.25	2140	58	1473.2	34
	Eric LVW-G	N	-	278-815	212-813	-	-	80	2032	17.5	444.5	113.75	2889.3	84.25	2140	58	1473.2	34
	Little Eric	N	-	222-37	17-283	-	-	72.25	1835.2	20	508	98	2489.2	72.5	1841.5	45	1143	31
Ford	A62	Y	90	1.5-2	1.15-1.5	1.5	1.15	110	2794	34	863.6	274	5689.6	133	3378.2	83.5	2120.9	103
	A64	Y	90	2-2.75	1.5-2.1	2	1.5	110.5	2808.7	38	914.4	257	6527.8	132	3352.8	87.5	2222.5	111
	A66	Y	90	2-3	1.5-2.3	2.5	1.8	110	2794	35	889	259	6578.6	137	3479.8	91.5	2324.1	111
International Harvester	H-59C	N	-	1.5-3.5	1.2-2.7	1.5	1.2	105	2667	37	919.8	212.75	5403.9	87.25	2219.2	90.25	2292.4	96
	H-60E	Y	35	1.5-3.5	1.15-2.7	2	1.5	102.5	2603.5	47.5	1206.5	235	5989	121.5	3089.1	93	2382.2	100
	H-65C	Y	35	2.5-4.5	1.9-3.4	2.5	1.9	111.5	2832.1	41	1041.4	250.5	6362.7	128	3251.2	96	2438.4	108
	H-80B	Y	35	3-6	2.3-4.8	3.5	2.7	119.5	3035.3	47	1193.8	281.5	7150.1	133.5	3390.9	107	2717.8	117
	H-90E	Y	35	4-7	3-5.4	4	3	114.5	2908.3	48	1188.4	283.75	7207.3	139	3530.6	113.5	2889.9	120
	H-100C	Y	40	4.5-5.5	3.4-4.2	4.5	3.4	124	3149.8	58	1473.2	328	8331.2	150	3810	126	3200.4	140
	560	Y	35	8.5-12	4.97-9.2	8.5	4.97	149	3784.8	52.5	1333.5	352	8940.8	158.5	4025.9	133	3378.2	155
	H-400C	Y	40	8-11	4-4.8	8	4	160	4064	72	1828.8	433	10998.2	180	4572	159	4038.6	180
	3850	N	-	1.25-1.5	.855-1.15	1.25	.955	102	2590.8	43	1092.2	207	5257.8	115.5	2933.7	68.5	1739.9	78
Long	445D1	N	-	5-8.25	382-478	8.25	478	94	2387.8	33	838.2	184	4673.6	57.5	1460.5	64.91	1626.2311	81
Massey Ferguson	MF11	N	-	1.3-2	1-1.5	1.3	1	110	2794	34	863.6	188	4775.2	112	2844.8	66	1678.4	82
	MF33	N	-	1-2	.784-1.5	1.375	1.05	109.5	2781.3	29.375	748.1	212.5	5397.5	115	2921	70.5	1790.7	83.5
	MF44B	Y	70	2-3	1.5-2.3	2	1.5	108	2743.2	33	838.2	259	6578.6	128	3200.4	72.5	1841.5	108
	MF55	Y	78	2-3.5	1.5-2.7	2.5	1.9	109	2748.8	38	965.2	263	6808.2	134	3493.8	78	1981.2	110
	MF68	Y	80	3-5.4	2.7-3	3.5	2.7	109	2768.8	38	965.2	300.5	7632.7	133.25	3384.8	86	2184.4	130
	MF77	Y	80	4.5-5	3.4-3.8	4.5	3.4	118.5	3009.9	48	1219.2	322.5	8191.5	107.75	2699.9	88	2235.2	138
	MF88	Y	80	3.5-8	4.2-8.1	8	4.8	129	3278.8	50	1270	354.5	9004.3	107.5	2730.5	99	2514.6	148
Marathon Le Tourneau	L-700A	Y	45	10-30	7.8-27.9	15	11.5	182	4616.8	98	2489.2	578	13360.4	182	4616.8	139.5	3543.3	318
	Maxlift 4000	Y	45	7.5-2.5	5.73-1.9	7.25	.98	108	2743.2	38.5	977.9	227	5765.8	110.5(E)	2806.7(E)	68.5	1739.9	98
	Maxlift 5000	Y	45	7.5-2.5	5.73-1.9	7.25	1.3	108	2743.2	38.5	977.9	230	5842	110.5(E)	2806.7(E)	68.5	1739.9	98
	Maxlift 7000	Y	45	1-3	.784-2.3	2	1.5	108	2743.2	41	1041.4	235	5969	110.5(E)	2806.7(E)	68.5	1739.9	98
Merco	Maxlift 10,000	Y	45	2-4	1.5-3	3	2.3	108	2743.2	43.75	1111.3	262	6654.8	110.5(E)	2806.7(E)	68.5	1739.9	120
	M-371Bnbcst	N	(2)	1.85-4.07	1.41-3.11	1.85	1.41	71.8(37)	1803.3(37)	17.8(37)	300.8(37)	92	2338.8	72	1828.8	35	889	28
	M-510	N	(2)	37-87	28-87	37	28	86.8(38)	2184.8(38)	17.5(38)	449.3(38)	107	2717.8	82	2087.8	53.5	1358.9	35
	M-700	N	(2)	37-87	28-87	37	28	87.8(36)	2208.8(36)	16.5(36)	419.8(36)	141.5	2812.1	83	2108.2	53.5	1358.9	35
M-975	N	(2)	1-2	.784-1.5	7.25	955	94	2387.8	28	711.2	150.25	3816.4	81.5	2324.1	83.25	2114.6	45	
	SKL500	Y	40	7.5-1.125	8-8.5	7.5	8	95	2400	-	2400	95	2400	68	1750	78		
	72-21	Y	30	2-3	1.5-2.3	2	1.5	105	2667	24	609.6	225	5715	123	3124.2	78	1981.2	98
	72-31	Y	30	2.5-5	1.9-3.8	2.5	1.9	120	3048	27	685.8	247	6273.8	125	3175	82	2082.8	98
PI PI	72-41	Y	30	2.5-5	1.9-3.8	3	2.3	120	3048	41	1041.4	253	6426.2	125	3175	83	2108.2	101
	72-51	Y	30	3.5-8	2.7-4.8	3.5	2.7	122	3098.8	38	965.2	264	6705.6	133	3378.2	86	2184.4	108
	72-71	Y	40	8.5-7	4.97-5.4	8.5	4.97	147	3733.8	50	1270	386	9804.4	162	4114.6	107	2717.8	160
	72-81	Y	40	9-10	8.97-8	9	8.9	154	3911.8	64	1625.6	428	10820.4	168	4216.4	110	2794	165
	72-11	Y	80	1.5-2.5	1.15-1.9	1.5	1.15	108	2743.2	36	914.4	216	5486.4	91	2311.4	74	1879.6	83
Terax Scotland	S/S700	N	-	2-4	1.53-3.06	2	1.53	72	1828.8	14	355.6	88.25	2444.8	75.5	1917.7	35	889	32
	S/S1200	N	-	4-8	3.08-6.11	4	3.08	78	1981.2	13	330.2	112	2844.8	81	1549.4	58.5	1485.9	35
	S/S1700	N	-	5-1	3.82-7.64	5	3.82	78	1981.2	13	330.2	112	2844.8	81	1549.4	58.5	1485.9	35
	S/S2750D	N	-	5-1	3.82-7.64	5	3.82	78	1981.2	13	330.2	122	3098.8	81	1549.4	58.5	1485.9	35
	S/S2750Q	N	-	8-1	3.82-7.64	8	3.82	78	1981.2	13	330.2	122	3098.8	81	1549.4	58.5	1485.9	35
Volvo	BM641	N	-	1.3-3.8	1-3	1.3	1	111	2895.8	29.5	748.3	218.5	5550	104	2641.8	71.5	1818.1	63.5
	BM841	N	-	1.7-5.2	1.3-4	1.7	1.3	127	3098.8	38	960.8	228	5740.6	108.8	2785.8	78	1905	81
	BM846	Y	40	1.8-5.5	1.4-5	2.1	1.8	118	2984.4	41	1041.4	258	6502.4	118	2948.6	77	1888.8	108
	BM1240	Y	40	2.1-8.1	1.8-7	2.7	2.1	118.8	3010	41.8	1054.1	268	6807.8	120	3048	77	1888.8	114
	BM1841	Y	37.5	3.3-14.4	2.5-11	4.2	3.2	114.8	2908.3	47	1193.8	310.8	7888.7	128	3200.4	91	2311.4	138.8

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Fabricante	Modelo	MOTOR							NEUMÁTICOS STANDARD			TRANSMISIÓN						
		Potencia SAE (kW)	Consumible	Número de cilindros	Cilindros		Número de cilindros	Cilindros de arranque de combustible	Dimensiones	Llaves	Tipos	Tipos	Transmisión (Número de velocidades)	Velocidad máxima		Transmisión (Número de velocidades)	Velocidad máxima	
					cu in	litros								MPH	km/h		MPH	km/h
hp/gpm				U.S. gal	Imp gal	litros												
Erickson	Eric LV-G 30/2800	G	4	107.7	1.8	4	10	8.3	37.8	7.50x15	8	LUG	H	-	0.53	0.101	0.43	0.101
	Eric LVW-G 40/2800	G	4	103.7	1.7	4	10	8.3	37.8	7.50x15	8	LUG	H	-	0.53	0.101	0.43	0.101
Ford	Little Eric 25/3600	G	2	80	0.8	4	8	8.7	30.3	5.90x15	4	SPECIAL	H	-	0.55	0.09	0.55	0.09
	A62 (M)	D	4	25A	4.2	4	40	33.3	151.5	15.5x25	12	L-2	PS PL SS	4	0.20	0.122	0.74	0.118
	A64 (M)	D	8	401	8.8	4	50	41.7	189.4	17.5x25	12	L-2	PS PL SS	4	0.21	0.138	0.8	0.128
International Harvester	AR6 (M)	D	8	401	8.8	4	50	41.7	189.4	20.5x25	12	L-2	PS PL SS	4	0.21	0.138	0.8	0.128
	H-50C 93/2300	G	6	301	4.9	4	42	35	153.1	13.00x24	8	G-2	PS	3	3.85/23.3	8.2/17.4	4.63/28	7.5/45
	H-60E 100/2500	D	8	360	5.9	4	50	41.7	189.4	15.5x25	12	L-2	PS	3	5.27/8	8.44/4	5.8/33	9.3/53
	H-65C 147/2500	D	8	414	8.8	4	64	51.3	242.1	17.5x25	12	L-2	PS SS CS	3	3.9/21.8	8.3/35	4.7/24.2	7.6/42.7
	H-80R 184/2500	D	8	468	7.8	4	78	65	295.5	20.5x25	12	L-3	PS SS CS	3	4.2/1	8.4/35.6	4.7/26.5	7.5/42.8
	H-90E 230/2500	D	8	573	9.4	4	97	80.8	367.5	23.5x25	12	L-3	PS CS	4	4.6/32	7.4/51.5	4.6/32	4.5/31.5
	H-100C 290/2100	D	8	817	13.4	4	115	95.8	435.7	26.5x25	14	L-3	PS CS	4	4.7/30.8	7.6/49.6	4.7/30.8	7.6/49.6
	560 380/2200	D	8	817	13.4	4	155	129.2	587.2	28.5x29	22	L-4	PS	3	4.8/27.2	7.7/35.7	4.8/27.2	7.7/35.7
	H-400C 580/2100	D	12	1710	28	4	250	208.1	947	35.40x39	20	L-4	PS SB	2	8.7/21.4	14.3/44	8.7/21.4	14.3/44
	3850 90/2300	D	8	283	4.3	4	31	25.8	117.4	14.9x24	8	R-4	PS	4	0.21	0.138	0.71	0.114
Long	445DT 45/2400	D	3	147.8	2.3	4	14.25	11.9	54	13.6x20(S)	8	R-1	GD	5	1.43/14.5	2.3/23.4	1.43/14.5	2.3/23.4
	Massey Ferguson MF11 74/2300	D	4	248	4	4	38	30	136.4	14.00x24	8	R-4	CS HS	4	1.99/20.3	3.1/32.7	1.99/20.3	3.1/32.7
Massey Ferguson	MF13 74/2300	D	4	248.7	4.1	4	37	30.9	140.2	13.00x24	8	G-2	CS	4	4.24	6.4/38.6	4.24	6.4/38.6
	MF48B 93/2200	D	8	354	5.8	4	51	42.5	193.2	17.5x25	12	L-2 L-3	CS	4	4.24	6.4/38.6	4.24	6.4/38.6
	MF55 138/2250	D	8	510.7	8.4	4	73	60.8	278.4	17.5x25	12	L-2	PS	4	3.21	4.8/33.8	3.21	4.8/33.8
	MF66 175/2500	D	8	318	5.2	2	73	60.8	278.4	23.5x25	12	L-2 L-3	PS	3	2.7/24	4.3/38.6	2.7/24	4.3/38.6
	MF77 278/2100	D	8	855	14	4	95	79.2	352.9	26.5x25	18	L-2	PS	4	2.2/32	3.2/37.3	2.2/32	3.2/37.3
	MF88 380/2100	D	8	855	14	4	120	100	454.6	29.5x29	22	L-2	PS	4	2.2/25	3.5/40.2	2.2/25	3.5/40.2
	Marathon Le Tourneau L-700A 700/2100	D	10	1136	18.6	2	336	280	1272.9	37.5x37	36	L-5	E	(G)	0.17/25	0.27/8	(G)	0.17/25
Matbro	Maxifl 3000 100/2500	D	8	363	6	4	30	25	113.8	13.00x24	8	FARTHMOVER	PS	4	0.25	0.40/2	0.25	0.40/2
	Maxifl 5000 108.5/2500	D	8	380	8.2	4	30	25	113.8	14.00x24	8	FARTHMOVER	PS	4	0.25	0.40/2	0.25	0.40/2
	Maxifl 7000 108.5/2500	D	8	380	8.2	4	30	25	113.8	16.00x24	8	FARTHMOVER	PS	4	0.25	0.40/2	0.25	0.40/2
	Maxifl 10.000 150/2400	D	8	363	6	4	30	25	113.8	17.50x25	18	FARTHMOVER	PS	4	0.25	0.40/2	0.25	0.40/2
Metros	M-371 Bobcat 13/3700	G	1	31.27	0.5	4	5.5	4.8	20.8	5.70x12	4	RAN LUG	CC	2	0.17	0.6	0.17	0.6
	M-610 30/2800	G	4	107.7	1.8	4	11	9.2	41.7	7.00x15	8	NYLON	VB	(G)	0.58	0.108	(G)	0.58
	M-700 30/2800	G	4	107.7	1.8	4	12.5	10.4	47.4	7.00x15	8	STIFF CAP	H	2	0.7	0.113	2	0.7
	M-813 82/2500	G	4	278	4.5	4	31	27.5	125	15.5x15	12	DUPLEX	H	2	0.9	0.14	2	0.9
Karl Schaeff	SKL 500 172/21	D	3	213	3.5	2	50	41.7	189.4	17.5x25	12	L-2	PL SS PS	2	0.17	0.28	1	0.6
	72-21 172/21	D	3	213	3.5	2	50	41.7	189.4	17.5x25	12	L-2	PL SS PS	2	0.17	0.28	1	0.6
	72-31 172/21	D	4	284	4.7	2	50	41.7	189.4	20.5x25	12	L-2	PL SS PS	3	0.26/7	0.41/3	0.27/5	0.44/3
	72-41 172/21	D	4	284	4.7	2	50	41.7	189.4	20.5x25	12	L-2	PL SS	3	0.26/7	0.41/3	0.27/5	0.44/3
	72-51 172/21	D	8	426	7.2	2	75	62.5	284.2	23.5x25	12	L-2	SS PL PS	2	0.27	0.35/4	1	0.85
	72-71 336/2300	D	8	568	9.3	2	146	121.7	553	28.5x29	22	L-4	PL PS	3	0.20/8	0.33/5	3	0.20
	72-81 434/2100	D	12	852	14	2	200	166.7	757.7	33.2x35	26	L-4	SS PS PL	3	0.05	0.24/3	3	0.17
Terec Scotland	72-11 86/2500	D	6	330	5.4	4	36	30	136.1	13.00x24	8	G-2	PL PS	2	0.7	0.11/3	1	0.95
Thomas	S/S1700 18/3000	G	2	53.9	0.8	4	10	8.1	37.9	5.90x15	4	-	H	-	0.48	0.77	0.48	0.77
	S/S1700 30/2800	D	4	107.7	1.8	4	21.8	18	81.8	7.00x15	8	-	H	-	0.6	0.97	0.6	0.97
	S/S1700 37/2400	D	4	154	2.5	4	21.8	18	81.8	7.00x15	8	-	H	-	0.16/1	0.10	0.16/1	0.10
	S/S27500 42/3000	D	4	108	1.8	4	21.8	18	81.8	7.00x15	8	-	H	-	0.16/1	0.10	0.16/1	0.10
	S/S27500 37/2400	G	4	154	2.5	4	21.8	18	81.8	10x16.5	6	-	H	-	0.10	0.15/1	0.10	0.15/1
Volvo	BM641 80/2300	D	4	258	4.2	4	29	24.2	110	12.4x24(S)	12(S)	R-4	PS	-	18.6	29.9	18.6	29.9
	BM841 112/2400	D	8	313	5.1	4	37	30.8	140	14.9x24(S)	12(S)	R-4	PS	4	18.4	28.4	18.4	28.4
	BM846 115/2400	D	8	313	5.1	4	51	42.5	193.1	20.5x25	12	L-2	PS	4	18.8	29.9	18.8	29.9
	BM1240 180/2500	D	8	499	8.7	4	81	50.8	231	29.5x25	18	L-2	PS	4	28	41.8	28	41.8
	BM1641 240/2700	D	8	588	9.8	4	95	54.2	248	33.5x25	18	L-2	PS	4	28	41.8	28	41.8

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Fabricante	Modelo	DATOS DE FUNCIONAMIENTO														MOTOR		
		Distancia entre ejes		Peso estándar en funcionamiento		Máximo peso recuperable en el punto de corte	Capacidad de excavación		Capacidad de excavación en inclinación (%)	Fuerza de tracción en funcionamiento		Distancia entre ejes		Ciclo de vida en horas de trabajo	Marca	Modelo		
		mm	lb	kg	b		kg	b		kg	lb	kg	mm				in	
Erickson	Eric LV-G	863.6	3700	1678.1	N	1950	887.9	N/A	N/A	2900	1313.7	8	152.4	73	185.4	WISCONSIN	VH40	
	Eric LVW-G	863.6	3700	1678.1	N	1950	887.9	N/A	N/A	2900	1313.7	8	152.4	73	185.4	FORD	V4104	
	Little Eric	787.4	2900	1313.7	N	1500	672.5	N/A	N/A	1500	724.8	6.5	165.1	67	157.4	ONAN	NH-C	
Ford	A62	2816.7	18.900	8561.7	N	14.000(K)	6342(K)	12.050(K)	5458.7(K)	17.000(L)	7701(L)	51	15.5	393.7	358	919.2	FORD	256-T
	A84	2819.4	23.480	10.827.4	N	17.300(K)	7838(K)	14.850(K)	6727.1(K)	20.900(M)	9467.7(M)	50	18	406.4	326	10.168.4	FORD	401-D
	A68	2819.4	28.300	12.827.4	N	21.800(K)	9875.4(K)	18.700(K)	8471.1(K)	23.000(P)	10.419(P)	50	18	457.2	400	10.187.7	FORD	401-T
International Harvester	H-50C	2184.4	17.450	7904.4	N	11.571	5241.7	11.571	5241.7	21.571	9740	41	19.8	497.8	252	6400.8	IH	G-301(Q)
	H-60E	2540	21.040	9531.7	N	14.880	6740.8	13.380	6061.1	21.340	9687	43	14.8	370.8	207.5	5270.5	IH	D-150
	H-85C	2743.7	28.455	12.913.7	N	20.700	9378	18.837	8442.8	34.333	15.512.9	40	15.4	391.2	240	6069	IH	DT-414
	H-80D	2971.9	33.878	15.256.9	N	23.658	10.718.2	21.505	9741.8	28.408	12.002.2	44	13.9	353.1	241	6121.4	IH	DT-466
	H-90E	3049	39.589	17.913.8	N	28.812	12.961.2	25.800	11.887.4	30.982	14.025.8	43	16.5	419.9	268.5	6819.9	IH	DV1-573B
	H-100C	3555	49.843	21.219.3	N	35.027	15.867.2	29.773	13.487.2	36.378	18.481.1	45	23.25	590.8	248	6502.4	IH	DT-817C
	S60	3937	79.210	35.882.1	N	62.297	23.648.8	46.986	21.787.4	84.181	29.074	45	20.8	528.3	316	8028.4	IH	DT-817C
	H-400C	4572	129.532	58.678	N	87.739	39.741.7	74.570	33.780	88.000	38.958	45	18.5	470	388(N)	8245.6(8)	CUMMINS	VT-1710-C
	3R50	1930.4	12.610	5712.3	N	9000	4027	N/A	N/A	8000	3625.8	60	15	381	440	11.176	IH	C-15401
	445DT	2057.4	8705	3937.4	N	5400	2497.4	N/A	N/A	4450	2015.9	25	18.3	464.8	392	7844.5	DEERE	D-155
Long	MF11	2082.8	14.500	6568.4	N	8000	3624	8200	2808.8	10.000	4530	47	15	381	156	3962.4	DEERE	A4-248
	MF33	2120.9	15.300	6930.9	N	8500	3850.5	N/A	N/A	14.300	6477.9	44	18	406.4	154	3918.8	DEERE	A4-248
	MF44B	2692.4	20.200	9150.6	N	13.500	6115.5	12.000	5436	18.100	7293.3	43	14.5	368.3	212	5388.8	DEERE	A6-154.1
	MF52	2794	28.260	11.895.8	N	18.500	7424.5	15.500	7021.5	25.000	11.325	45	18.25	412.8	210	5134	DEERE	58-510
	MF66	3302	34.100	15.447.3	N	25.450	11.578.9	22.999	9866	30.100	13.678.1	43.5	15.4	391.2	232	6028.8	GM	6V-57E
	MF77	3595.2	42.180	19.107.5	N	30.500	13.815.5	27.000	12.231	39.300	17.802.8	42	18	457.2	244.5	6210.3	DEERE	6V-57E
	L-700A	3708.4	60.000	27.180	N	42.000	19.020	37.000	17.032.8	81.000	27.873	41	17.5	444.5	266	6766.4	CUMMINS	NTR-650-110
Marathon Le Tourneau	M-700A	5486.4	180.000	81.540	N	117.000	53.000	105.000	47.565	189.000	52.095	50	19	482.6	298	9555.2	DEERE	745-5T
Melroe	Max10 4000	2438.4	14.000	6142	N	8000	3624	8400(5)	2803(W)	10.800	4892.4	57	15.25	387.4	316	8026.4	FORD	273F
	Max10 5000	2438.4	16.500	7474.5	N	10.000	4531	8200	3714.8	15.700	7066.8	57	15.25	387.4	316	8026.4	FORD	273F
	Max10 7000	2438.4	18.500	8340.5	N	14.000	6342	11.500	5209.5	15.700	7066.8	57	15.25	387.4	316	8026.4	FORD	273F
	Max10 10.000	3048	21.000	9513	N	20.000	9160	18.400	7429.2	22.800	10.328.4	57	15.25	387.4	316	8026.4	FORD	273F
Melroe	M 371 Bobcat	711.2	1900	860.7	N	1158	524.6	N/A	N/A	1995	496	24	4.75	120.7	108	2743.2	DEERE	R-121-S
	M 810	889	3810	1725.9	N	2165	1064.8	N/A	N/A	3840	878.1	25	8	203.2	130	3302	WISCONSIN	VH40
	M 700	889	4230	1916.2	N	2400	1132.5	N/A	N/A	3950	893.4	26	8	203.2	130	3302	WISCONSIN	VH40
	M 925	1143	11.070	5372.1	N	3400	1562.2	N/A	N/A	6098	2849.4	25	9	228.6	182	4722.8	DEERE	4-278
Karl Schaeff	SK1500	1940	8278	3750	N	5000	2265	5000	2200	7100	2700	31	10(11)	800(800)	150	3800	DEERE	130-912
Terex	72-21	2438.4	21.200	9611.0	N	15.400	6972	14.000	6342	20.100	9105.3	45	12	304.8	452	11.881.6	DEERE	4-278
	72-31	2514.5	28.100	12.720	N	19.800	8969	18.000	8154	26.900	12.185.7	42	12	304.8	440	11.886	DEERE	4-278
	72-41	2685.4	31.200	14.134	N	21.800	9875.4	19.400	8788	26.000	11.778	40	12	304.8	472.1	11.887	DEERE	4-278
	72-51	2743.7	38.100	18.353	N	15.400	6972.2	14.000	6342	20.100	9105.3	45	12	304.8	451.9	11.878.8	DEERE	4-278
	72-71	4061	78.200	34.541.3	N	52.000	23.531	44.900	20.340	65.000	29.807	40	18	457.2	568.1	14.220	DEERE	8V-73T
	72-81	4191	111.400	50.595	N	78.000	37.515	69.700	31.574	81.100	27.878	44	18	457.2	592.1	15.075	DEERE	12-731
Terex Scotland	72-11	2362.7	16.500	7474.5	N	10.450	47.11.9	9300	4212.9	18.700	7565	47	16	406.4	390	9100	WISCONSIN	VH40
Thomas	S/S700	812.8	3400	1540.7	N	1400	634.2	N/A	N/A	1500	619.5	24	5.75	146.1	57	1487.8	WISCONSIN	VH40
	S/S1200	889	5600	2518.8	N	2400	1087.2	N/A	N/A	2800	1268.4	28	8	203.2	73	1842.2	WISCONSIN	VH40
	S/S1700	889	6740	3057.8	N	3400	1540.2	N/A	N/A	3600	1359	27	8	203.2	73	1884.2	WISCONSIN	VH40
	S/S2250D	889	7800	3442.8	N	4500	2018.5	N/A	N/A	3100	1454.3	28	8	203.2	73	1884.2	DEERE	4-278
	S/S2250Q	889	7500	3397.5	N	4200	2018.5	N/A	N/A	3100	1454.3	28	8	203.2	73	1884.2	WISCONSIN	VH40
Volvo	BM541	2375	17.300	7847.2	N	7240	3284	9100	4218.4	44	14	355.6	444	11.278	VENVO	D-42		
	BM841	2438.4	21.700	9843	N	9400	4300	12.100	5488.5	45	15.5	393.7	444	11.278	VENVO	D-50R		
	BMR48	2892.4	22.000	9979	N	13.750	6238.9	12.100	5488.5	17.900	7711.1	43	19	482.8	390	9906	VOLVO	D-50R
	BM1240	2895.8	28.800	12.968	N	18.050	8187.3	18.000	7257.5	18.150	8688.3	43	17.5	444.5	413	10.440	VOLVO	D-70R
	BM1841	3467.1	37.400	18.964	N	25.800	11.703	23.600	10.705	27.800	12.518	48	15.5	393.7	520	13.208	VOLVO	TD-100

PI	—	Se puede Importar	(A)	Modelo Ford 2711-E disponible como opción	(Z)	Dirección de largueros.
EM	—	Ensamblado en México	(B)	Modelo Ford 2713-E disponible como opción	(AA)	Con llantas normales
*N	—	No	(C)	Modelo Perkins T6,354 disponible como opción	(BB)	Con llantas normales y techo de protección.
Y	—	Si	(D)	Cangilón para uso general.	(CC)	Modelo Cummins también disponible.
†N	—	No	(E)	Con cabina	(DD)	Con brazos de alta elevación opcionales.
Y	—	Si	(F)	Solamente máquina	(EE)	Cangilón de canto derecho.
**	—	La estabilidad de la máquina depende del tamaño de llantas, balasto en llantas traseras, o de accesorios utilizados.	(G)	Infinitamente variable	(FF)	Con llantas normales y dientes de cangilón
			(H)	Motor eléctrico	(GG)	Con llantas normales, techo de protección y lámparas inundantes.
			(I)	Adelante—frente al operador	(HH)	Bajo articulación
			(J)	Frente, trasero	(II)	Incluye tanque lleno, operador, cangilón y llantas 15.5 x 25 8PR.
±D	--	Diesel	(K)	Con llantas normales, balasto con llantas traseras; cangilón normal, cabina, combustible y 175 lbs. (79kg) por operador.	(JJ)	Medido 3 pulgadas (102 mm) detrás de junta de arista cortante, con espiga de cangilón como pivote
G	--	Gasolina	(L)	Al cangilón: Levantamiento = 16,200 lbs. (7338.6 kg).	(KK)	Incluye llantas 15.5 x 25 — 12 PR con 846 lbs. (382 kg) de solución CaCl ₂ en llantas traseras.
□CP	—	Cara de laminación transversal	(M)	Todavía no se encuentra disponible.	(LL)	Incluye llantas 17.5 x 25 — 12 PR con 1182 lbs. (540 kg) de solución CaCl ₂ en llantas traseras.
OPT	—	Opcional	(N)	Al cangilón: levantamiento = 18,800 lbs. (8516.4 kg).	(MM)	Incluye llantas 25.5 x 25 — 20 PR con 3038 lbs. (1380 kg) de solución CaCl ₂ en llantas traseras.
TR	--	De tracción	(P)	Al cangilón: levantamiento = 22,500 lbs. (10,193 kg.)	(NN)	Incluye cabina estándar y llantas 38.00 x 39-30-PR con 7880 lbs. (3570 kg) de solución CaCl ₂ en llantas traseras.
■A	—	Automática	(Q)	Modelo D-282 diesel también disponible		
CC	—	De embrague tipo convencional	(R)	Por fuera de cangilón.		
CS	—	Contraeje	(S)	Llantas traseras		
E	--	Eléctrica	(T)	Modelo GMC 6V-71-N también disponible		
GD	—	De engranajes	(U)	Modelo GMC 8V-71-N también disponible		
H	--	Hidrostática	(V)	Modelo Cummins VTA-1710-C también disponible.		
HS	--	DE vaivén hidráulico	(W)	Sin extra balasto.		
L	—	De cierre	(X)	Modelo Perkins 6.354 también disponible.		
PL	—	Planetaria	(Y)	Perkins T6,354 también disponible. Ambos modelos con turbina.		
PS	—	De cambio automático				
SA	—	Semiautomática				
SS	--	De cambio suave				
VS	--	De revoluciones variables				
Todo ítem N/A	—	No aplica				

CARGADORES DE ORUGA

Fabricante	Modelo	FUNCIONAMIENTO (en todos los aspectos)																						
		Capacidad estándar del caso SAE (casillero)		Capacidad máxima del caso SAE (desbordante)		Peso del caso estándar con clavijas		Anchura del caso estándar		Altura de descarga a 45°		Anchura a 45°		Anchura a 45°		Anchura total, caso estándar		Anchura máxima de los cilindros		Peso en funcionamiento, estándar (sin)		Capacidad máxima, caso SAE estándar		Peso en funcionamiento del caso
		yd ³	m ³	yd ³	m ³	lb	kg	in	mm	in	mm	in	mm	in	mm	in	mm	in	mm	lb	kg	lb	kg	lb
J I Case	350	.86	.525	.75	.573	660	299.4	63	1600.2	96	2438.4	38	965.2	158	3962.4	155	3937	60	1524	10.600	4808			5100
	450	800	.812	1	.785	775	351.5	67.8	1722.1	98	2489.2	36.75	933.5	160	4064	162	4114.8	64	1625.6	13.900	6305			7400
	850	1.178	901	1.375	1.1	1345	610.1	76.5	1943.1	98.5	2501.9	46.5	1181.1	180	4572	168.5	4280	67	1701.8	18.900	8572.9	11.000	4989.5	11.000
	1150B	1.52	1.2	1.75	1.3	1745	791.5	81.2	2062.5	104	2641.8	54	1371.6	180	4800.6	184	4673.6	77	1955.8	24.800	11.248	16.000	7575	18.400
	1450	1.85	1.4	2.25	1.7	2305	1045.5	88	2235.2	115	2921	66	1676.4	206.5	5245.1	202	5130.8	81	2057.4	31.320	14.206.5	18.600	8436.8	27.10
Caterpillar	PI 931	.87(D)	.87(D)	1(D)	8(D)	750	340			8(C)	2440(C)	32	810	153	3890	8(D)	2440(D)	70.5	1780	15.100(F)	6900(F)	8100(F)	4120(E)	10.700
	PI 941B	1.24(D)	.95(D)	1.5(D)	1.15(D)					102	2590	51(F)	1300(F)	168	4520	173.5	4410	73	1860	22.500	10.200	12.800	5730	14.150
	PI 955L	1.89(D)	1.29(D)	2(D)	1.53(D)			88.5(I)	2250(I)	114	2900	63(F)	1600(F)	195	4950	195	4950	85(J)	2160(J)	30.200	13.700	18.450	8460	23.170
	PI 977L	2.33(D)	1.78(D)	2.75(D)	2.1(D)			98(I)	2490(I)	126	3200	72(F)	1800(F)	221	5610	213	5410	94	2390	42.500	19.300	24.710	11.210	34.260
	PI 983	3.74(D)	2.85(D)	4.5(D)	3.5(D)			120.5(I)	3050(I)	144	3650	85(F)	2160(F)	267	6780	245	6200	114	2900	71.600	32.500	48.600	22.000	43.850(M)
John Deere	JD350B	.632	.483	.75	.573	775	351.5	66	1676.4	98	2489.2	30	782	144.5	3670.3	154.3	3919.2	60	1524	12.400	5624.6	7150	3243.2	12.100
	JD450C	1.05	803	1.25	956	996	451.8	72.25	1835.2	103	2616.2	33	838.2	160.25	4070.4	170	4318	66	1676.4	16.700	7575	9200	4173	14.160
	JD555	1.052	804	1.25	956	996	451.8	72.25	1835.2	103	2616.2	33	838.2	160.25	4070.4	170	4318	66	1676.4	16.255	7575	10.400	4808	15.150
Eimco TMD	830			.3	.255			54	1371.6	27.28.5	559.724			112	2844.8	80.127	2032.3228	54	1371.8	10.150	4695			
	832			.785	.8			74	1879.8	36	914.4			147	3733.8	126.5	3213.1	54	1371.8	12.500	5669.9			5300
International Harvester	500E-75	.68	.52	.75	.573	650	294.8	66.5	1689	98.7	2507	29.4	746.8	154.6	3928.8	175	4445	62	1574.8	12.350	5602	7500	3402	10.300
	100E	.92	.703	1.13	.864	780	353.8	68.5	1739.9	97	2483.8	31.7	805.2	158	3962.4	180.5	4076.7	65	1651	15.481	7022.1	9067	4112.7	14.144
	FN 125E	1.12	.856	1.38	1.1	940	428.4	71.8	1818.8	103.5	2678.9	38.2	970.3	164.75	4184.7	171.5	4358.1	68	1727.2	18.855	8461.8	11.328	5137.4	18.858
	173C	1.72	1.3	2	1.5	1892	858.2	86	2184.4	134	3403.8	60	1524	194.5	4940.3	180	4572	81	2057.4	28.890	15.104	19.110	8668.2	25.170
	250C	2.25	1.7	2.75	2.1	2330	1057	96	2438.4	129	3278.8	69	1752.6	225	5715	211	5359.4	94	2387.6	43.360	19.668	29.609	13.430	38.226
JCB	110	1.25	956	1.5	1.2	1070	483.3	80	2032	100	2540	45	1143	203	5158.2	168	4267.2	69	1752.6	20.763	9414	10.976	4978.6	13.000
Massey Ferguson	MF 200	.825	.478	.75	.573	455	206.4	82	1514.8	99.5	2527.3	30	762	152	3860.8	139.5	3543.3	60	1524	10.375(B)	4706(B)	8500	2948.4	7000
	MF300	1.125	.860	1.25	.956	1215	551	77	1955.8	96.5	2451.1	37	937.8	154	3911.8	151	3835.4	72	1828.8	19.711	8940.8	12.570	5701.7	18.400
	MF400	1.5	1.2	1.825	1.2	1785	800.9	80	2032	100	2540	45	838.2	208	5232.4	188	4775.2	75	1905	24.900	11.322	17.360	7874.4	15.430
	MF500B	2	1.5	2.25	1.7	1910	866.4	80	2032	102	2590.8	35	889	180	4572	181	4851.4	82	2082.8	36.531	16.570	18.840	8999.3	19.840

CARGADORES DE ORUGA

Fabricante	Modelo	MOTOR				CARRILES										Transmisión "Top"											
		Fuerza de separación del casco (comprimido)		Inclinación posterior a nivel del suelo		Ángulo máximo de elevación del casco		Distancia mínima de la máquina al suelo		Marca	Modelo	Potencia SAE (hp/kW)	Número de Cadenas	Empuje a Cadenas			Cadena del tipo de combustible		No. de ejes en el eje labio	Ancho de las ruedas estándar		Cadena estándar de los CARRILES		Presión en el suelo (presión estándar)		Ancho de las cadenas estándar	
		kg	Deg	Deg	in.	mm	hp/kW	cu in.	litros					US gal	Imp gal		litros	in.		mm	in.	mm	gal	kPa	in.	mm	
J.I. Case	350	2404	40	110	11	279.4	CASE	G188D	39/2000	4	188	3.1	16	13.3	60.5	33	12	304.8	43	1092.2	-	-	12-14	304.8 x 355.6	GD		
	450	3402	40	110	12	304.8	CASE	G188D	51/2000	4	188	3.1	20	16.7	75.9	38	12	304.8	52	1320.8	-	-	12-14	304.8 x 355.6	PS		
	850	4989.5	40	105	10	254	CASE	A301RD	72/2000	4	301	4.9	38	30	116.4	39	13	330.2	54	1371.6	-	-	13-14	330.2 x 355.6	PS		
	1150B	8348	40	103	13	330.2	CASE	A451RD	100/2100	8	451	7.4	52	43.3	196.9	40	15	381	62	1574.8	-	-	13-16	381 x 356.4	PS		
	1450	12,292	40	106	15	381	CASE	A504DDT	130/2100	8	504	8.3	65	54.2	248.4	34	15	381	68	1678.4	-	-	15-16	381 x 406.4	PS		
Caterpillar	931	4850	-	-	13.7	348	CAT	D300	82/2400	4	318	5.2	30	25	114	36	12	305	56	1420	-	-	-	-	PL,PS		
	941B	6510	-	74	15(G)	380(G)	CAT	D330	80/2000	4	425	7	42	35	159	38	13	330	60	1520	-	-	-	-	PS,PL		
	955L	10,500	-	75	15.75(G)	400(G)	CAT	D330	130/2185	4	425	7	68	58.7	247	41	15	380	66	1680	-	-	-	-	PS,PL		
	977L	15,540	-	75	19(G)	485(G)	CAT	D330	180/1950	8	638	10.5	100	83.3	378.7	41	18	455	76	1930	-	-	-	-	PS,PL		
	983	18,810(M)	-	78	23.5(G)	600(G)	CAT	D343	275/2060	8	893	14.8	135	112.5	510	42	22	540	92	2340	-	-	-	-	PS,PL		
John Deere	JD150B	5488.5	40	70	13.25	339.8	JOHN DEERE	JD1152	42/2500	3	152	2.5	22	18.3	83.2	36	12	304.8	48	1219.2	7.2	49.7	12	304.8	PL,PS,R		
	JD450C	6513.6	40	70	14.25	362	JOHN DEERE	JD4219	85/2500	4	219	3.8	31	25.8	117.3	37	14	355.6	52	1320.8	7.8	53.8	14	355.6	PS		
	JD555	7144	40	70	14.25	362	JOHN DEERE	JD4278	127/2700	4	278	4.5	31	25.8	117.3	37	14	355.6	52	1320.8	8.5	58.6	14	355.6	PS		
Eimco TMD	830	-	-	-	8	152.4	EIMCO	271	27/1200	5	-	-	-	-	-	25	9	228.6	45	1143	-	-	-	-	AMO		
	832	2404	-	-	8	152.4	EIMCO	271	27/1200	5	-	-	-	-	-	28	9	228.6	45	1143	-	-	-	-	AMO		
International Harvester	500E-75	4872	40	-	13.1	332.7	INTERNATIONAL	D-155	45/2500	3	155	2.5	27.5	22.9	104.1	35	12	304.8	50	1270	7.8	52.4	10-14	254 x 356	PS		
	100E	6853.2	38.5	80.3	12.8	325.1	INTERNATIONAL	D-239	85/2500	4	239	3.9	30	25	113.7	37	12	304.8	52	1320.8	9	62.1	12-13	304.8 x 330	PS,CS		
	125E	8554.3	38.5	60.9	15	381	INTERNATIONAL	DT-239	78/2500	4	239	3.9	38	31.7	144.1	38	13	330.2	54	1371.6	9.6	66.2	13-14	330.2 x 356	PS,CS		
	175C	11,508	48.5	58.1	17.75	450.9	INTERNATIONAL	DT-468	110/2400	8	468	7.8	60	50	227.3	39	15	381	66	1678.4	11.1	78.5	15-16	381 x 406.4	PS,CS		
	250C	17,319	49	61.1	18.5	469.9	INTERNATIONAL	DVT-573B	190/2400	8	573	9.4	86	71.6	325.5	43	18	457.2	76	1930.4	11.3	77.9	16	457.2	PS,CS		
JCB	110	5896.7	40	75	15	381	PERKINS	4-248	71/2250	4	248	4.1	48	38.3	174.1	37	13	330.2	56	1422.4	9.46	65.2	13	330.2	HY,PL		
Massey Ferguson	MF200	3175.2	45	54	10.5	268.7	PERKINS	A3-152	44/2250	3	152.7	2.5	11.1	9.3	42.3	36	12	304.8	48	1219.2	6.7	48.2	12	304.8	CS,HY		
	MF300	8391.5	45	57	15	381	PERKINS	A4-248	83/2100	4	248	4.1	28.8	23.8	108.2	37	14	355.6	58	1473.2	8.8	60.7	14	355.6	PS		
	MF400	8999	41	58	12.5	317.5	PERKINS	A8-354	85/2200	8	354	5.8	38	30	136.4	37	15	381	60	1524	9.4	64.8	15	381	CS,HY		
	MF500B	8999.3	41	62	13	330.2	PERKINS	AVB-510	125/2100	8	510.71	8.4	55	45.8	208.2	40	15	381	66	1678.4	13.1	90.3	15-16	381 x 406.4	PS		

CARGADORES DE DRUGA 151

Fabricante	Modelo	TRANSMISIÓN		SISTEMA HIDRÁULICO								
		Convertido de fuerza de tracción	Embrague del motor	Velocidad máx. transmitida hacia adelante		Capacidad del sistema		Presión máx. de trabajo		Tipo de bomba(s)	Número de bombas	
				MPH	km/h	U.S. gal	Imp. gal	Litros	psi			kPa
J.I. Case	350	Y	N	4.85	7.8	8	6.7	30.5	2000	13,790	G	1
-	450	Y	N	7.2	11.6	7.5	6.3	28.6	2000	13,790	G	1
-	850	Y	N	6.5	10.5	8.6	7.2	32.7	1850	12,755	G	1
-	1150B	Y	N	6.2	10	15	12.5	56.8	2000	13,790	G	1
-	1450	Y	N	5.5	3.9	22	18.3	83.2	2500	17,237	G	1
Caterpillar	931	-	-	6.9	11.1	13	10.8	49.2	-	-	G	-
-	941B	Y	-	5.5	8.9	21	17.5	79.5	-	-	V(H)	-
-	955L	Y	-	5.6	9	37(K)	30.5(L)	140(K)	-	-	V(H)	-
-	977L	Y	-	5.8	9.3	36.5(L)	30.4(L)	138(L)	-	-	V(H)	-
-	983	-	-	6.3	10.1	38(L)	31.7(L)	144(L)	-	-	-	-
John Deere	JD1350B	N	Y	1.4-6.5	2.3-10.5	12.5	10.4	47.3	2250	15,513	G	1
-	JD1500C	N	Y	1.3-6.7	2.1-10.8	12.25	10.2	46.4	2250	15,513	G	1
-	JD1555	Y	N	5.63	9.1	12.25	10.2	46.4	2250	15,513	G	1
Eimco TMD	630	N	N	0-1.5	0-2.4	-	-	-	-	-	-	-
-	632	N	N	0-1.5	0-2.4	15	12.5	56.8	1250	55,18.5	G	1
International Harvester	500E-75	Y	N	5.9	9.5	17	14.2	64.6	2250	15,513	G	1
-	100E	Y	N	5.28	8.5	15.4	12.8	58.2	2150	14,824	G	1
-	125E	Y	N	5.32	8.6	15	12.5	56.8	2150	14,824	G	1
-	175C	Y	N	5.2	8.4	24	20	90.9	1900	13,100	G	1
-	250C	Y	N	5.28	8.5	28	23.3	105.9	2000	13,790	G	1
JCB	110	N	N	5.5	8.9	84	70	318.2	2500	17,237	G	1
Massey Ferguson	MF200	N	N	1.7-5.7	2.7-9.2	11.1	9.3	42.3	2150	14,824	G	1
-	MF300	Y	N	2.17-4.04	3.5-6.5	8	6.7	30.5	2150	14,824	G	1
-	MF400	Y	N	2.17-3.95	3.5-6.4	27	22.5	102.3	2200	15,169	G	1
-	MF500B	Y	N	2.64-5.28	4.3-8.5	28.6	23.1	108.2	2000	13,790	G	1

- PI -- Se puede importar
- EM -- Ensamblado en México
- FN -- Fabricación Nacional
- *AMD -- Motor neumático
- CS -- Contraseña
- CD -- De engranajes
- HY -- Hidrostática
- PL -- Planetaria
- PS -- De cambio automático
- PSR -- De reversor automático
- ±N -- No
- Y -- Si
- ±G -- De engranajes
- V -- De paletas

Todo ítem N/A -- No aplica

- (A) -- Altura de paso de la máquina
- (B) -- Peso de embarque
- (C) -- A plena elevación
- (D) -- Cangilón para uso general
- (E) -- Incluye tanque lleno, 170 lbs. (77 kg) por operador, protectores inferiores, y de rodillos de orugas, dientes de cangilón, iluminación, gancho de tracción, y techo de protección.
- (F) -- Con 7 pies (2130 mm) de paso.
- (G) -- De la cara de zapata
- (H) -- Sistema hidráulico del cangilón
- (I) -- A arista cortante
- (J) -- Por fuera de tapas del árbol de catalina
- (K) -- Controles de cangilón, incluyendo tanque y tuberías hidráulicas.
- (L) -- Controles de cangilón
- (M) -- Medido 4 pulgadas (102 mm) detrás de junta de arista cortante con espiga de cangilón como pivote.

RENDIMIENTO

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

El rendimiento aproximado de un cargador 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

A) 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.

B) 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 horario.

$$m^3/\text{Hora} = m^3/\text{Ciclo} \times \text{Ciclos/Hora}$$

La cantidad de material que mueve el cucharón en cada ciclo es la capacidad nominal del cucharón afectada 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:

<u>MATERIAL SUELTO</u>	<u>FACTOR DE CARGA</u>
Agregados húmedos mezclados	95 - 100 %
Agregados uniformes hasta de 1/8"	95 - 100 %
Agregados de 1/8" a 3/8"	85 - 90 %
Agregados de 1/2" - 3/4"	90 - 95 %
Agregados de 1" - o más	85 - 90 %

<u>MATERIAL DINAMITADO</u>	
Bien fragmentado	80 - 85 %
De fragmentación mediana	75 - 80 %
Mal fragmentado	60 - 65 %

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.

$$\text{Ciclos/Hora} = \frac{\text{Minutos Efectivos por Hora}}{\text{Tiempo total de un Ciclo (minutos)}}$$

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/h	%	Min/H	%	Min/H
Excelentes	84	50.4	81	48.6	76	45.6	70	42.0
Buenos	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

El tiempo total 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" ó más	+ 1.8 y más
En el banco o fragmentado	+ 2.4 y más

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

DIVERSOS	
	Segundos que deben añadirse (+) o restarse (-) del tiempo del ciclo básico
Posiciones 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

El ciclo de acarreo, es el tiempo que requiere la máquina en transportar el material de la salida del sitio de carga, al lugar de descarga y regresar vacío al lugar del abastecimiento.

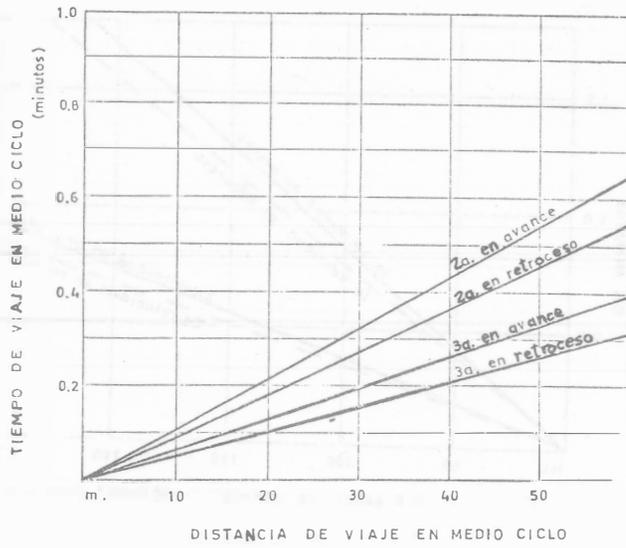
El tiempo de este ciclo de acarreo, si se desconoce, puede tomarse de gráficas hechas por los fabricantes o prepararse con datos estadísticos medidos en la obra en forma apropiada.

A continuación se presentan varias gráficas del tiempo estimado de acarreo o retorno para diversos cargadores, las cuales se han preparado en las siguientes condiciones:

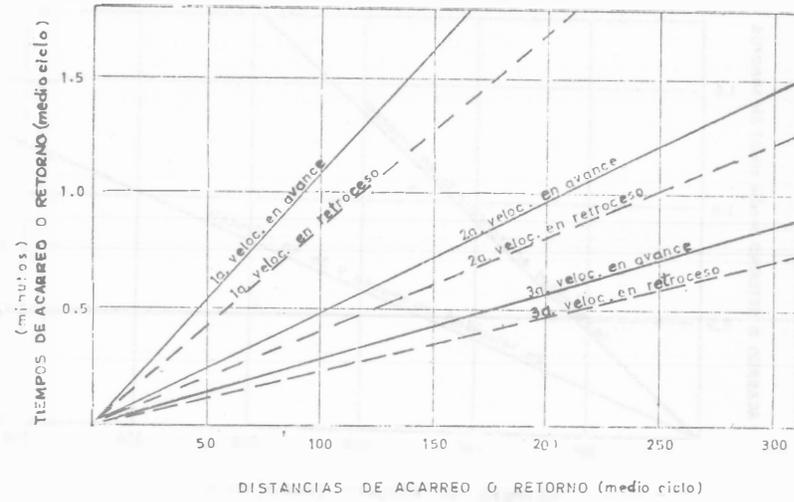
— Sin pendiente

- Las velocidades son prácticamente las mismas con carga o sin ella.
- Se considera el tiempo de aceleración en el tiempo de maniobras.
- La posición de cucharón es constante en el recorrido.
- No se incluye el recorrido efectuado en el tiempo de maniobras.

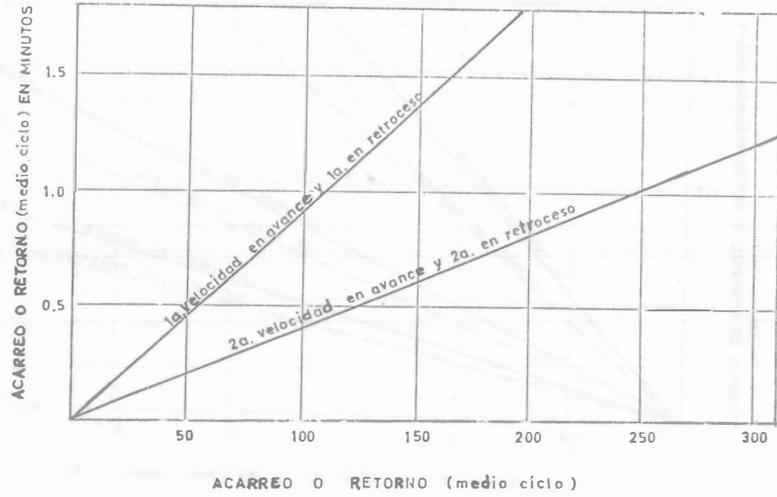
TIEMPO ESTIMADO DE VIAJE PARA UN CARGADOR DE CARRILES DE 2 Yd3.



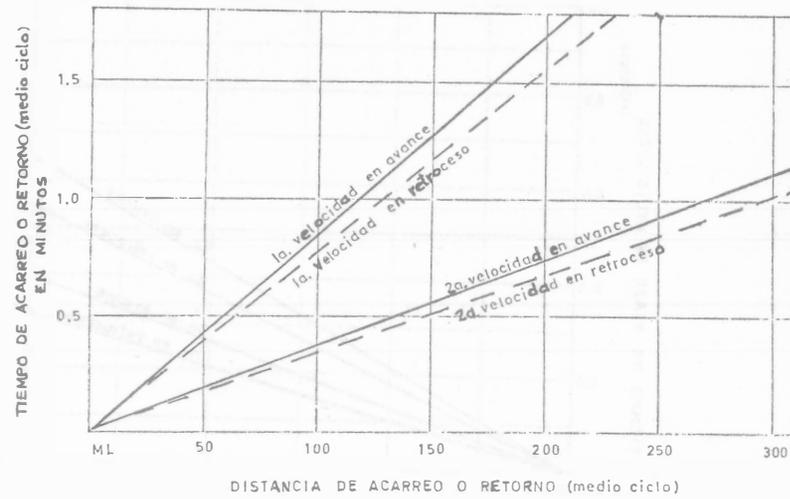
TIEMPO ESTIMADO DE ACARREO O RETORNO PARA UN CARGADOR DE RUEDAS DE 2 Yd3.



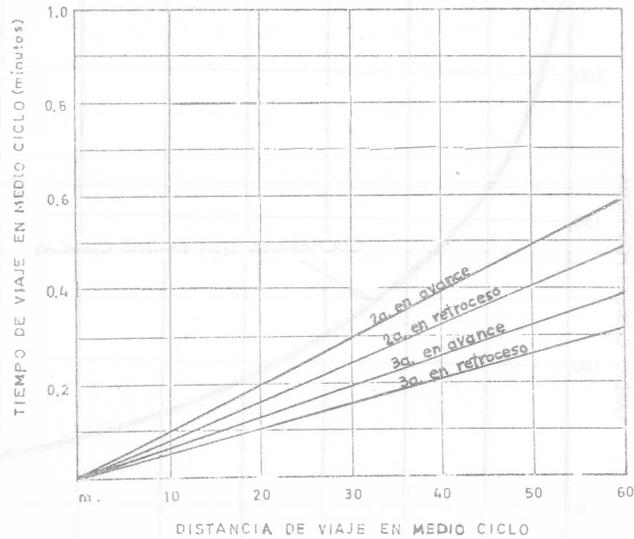
TIEMPO ESTIMADO DE ACARREO O RETORNO PARA UN CARGADOR DE RUEDAS DE 6 Yd3.



TIEMPO ESTIMADO DE ACARREO O RETORNO PARA UN CARGADOR DE RUEDAS DE 10 Yd3.



TIEMPO ESTIMADO DE VIAJE PARA UN CARGADOR
DE CARRILES DE 5 Yd³.



C) Cálculo del Rendimiento por medio de Tablas proporcionadas por el Fabricante.

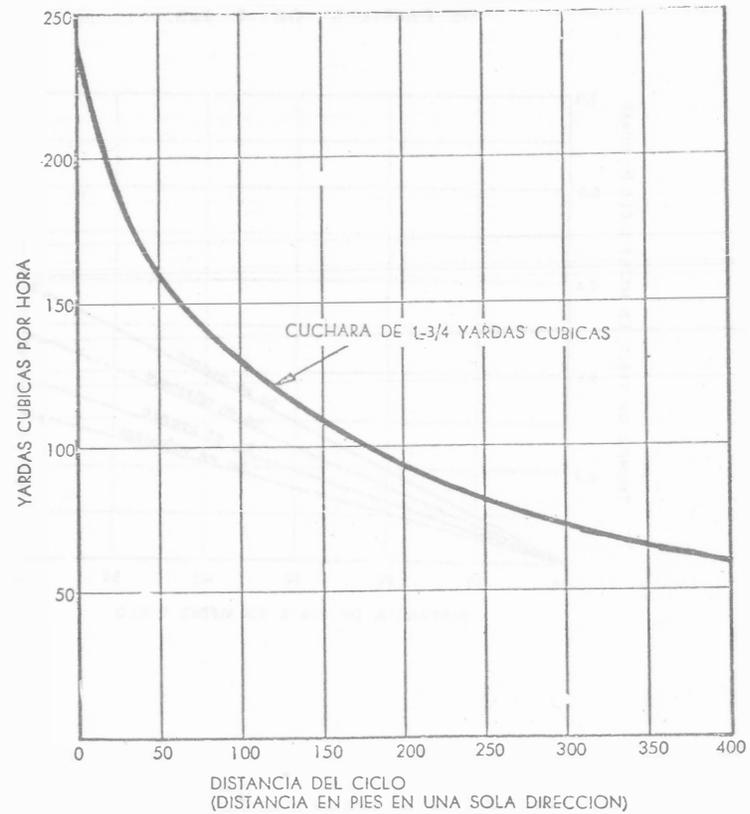
Los fabricantes de equipos cuentan con manuales donde se justifican los rendimientos teóricos de las máquinas que producen para determinadas condiciones de trabajo. Los datos se basan en pruebas de campo, análisis en computadora, investigaciones en el laboratorio, experiencia, etc. Tomando en cuenta las medidas necesarias para conseguir exactitud.

Debe tomarse en cuenta, sin embargo, que todos los datos se basan en un 100% de eficiencia, algo que no es posible conseguir ni aún en condiciones óptimas. Esto significa, que al utilizar los datos de eficiencia y producción, es necesario rectificar los resultados que se dan en las tablas, mediante factores adecuados a fin de compensar el menor grado de eficiencia alcanzada, ya sea por las características del material, la habilidad del operador, la altitud y otros sinúmero de factores que pudieran reducir la producción en un determinado trabajo.

Por lo anterior mencionado se puede concluir que antes de utilizar cualquier información sobre rendimientos contenido en determinado manual, es esencial conocer detalladamente las condiciones que pueden afectar el trabajo de la máquina. Luego, el manual de rendimientos es tan solo una ayuda que si no se compara con la experiencia y el conocimiento de las condiciones donde se desarrolla el trabajo, los rendimientos obtenidos de esta manera resultan falsos.

De las investigaciones y pruebas llevadas a cabo por los fabricantes del cargador marca Michigan, sobre el terreno, se obtuvieron gráficas de producción como las siguientes:

PRODUCCION EN YARDAS CUBICAS POR HORA
CARGADOR MODELO 75A, SERIE II

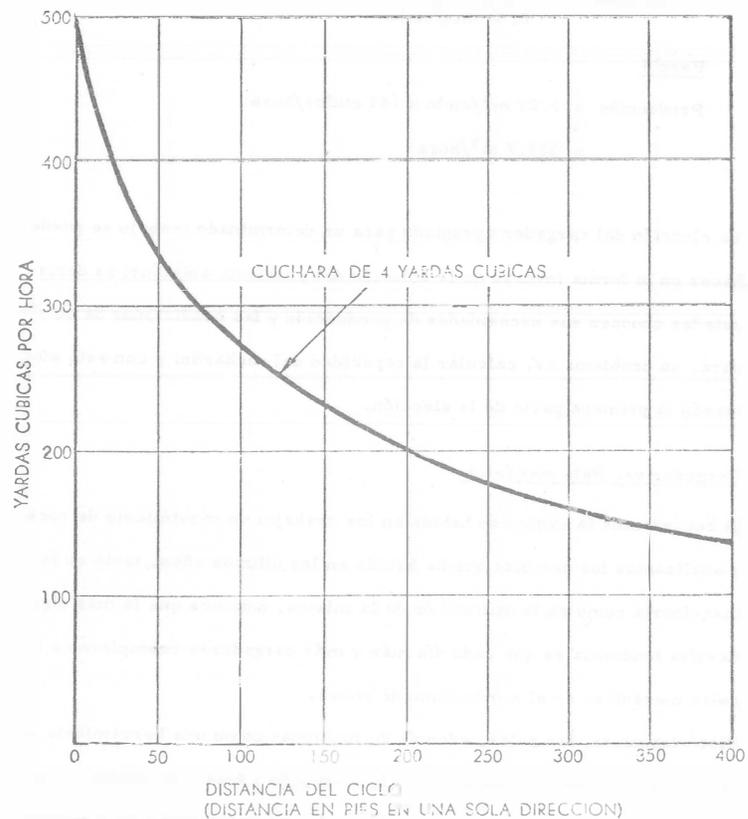


SUPUESTO DE PRODUCCION:

CARGA DE MONTON - TERRENO FIRME Y LLANO
HORA DE TRABAJO - 60 MINUTOS
PESO DEL MATERIAL - 2.800 LBS. POR YARDA CUBICA

PARA PENDIENTES ADVERSAS DE MAS DEL 5%: REDUZCASE LA PRODUCCION EN UN 2% POR CADA 1% ADICIONAL.

PRODUCCION EN YARDAS CUBICAS POR HORA
CARGADOR MODELO 175A, SERIE II

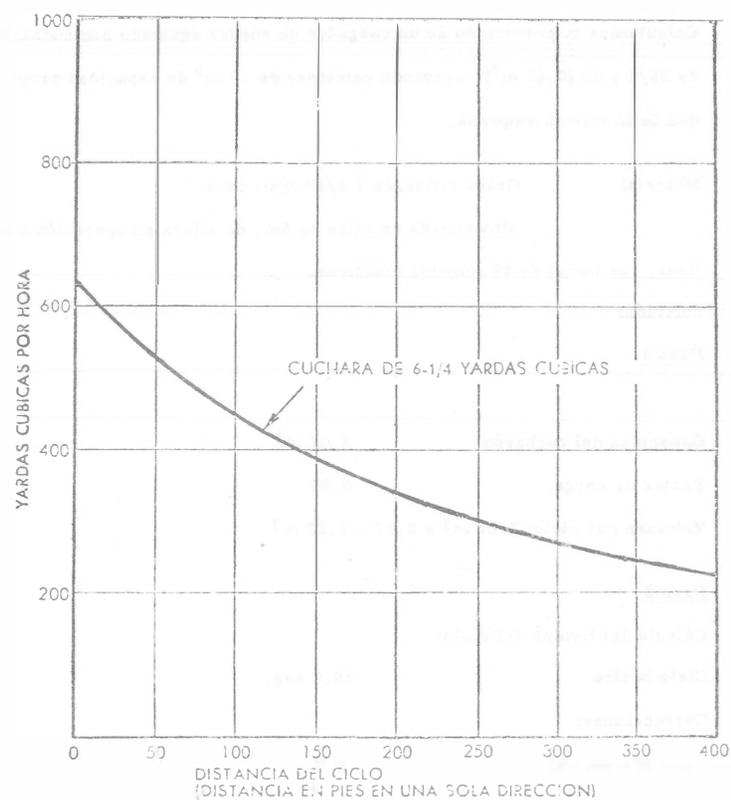


SUPUESTO DE PRODUCCION:

CARGA DE MONTON - TERRENO FIRME Y LLANO
HORA DE TRABAJO - 60 MINUTOS
PESO DEL MATERIAL - 2.800 LBS. POR YARDA CUBICA

PARA PENDIENTES ADVERSAS DE MAS DEL 5%: REDUZCASE LA PRODUCCION EN UN 2% POR CADA 1% ADICIONAL.

PRODUCCION EN YARDAS CUBICAS POR HORA
CARGADOR MODELO 275A, SERIE II



SUPUESTO DE PRODUCCION:

CARGA DE MONTON - TERRENO FIRME Y LLANO
HORA DE TRABAJO - 60 MINUTOS
PESO DEL MATERIAL - 2.800 LBS. POR YARDA CUBICA

PARA PENDIENTES ADVERSAS DE MAS DEL 5%: REDUZCASE LA PRODUCCION EN UN 2% POR CADA 1% ADICIONAL.

PROBLEMA

a) Datos

Calculemos la producción de un cargador de ruedas equipado con cucharón de 3 1/2 y d3 (2.67 m³), cargando camiones de 10 m³ de capacidad propia de la misma empresa.

Material Grava triturada 1 1/2" tam. max.
almacenada en pilas de 6m. de altura en operación continua, con horas de 50 minutos efectivos.

Solución:

Paso 1

Capacidad del cucharón 2.67 m³
Factor de carga 0.85
Volumen por ciclo: 2.67 m³ x 0.85 = 2.27 m³

Paso 2

Cálculo del tiempo del ciclo:

Ciclo básico	25.0 seg.
Correcciones:	
- por el material	0.0
- por el montón	0.0
- posesión en común de cargador y camiones	- 2.4
- operación continua	- 2.4
	20.2 seg.

$$\frac{20.2 \text{ seg.}}{60.0 \text{ seg.}} = 0.34 \text{ min.}$$

Paso 3

$$\text{Ciclos-hora} = \frac{50 \text{ min/hora}}{0.34 \text{ min/ciclo}} = 147 \text{ ciclos/hora}$$

Paso 4

$$\begin{aligned} \text{Producción} &= 2.27 \text{ m}^3/\text{ciclo} \times 147 \text{ ciclos/hora} \\ &= 333.7 \text{ m}^3/\text{hora} \end{aligned}$$

La elección del cargador apropiado para un determinado trabajo se puede hacer en la forma inversa de la solución del problema anterior; es decir, ustedes conocen sus necesidades de producción y las condiciones de su obra, su problema es, calcular la capacidad del cucharón; y con esto efectuarán la primera parte de la elección.

Cargador vs. Pala mecánica

Si recordamos la evolución habida en los trabajos de movimiento de roca y analizamos los cambios que ha habido en los últimos años, tanto en la maquinaria como en la utilización de la misma, notamos que la más significativa tendencia es que cada día más y más cargadores reemplazan a las palas mecánicas en el movimiento de rocas.

Históricamente, las palas, además de funcionar como una herramienta de carga, terminaban el trabajo que la barrenación y voladura habían iniciado. Sin embargo, con los avances tecnológicos en barrenación y explosivos, muchas de las necesidades que existían han sido eliminadas; y la utilización de cargadores en los bancos de roca se ha multiplicado rápidamente.

Es decir, las desventajas de las palas (alta inversión, poca movilidad, altos costos de transportación, etc.) han sido a los avances tecnológicos



en explotación de bancos de roca, han provocado la declinación de su uso. Pero esto no es todo; el desenvolvimiento de este nuevo método de movimiento de rocas lo provocaron dos causas muy poderosas para nosotros: Producción y Costo.

Un cargador de 6 yd³ ha probado que puede, por lo menos, igualar la productividad de palas de más de 5 yd³ de capacidad; y que además puede cargar material a un costo comparable al de palas de 4 y hasta 5 yd³ de capacidad. Veamos un ejemplo comparativo entre un cargador de 10 yd³ y una pala de 6 yd³, en la carga de roca caliza de una cantera, a camiones.

<u>Concepto</u>	<u>Cargador</u>	<u>Pala</u>
Tiempo de carga	0.08	0.08
giro	0.14	0.09
descarga	0.05	0.04
regreso	<u>0.13</u>	<u>0.13</u>
ciclo	0.40	0.34
arreglo de piso	0.10	0.18
espera	<u>0.20</u>	<u>0.20</u>
ciclo total	0.70	0.72
ciclos por hora	85.7	83.3
producción por hora	523.3	305.6
diferencia	71 %	
costo horario	\$ 2,160.00	\$1,452.90
costo por m ³	4.13	4.75
diferencia	15 %	

Además, el cargador ofrece otras ventajas sobre la pala:

Movilidad. - Un cargador puede moverse fuera del área de voladura rápidamente y con seguridad; y antes que el polvo de la explosión se disipe el cargador puede estar recogiendo la roca regada y preparándose para la entrega de material.

Podemos mover también el cargador hacia el taller para hacerle mantenimiento y reparaciones. Compáren esto con el tener que llevar herramienta y equipo para reparar una pala.

Versatilidad. - El cargador puede mover rápidamente de un lugar a otro el material que se requiera. Es decir, puede realizar la operación de carga y acarreo de roca, en ciertas condiciones, que más adelante discutiremos con detalle.

Sin embargo, los cargadores no están exentos de desventajas.

El problema número uno de los cargadores que trabajan en roca, es el desgaste y rotura de los neumáticos, que ha sido solucionado con el empleo de mallas metálicas y cadenas amortiguadas que protegen la llanta y alargan su vida útil, con el consiguiente abatimiento del costo de operación de la máquina.

Carga y acarreo con cargadores de llantas vs. carga con cargador a camiones volteo

Si un cargador realiza la carga y el acarreo del material del banco hasta la tolva de una planta que lo procesará y elimina el uso de unidades de acarreo tradicionales, se puede obtener, en ocasiones un ahorro de costo considerable.

Este trabajo se puede efectuar con cargadores chicos y grandes, dependiendo de las condiciones del trabajo y requerimientos de producción, con limi

taciones económicas, por el costo unitario del material movido.

Es en esta operación donde destacan, sin lugar a dudas, las ventajas del empleo de cargadores de gran capacidad, pues es precisamente su gran producción lo que abate los costos del movimiento de tierras.

Veamos un ejemplo ilustrativo de lo que hasta aquí hemos tratado.

EJEMPLO:

Movamos un volumen de material de un banco a un lugar situado a 200 m. de aquel (condición muy usual en operaciones de trituración). Nuestro problema es elegir el equipo que nos dé un costo más bajo por m^3 de material movido. El volumen a mover es de un material de 3/4" a 6" apilado con tractor en montones de más de 3 n. de altura.

El trabajo se puede hacer con:

- 1.- Cargador y camiones propiedad de la empresa
- 2.- Cargador propio y camiones de fleteros locales
- 3.- Cargador de gran producción (propiedad de la empresa), en una operación de carga y acarreo.

Analicemos el costo unitario de cada una de estas tres alternativas:

ALTERNATIVA 1

Operación de carga a camiones

Equipo propio:

1 cargador sobre llantas de 2 1/2 yd ³ (1.91 m ³)	
2 camiones de 6.0 m ³	
Costo horario cargador:	\$ 616.75
Costo horario camión:	242.35

Cálculo de la producción:

Factor de carga:	0.90
Volumen por ciclo:	1.91 m ³ x 0.90
	1.72 m ³ /ciclo

Tiempo del ciclo (ciclo básico) 25.0 seg.=0.42 min. Para cargar un camión de 6.0 m³ son necesarios 4 ciclos de operación del cargador; es decir, son necesarios 0.42 min x 4 = 1.68 min. para cargar 6.0 m³.

$$\frac{6.0 \text{ m}^3}{1.72 \text{ m}^3} = 3.49 \text{ ciclos}$$

En una hora de 50.0 min., tenemos una producción de 179 m³.

1.68 min	-	6.0 m ³
50.0 min	-	X

Cálculo del costo unitario: X = 179 m³

Costo horario del equipo:	\$ 1,101.45
Costo unitario =	$\frac{1,101.45/\text{hora}}{179 \text{ m}^3/\text{hora}}$
	\$ 6.15/m ³

ALTERNATIVA 2

Operación de carga a camiones

Camiones de fleteros locales

Equipo: 1 cargador sobre llantas de 2 1/2 yd³ (1.91 m³)

2 camiones de 6.0 m³ de fleteros

Costo horario del cargador	\$ 616.75
Tarifa local de fletes:	8.00 - 400

Cálculo de la producción

En este caso, la producción es la misma que en alternativa 1

Producción = 179 m³/hora

Cálculo del costo unitario

Costo horario del cargador:	\$ 616.75
Costo unitario de carga	= $\frac{616.75/\text{hora}}{179.00 \text{ m}^3/\text{hora}}$
	= 3.44/m ³
Costo unitario de acarreo	= 8.00/m ³
(1er. km. tarifa de fletes)	
Costo unitario	+ 11.44/m ³

ALTERNATIVA 3

Operación de carga y acarreo

Equipo: Cargador sobre llantas de 10 yd³ (7.64 m³)

Costo horario \$2,160.00

Cálculo de la producción:

Factor de carga	0.90
Volumen por ciclo	7.64 x 0.90
	6.88
Tiempo del ciclo básico: (25.0 seg)	0.42 min
Tiempo del ciclo de acarreo (2a. velocidad en retroceso)	0.25 min
Tiempo del ciclo de retorno (2a. velocidad en avance)	0.25 min
Tiempo total del ciclo	0.92 min
Ciclos por hora	= $\frac{50.0 \text{ min}/\text{hora}}{0.92 \text{ min}/\text{ciclo}}$
	= 54.3

Producción = 54.3 ciclos/hora 6.88 m³/ciclo

= 374 m³/hora

Cálculo del costo unitario.

Costo unitario	= $\frac{\$ 2,160.00/\text{hora}}{374 \text{ m}^3/\text{hora}}$
	5.77 /m ³

RESUMEN

Alternativa	Costo unitario
1	\$ 6.15/m ³
2	11.44/m ³
3	5.77/m ³

Es decir, la alternativa 3 es la que nos da un costo más bajo por m³ de material. Hasta aquí, la elección a nivel de obra queda hecha; falta analizar, a nivel gerencia, la aceptabilidad de esta decisión, pues podría suceder que la empresa tuviera disponible un cargador de 2 1/4 yd³ al que podría dársele utilización en esta obra; o si no, revisar si la inversión de la compra de un cargador de 10 yd³ podría amortizarse en ésta u otras obras donde pudiera seguir utilizando esta máquina.

-En fin, son éstos y muchos otros los factores que afectan la elección de un cargador para efectuar un determinado trabajo. Los principios básicos para el cálculo de la producción de este equipo y para el cálculo del costo unitario de movimiento de materiales con él, los hemos revisado en esta ocasión; y han oído las razones del uso de cargadores de gran producción en el movimiento de tierra y roca, y la forma cómo se utilizan en operaciones de carga y acarreo. Estos eran los objetivos de esta conferencia.

Analicemos el siguiente problema:

Una empresa adquirió una planta de trituración para procesar fuertes volúmenes de material en tiempos relativamente cortos. La gerencia decidió ya, que un cargador sobre llantas es el equipo adecuado para alimentar del banco a la planta la roca que se triturará. Se requiere decidir en la obra, el cargador de capacidad adecuada y elegir entre dos disponibles.

Cargador 1

Capacidad 10 yd³
 Costo horario \$2,160.00

Cargador 2

Capacidad 6 yd³
 Costo horario \$1,992.13

Trituradora

Producción: 140 m³/hora
 Costo horario \$4,703.35

Operación

- carga y acarreo de roca bien fragmentada
 - costo aproximado de un cambio de instalación de la planta trituradora dentro del banco: \$ 350,000.00
 - Producción requerida en cada banco 200,000.00 m³
- Frente del banco 80.0 m. de ancho
 12.5 m. de altura

Solución:

Dado que el costo horario de la trituradora es de \$4,703.35 es el equipo que debe operar en todo tiempo al 100% de eficiencia.

Cálculo de la máxima distancia de acarreo para cada cargador, para una

producción de 140 m³/hora. Consideramos un 83% de eficiencia de la operación, es decir, horas de 50.0 minutos.

Cargador 1

Factor de carga: 0.80
 Volumen por ciclo 0.80 x 7.65 m³
 6.12 m³

Ciclos por hora necesarios para producir

140 m³/ hora

$$C = \frac{140 \text{ m}^3/\text{hora}}{6.12 \text{ m}^3/\text{ciclo}}$$

$$C = 22.9 \text{ ciclos/hora}$$

Tiempo del ciclo total

$$T = \frac{50.00 \text{ min/hora}}{22.9 \text{ ciclos/hora}}$$

$$T = 2.18 \text{ min/ciclo}$$

Tiempo del ciclo básico: (25.0 seg.) 0.42 min

Tiempo del ciclo de acarreo y retornos

$$T = 2.18 - 0.42 = 1.76 \text{ min.}$$

De la gráfica de tiempo estimado de acarreo o retorno para un cargador de ruedas de 10 yd³, tenemos que a 255 m. de acarreo, los tiempos del ciclo de acarreo y retorno son:

Tiempo del ciclo de acarreo (2a. velocidad en retroceso) 0.85 min

Tiempo del ciclo de retorno (2a. velocidad en avance) 0.91 min

SUMA: 1.76 min

Es decir, el cargador de 10 yd³ puede acarrear a 255 m., 140 m³/hora de

roca bien fragmentada.

$$\begin{aligned} \text{Costo unitario} &= \frac{\$ 2,160.00/\text{hora}}{140 \text{ m}^3/\text{hora}} \\ &= \$ 15.43/\text{m}^3 \end{aligned}$$

Sin necesidad de hacer cambios de instalación de la planta trituradora dentro del banco.

Cargador 2

$$\begin{aligned} \text{Factor de carga} &: 0.80 \\ \text{Volumen por ciclo} &: 0.80 \times 4.58 \text{ m}^3 \\ &: 3.66 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Ciclos por hora necesarios para producir

140 m³/hora

$$C = \frac{140. \text{ m}^3/\text{hora}}{3.66 \text{ m}^3/\text{ciclo}}$$

$$C = 38.2 \text{ ciclos/hora}$$

Tiempo de ciclo total

$$T = \frac{50.0 \text{ min/hora}}{38.2 \text{ ciclos/hora}}$$

$$T = 1.31 \text{ min/ciclo}$$

Tiempo del ciclo básico: (25.0 seg.) 0.42 min

Tiempo de ciclo de acarreo y retorno

$$T = 1.31 - 0.42 = 0.89 \text{ min}$$

De la gráfica de tiempo estimado de acarreo o retorno para un cargador de ruedas de 6 yd³, para un tiempo de ciclo de acarreo y retorno de 0.89 min., tenemos que la distancia de acarreo es de 105 m. (2a. velocidad en avance y 2a. velocidad en retroceso).

Es decir, si instalamos la planta a 30 m. de distancia del frente inicial -- (para protegerla de las voladuras), cada 75 m. debemos hacer un cambio de la planta dentro del banco.

Dadas las características del banco (80m. de ancho x 12.5 de altura) cada metro de avance en el banco produce 1,000 m³ de roca.

Así, son necesarios 2 cambios de instalación dentro del banco para producir los 200,000 m³ requeridos.

$$\begin{aligned} \text{Costo unitario por carga} &= \frac{\$ 1,992.13}{140 \text{ m}^3/\text{hora}} \\ &= \$ 14.23/\text{m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo unitario por cambio} \\ \text{de instalación dentro del} \\ \text{banco} &= \frac{2 \text{ cambios} \times 350,000 \text{ m}^3/\text{cambio}}{200,000 \text{ m}^3} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo unitario :} &= \$ 3.50/\text{m}^3 \\ &= 17.73/\text{m}^3 \end{aligned}$$

Esto sin considerar el costo de los tiempos perdidos en los cambios de instalación dentro del banco.

En resumen, la elección del cargador de 10 yd³ es la que proporciona una operación más económica.

CONSTRUCTORA	Máquina: <u>CARGADOR</u>	Hoja No: _____
	Modelo: <u>TEREX 72-81</u>	Calculó: <u>C A M</u>
	Datos Adic: <u>10 yd³</u>	Revisó: <u>C CH M</u>
OBRA: _____		Fecha: <u>17-1-80</u>

DATOS GENERALES

Precio adquisición:	\$10'238,717.52	Fecha cotización:	10-1-80
Equipo adicional - 4 llantas 33.25 x35-26	616,509.28	Vida económica (Ve):	2000 años
		Horas por año (Ha):	434 hr/año
		Motores Diesel de	434 HP.
Valor inicial (Va):	9'617,208.24	Factor operación:	0.75
Valor rescate (Vr):	20% = \$1'923,441.65	Potencia operación:	325.5 HP. op.
Tasa interés (i):	18%	Coefficiente almacenaje (K):	0.01
Prima seguros (s):	2%	Factor mantenimiento (Q):	0.90

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{9'617,208.24 - 1'923,441.65}{12 \times 000} = \641.15
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} \cdot i = \frac{9'617,208.24 + 1'923,441.65}{2 \times 2000} \cdot 0.18 = 519.33$
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} \cdot s = \frac{9'617,208.24 + 1'923,441.65}{2 \times 2000} \cdot 0.02 = 57.70$
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.01 \times 641.15 = 6.41$
e) Mantenimiento:	$M = QD = 0.9 \times 641.15 = 577.04$
Suma Cargos Fijos por Hora	\$ 1 801.63

• CONSUMOS.

a) Combustible:	$E = e Pc$
Diesel:	$E = 0.20 \times 325.5 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 65.10$
Gasolina:	$E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$
b) Otras fuentes de energía:	=
c) Lubricantes:	$L = a Pe$
Capacidad carter:	$C = 32.2 \text{ litros}$
Cambios aceite:	$t = 100 \text{ horas}$
$a = C/t \pm \frac{0.0035}{0.0030} \times 325.5 \text{ HP. op.} = 1.46 \text{ lt/hr.}$	
$L = 1.46 \text{ lt/hr} \times \$ 14 \text{ /lt.} = 20.44$	
d) Llantas:	$Ll = \frac{VII \text{ (valor llantas)}}{Hv \text{ (vida económica)}}$
Vida económica:	$Hy = 2800 \text{ horas}$
$Ll = \frac{616,509.28}{2800} = 220.18$	

Suma Consumos por Hora \$ 305.72

III. OPERACION.

Salario base:	\$ _____
Salario real - operador:	_____
_____:	_____
_____:	_____
Sal/turno-prom: \$ 349.60	
Horas/turno-prom.: (H)	
$H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$	
$\text{Operación} = O = \frac{S}{H} = \frac{349.60}{6.64} \text{ horas} = \$ 52.65$	
Suma Operación por Hora	\$ 52.65

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 2,160.00

CONSTRUCTORA _____ Máquina: CARGADOR Hoja No: _____
 Modelo: Michigan 75-111-A Calculó: C A M
 Datos Adic: 25 yd³ Revisó: C CH M
 OBRA: _____ Fecha: 17-1-80

DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$2' 264,745 60 Fecha cotización: 10-1-80
 Equipo adicional - 103,611.84 Vida económica (Ve): 5 años
 Llantas 20.5x25-12 103,611.84 Horas por año (Ha): 2000 hr/año
 Motores Diesel de 174 HP.
 Valor inicial (Va): 2' 161,133 76 Factor operación: 0.75
 Valor rescate (Vr): 10% = \$ 216 113,38 Potencia operación: 130.5 HP. op.
 Tasa interés (i): 18% Coeficiente almacenaje (K): 0.01
 Prima seguros (s): 2% Factor mantenimiento (Q): 0.90

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación: $D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{2' 161 133.76 - 216,113.38}{5} = \$ 194.50$
 b) Inversión: $I = \frac{Va \pm Vr}{2 Ha} i = \frac{2' 161,133.76 + 216,113.38}{2 \times 2000} \times 0.18 = 106.98$
 c) Seguros: $S = \frac{Va \pm Vr}{2 Ha} s = \frac{2' 161,133.76 + 216,113.38}{2 \times 2000} \times 0.02 = 11.89$
 d) Almacenaje: $A = KD = 0.01 \times 194.50 = 1.94$
 e) Mantenimiento: $M = QD = 0.90 \times 194.50 = 175.05$
 Suma Cargos Fijos por Hora \$ 490.36

CONSUMOS.

a) Combustible: $E = e Pc$
 Diesel: $E = 0.20 \times 130.5 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 26.10$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ / \text{lt.} =$

b) Otras fuentes de energía: _____ =

c) Lubricantes: $L = a Pe$
 Capacidad carter: $C = \frac{30.3}{100}$ litros
 Cambios aceite: $t =$ horas
 $a = C/t \pm 0.0035 \times 130.5 \text{ HP. op.} = 0.76 \text{ lt/hr.}$
 $L = 0.76 \text{ lt/hr} \times \$ 14 / \text{lt.} = 10.64$

d) Llantas: $Ll = \frac{Vll}{Hv} \text{ (valor llantas)}$
 Vida económica: $Hv = \frac{2800}{103,611.84}$ horas
 $Ll = \frac{2800}{2800} \text{ horas} = 37.00$

Suma Consumos por Hora \$ 73.74

III. OPERACION.

Salario base: \$ _____
 Salario real - operador: _____
 Sal/turno-prom: \$ 349.60
 Horas/turno-prom.: (H)
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$
 $\text{Operación} = 0 = \frac{S}{H} = \frac{349.60}{6.64} \text{ horas} = \$ 52.65$
 Suma Operación por Hora \$ 52.65

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 616.75

CONSTRUCTORA	Máquina: CAMION	Hoja No:
	Modelo: FORD	Calculó: C A M
	Datos Adic: 6 m ³	Revisó: C CH M
OBRA:		Fecha: 14-1-80

DATOS GENERALES		
Precio adquisición:	\$ 436,430.45	Fecha cotización: 10-1-80
Equipo adicional - 6 llantas	23,363.94	Vida económica (Ve): 5 años
1000x20-12 c/cámara		Horas por año (Ha): 2 000 hr/año
Valor inicial (Va):	413,056.51	Motores Gasolina: 160 HP.
Valor rescate (Vr): 0 % = \$		Factor operación: 0.75
Tasa interés (i): 18 %		Potencia operación: 120 HP. op.
Prima seguros (s): 2 %		Coefficiente almacenaje (K): 0.01
		Factor mantenimiento (Q): 0.80

I. CARGOS FIJOS.		
a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{413,056.51 - 0}{10,000} = \$ 41.30$	
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{413,056.51 + 0}{2 \times 2000} \times 0.18 = 18.58$	
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{413,056.51 + 0}{2 \times 2000} \times 0.02 = 2.06$	
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.01 \times 41.30 = 0.41$	
e) Mantenimiento:	$M = QD = 0.8 \times 41.30 = 33.04$	
	Suma Cargos Fijos por Hora	\$ 95.39

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D)		
--------------------------------------	--	--

CONSUMOS.	
a) Combustible:	$E = e Pc$
Diesel:	$E = 0.20 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} = \$$
Gasolina:	$E = 0.24 \times 120 \text{ HP. op.} \times \$ 2.80 \text{ /lt.} = \$ 80.64$
b) Otras fuentes de energía:	=
c) Lubricantes: $L = a Pe$	
Capacidad carter:	$C = \frac{6.6}{100}$ litros
Cambios aceite:	$t = 100$ horas
$a = C/t \mp 0.0085 \times 120 \text{ HP. op.} = 0.48 \text{ lt/hr.}$	
$L = 0.48 \text{ lt/hr} \times \$ 14 \text{ /lt.} = 6.72$	
d) Llantas: $Ll = \frac{Vl}{Hv}$ (valor llantas / vida económica)	
Vida económica: $Hv = \frac{1,600}{23,363.94}$ horas	
$Ll = \frac{1,600}{23,363.94} = 14.60$ horas	
Suma Consumos por Hora	\$ 101.96

III. OPERACION.	
Salario base:	\$
Salario real - operador:	
Sal/turno-prom: \$ 298.77	
Horas/turno-prom.: (H)	
$H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$	
Operación = $0 = \frac{S}{H} = \frac{298.77}{6.64} = \$ 45.00$	
Suma Operación por Hora	\$ 45.00
COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D)	
	\$ 242.35

Problema

Se requiere cargar 1 000,000 m³ de roca para la construcción de una cortina. El material es producto dinamitado bien fragmentado en pilas mayores de 3 m. hechas por un tractor y se cargarán a camiones de 35 ton. de capacidad.

Equipo disponible:

Cargador 6 yd³ cat 988 costo - horario \$ 1,992.13
 Cargador 10 yd³ Terex 72-81 costo-horario \$ 2,160.00
 Tractor D8K Cat costo-horario \$ 1,104.86
 Tiempo de realización 15 meses

Solución:

Tiempo disponible $25 \times 15 \times 3 \times 8 = 9\,000$ horas
 Producción requerida $\frac{1\,000,000}{9,000} = 111 \text{ m}^3/\text{hora}$
 Cargador 10 yd³ (7.64 m³)
 Factor de carga 0.75
 Volumen por ciclo $0.75 (7.64) = 5.73 \text{ m}^3$
 Tiempo del ciclo básico = 25 seg
 Tiempo por material = + 2.4 seg
 Tiempo por apilado = - 2.4 seg
 Posesión del equipo = 0 seg
 ciclo = 25 seg = 0.42 min.

Número de ciclos por hora $\frac{50 \text{ min}}{0.42 \text{ min}} = 119 \text{ ciclos/hora}$

Producción teórica = $119 \times 5.73 = 682 \text{ m}^3/\text{hora}$

Producción real = $143.2 \text{ m}^3/\text{hora}$

Factor utilización 21%

$$\text{Costo} = \frac{2,160.00}{143.2} = 15.08/\text{m}^3$$

Cargador 6 yd³ (4.58 m³)

Factor de carga 0.75

Volumen por ciclo $0.75 (4.58) = 3.44 \text{ m}^3$

Tiempo del ciclo = 0.42 min.

Número de ciclos por hora $\frac{50}{0.42} = 119 \text{ ciclos/hora}$

Producción teórica $119 \times 3.44 = 409 \text{ m}^3/\text{hora}$

Producción real = $112.5 \text{ m}^3/\text{hora}$

Factor utilización 27%

$$\text{costo} = \frac{1,992.13}{112.5} = \$ 17.70/\text{m}^3$$

CONSTRUCTORA _____ Máquina: CARGADOR Hoja No: _____
 _____ Modelo: 988 B Calculó: CAH
 _____ Datos Adic: 6 yd³ Revisó: CCHM
 OBRA: _____ Fecha: 17-1-80

DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$9 508,186.6 Fecha cotización: 10-1-80
 Equipo adicional - 512 442.74 Vida económica (Ve): _____ años
 _____ Horas por año (Ha): 2000 hr/año
 _____ Motores Diesel de 375 HP.
 Valor inicial (Va): 81 995,743.90 Factor operación: 70
 Valor rescate (Vr): 20% = \$1 799,148.80 Potencia operación: 262.5 HP. op.
 Tasa interés (i): 18% Coeficiente almacenaje (K): 0.01
 Prima seguros (s): 2% Factor mantenimiento (Q): 0.90

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación: $D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{81\,995,743.90 - 1\,799,148.80}{12\,000} = 599.72$

b) Inversión: $I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{81\,995,743.90 + 1\,799,148.80}{2 \times 2000} \times 0.18 = 485.77$

c) Seguros: $S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{81\,995,743.90 + 1\,799,148.80}{2 \times 2000} \times 0.02 = 53.57$

d) Almacenaje: $A = KD = 0.01 \times 599.72 = 6.00$

e) Mantenimiento: $M = QD = 0.90 \times 599.72 = 539.75$

Suma Cargos Fijos por Hora \$ 1 685.21

II. CONSUMOS.

a) Combustible: $E = e Pc$
 Diesel: $E = 0.20 \times 262.5 \text{ HP. op.} \times \$ \frac{1.00}{\text{lt.}} = \$ 52.50$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \frac{\quad}{\text{lt.}} =$

b) Otras fuentes de energía: _____ =

c) Lubricantes: $L = a Pe$
 Capacidad carter: $C = \frac{42}{100}$ litros
 Cambios aceite: $t = \frac{\quad}{\quad}$ horas
 $a = C/t \pm \frac{0.0035}{0.0030} \times 262.5 \text{ HP. op.} = \frac{1.34}{\quad} \text{ lt/hr.}$
 $L = \frac{1.34}{\quad} \text{ lt/hr} \times \$ \frac{14}{\text{lt.}} = 18.76$

d) Llantas: $Ll = \frac{VII}{Hv} \frac{(\text{valor llantas})}{(\text{vida económica})}$
 $Ll = \frac{512.442.74 \times 2800}{2800 \text{ horas}} = 183.01$

Suma Consumos por Hora \$ 254.27

III. OPERACION.

Salario base: \$ _____

Salario real - operador: _____

Sal/turno-prom: \$ 349.60
 Horas/turno-prom: (H)

$H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$
 $\text{Operación} = O = \frac{S}{H} = \frac{349.60}{6.64} \text{ horas} = \$ 52.65$

Suma Operación por Hora \$ 52.65

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 1,992.11

CONSTRUCTORA	Máquina: <u>TRACTOR</u>	Hoja No: _____
	Modelo: <u>D 8</u>	Calculó: <u>C A M</u>
	Datos Adic: _____	Revisó: <u>C C H M</u>
OBRA: _____		Fecha: <u>17-1-80</u>

DATOS GENERALES

Precio adquisición:	<u>\$4'624,070.88</u>	Fecha cotización:	<u>10-1-80</u>
Equipo adicional - cuchilla angulable	<u>477,562.80</u>	Vida económica (Ve):	<u>10</u> años
		Horas por año (Ha):	<u>2000</u> hr/año
		Motores Diesel de	<u>300</u> HP.
Valor inicial (Va):	<u>5'101,633.68</u>	Factor operación:	<u>0.75</u>
Valor rescate (Vr):	<u>20 % = \$ 1'020,326.74</u>	Potencia operación:	<u>225</u> HP. op.
Tasa interés (i):	<u>18 %</u>	Coefficiente almacenaje (K):	<u>0.01</u>
Prima seguros (s):	<u>2 %</u>	Factor mantenimiento (Q):	<u>1.0</u>

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve}$	$= \frac{5'101,633.68 - 1'020,326.74}{10} =$	<u>\$ 340.11</u>
b) Inversión:	$I = \frac{Va \pm Vr}{2 Ha} i$	$= \frac{5'101,633.68 + 1'020,326.74}{2 \times 2000} \times 0.18 =$	<u>275.49</u>
c) Seguros:	$S = \frac{Va \pm Vr}{2 Ha} s$	$= \frac{5'101,633.68 + 1'020,326.74}{2 \times 2000} \times 0.02 =$	<u>30.61</u>
d) Almacenaje:	$A = KD$	$= 0.01 \times 340.11 =$	<u>3.40</u>
e) Mantenimiento:	$M = QD$	$= 1.0 \times 340.11 =$	<u>340.11</u>
	Suma Cargos Fijos por Hora		<u>\$ 989.72</u>

II. CONSUMOS.

a) Combustible: $E = e Pc$
 Diesel: $E = 0.20 \times 225 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 45.00$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ / \text{lt.} =$

b) Otras fuentes de energía: _____ =

c) Lubrificantes: $L = a Pe$
 Capacidad carter: $C = \frac{33.12}{100}$ litros
 Cambios aceite: $t = 100$ horas
 $a = C/t \pm \frac{0.0035}{0.0030} \times 225 \text{ HP. op.} = \frac{1.12}{1} \text{ lt/hr.}$
 $L = \frac{1.12}{1} \text{ lt/hr} \times \$ 14 / \text{lt.} = 15.68$

d) Llantas: $Ll = \frac{Vll}{Hv}$ (valor llantas)
 Vida económica: $Hv =$ horas
 $Ll =$ horas =

Suma Consumos por Hora \$ 60.68

III. OPERACION.

Salario base: \$ _____
 Salario real: _____
 Operador: _____
 _____ : _____
 _____ : _____
 Costo-prom: \$ 361.67
 Costo-prom.: (H)
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$
 $Operación = 0 = \frac{S}{H} = \frac{361.67}{6.64} \text{ horas} = \$ 54.46$
 Suma Operación por Hora \$ 54.46

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 1,104.86



RETROEXCAVADORAS

Ing. Carlos M. Chávarri Maldonado

Introducción

Las retroexcavadoras son equipos que se utilizan en una amplia variedad de trabajos de excavación, donde el material a excavar se encuentra bajo el nivel del piso en el que se apoya la máquina.

Este tipo de excavadoras existe desde hace mucho tiempo - (más de 40 años), y se desarrolló a partir de un diseño básico de crugas y operadas con motor de gasolina o diesel.

Originalmente aparecieron en el mercado de maquinaria de construcción operadas por cable y con capacidades de $3/8$ a $3/4$ yd³. Posteriormente, con el desarrollo del equipo de construcción fueron perdiendo aplicaciones al haber sido desplazadas por equipo operado hidráulico. Recientemente resurgieron con un nuevo diseño, complementamente hidráulico y con un mayor poder de excavación dando por resultado una mayor productividad en los trabajos a desarrollar.

Las retroexcavadoras hidráulicas pequeñas, de $3/8$, $1/2$ y $3/4$ yd³ de capacidad, además de trabajar en alcantarillados y líneas de agua como sus antecesoras operadas con cable, hacen obras de excavaciones para cimentaciones y urbanizaciones.

Las retroexcavadoras más grandes de $2 1/2$ a 3 yd³ de capacidad, gracias a su alcance, profundidad y productividad se han abierto paso a nuevas aplicaciones en excavaciones en

general, trabajos de cantera y manejo de materiales y han - desplazado, en algunos casos, a los cargadores sobre llantas, palas y dragas, que efectuaban esos trabajos.

Zona de trabajo.

Una retroexcavadora tiene un rango de acción bastante amplio en el cual se puede mover económica y eficientemente; obtener su carga correctamente, colocar el cucharón para descargar y finalmente, hacer la descarga.

Zona aproximada de trabajo de una retroexcavadora hidráulica (capacidad de 1 a 3 yd³)

Alcance	10 a 15 m
Profundidad	8 a 10 m
Altura de carga	4 a 7 m

La zona de trabajo se divide en dos áreas:

1.- Área de excavación

El área de excavación está bajo el piso en el que se apoya la máquina. Está limitada por el alcance de la pluma, brazo de excavación y cucharón. Estas piezas también limitan la máxima profundidad a la cual la máquina puede excavar.

2.- Área de vaciado.

Esta área está sobre el piso y su alcance está definido por la distancia a la que la retroexcavadora puede vaciar su cucharón fuera del área que está excavando, alrededor de sí misma, sin moverse de lugar.

El límite económica de la zona de trabajo se establece me-

dante la comparación de algunas alternativas, o con algunas otras máquinas que hagan el mismo trabajo. Por ejemplo, una retroexcavadora tiene características favorables para excavar una zanja, pero su área de vaciado está limitada. Puede moverse utilizando sus medios de tracción y aumentar así su alcance de descarga, dentro de ciertos límites; pero esto reduce su productividad.

Características de operación:

Movilidad.

Depende del tipo de tracción que posea, que puede ser montada sobre orugas o montada sobre llantas.

Las retroexcavadoras más comunes son las montadas sobre orugas.

Por lo general, las retroexcavadoras montadas sobre neumáticos, por su mayor movilidad, tienen un uso adecuado para excavaciones de alcantarillas y obras auxiliares en caminos y obras de urbanización.

Se utilizan donde es posible mover grandes volúmenes sin necesidad de desplazamientos grandes.

Las demás características de operación y diseño son:

- Alcance
- Profundidad de excavación
- Área de excavación
- Altura de descarga
- Giro
- Capacidad del cucharón

Estas características, se muestran en la gráfica No.1.

Selección del cucharón apropiado.

Existe un amplio diseño de cucharones cuya selección se hace de acuerdo a:

- tamaño de la retroexcavadora
- Tipo y peso del material que va a ser excavado.
- Profundidad y ancho de la zanja que se requiera hacer.

Los fabricantes ofrecen equipos opcionales (cuchillas y dientes), según las necesidades del constructor, así como distintos tipos de cucharones, además de los comúnmente empleados.

Aplicaciones:

Dentro de la amplia variedad de aplicaciones de una retroexcavadora, se pueden mencionar:

- 1 Excavación de zanjas para drenaje y agua potable.
- 2 Alcantarillas y cunetas de caminos.
- 3 Excavación y afinamiento de canales.
- 4 Excavación para cimentación de edificios y casas.
- 5 Alimentación de equipos de trituración y cribado.
- 6 Carga a camiones
- 7 Levantar pavimentos asfálticos deteriorados.
- 8 Limpieza de terrenos.
- 9 Colocación de tubería de drenaje y agua potable.
- 10 Excavaciones de precisión.
- 11 Rellenos.
- 12 Desazolve de canales.

Cálculo de la producción

Factores que afectan la producción:

- Tipo del material
- Peso del material
- Abundamiento del material
- Contenido de humedad
- Facilidad de manejo
- Angulo de reposo.

Factores que intervienen en el cálculo de la producción:

- Selección del cucharón
- Rendimiento horario aproximado
- Factor de eficiencia
- Coefficiente por profundidad de corte
- Coefficiente por giro
- Coefficiente por facilidad de carga
- Número de vehículos de acarreo (cuando se está cargando camiones).

TABLA 1

Rendimiento horario aproximado (m³ en banco) en m³/hora.

Capacidad cucharón (yds)	(m ³)	Suelo arcilloso	Roca bien fragmentada
1	0.75	65 - 76	45 - 57
1 1/4	0.95	76 - 100	60 - 76
1 7/8	1.45	110 - 145	80 - 105
2 1/2	1.90	150 - 195	105 - 150
3	2.30	188 - 295	138 - 188

TABLA 2

Factor de eficiencia

	Mín/hora	%	Factor
Excelente	55	92	1.1
Medio	50	83	1.0
Malo	45	75	0.9
Muy malo	40	67	0.8

TABLA 3

Carga fácil	0.95
Carga media	0.85
Carga dura	0.70
Carga muy dura	0.55

TABLA 4

Factor por profundidad de corte

Prof. máx. de corte (m)	Factor
1.5	0.97
3.0	1.15
4.5	1.00
6.0	0.95
7.5	0.85
9.0	0.75

TABLA 5

Factor por ángulo de giro

Angulo de giro	Factor
45°	1.05
60°	1.00
75°	0.93
90°	0.86
120°	0.76
160°	0.61

Ejemplo:

Se requiere una producción mensual de 15,000 m³ en un terreno de suelo arcilloso, difícil de cargar a una profundidad máxima de excavación de 8.00 m con un ángulo de giro de 90°. Determinar qué capacidad debe tener la retroexcavadora apropiada para este trabajo.

Se trabajará 1 turno, con una eficiencia de 50 min/hora

Solución:

$$\begin{aligned} \text{Horas disponibles por mes} &= 25 \text{ días} \times 8 \text{ h/día} \times 0.83 \\ &= 160 \text{ horas} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Rendimiento técnico necesario por hora} &= \frac{15,000 \text{ m}^3/\text{mes}}{160 \text{ horas/mes}} \\ &= 93.7 \text{ m}^3/\text{hora} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Rendimiento necesario por hora (según tablas)} &= \frac{\text{Rend. teórico necesario por h.}}{\text{Factor de carga} \times \text{Factor de giro} \times \text{factor de prof. de corte}} \\ &= \frac{93.7 \text{ m}^3/\text{hora}}{0.70 \times 0.36 \times 0.80} \\ &= 195.2 \text{ m}^3/\text{hora} \end{aligned}$$

De la tabla 1, se considera apropiado un equipo con cucharón de 2 1/2 a 3 yd³.

CONSTRUCTORA	Máquina: Retroexcavadora	Hoja No: _____
_____	Modelo: Y-90	Calculó: CAM
_____	Datos Adic: 1.0 yd ³	Revisó: CCIM
OBRA: _____		Fecha: 24-I-80

DATOS GENERALES		
Precio adquisición:	\$ 2'328,970.80	Fecha cotización: 10-I-80
Equipo adicional -	_____	Vida económica (Ve): 5 años
_____	_____	Horas por año (Ha): 2000 hr/año
Valor inicial (Va):	2'328,970.80	Motores DIESEL de 103 HP.
Valor rescate (Vr):	0 % = \$ _____	Factor operación: 0.75
Tasa interés (i):	18 %	Potencia operación: 77.25 HP. op.
Prima seguros (s):	2 %	Coefficiente almacenaje (K): 0.01
		Factor mantenimiento (Q): 0.8

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{-Ve} = \frac{2'328,970.80 - 0}{10,000} = \$ 232.90$
b) Inversión:	$I = \frac{Va \pm Vr}{2 Ha} i = \frac{2'328,970.80 + 0}{2 \times 2000} 0.18 = 104.80$
c) Seguros:	$S = \frac{Va \pm Vr}{2 Ha} s = \frac{2'328,970.80 + 0}{2 \times 2000} 0.02 = 11.64$
d) Almacenaje:	$A = KD = \frac{0.01 \times 232.90}{1} = 2.32$
e) Mantenimiento:	$M = QD = \frac{0.8 \times 232.90}{1} = 186.32$
	Suma Cargos Fijos por Hora \$ 537.98

II. CONSUMOS.

a) Combustible : $E = e P_c$
 Diesel : $E = 0.20 \times 77.25 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 15.45$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ / \text{lt.} =$

b) Otras fuentes de energía : _____ = _____

c) Lubricantes: $L = a P_e$
 Capacidad carter: $C = \frac{11.4}{100}$ litros
 Cambios aceite : $t = \frac{100}{100}$ horas
 $a = C/t \pm \frac{0.0035}{0.0030} \times 77.25 \text{ HP. op.} = 0.38 \text{ lt/hr.}$
 $L = \frac{0.38}{100} \text{ lt/hr} \times \$ 14 / \text{lt.} = 5.32$

d) Llantas : $Ll = \frac{Vll}{Hv}$ (valor llantas) / (vida económica)
 Vida económica: $Hv =$ _____ horas
 $Ll =$ _____ horas = 0

Suma Consumos por Hora \$ 20.77

II. OPERACION.

Salario base : \$ _____

Salario real - operador : _____

Sal/turno-prom: \$ 349.60

Horas/turno-prom.: (H)

$H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$

Operación = $O = \frac{S}{H} = \frac{349.60}{6.64} \text{ horas} = \$ 52.65$

Suma Operación por Hora \$ 52.65

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 611.40

Ejemplo:

Calcular el costo por m3 de material excavado y colocado a un lado de una zanja para alojar unas tuberías para drenaje. Se utiliza una retroexcavadora de 1 yd³, la zanja tiene una profundidad máxima de 7.0 m y el giro para descargar es de 90°. La zanja se hará en un suelo arcilloso de muy dura extracción. Se considera una eficiencia de la obra de 0.9
 Costo horario de la retroexcavadora de 1 yd³ \$ 611.40

Solución:

De la tabla 1

Rendimiento teórico = 65 m3/hora
 Rendimiento real = Rend. teórico x factor de eficiencia x factor de giro x factor de profundidad de corte x factor de carga
 = 65 m3/hora x 0.9 x 0.86 x 0.92 x 0.55
 = 25.5 m3/hora

Costo Unitario = Costo horario de la retroexcavadora / Rend. real

= $\frac{\$ 611.40/\text{hora}}{25.5 \text{ m3/hora}}$

= \$ 23.98/m3

Costos

$$\text{Retroexcavadora } 4 \text{ yd}^3 \quad \frac{2,378.47}{131} = \$18.15/\text{m}^3$$

$$\text{Retroexcavadora } 1 \text{ } 1/2 \text{ yd}^3 \quad \frac{952.69}{84.6} = \$11.26/\text{m}^3$$

$$\text{Draga } 2 \text{ } 1/2 \text{ yd}^3 \quad \frac{1899.14}{50} = \$37.98/\text{m}^3$$

Como puede observarse el costo más bajo lo da la retroexcavadora de 1 1/2 yd³.

PROBLEMA

Se requiere cargar 2,650,000 m³ de grava-arena para la construcción de una cortina. El material se extrae del cauce del río a una profundidad promedio de 3m y un giro de 90° cargándose a camiones de 6 m³.

Equipo disponible

Retroexcavadora 4 yd ³ Koering 1066	Costo horario	\$ 2,378.47
Retroexcavadora 1 1/2 yd ³ LS-5000	Costo horario	\$ 952.69
Draga 2 1/2 yd ³ LS-408	Costo horario	\$ 1899.14
Tiempo de realización 15 meses		

Solución

$$\begin{aligned} \text{Tiempo disponible } 25 \times 15 \times 3 \times 8 &= 9000 \text{ horas} \\ \text{Producción requerida } \frac{2,650,000}{9000} &= 294.5 \text{ m}^3/\text{hora} \end{aligned}$$

de la operación de las máquinas se obtuvieron los resultados siguientes:

$$\begin{aligned} \text{Koering 1066} &= 131 \text{ m}^3/\text{hora} \\ \text{LS-5000} &= 84.6 \text{ m}^3/\text{hora} \\ \text{Draga} &= 50 \text{ m}^3/\text{hora} \end{aligned}$$

CONSTRUCTORA	Máquina: <u>RETROEXCAVADORA</u>	Hoja No: _____
	Modelo: <u>GC-120</u>	Calculó: <u>CAM</u>
	Datos Adic: <u>1.5 YD³</u>	Revisó: <u>CCIM</u>
OBRA:		Fecha: <u>24-I-80</u>

DATOS GENERALES		
Precio adquisición:	<u>\$3'795,000.00</u>	Fecha cotización: <u>10-I-80</u>
Equipo adicional -		Vida económica (Ve): <u>5</u> años
		Horas por año (Ha): <u>2,000</u> hr/año
		Motores <u>DIESEL</u> de <u>115</u> HP.
Valor inicial (Va):	<u>3'795,000.00</u>	Factor operación: <u>0.75</u>
Valor rescate (Vr):	<u>0 % = \$ 0</u>	Potencia operación: <u>86.25</u> HP. op.
Tasa interés (i):	<u>18 %</u>	Coefficiente almacenaje (K): <u>0.01</u>
Prima seguros (s):	<u>2 %</u>	Factor mantenimiento (Q): <u>0.8</u>

I. CARGOS FIJOS.		
a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{3'795,000 - 0}{10,000} = \$ 379.5$	
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{3'795,000 + 0}{2 \times 2,000} \times 0.18 = 170.77$	
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{3'795,000 + 0}{2 \times 2,000} \times 0.02 = 18.97$	
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.01 \times 379.5 = 3.79$	
e) Mantenimiento:	$M = QD = 0.8 \times 379.5 = 303.60$	
	Suma Cargos Fijos por Hora	<u>\$ 876.63</u>

I. CONSUMOS.		
a) Combustible:	$E = e Pc$	
Diesel:	$E = 0.20 \times 86.25 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 17.25$	
Gasolina:	$E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$	
b) Otras fuentes de energía:		=
c) Lubricantes:	$L = a Pe$	
Capacidad carter:	$C = \frac{14.2}{100}$ litros	
Cambios aceite:	$t =$ horas	
	$a = C/t + 0.0035 \times 86.25 \text{ HP. op.} = 0.44 \text{ lt/hr.}$	
	$L = 0.44 \text{ lt/hr} \times \$ 14 / \text{lt.} = 6.16$	
d) Llantas:	$Ll = \frac{VII}{Hv}$ (valor llantas) (vida económica)	
Vida económica:	$Hv =$ horas	
	$Ll =$ horas	= <u>0</u>
	Suma Consumos por Hora	<u>\$ 23.41</u>

I. OPERACION.		
Salario base:	\$ _____	
Salario real - operador:	_____	

Sal/turno-prom:	\$ 349.60	
Horas/turno-prom: (H)		
	$H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$	
Operación = 0 = $\frac{S}{H} = \frac{349.60}{6.64} \text{ horas} = \$ 52.65$		
	Suma Operación por Hora	<u>\$ 52.65</u>

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D)	<u>\$ 952.69</u>
--------------------------------------	------------------

CONSTRUCTORA _____ Máquina: DRAGA Hoja No: _____
 _____ Modelo: LS-408 Calculó: CAM
 _____ Datos Adic: 2.5 YD³ Revisó: CCIM
 OBRA: _____ Fecha: 24-I-80

DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$7'771,608.00 Fecha cotización: 10-I-80
 Equipo adicional = _____ Vida económica (Ve): 5 años
 _____ Horas por año (Ha): 2,000 hr/año
 _____ Motores DIESEL de 194 HP.
 Valor inicial (Va): 7'771,608.00 Factor operación: 0.75
 Valor rescate (Vr): 0 % = \$ 0 Potencia operación: 145.5 HP. op.
 Tasa interés (i): 18 % Coeficiente almacenaje (K): 0.01
 Prima seguros (s): 7 % Factor mantenimiento (Q): 0.8

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación: $D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{7'771,608 - 0}{10,000} = \$ 777.16$
 b) Inversión: $I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{7'771,608 + 0}{2 \times 2,000} \times 0.18 = 349.72$
 c) Seguros: $S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{7'771,608 + 0}{2 \times 2,000} \times 0.02 = 38.86$
 d) Almacenaje: $A = KD = 0.01 \times 777.16 = 7.77$
 e) Mantenimiento: $M = QD = 0.8 \times 777.16 = 621.72$
 Suma Cargos Fijos por Hora \$ 1,795.23

II. CONSUMOS.

a) Combustible: $E = e Pc$
 Diesel: $E = 0.20 \times 145.5 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 29.10$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$
 b) Otras fuentes de energía: _____ =
 c) Lubricantes: $L = a Pe$
 Capacidad carter: $C = \frac{14.4}{100}$ litros
 Cambios aceite: $F = \frac{1}{100}$ horas
 $a = C/t + \frac{0.0035}{0.0030} \times 145.5 \text{ HP. op.} = \frac{0.65}{1} \text{ lt/hr.}$
 $L = \frac{0.65}{1} \text{ lt/hr} \times \$ 14 \text{ /lt.} = 9.10$
 d) Llantas: $Ll = \frac{VII}{Hv}$ (valor llantas / vida económica)
 Vida económica: $Hv =$ _____ horas
 $Ll =$ _____ horas = 0
 Suma Consumos por Hora \$ 38.20

III. OPERACION.

Salario base: \$ _____
 Salario real operador: _____

 Sal/turno-prom: \$ 436.36
 Horas/turno-prom.: (H)
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$
 $\text{Operación} = 0 = \frac{S}{H} = \frac{436.36}{6.64} \text{ horas} = \$ 65.71$
 Suma Operación por Hora \$ 5.71

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 1,899.14

CONSTRUCTORA	Máquina: RETRO EXCAVADORA	Hoja No: _____
Modelo: KOERING 1066	Calculó: CAM	
Datos Adic: 4 Yd3	Revisó: CCIIM	
OBRA: _____	Fecha: 24-1-80	

DATOS GENERALES		
Precio adquisición: \$ 9'600,000.00	Fecha cotización: 10-1-80	
Equipo adicional -	Vida económica (Ve): 5 años	
	Horas por año (Ha): 2,000 hr/año	
	Motores DIESEL de 450 HP.	
Valor inicial (Va): 9'600,000.00	Factor operación: 0.75	
Valor rescate (Vr): 0 % = \$ _____	Potencia operación: 337.5 HP. op.	
Tasa interés (i): 18 %	Coefficiente almacenaje (K): 0.01	
Prima seguros (s): 2 %	Factor mantenimiento (Q): 0.08	

I. CARGOS FIJOS.		
a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{9'600,000.00}{10,000} = \$ 960.00$	
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{9'600,000.00}{2 \times 2,000.00} \times 0.18 = 432.00$	
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{9'600,000.00}{2 \times 2,000} \times 0.02 = 48.00$	
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.01 \times 960 = 9.60$	
e) Mantenimiento:	$M = QD = 0.08 \times 960 = 768.00$	
	Suma Cargos Fijos por Hora	\$ 2,217.60

II. CONSUMOS.

a) Combustible: $E = e Pc$
 Diesel: $E = 0.20 \times 337.5 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 67.50$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$

b) Otras fuentes de energía: _____ =

c) Lubricantes: $L = a Pe$
 Capacidad carter: $C = \text{litros}$
 Cambios aceite: $t = \text{horas}$
 $a = C/t + \frac{0.0035}{0.0030} \times 337.5 \text{ HP. op.} = 1.3 \text{ lt/hr.}$
 $L = 1.3 \text{ lt/hr} \times \$ 14.00 / \text{lt.} = 18.20$

d) Llantas: $Ll = \frac{VII}{Hv} (\text{valor Llantas})$
 Vida económica: $Hv = \text{horas}$
 $Ll = \text{horas} = 0$

Suma Consumos por Hora \$ 85.70

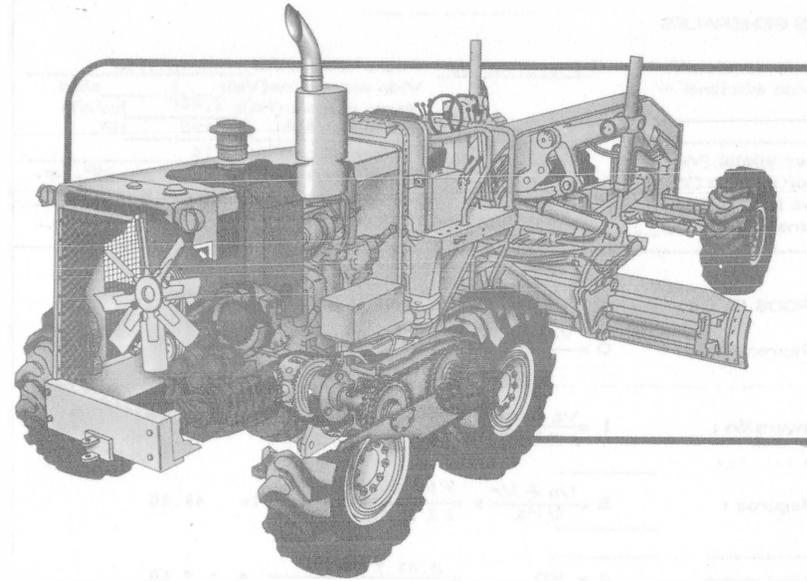
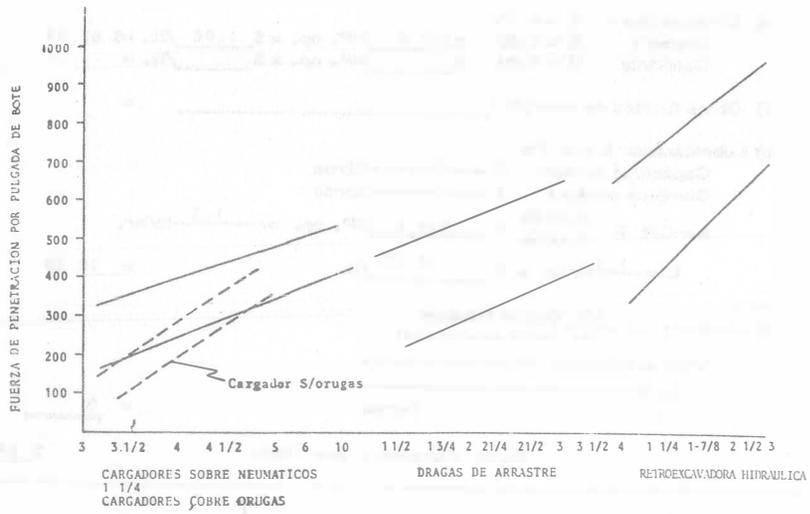
III. OPERACION.

Salario base: \$ _____
 Salario real - operador: _____

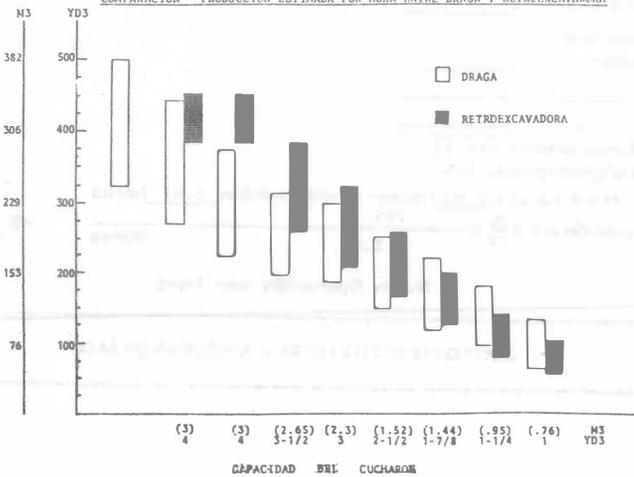
 Sal/turno-prom: \$ 499.15
 Horas/turno-prom.: (H)
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 (\text{factor rendimiento}) = 6.64 \text{ horas}$
 $\text{Operación} = 0 = \frac{S}{H} = \frac{499.15}{6.64} \text{ horas} = \$ 75.17$
 Suma Operación por Hora \$ 75.17

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 2,292.77

FUERZAS DE PENETRACION EN EL LARRO DEL CUCHARON



COMPARACION - PRODUCCION ESTIMADA POR HORA ENTRE DRAGA Y RETROEXCAVADORA



MOTOCONFORMADORAS

Ing. Federico Alcaraz Lozano

I N T R O D U C C I O N

Las motoconformadoras son máquinas que pueden realizar los siguientes trabajos:

- Afine de superficies de rodamiento o terraplenes.
- Acamellonamientos.
- Desplazamiento y mezcla de materiales.
- Tendido y nivelación de capas asfálticas.
- Excavación de cunetas.
- Conservación de caminos de construcción y superficies de rodamiento.
- Escarificación.

No son adecuadas para realizar excavaciones grandes, ni para movimiento de materiales en el sentido de su desplazamiento, sino mediante vertido lateral.

Existen en el mercado internacional, una gran variedad de motoconformadoras cuyas características varían de acuerdo a su potencia en el motor, longitud de la cuchilla, número de velocidades de avance y retroceso, número de ejes con tracción (simple o en tándem), etc.

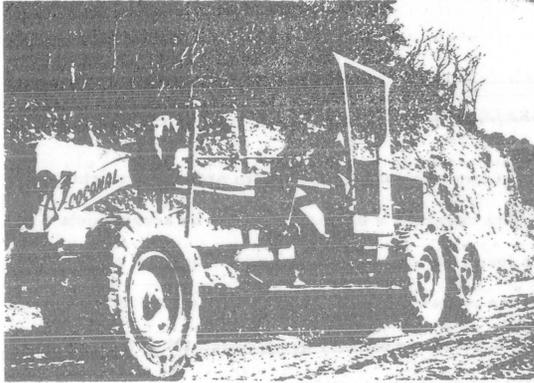
C A P I T U L O I

DESCRIPCION

GENERALIDADES SOBRE SU CONSTRUCCION

Las motoconformadoras, están proyectadas principalmente para controlar e impulsar una hoja de acero sujeta a un círculo (que está soportado del bastidor superior) situado detrás de las ruedas delanteras y de un escarificador sostenido por un par de barras curvas, que pivotean sobre un pasador articulado al frente del bastidor.

HOJA Y CUCHILLA.- La hoja es de acero de alto contenido de carbono resistente a la acción abrasiva, su sección es una curva estudiada de modo que facilite sus funciones. La longitud, altura y espesor varían de acuerdo a la potencia específica de cada máquina. Los controles modernos de la hoja son totalmente hidráulicos y cualquiera que sea la velocidad del motor suministran control rápido y a velocidad constante. Las operaciones que se pueden realizar mediante palancas son: levantamiento de la hoja a la izquierda o a la derecha, giro del círculo y control del escarificador. Estos controles se pueden utilizar más de uno a la vez, sin disminuir la velocidad de respuesta de los controles, todo esto es debido a un sistema de presión constante.

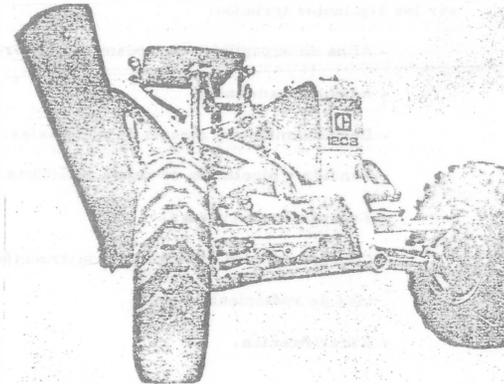


Los alcances de la hoja pueden ser:

- Desplazamiento del círculo a la derecha o a la izquierda.
- Deslizamiento de la hoja a la derecha o a la izquierda
- Angulo máximo para taludes hasta 90 grados hacia -- ambos lados.
- Levantamiento sobre el suelo hasta 46 cms.
- Profundidad de corte, variable.
- Giro vertical hidráulico de la hoja hasta 40 grados al frente y 8 grados hacia atrás.

La cuchilla es una pieza intercambiable de acero duro y remachada al cuerpo de la hoja, se coloca en la parte infe-

rior de ésta y además , en los extremos se colocan las piezas denominadas puntas de extremo o " gavilanes" , Estas piezas son las que inician el trabajo, pueden cambiarse cada vez que se requiera y en esta forma proteger la hoja que es un elemento más costoso.



CIRCULO. - Es un aro laminado y sin costuras, con dientes cortados en la superficie interior, su diámetro varía de acuerdo con la potencia específica de la máquina. Esta, soportado por un juego de cuatro guías ajustables que van sobre una barra en forma de "v"; la barra está sujeta al frente del bastidor por una articulación de rótula y soportada en la parte posterior por brazos de elevación, los brazos elevadores están sujetos a cada lado de la barra en la parte de atrás y son operados mediante manivelas sobre el bastidor, son telescópicos y pueden acortarse o alargarse mediante la remoción de un pasador de cierre, levantando o bajando la sección superior hasta alcanzar la longitud deseada.

ESCARIFICADOR. - Es un juego de dientes que se utiliza para fragmentar bases, asfalto, lajas, materias congeladas, etc., para posteriormente introducir la cuchilla.

El escarificador de tipo "v" está sostenido por un par de barras curvas, que pivotean sobre un pasador articulado en el frente del bastidor y rígidamente sujetas a la barra dentada, se puede levantar o bajar mediante un par de manivelas sobre los extremos de un eje transversal, que es movido por un tornillo sin fin y un engrane impulsado por un eje desde la caja de control.

Los dientes del escarificador son removibles, para trabajo ligero puede utilizarse un juego completo, pero para una penetración profunda o roturación de superficies que tienden a amontonarse frente a los dientes, es conveniente retirar los dientes alternos. Para trabajo entre rocas alteradas el número de los dientes es menor, siendo utilizado a veces uno o dos.

El escarificador en ciertos trabajos no se requiere, por lo que en algunas máquinas debe ser removido con el fin de poder girar 360° la hoja y no obstaculizar en el corte de zanjas de poco fondo y el ataque de camellones altos.

EJE DELANTERO. - Consiste en una barra curva de acero macizo, (algunas máquinas tienen un contraventeo triangular al frente) articulada al bastidor mediante un pasador que le permite oscilar. Las horquillas de los pivotes de articulación están sujetas a los extremos del eje por pasadores horizontales; los extremos superiores de las horquillas, están conectados entre sí por una barra transversal que está acoplada a un engrane.

La barra se puede mover a la izquierda o a la derecha con el fin de que las ruedas se inclinen, para ayudar a la moto conformadora a soportar la fuerza lateral que tiende a desviar la parte delantera hacia a un lado y para facilitar las vueltas.

BASTIDOR.- El bastidor es un armazón compuesto de vigas en "U" de sección en caja que soporta el motor y el sistema de con-
troles.

Existen motoconformadoras compuestas de un bastidor principal y un bastidor posterior, el bastidor principal está arti-
culado y puede girar hasta 20 grados con respecto a su eje lon-
gitudinal, lo que permite a la máquina acortar el radio de viraje,
mejorar la estabilidad en trabajo de laderas o mantener -
las ruedas impulsoras en buen terreno al hacer una cuneta en
terreno mojado.

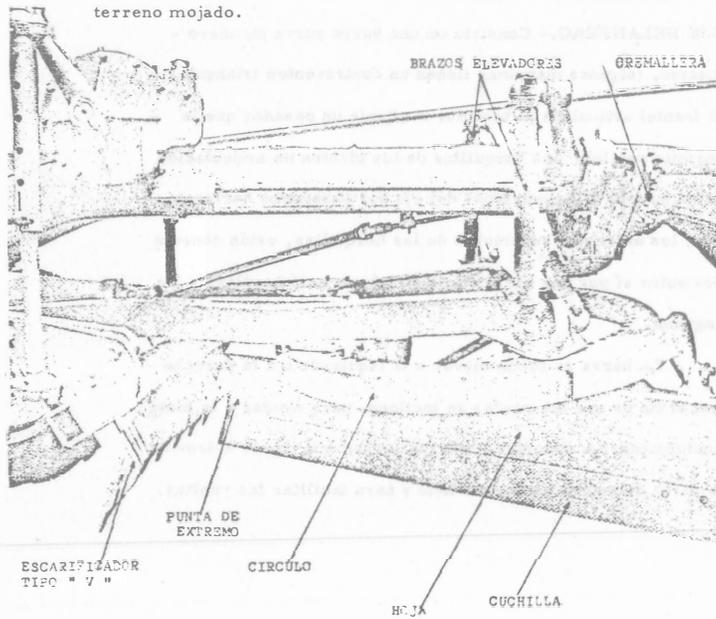
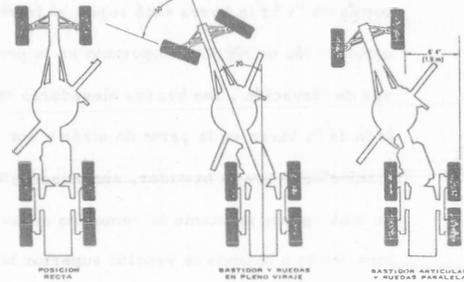
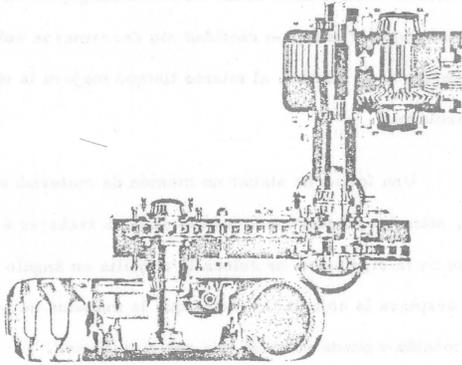


FIGURA I - 4.



TREN DE POTENCIA.- La impulsión de las ruedas traseras - se efectúa a través de un embrague de doble disco, a una transmisión de velocidades de engranes helicoidales, hasta una - transmisión secundaria sincronizada de tres a ocho velocidades hacia adelante y de una a ocho hacia atrás , dependiendo del tipo de máquina . Un engrane cónico en el contraeje, transmite la potencia a través de una corona y un juego de engranes de - reducción hasta los ejes interiores, no se utiliza diferencial.



Los ejes interiores están localizados a la mitad de la - distancia entre las ruedas de impulsión en tándem. La caja-de impulsión en tándem que lleva los ejes exteriores, está articu

lada en el interior, de tal forma que las ruedas impulsoras -- puedan seguir las irregularidades del terreno sin perder con- tacto.

OTROS ADITAMENTOS

HOJA DE EMPUJE Y QUITA NIEVE.- Este aditamento es útil para extender montones de material, evitarle a la máquina mu- chas sacudidas hacia arriba y hacia abajo, evitar riesgos de - daños por choque contra piedras grandes o atascarse en mon- tones grandes; se puede montar sobre el frente del bastidor y también puede utilizarse como quitanieve.

CAJA EMPAREJADORA.- Sirve para recoger y arrastrar el material sin dejar camellones y rellenar los baches o surcos.

DESGARRADOR - ESCARIFICADOR.- Se coloca en la parte posterior de la máquina y sirve para escarificación pesada. Se diferencia del tipo "V" por ser más ancho y tener los vás- tagos más grandes.

Existen en el mercado varios modelos de motoconformadoras que se diferencian entre sí, por su potencia, peso, etc.; a -- continuación se presenta una tabla con estos modelos:

C A P I T U L O II

USOS Y OPERACION

MODELOS NORMALES DE MOTOCONFORMADORAS

FABRICANTE		CATERPILLAR						INDUSTRIA DEL HIERRO		
MODELO		120B	12E	14E	12F	14G	130G	F1400	F1700	
POTENCIA	H.P.	125	115	150	125	180	135	140	170	
PESO APROX. DE OPERAC.	TOTAL	11900	11648	13700	13000	17500	13500	12231	13137	
	EN RUEDAS DELANTERAS	EG	3640	3508	4200	4100	4750	4350	3398	3624
	EN RUEDAS TRASERAS		8260	8140	9500	8900	12750	9150	8833	9513
INCLINACION RUEDAS DELANTERAS		22°	22°	22°	22°	22°	18°	15°	15°	
LONGITUD HOJA	Mt	3.66	3.66	3.95	3.65	4.27	3.65	3.65	3.65	
ANCHO ESCARIFICADOR	Mt	1.18	1.18	1.18	1.18	-	-	1.16	1.16	
VELOCIDAD	HACIA ADELANTE	1a.	4.2	3.8	3.7	3.2	3.7	4.0	4.35	6.16
		2a.	6.5	5.9	6.4	5.6	5.5	6.4	8.19	11.65
		3a.	10.1	9.1	10.1	8.9	7.1	10.3	15.85	22.49
		4a.	15.6	14.1	14.0	12.2	10.3	16.3	30.04	42.72
		5a.	22.7	20.5	24.6	21.7	15.5	26.1	-	-
		6a.	35.5	32.0	39.1	34.3	21.8	41.0	-	-
		7a.	-	-	-	-	29.5	-	-	-
		8a.	-	-	-	-	42.7	-	-	-
	HACIA ATRAS	1a.	7.5	6.6	4.1	3.9	4.3	4.0	4.35	6.16
		2a.	11.5	10.4	7.7	6.8	6.1	6.4	8.19	11.65
		3a.	15.4	13.9	12.2	10.8	8.3	10.3	15.85	22.49
		4a.	23.9	21.6	16.9	14.8	12.0	16.3	30.04	42.72
		5a.	-	-	29.9	26.2	18.1	26.1	-	-
		6a.	-	-	47.3	41.5	25.4	41.0	-	-
		7a.	-	-	-	-	35.1	-	-	-
		8a.	-	-	-	-	49.7	-	-	-
DIMENSIONES TOTALES	LONGITUD	Mt	7.92	7.92	8.50	8.20	9.20	8.50	8.28	
	ANCHO		2.36	2.36	2.44	2.36	2.85	2.40	2.41	
	ALTURA		3.13	3.13	3.25	3.20	3.56	3.33	3.25	
DIMENSIONES RUEDAS			13.00x24	15.00x24	14.00x24	15.00x24	16.00x24	15.00x24	15.00x24	

La hoja de una motoconformadora se puede usar hasta - un límite como hoja empujadora, ya que la carga que debe empujar está limitada por la potencia y tracción de la máquina que usualmente es mucho menor que un tractor del mismo peso. -- La forma cóncava hace rodar mejor la carga, de tal modo que puede empujar una gran cantidad sin derramarse sobre la parte superior de la misma, al mismo tiempo mejora la operación de mezclado.

Una forma de atacar un montón de material acamellonado, siempre y cuando exista espacio para trabajar a un lado de éste es la siguiente: se coloca la cuchilla en ángulo de corte y se desplaza la hoja de tal forma que la máquina no pase sobre el montón y pueda efectuar una serie de cortes.

(Fig. II-1).

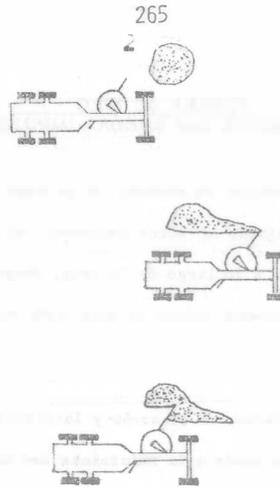


FIGURA II-1. ESPARCIMIENTO DE UN MONTON

Cuando no existe suficiente espacio para maniobrar -- como se describe en el párrafo anterior y si los montones no son muy altos, las ruedas delanteras podrán pasar sobre -- ellos, de modo que el eje delantero empuje el copete y la cuchilla corte de acuerdo a lo que permita la potencia de la máquina.

En la maniobra anterior es aconsejable bajar la hoja -- lo más que se pueda, para obtener el máximo corte posible en función de la potencia de la máquina. Es aconsejable que los montones que vaya a extenderse por una motoconformado-

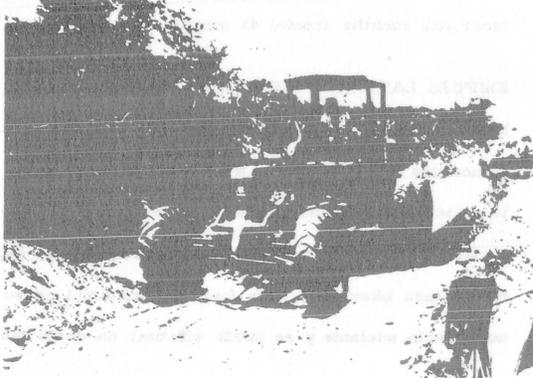
ra, sean esparcidos tanto como sea posible cuando se descargan para facilitar la operación de la máquina. También si se va a ejecutar mucho trabajo de empuje, es conveniente colocar una cuchilla frontal de empuje.

EMPUJE LATERAL.- El empuje lateral se efectúa cuando la hoja se coloca en ángulo, la carga empujada por ésta tenderá a moverse hacia un lado y a medida que aumenta el ángulo, la velocidad de desplazamiento lateral aumentará, ya que la acción de rodamiento causada por la forma de la hoja ayuda al movimiento lateral; de esta forma el material no se acarrea -- tanto hacia adelante y se puede efectuar un corte más profundo.

Cuando la hoja se encuentra normal al eje longitudinal de la máquina, se dice que está en cero y todas las otras posiciones se describen por su distancia angular desde esta posición. La mayoría de la operación de conformación y mantenimiento en caminos se realiza con un ángulo de 30° a 35° grados usando ángulos menores para extender camellones y mayores para excavación en cunetas.

El empuje de la carga hacia un lado, tendrá como respuesta una fuerza en dirección opuesta, que tenderá a desviar el frente de la motoconformadora en la dirección de esta fuer-

za, la cual es controlada mediante la inclinación de las ruedas delanteras y la fuerza de tracción máxima de la máquina. (Fuerza de tracción máxima = N).



La fuerza impulsora de una rueda o carril se expresa como fuerza útil en la barra de tiro o en las ruedas impulsadas.

Los factores que afectan la tracción, son:

- a) Peso en las ruedas impulsadas
- b) Condiciones del suelo
- c) La acción de agarre de las ruedas

El coeficiente de tracción, es la relación de la fuerza máxima de tiro que suministra la máquina y el peso total so

bre las ruedas impulsadas.

$$\text{COEFICIENTE DE TRACCION} = \frac{\text{FUERZA DE TIRO}}{\text{PESO SOBRE LAS RUEDAS IMPULSADAS}}$$

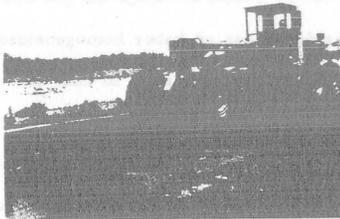
EXCAVACION.- En los trabajos de excavación la hoja se inclina de modo que vaya dejando un surco profundo, el producto de la excavación desliza a lo largo de la hoja, llegando al extremo opuesto más fácilmente cuando la hoja esté más inclinada.

El ángulo de penetración en el suelo y la profundidad de corte, se elegirán de acuerdo a la naturaleza del terreno: primero será menor para terrenos húmedos que para los secos; si hay raíces y en general el suelo es difícil de excavar, la inclinación será todavía mayor. Los suelos suaves permiten emplear ángulos menores, algunos ensayos previos indicarían al operador el ángulo de penetración para obtener mejores resultados.

NIVELACION Y AFINE.- Para todos los trabajos de nivelación, es recomendable que la hoja forme un ángulo de 40°, - de esta forma, la hoja arrastra los montículos y rellena los surcos con la tierra extraída de aquéllos, vertiendo el exceso lateralmente; para el afinado último, la hoja se coloca --

casi en cero.

Para trabajos de extendido y mezclado es conveniente inclin ar la hoja hacia adelante en función de la velocidad del avan ce. Para trabajos de corte es conveniente inclinarla hacia -- atrás para reducir el ángulo de corte.



DESPLAZAMIENTO DE MATERIALES.- La hoja de una moto- conformadora se puede utilizar para construir terraplenes de - forma y emplazamiento determinados, dispuestos paralelamente a la línea de excavación. Para ello, se inclina la hoja un cier to ángulo con respecto a la horizontal, de tal forma, que exca-

ve uno de sus extremos y la tierra se deslice hacia el opuesto, repitiendo sucesivamente esta operación, se desplaza la tierra y se construyen terraplenes con cualquier talud.

En la figura II-4, se muestra esquemáticamente la aplicación de este sistema para formar un terraplén de carretera en el cual, las tierras son el producto de la excavación de cunetas laterales. Los trabajos se realizan en cuatro etapas:

- I.- La hoja formando un ángulo de 55° con una inclinación - 2.5:1 excava el material depositándolo a lo largo de la carretera.
- II.- La hoja formando un ángulo de 45° y con el borde cortante en posición horizontal, desplaza el material excavado en la primera etapa desde los bordes hacia el centro de la carretera. La figura II-A muestra el perfil después de esta segunda pasada.
- III.- La hoja formando un ángulo de 55° y con una inclinación 1.5:1, excava la cuneta a mayor profundidad, la ensancha y le da pendiente necesaria, al mismo tiempo deposi ta el material excavado sobre la plataforma de la carretera en construcción, formando un segundo terraplén. La figura III-A muestra la posición del material después de esta tercera etapa.

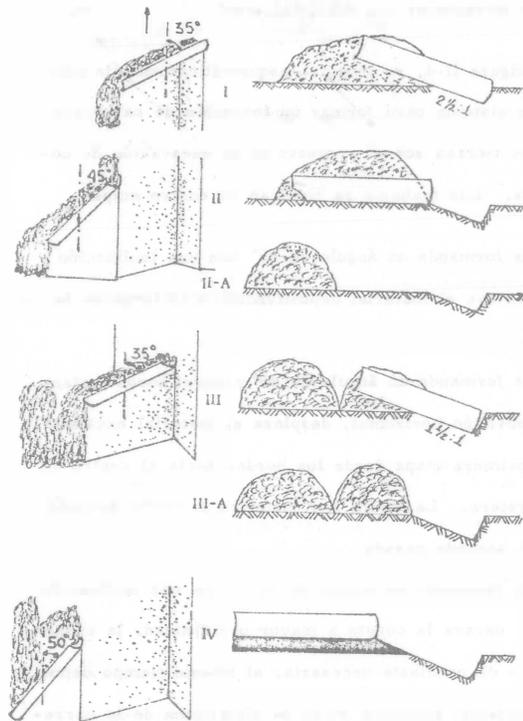


FIGURA II - 4

IV. La hoja formando un ángulo de 40° y en posición horizontal, extiende el material y da el perfil definitivo.

ACAMELLONAMIENTO Y MEZCLA DE MATERIALES.- Estas operaciones se llevan a cabo cuando los materiales depositados a lo largo de un camino, tengan que ser homogeneizados en lo que a humedad y granulometría se refiere.

Si el material se extiende tal como lo deposita el camión de volteo, existe el riesgo de que con el tiempo, aparezcan irregularidades por no haber homogeneizado en un principio la humedad natural del material, lo cual se logra acamellonándolo antes de mezclarlo. Una vez hecho lo anterior, se procede a mezclar e incorporar la cantidad de agua necesaria para lograr la humedad óptima; el número de pasadas para alcanzar la homogeneización del material la puede determinar el laboratorio, haciendo pruebas sobre el mismo trabajo.

AFINE.- La hoja puede colocarse en ángulo de manera que pueda emparejar superficies irregulares, rebajándolas y cortando material suficiente para mantener una carga parcial adelante de la hoja. Si queda un camellón en el extremo de salida de la hoja se recogerá en la siguiente pasada, en esta pasada final se hace un corte más ligero y el extremo de salida de la hoja

se levanta lo suficiente para permitir que el material sobrante pase por debajo, preferentemente que alrededor de ella, para evitar dejar un bordo.

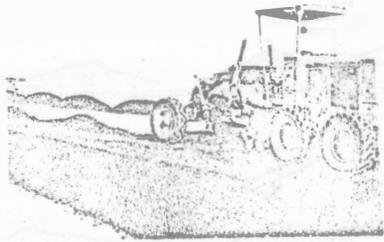


FIGURA II - 5

Cuando se desea dejar una superficie uniforme es conveniente variar el ángulo de la hoja, haciendo los primeros cortes con la hoja más recta que en los últimos y con el primer pase para extender a un ángulo más grande que se reducirá en cada pase siguiente, a medida que el tamaño del camellón disminuya. (ángulo para afinar de 20° a 30°).

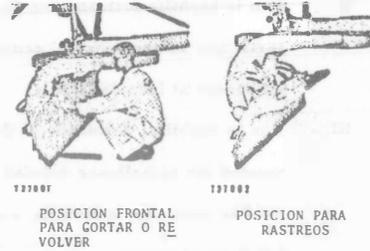


FIGURA II - 6

BOMBEO. - Cuando el tramo que va a rastrearse es de un camino de tierra o grava, generalmente se le da bombeo de tal forma que el agua escurra hacia los lados. La figura II-7 muestra la secuencia de operación para emparejar.

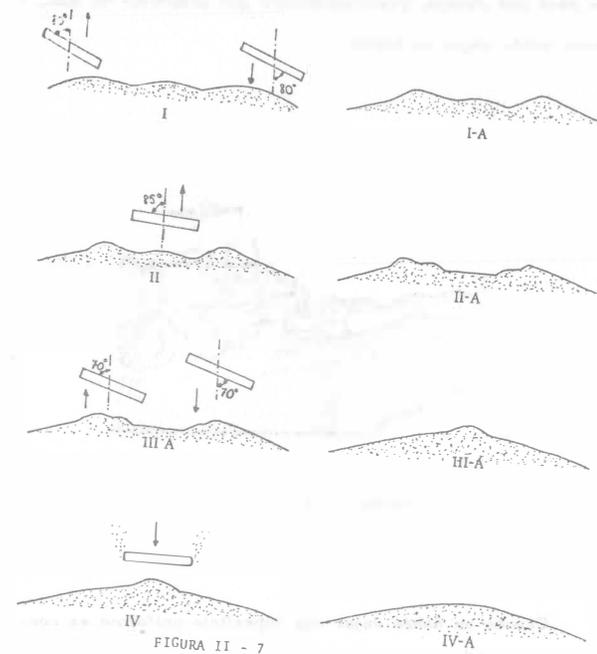
- I.- El material del camino se empuja con la cuchilla en ángulo hacia adentro desde los acotamientos o cunetas. Se debe cortar la parte superior de la corona con un ángulo --cero o con un ángulo pequeño que empujará lateralmente

algo del material a cualquier lado que pueda requerirlo.

- II.- Con la cuchilla formando un ángulo de 5° , cortará el material que se encuentra al centro del camino e irá dejando bordos al lado de la hoja.
- III.- Con la cuchilla, formando un ángulo de 10° a 25° , se extienden los camellones dejados en la pasada anterior y se dará la pendiente necesaria; a la vez, se deja un pequeño bordo en el centro.
- IV.- Con la cuchilla en cero, se extiende el material dejado en la pasada anterior y se le da el perfil proyectado.

Esto deberá terminar el trabajo, pero puede ser necesario volver a pasar la cuchilla o volver a repasar algunas secciones en donde no se obtuvo la conformación apropiada.

ESCARIFICACION.- Cuando se tenga que levantar una superficie ya sea porque se encuentre erosionada, en mal estado de conservación, etc., se podrá hacer uso del escarificador; si la potencia disponible de la máquina es suficiente, se bajan escarificador y hoja al mismo tiempo.



La hoja apartará hacia los lados los materiales removidos por el escarificador o bien los extiende uniformemente sobre la superficie en que se trabaja.

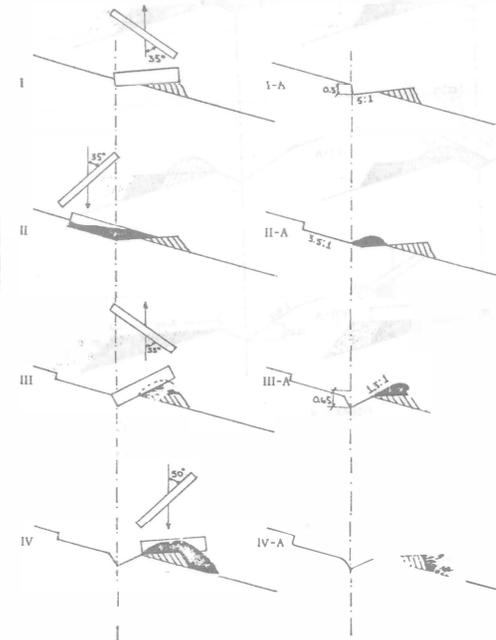


FIGURA II - 8 ESCARIFICACION

TRABAJOS A MEDIA LADERA.- En pendientes moderadas en las que es posible trabajar a media ladera, la motoconformadora rinde excelentes servicios. El trabajo a media ladera no siempre se puede ejecutar a plena velocidad, ya que la máquina marchando por una ladera es menos estable cuanto mayor sea su

velocidad.

La figura II-9 muestra un ejemplo de construcción de terraplén de 3 metros de ancho, construido en una ladera de 13% de pendiente, con una motoconformadora cuya hoja mide 3.65 mts.



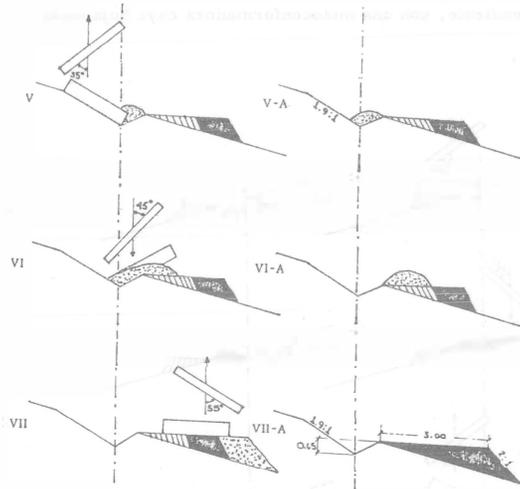


FIGURA II-9

- I.- Excavación previa de dos metros de ancho con el extremo de la cuchilla.
- II.- Se hace un corte de 30 cms. de profundidad con la hoja inclinada a 55° .
- III.- Perfilado definitivo de la cara interior de la cuneta y desplazamiento del material excavado en la operación II.
- IV.- Desplazamiento del material procedente de las operaciones I y II.
- V.- Perfilado definitivo de la cara exterior de la cuneta depositando el material excavado en el fondo de la misma.
- VI.- El material procedente de la operación anterior se sube hasta la plataforma ya construída.
- VII.- Extendido del material anteriormente depositado y dando el perfil definitivo al camino.

C A P I T U L O I I I

RENDIMIENTOS

Ya se ha mencionado a lo largo de estos temas, que no es factible determinar un rendimiento general, tomado de una experiencia dada ó de manuales especializados, sin aplicar un coeficiente adecuado que se aproxime a las condiciones prevalentes. Es indudable que el rendimiento más exacto es aquel que se determina por medio de observación directa.

Teóricamente, el rendimiento de una motoconformadora se calcula indirectamente, determinando el tiempo que se emplea en ejecutar un trabajo, aplicando la siguiente fórmula:

$$T = \frac{N \times L}{E \times V_1} + \frac{N \times L}{E \times V_2} + \frac{N \times L}{E \times V_3} + \dots \text{etc.}$$

donde:

T = Tiempo total de operación en horas.

N = Número de pasadas, la cual debe estimarse de acuerdo con la clase de trabajo.

L = Longitud recorrida en kms. en cada pasada y que debe determinarse al conocerse la naturaleza del trabajo.

E = Factor de rendimiento de la máquina en el que se in-

volucran tiempos perdidos y ociosos, varía de acuerdo con las diferentes condiciones de trabajo.

V_1, V_2, V_3 = Velocidad para cada trabajo, en km/hora.

A continuación se dan las velocidades en la transmisión recomendables para los diversos trabajos de las motoconformadoras.

TIPO DE TRABAJO	Motoniveladora 12 G	
	Velocidad en la caja	Velocidad de desplazamiento (km/h)
Desmote ligero	1a - 2a	3.7 - 6.0
Desyerbes	1a - 2a	3.7 - 6.0
Construcción de cunetas y terraplenes	1a - 2a	3.7 - 6.0
Escarificación	1a - 3a	3.7 - 9.5
Afine de taludes	1a	3.7
Mezcla de materiales	2a - 3a	6.0 - 9.5
Extendido y nivelación de materiales	2a - 4a	6.0 - 15.6
Conservación de caminos	3a - 5a	9.5 - 25.0

EJEMPLO 1

Un proyecto de movimiento de tierras requiere la colocación de aproximadamente $800,000 \text{ m}^3$ de tierra para la formación de un muro en una presa, siendo las condiciones de la obra las siguientes:

- a) Clase de material: tierra arcilla - arenosa con un peso aproximado de 1400 kg/m^3 medido en banco y cuyo abundamiento es del orden del 25%.
- b) El espesor máximo de las capas depositadas será de 20 cms. compactos.
- c) El material se excavará con una máquina cuyo rendimiento es de $400 \text{ m}^3/\text{hr}$. medido en banco.
- d) Todos los rangos de producción estarán basados en un factor de operación de 50 min/hora.
- e) Las condiciones de trabajo son regulares y la organización de la obra excelente.

Determinar el número de motoconformadoras necesarias para extender el material.



SOLUCION:

$$\text{Area cubierta por hora} = \frac{400 \text{ M}^3}{0.20 \text{ m}} = 2000 \text{ M}^2$$

Se utilizarán motoconformadoras de 140 H.P. con una cuchilla de 3.65 mts. y una velocidad promedio de operación de 3.8 km/hr.

Suponiendo que el ángulo para extender el material es de 30° , se tendrá un ancho efectivo por pasada de:

$$3.65 \cos 30^\circ = 3.65(0.86) = 3.14 \text{ mt.}$$

ORGANIZACION DE LA OBRA									
COEFICIENTE DE UTILIZACION DE LA MAQUINA	EXCELENTE		BUENA		REGULAR		MALA		
	0.83	0.75	0.83	0.75	0.83	0.75	0.83	0.75	
CONDICIONES DE TRABAJO:									
EXCELENTES	0.70	0.63	0.67	0.61	0.63	0.57	0.58	0.52	
BUENAS	0.65	0.58	0.62	0.56	0.59	0.53	0.54	0.49	
REGULARES	0.60	0.54	0.57	0.52	0.54	0.49	0.50	0.45	
MALAS	0.52	0.47	0.51	0.46	0.47	0.43	0.43	0.39	

TABLA 2

El área cubierta por hora y por pasada tomando el coeficiente de la tabla 2 para las condiciones antes descritas será:

$$3500 \times 3.14 \times 0.60 = 6594 \text{ M}^2$$

Como se requiere un total de 6 pasadas por capa, el área cubierta por hora y por 6 pasadas será:

$$\frac{6594 \text{ m}^2}{6} = 1099 \text{ M}^2$$

Número de unidades necesarias:

$$N = \frac{2000 \text{ M}^2}{1099 \text{ M}^2} = 1.81 \text{ unidades} \approx 2 \text{ unidades}$$

EJEMPLO 2

Se desea rastrear un camino que tiene 5 km de largo y un ancho de corona de 7.20 mts. por medio de 6 pasadas; cuatro de estas pasadas con una velocidad de 2 Km/Hora, una pasada con una velocidad de 3.5 Km/Hora y otra con una velocidad de 4.5 Km/hora, considerando un factor de eficiencia de 0.50.

Determinar el tiempo total de operación.

SOLUCION:

$$T = \frac{N \times L}{E \times V_1} + \frac{N \times L}{E \times V_2} + \frac{N \times L}{E \times V_3} + \dots \text{ etc.}$$

$$T = \frac{4 \times 5}{0.5 \times 2} + \frac{1 \times 5}{0.5 \times 3.5} + \frac{1 \times 5}{0.5 \times 4.5} = 20 + 2.85 + 2.22$$

$$T = 25.07 \text{ Hrs.}$$

EJEMPLO 3

Se requiere construir una carretera para lo cual se deberá extraer una capa vegetal de 15 cms., en una franja de 5 metros de ancho, y acarrearla a una distancia de 2.50 mts. desde el bordo de la cuneta.

Se utilizará una motoconformadora modelo HUBER 1400 con una longitud de hoja de 3.65 mts.

Se pide:

- La velocidad media en los viajes de ida y vuelta.
- La longitud del trabajo en una hora.

SOLUCION:

a) Se considera que la excavación se realiza a una velocidad de 3 km/hr. la profundidad de excavación será de 15 cms. excavados en una sola pasada de la máquina.

Si se excava una zanja de la mitad del ancho, es decir 2.50 mts. en cada pasada, el ángulo que ha de formar la hoja con el eje de la máquina será:

$$\text{SEN } \alpha = \frac{2.50}{3.65} = 0.684$$

De donde $\alpha = 45^\circ$ aproximadamente.

Este ángulo es además adecuado para realizar la ex.

cavación en buenas condiciones y para que la tierra pueda deslizarse a lo largo de la hoja.

Manteniendo la hoja fija con este ángulo, en el viaje de vuelta se puede empujar la tierra que se excavó y dejó a un lado en el viaje de ida, quedando definitivamente a 2,50 mts. de la zanja como se pide. Esta operación puede efectuarse en 2a. - velocidad lo que representa un avance de 5 km/hr.

Por tanto la velocidad media resulta

$$v_m = \frac{2}{\frac{1}{3.0} + \frac{1}{5.0}} = 3.75 \text{ km/hr.}$$

b) Para completar la operación son necesarias cuatro pasadas en la máquina tomando en cuenta la velocidad media. Para obtener el rendimiento de los trabajos es necesario aplicar los coeficientes de eficiencia de la máquina (45 minutos por hora efectiva) y el de utilización de la máquina (Tabla 2, para condiciones de trabajo excelentes y organización de obra buena). - Por tanto, en una hora la longitud de plataforma limpia de tierra vegetal será:

$$R = \frac{3.75}{4} \times 0.64 = 0.600 \text{ km.}$$

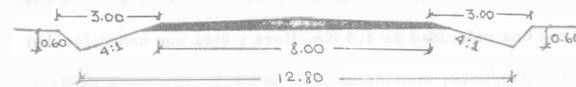
EJEMPLO 4

Se desea construir un camino de terracerías de 8.00 mts. de ancho tomando el material de cunetas laterales separadas entre sí 12.80 mts. aproximadamente; la altura del terraplén en el eje del camino es de 0.30 mts. y la profundidad de las cunetas de 0.60 mts.

Se utilizará una motoconformadora Mod Cat 12 E, que tiene una longitud de hoja de 3.66 mts.

Se desea conocer:

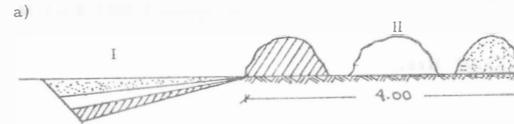
- El plan de obra a seguir
- Velocidad media
- Duración de los trabajos para acabar totalmente el camino referido a un kilómetro



Analizando la mitad del camino:

$$\text{Area cuneta} = \frac{0.6 \times 0.6}{2} + \frac{2.40 \times 0.6}{2} = 0.90 \text{ m}^2$$

$$\text{Area de terraplén} = \frac{0.30 + 0.15}{2} \times 4.00 = 0.90 \text{ m}^2$$



- I. Con seis cortes de la motoconformadora a una velocidad de 2.5 km/hr. se tendrá la excavación de la cuneta.
- II. Con cuatro pasadas a una velocidad de 4.00 km/hr. se tendrá el material sobre la corona.
- III. - Con seis pasadas a una velocidad de 4.5 km/hr. se tendrá el semiperfil definitivo como lo marca la siguiente figura:



- b) El total de pasadas para la construcción del perfil es de -- 32, luego:

$$V_m = \frac{32}{\frac{12}{2.5} + \frac{8}{4.0} + \frac{12}{4.5}} = 2.8 \text{ km/hr.}$$

- c) Tomando un coeficiente de eficiencia de la máquina de 45 minutos por hora efectiva y un coeficiente de utilización de la máquina para condiciones de trabajo buenas y organización de obra buena, se tendrá un coeficiente de 0.56 (Tabla 2),

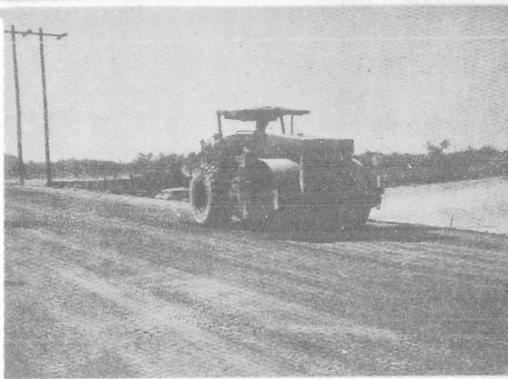
entonces:

$$\text{Rendimiento} = \frac{2.8}{32} \times 0.56 = 0.0490 \text{ km/hr.}$$

El tiempo empleado en construir 1 km. de camino será:

$$\frac{1}{0.0490} = 20.40 \text{ hrs. o sea 20 horas 24 minutos.}$$





EQUIPO DE COMPACTACION

Ing. Federico Alcaraz Lozano

C A P I T U L O I

INTRODUCCION

La palabra "Compactación" resulta de sustantivar el Adjetivo "compacto" que deriva del latín "compactus", participio pasivo de "compingere" que quiere decir unir, juntar.

Desde tiempos antiguos se ha reconocido la conveniencia de compactar los terraplenes de los caminos. Los métodos primitivos incluían llevar -- borregos de un lado para otro del terraplén y arrastrar con caballos aplanadoras pesadas de madera.

Hasta hace pocos años se podía contar con la compactación hecha por las unidades de transporte y por aplanadoras casuales, junto con los asentamientos naturales, para estabilizar los terraplenes, de modo que retuvieran su forma y soportaran las cargas que se colocaran sobre ellos.

En los últimos quince años ha habido un gran progreso en la ciencia de la compactación de los suelos. Los estudios de laboratorio han resuelto muchos problemas del comportamiento del suelo, y los fabricantes han -- diseñado una amplia variedad de equipo para producir el máximo de compactación con el máximo de economía.

La compactación de los suelos debe ejecutarse de la forma más adecuada, ya que a excepción de unas correctas características de drenaje, es el factor que tiene mayor influencia en las condiciones funcionales de cualquier obra civil, como pueden ser terraplenes, Sub-bases, bases y superficies de rodamiento.

Se desprende de la anterior, que la vida útil de una obra, en la que interviene la compactación, dependerá en gran parte del grado de compactación especificado, el cual deberá ser estrictamente controlado.

La realización de proyectos cada vez más ambiciosos y de programas más agresivos ha originado una intensa y constante evolución del equipo de compactación.

Se han introducido mejoras como: Poderosos sistemas hidráulicos, sensores electrónicos confiables, diseños más funcionales, mayor versatilidad en su uso, transmisiones rápidas, potentes motores, etc., las cuales se han traducido en una mayor producción de los equipos.

Con objeto de poder cumplir con plazos cada vez menores en la ejecución de obras cada vez mayores, se ha llegado a la necesidad de utilizar equipos de gran producción.

Los grandes equipos de carga, acarreo y tiro de material, han obligado a los fabricantes de equipo de compactación a diseñar máquinas compactadoras capaces de balancear al tiro con la compactación, para evitar interferencia de actividades y pérdida de tiempo, lo que da por resultado un proyecto antieconómico.

C A P I T U L O II

CLASIFICACION DE LOS SUELOS

Para poder clasificar los suelos nos basaremos en el "Sistema Unificado de Clasificación de Suelos" S.U.C.S.

Este sistema cubre los suelos gruesos y los finos, distinguiendo - ambos por el cribado a través de la malla 200; las partículas gruesas son mayores que dicha malla y las finas menores. Un suelo se considera grueso si más del 50% de sus partículas son gruesas, y fino; si más la mitad de sus partículas, en peso son finas.

I) SUELOS GRUESOS.

El símbolo de cada grupo está formado por dos letras mayúsculas, - que son las iniciales de los nombres ingleses de los suelos más típicos - de ese grupo.

G (Gravel) Gravas y suelos en que predominen estas.

S (Sand) Arenas y suelos arenosos.

Las gravas y las arenas se separan con la malla No. 4, de manera - que un suelo pertenece al grupo genérico G, si más del 50 % de su frac-

ción gruesa (retenida en la malla 200) no pasa la malla No. 4, y es del grupo genérico S, en caso contrario.

- a) Material practicamente limpio de finos, bien graduado. Símbolo W (well graded). En combinación con los símbolos genéricos, se obtienen los grupos GW y SW.
- b) Material practicamente limpio de finos, mal graduado. Símbolo P (poorly graded). En combinación con los símbolos genéricos, da lugar a los grupos GP y SP.
- c) Material con cantidad apreciable de finos no plásticos. Símbolo M (del Sueco Mo y Mjala). En combinación con los símbolos genéricos, da lugar a los grupos GM y SM.
- d) Material con cantidad apreciable de finos plásticos. Símbolo C (Clay). En combinación con los símbolos genéricos, da lugar a los grupos GC y SC.

2) SUELOS FINOS.

También en este caso el Sistema considera a los suelos agrupados, formándose el símbolo de cada grupo por dos letras mayúsculas, elegidas con un criterio similar al usado para los suelos gruesos, y dando lugar a las siguientes divisiones:

- M (Del Sueco Mo y Mjala) Limos inorgánicos.
- C (Clay) Arcillas Inorgánicas.
- O (Organic) Limos y Arcillas Orgánicas.

Cada uno de estos tres tipos de suelos se subdividen, según su límite líquido, en dos grupos. Si este es menor del 50%, es decir, si son suelos de compresibilidad baja o media, se añade al símbolo genérico la letra L (Low Compressibility), obteniéndose por esta combinación los grupos ML, CL y OL. Los suelos finos con límite líquido mayor del 50%, o sea de alta compresibilidad, llevan tras el símbolo genérico la letra ---

H (High Compressibility), teniéndose así los grupos MH, CH y OH.

Al final de este capítulo aparece una tabla general del "Sistema Unificado de Clasificación de Suelos".

Los materiales friccionantes son principalmente gravas y arenas; entendiéndose por fricción interna a la resistencia al desplazamiento entre las partículas internas del material.

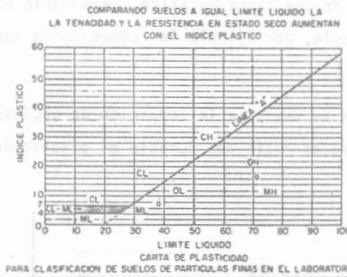
Los materiales cohesivos son arcillas y limos arcillosos; cohesión podemos definirla como la atracción mutua de las partículas de un suelo debido a fuerzas moleculares y a la presencia de humedad.

ANEXO III - A
SISTEMA UNIFICADO DE CLASIFICACION DE SUELOS
 INCLUYENDO IDENTIFICACION Y DESCRIPCION

PROCEDIMIENTO DE IDENTIFICACION EN EL CAMPO (Excluyendo las partículas mayores de 7.6 cm (3") y basándose en fracciones en pesos estimadas)		SÍMBOLOS DEL GRUPO (S)	NOMBRES TÍPICOS	INFORMACION NECESARIA PARA LA DESCRIPCION DE LOS SUELOS	CRITERIO DE CLASIFICACION EN EL LABORATORIO
SUELOS DE PARTICULAS GRANDES Más de la mitad del material es retenido en la malla N° 200 (0.075 mm de diámetro) (masa N° 200) son aproximadamente los más pesadas vistas a simple vista)	GRAVAS Más de la mitad de la fracción gruesa (mayor que 7.6 mm) es arena gruesa o mediana (ver la malla N° 1)	GW	Gravas bien graduadas, mezclas de grava y arena, con poca o nada de limas	Deje el nombre típico, indique los porcentajes aproximados de grava y arena, tenga la máxima, angulosidad, características de la superficie y dureza de las partículas gruesas, nombre local y geológico, cualquier otra información descriptiva pertinente y el símbolo entre paréntesis	Coefficiente de uniformidad (C _u), Coeficiente de curvatura (C _c) $C_u = \frac{D_{60}}{D_{10}}$ mayor de 4; $C_c = \frac{(D_{30})^2}{D_{10}D_{60}}$ entre 1 y 3
	Pradominio de un tamaño o un tipo de tamaños, con ausencia de algunos tamaños intermedios	GP	Gravas mal graduadas, mezclas de grava y arena, con poca o nada de limas		No satisfacen todos los requisitos de graduación para GW
	Fracción fina poca o nada plástica (Para identificación véase grupo ML abajo)	GM	Gravas limosas, mezclas de grava, arena y limas		Limites de plasticidad abajo de la "línea A" e I _p menor que 6
ARENAS Más de la mitad de la fracción gruesa (mayor que 7.6 mm) es arena gruesa o mediana (ver la malla N° 1) (Para clasificación usual véase sistema N° 100 de la malla N° 1)	ARENAS CON FINOS (ARENAS LIMPAS) (Cantidad apreciable de partículas finas)	SW	Arenas bien graduadas, arenas con grava, con poca o nada de limas	Para los suelos no retenidos agréguese información sobre estratificación, compactación, cementación, condiciones de humedad y características de drenaje	Arriba de la "línea A" y con I _p entre 4 y 7 son casos de frontera que requieren el uso de símbolos dobles
	Pradominio de un tamaño o un tipo de tamaños, con ausencia de algunos tamaños intermedios	SP	Arenas mal graduadas, arenas con grava, con poca o nada de limas		Limites de plasticidad arriba de la "línea A" con I _p mayor que 7
	Fracción fina poca o nada plástica (Para identificación véase grupo CL abajo)	SM	Arenas limosas, mezclas de arena y limas	EJEMPLO Arena limosa con grava, como un 20 % de grava de partículas duras, angulosas y de 1.5 cm de tamaño máximo; arena gruesa o fina de partículas redondeadas o subangulosas; un 10 % de finos no plásticos de baja resistencia en estado seco, compacto y húmedo en el lugar, arena oliveta, (SM)	No satisfacen todos los requisitos de graduación para SW
SUELOS DE PARTICULAS FINAS Más de la mitad del material pasa la malla N° 200 (0.075 mm de diámetro) (masa N° 200) son aproximadamente los más pesadas vistas a simple vista)	ARENAS CON FINOS (ARENAS LIMPAS) (Cantidad apreciable de partículas finas)	SC	Arenas arcillosas, mezclas de arena y arcilla		Limites de plasticidad abajo de la "línea A" e I _p menor que 4
	Pradominio de un tamaño o un tipo de tamaños, con ausencia de algunos tamaños intermedios	SC	Arenas arcillosas, mezclas de arena y arcilla		Arriba de la "línea A" y con I _p entre 4 y 7 son casos de frontera que requieren el uso de símbolos dobles
	Fracción fina plástica (Para identificación véase grupo CL abajo)	SC	Arenas arcillosas, mezclas de arena y arcilla		Limites de plasticidad arriba de la "línea A" con I _p mayor que 7
PROCEDIMIENTO DE IDENTIFICACION EN LA FRACCION QUE PASA LA MALLA N° 40				EQUIVALENCIA DE SIMBOLOS	
LIMOS Y ARCILLAS Límite Líquido menor de 50	RESISTENCIA EN ESTADO SECO (Consistencia al ronzamiento)	DILATANCIA (Reacción al agitado)	TENACIDAD (Consistencia cerca del límite plástico)	G-Grava M-Limo O-Suelos orgánicos W-Bien graduado L-Baja compresibilidad S-Arena C-Arcilla T-Turba	
	Nulo o ligera	Rápida o lenta	Nula	P-Mal graduado N-Alta compresibilidad	
	Medio o alta	Nulo o muy lento	Medio		
	Ligera o media	Lento	Ligera		
LIMOS Y ARCILLAS Límite Líquido mayor de 50	Ligera o media	Lento o nulo	Ligera o media		
	Alto o muy alto	Nulo	Alto		
	Medio o alto	Nulo o muy lento	Ligera o media		
SUELOS ALTAMENTE ORGÁNICOS				Fácilmente identificables por su color, olor, sensación espumosa y frecuentemente por su textura fibrosa	
				P ₁ Turba y otros suelos altamente orgánicos	

Debe el curso que antecede para determinar las fracciones de suelo usadas en la columna de identificación en el campo
 Determine los porcentajes de grava y arena de la curva granulométrica
 Determine el porcentaje de finos (fracción que pasa la malla N° 200) de los suelos
 Masas de 50g, GP, GW, SW, SP
 Masas de 12g, GM, GC, SM, SC
 5% o 12% Casos de frontera que requieren el uso de símbolos dobles

Debe el curso que antecede para determinar las fracciones de suelo usadas en la columna de identificación en el campo
 Debe el curso que antecede para determinar las fracciones de suelo usadas en la columna de identificación en el campo



PROCEDIMIENTOS DE IDENTIFICACION PARA SUELOS FINOS O FRACCIONES FINAS DE SUELO EN EL CAMPO

Este procedimiento se ejecuta con la fracción que pasa la malla No. 40 (aproximadamente 0.075 mm).

Para fines de clasificación en el campo si no se ve la muestra simplemente se quitan a mano las partículas gruesas que interfieren con las pruebas.

DILATANCIA
(Reacción al agitado)

Después de eliminar las partículas mayores que la malla No. 40, póngase una porción de suelo húmedo aproximadamente igual a 10 cm³, si es necesario añadir suficiente agua para dejar el suelo suave pero no pegajoso.

Coloque la muestra en la palma de la mano y agítela horizontalmente, golpeando vigorosamente contra la otra mano varias veces. Una reacción rápida muestra la aparición de agua en la superficie de la muestra, lo que es más adecuado una consistencia de ligada y si vuelve bastante. Cuando la muestra se vuelve en agua y el agua desaparece de la superficie, la muestra se vuelve seca y frías. Durante este procedimiento se debe observar el cambio de la muestra en un suelo.

Los suelos limpios muy finos dan la reacción más rápida y distinta, mientras que los suelos plásticos no tienen reacción. Los limos inorgánicos, tales como el tipo de arena de masa, dan una reacción rápida suelta.

RESISTENCIA EN ESTADO SECO
(Consistencia al ronzamiento)

Después de eliminar las partículas mayores que la malla No. 40, añada una porción de suelo hasta alcanzar una consistencia de "huevo aplastado" (si es necesario). Deje secar la muestra en un papel, al sol o al fuego y pruébela en resistencia ronzamiento y desmenuzable entre las dedos. Una resistencia en estado seco muestra la cantidad de la fracción de suelo que contiene el suelo. La resistencia en estado seco aumenta con la plasticidad.

Una alta resistencia en estado seco muestra la presencia de arcillas orgánicas de baja plasticidad o de materiales tales como arcilla del tipo caolín y arcillas orgánicas que son almidón de la "línea A". Los arcillos altamente orgánicos se desmenuzan fácilmente y muestran al toque en el límite plástico.

TENACIDAD
(Consistencia cerca del límite plástico)

Después de eliminar las partículas mayores que la malla No. 40, añada una porción de suelo hasta alcanzar la consistencia de "huevo". Si el suelo está muy seco debe agregarse agua, pero el agua agregada debe ser suficiente para formar una masa de "huevo" que permita el tipo de prueba de humedad por evaporación. Particularmente el espécimen se debe manejar sobre una superficie lisa y entre las palmas. Haga un círculo de 2 cm de diámetro aproximadamente, se amasa y se vuelve a volver varias veces. Durante estas operaciones el contenido de humedad se reduce gradualmente y el espécimen llega a ponerse rígido, cuando finalmente su plasticidad se desmenuza cuando se alcanza el límite plástico. Después de que el suelo se ha desmenuzado, se padece de la muestra continuando el amasado vigoroso y entre las manos hasta que la masa se desmenuza nuevamente.

La plasticidad de la fracción de arcilla de un suelo se identifica por la mayor o menor tenacidad del suelo al alcanzar el límite plástico y por la rigidez de la muestra al ronzamiento entre las manos. La ductilidad del suelo en el límite plástico y la pérdida rápida de la coherencia de la muestra al volver a estado húmedo, indican la presencia de arcillas orgánicas de baja plasticidad o de materiales tales como arcilla del tipo caolín y arcillas orgánicas que son almidón de la "línea A". Los arcillos altamente orgánicos se desmenuzan fácilmente y muestran al toque en el límite plástico.

1a) Clasificaciones de frontera: Los suelos que poseen las características de dos grupos se designan con la combinación de los dos símbolos. Por ejemplo GW-GC, mezcla de grava y arena bien graduada con cementante arcillosa.
 1b) Todos los tamaños de los datos en este campo son los U.S. Standard

C O M P A C T A C I O N

1.- D E F I N I C I O N .

En la terminología de Mecánica de Suelos, la reducción de los vacíos de un suelo recibe varios nombres: consolidación, compactación, densificación, etc., existen ligeras diferencias en el significado de los dos primeros.

Consolidación, se usa para la reducción de vacíos, relativamente lenta, debida a la aplicación de una carga estática, usualmente acompañada de expulsión de agua del suelo, por ejemplo la reducción de vacíos en el suelo bajo un edificio.

El término Compactación se usa para la reducción de vacíos, más ó menos rápida, producida por medios mecánicos durante el proceso de construcción. (Fig. 3.1)

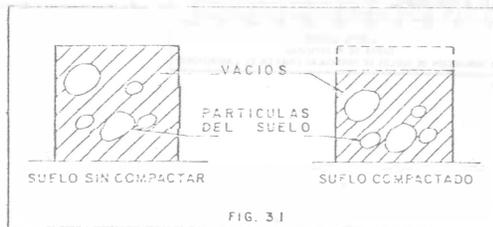


FIG. 3.1

Al reducirse los vacíos del suelo hay un incremento del peso volumétrico del material, de donde se puede dar la siguiente definición.

Compactación: Es el aumento artificial, por medios mecánicos, del peso volumétrico de un suelo, esto se logra a costa de la reducción de los vacíos del mismo al conseguir un mejor acomodo de las partículas que los forman mediante la expulsión de aire y/o agua del material.

2.- P R O P O S I T O E I M P O R T A N C I A .

La compactación mejora las características de un suelo en lo que se refiere a:

- a) Resistencia mecánica.
- b) Resistencia a los asentamientos bajo cargas futuras.
- c) Impermeabilidad.

Entre las obras que requieren compactación se pueden señalar como más importantes las carreteras, las aeropistas y las presas de tierra.

Estas estructuras deberán ser capaces de soportar su propio peso y el peso de las cargas super-impuestas, si falla, el costo de la reparación puede ser muy elevado.

Desde el punto de vista del constructor el problema es obtener la densidad especificada por el diseñador. Obtenida esta densidad se asegura que la resistencia a futuros asentamientos y la impermeabilidad sean las supuestas por el diseñador, sin embargo la obtención de la densidad de diseño no necesariamente asegura la resistencia mecánica supuesta, ya que ésta depende, en muchos suelos de la humedad a la cual fué compactado. Es necesario entonces que la compactación sea efectuada a la humedad especificada, especialmente para suelos cohesivos.

Se hace notar que compactar a mayores grados del especificado no es conveniente, es decir, compactar de más, puede resultar perjudicial al proyecto.

La falla de algunas obras han obligado a que las especificaciones de compactación sean cada vez más estrictas; las tolerancias en más ó en menos, del grado de compactación especificado, son generalmente fijadas desde el inicio de la obra.

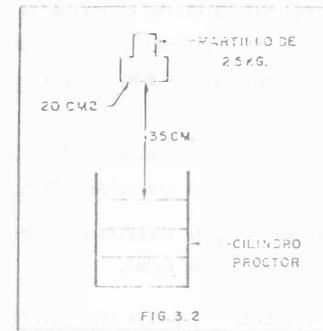
3.- PRUEBAS DE COMPACTACION .

En la construcción de terraplenes sería ideal poder medir la resistencia del suelo para determinar cuando se ha alcanzado la resistencia necesaria, pero el equipo para medir esta resistencia (especialmente a esfuerzos de compresión y cortante) es difícil de manejar, es caro y no es aplicable a todos los suelos, por lo tanto se han preparado las siguientes pruebas de laboratorio.

- A) Proctor
- B) Proctor Modificada
- C) Porter.

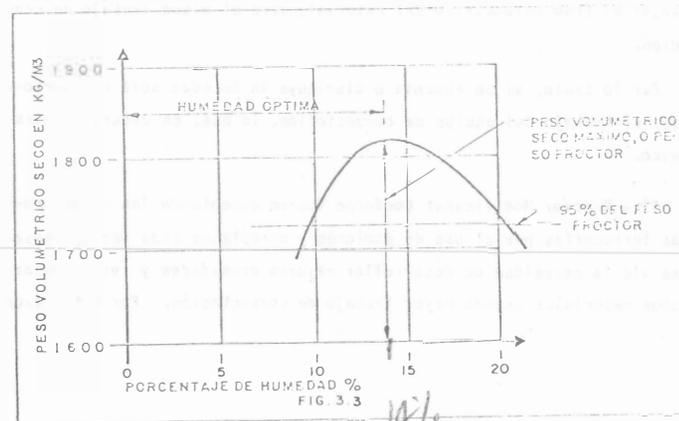
A).- Proctor: R.R. Proctor estableció que hay una correspondencia entre el peso volumétrico seco de un suelo compactado y su resistencia. El equipo para hacer pruebas de compactación en la obra es un equipo económico y sencillo. Proctor desarrolló una prueba que consiste en:

- a) Se toma una muestra representativa del suelo a compactar, de humedad conocida.
- b) Se toma un cilindro de 4" de diámetro x 4½" de altura, se llena en tres capas aproximadamente iguales con material de prueba.
- c) Cada capa se compacta con 25 golpes de un martillo de 2.5 Kg. - con un área de contacto de 20 cm²., el que se deja caer de 35 cm. de altura. (Fig. 3.2) Todo esto con el objeto de siempre - dar al material la misma energía de compactación.



- d) Se pesa el material y como el volumen es conocido se calcula el peso volumétrico húmedo, simplemente dividiendo el peso del material entre su volumen. Como la humedad es conocida, se resta el peso del agua y se obtiene el peso volumétrico seco para esa humedad.
- e) Se repite la prueba varias veces, variando cada vez el grado de humedad, con lo que se obtienen pares de valores Humedad-Peso Volumétrico seco.

Con estos pares de valores se dibuja la siguiente gráfica. (Fig.3.3)



Puede observarse que hay un cierto contenido de humedad para el cual el peso volumétrico es máximo, este peso se conoce como: "Peso volumétrico Seco Máximo" (P.V.S.M.), ó peso proctor, y el contenido de humedad como humedad óptima.

El diseñador entonces especifica el porcentaje del peso proctor que debe obtenerse en la construcción del terraplón y la humedad óptima.

Por ejemplo: Si el proyectista especifica 95% Proctor en el caso de la gráfica, tenemos: $P.V.S.M. = 1820 \text{ Kg/M}^3$.

$$95 \% \text{ de P.V.S.M.} = 0.95 \times 1820 = 1729 \text{ Kg/M}^3.$$

es decir el constructor debe obtener un peso volumétrico seco mínimo de 1729 Kg/M^3 en ese material.

La razón de la existencia de un peso volumétrico máximo es que en todos los suelos, al incrementarse su humedad, se les proporciona un medio lubricante entre sus partículas, que permite un cierto acomodo de estas cuando se sujetan a un cierto trabajo de compactación. Si se sigue aumentando la humedad, con el mismo trabajo de compactación, se llega a obtener un mejor acomodo de sus partículas y en consecuencia un mayor peso volumétrico, si se aumenta más la humedad todavía, el agua empieza a ocupar el espacio que deberían ocupar las partículas del suelo y por lo tanto comienza a bajar el peso volumétrico del material, para el mismo trabajo de compactación.

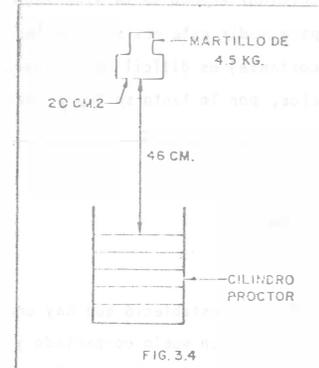
Por lo tanto, si se aumenta ó disminuye la humedad será necesario aumentar el trabajo del equipo de compactación, lo que, en general, no es económico.

B).- Proctor Modificada: Conforme fueron aumentando las cargas sobre las terracerías por el uso de camiones y aeroplanos cada vez más pesados, se vió la necesidad de desarrollar mayores densidades y resistencias en muchos materiales usando mayor trabajo de compactación. Por esta razón

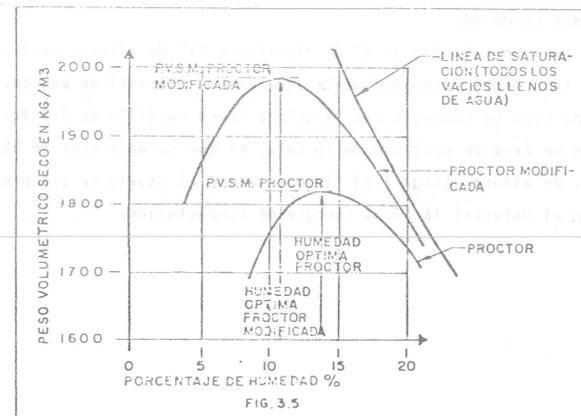
se desarrolló la prueba Proctor modificada.

Para esta prueba se usa el mismo cilindro proctor, pero el material se compacta en 5 capas con un martillo de 4.5 Kg. y cayendo de una altura de 45 cm., dando 25 golpes por capa. (Fig. 3.4)

En todos los aspectos las dos pruebas son semejantes, únicamente el trabajo de compactación se ha incrementado aproximadamente 4.5 veces.



La gráfica siguiente es un ejemplo de la prueba proctor y la prueba proctor modificada efectuadas en el mismo material. (Fig. 3.5)



Obsérvese en esta gráfica que aunque el trabajo de compactación se ha incrementado 4.5 veces, la densidad solamente se incrementó 9%, y que-- la humedad óptima disminuyó 3%. Esto último es invariablemente cierto.

C).- Porter: Tanto la prueba Proctor como la Proctor modificada han dado muy buen resultado en suelos cuyos tamaños máximos son de 10 mm. --- (3/8"), en suelos con partículas mayores el golpe del martillo no resulta uniforme y por lo tanto la prueba puede variar de resultados en un mismo material.

Para obviar esta dificultad se ideó la prueba Porter, que consiste en lo siguiente:

- a) Se toma una muestra del material a probar y se seca.
- b) Se pasa por la malla de 25 mm. (1") y se determina el porcentaje, en peso, retenido en la malla, si el porcentaje es menor del --- 15%, se usará para la prueba el material que pasó la malla. Si el porcentaje retenido es mayor del 15% se prepara, del material original, una muestra que pase la malla de 1" y que sea retenida en la malla No. 4, de esta muestra se pesa un tanto igual al peso del retenido, el que se agrega al material que pasó la malla de 1", con este nuevo material se procede a la prueba.
- c) A 4 Kg. de la muestra así preparada se le incorpora una cantidad de agua conocida; y se homogeniza con el material.
- d) Con este material se llena, en tres capas, un molde metálico de 6" de diámetro por 8" de altura con el fondo perforado. Cada capa se pica 25 veces con una varilla de 5/8" (1.9 cm.) de diámetro por 30 cm. de longitud con punta de bala.
- e) Sobre la última capa se coloca una placa circular ligeramente menor que el diámetro interior del cilindro, y se mete el molde en una prensa de 30 tons.
- f) Se aplica la carga gradualmente de tal manera que en cinco minutos se alcance una presión de 140.6 Kg/cm²., la cual debe mantenerse durante un minuto, e inmediatamente se descarga en forma gradual durante un minuto.

Si al llegar a la carga máxima no se humedece la base del molde, la humedad ensayada es inferior a la óptima.

- g) Se prosigue por tanteos hasta que la base del molde se humedezca al alcanzar la carga máxima. La humedad de esta prueba es la humedad óptima. Se determina entonces el peso volumétrico seco de la muestra dentro del cilindro, a este peso se le conoce como el "Peso Volumétrico seco Máximo Porter", y que será el peso comparativo para el trabajo de campo.

Por ejemplo: si en la prueba Porter obtuvimos un "Peso Volumétrico-seco Máximo" de 2,000 Kg/m³, y el diseñador ha pedido el 95% Porter, en la obra tendremos que alcanzar un peso volumétrico seco de: $0.95 \times 2,000 = 1,900 \text{ Kg/m}^3$.

4.- METODOS DE CONTROL .

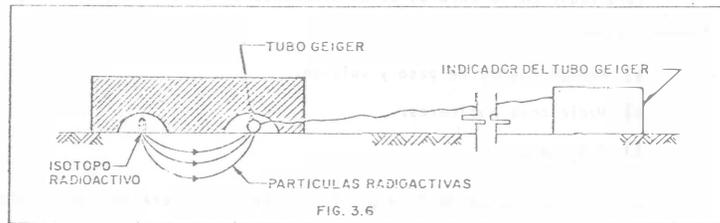
Para medir en la obra si se ha alcanzado el peso volumétrico especificado hay varios métodos:

- A) Medida física de peso y volumen.
- B) Mediciones nucleares.
- C) O t r o s .

A).- Medida Física de Peso y Volumen: En cualquiera de los métodos-existentes el principal problema radica en la determinación de la humedad-para poder calcular el peso volumétrico seco en función del peso volumétrico húmedo que es el que se obtiene en las pruebas de campo. Normalmente se calienta una parte del material hasta secarlo y por diferencia se obtiene la humedad, pero este método es lento y peligroso porque en algunos suelos se altera el peso volumétrico con el calentamiento, debido a la evaporación de partes orgánicas principalmente. Nunca debe llegarse a la calcinación que también puede alterar el peso volumétrico, este método consiste en:

- a) Se excava un agujero de 10 a 15 cm. de diámetro, ó un cuadrado de 15 cm por lado, a la misma profundidad de la capa por probar.
- b) El material excavado es cuidadosamente recogido y pesado. Se se ca para determinar la humedad y el peso volumétrico seco.
- c) El volumen del agujero es medido. El método usado generalmente es llenándolo con una arena de peso volumétrico constante que se tiene en un recipiente graduado.
- d) Conocidos el peso seco de la muestra y el volumen del agujero, se calcula el peso volumétrico seco de la muestra, que debe ser igual ó mayor que el peso volumétrico seco especificado.

b).- Prueba de Medición Nuclear: Para evitar el tiempo y costo que significa la prueba anterior se han ideado varios métodos, uno de ellos es el Método nuclear, que consiste en un bloque de plomo que contiene un isótopo radioactivo y un tubo geiger. (Fig. 3.6)

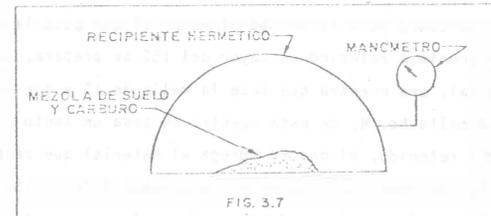


El bloque de plomo se coloca sobre la capa a probar, el número de partículas que llegan al tubo Geiger está en función de la masa del material que tienen que atravesar, es decir, es función del peso volumétrico, entonces la medida del indicador debe compararse con otra medida hecha en una capa que tenga el peso volumétrico especificado.

Estos aparatos necesitan frecuente calibración, no siempre hay una indicación clara cuando el aparato no funciona bien y su exactitud varía con el tipo de suelo.

Estas desventajas, sin embargo son despreciadas por los constructores en grandes trabajos de terracerías, pues el aparato le permite asegurar que una cierta capa ha sido compactada, con un alto grado de confiabilidad, prosiguiendo el trabajo de inmediato con la siguiente capa.

C).- Otros: Como el problema principal es la determinación de la humedad se han desarrollado últimamente algunos métodos entre los que destaca principalmente el denominado "Speedy" (Fig. 3.7), que consiste en colocar un peso conocido de suelo mezclado con carburo de calcio dentro de un recipiente hermético provisto de un manómetro. El carburo reacciona con la humedad del suelo, produciendo gas acetileno y por lo tanto una presión que es registrada en el manómetro el que se puede inclusive graduar en gramos de agua, determinándose rápidamente de esta manera el porcentaje de humedad, y así poder calcular su peso volumétrico seco.

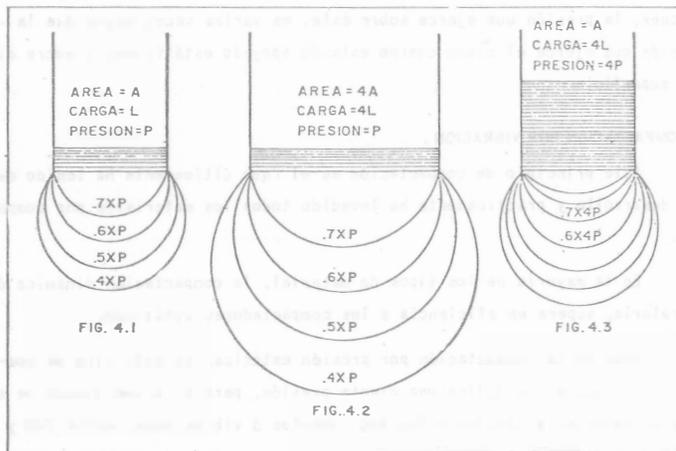


C A P I T U L O IV

TRABAJO DEL EQUIPO DE COMPACTACION

Para comprender mejor la transmisión de los esfuerzos de compresión en un suelo, consideremos una placa rígida, circular, de área "A", - colocada sobre un suelo, a la que se aplica una carga "L" dando una presión de contacto "p". (Fig. 4.1)

En el suelo se desarrollan presiones, si unimos los puntos de igual presión, obtendremos superficies llamadas, bulbos de presión.



Obsérvese lo siguiente:

- a) Si aumenta el tamaño de la placa pero la presión permanece constante, incrementando la carga: la profundidad del bulbo de presión aumenta. (Fig. 4.2)
- b) Si aumenta la presión, y el área permanece constante. (Fig. 4.3) la profundidad del bulbo no aumenta significativamente, pero la presión, y por lo tanto la energía de compactación, sí aumenta.

Si consideramos un cierto equipo de compactación, trabajando capas de un determinado espesor:

De (a) y (b) se deduce que es necesario controlar el espesor de las capas para tener suficiente presión en el suelo para obtener la compactación deseada.

De (b) se deduce que no podemos aumentar significativamente el espesor de la capa de compactación simplemente lastrando excesivamente el equipo.

De (a) se deduce que para aumentar el espesor de la capa, debemos cambiar el equipo por otro que tenga mayor superficie de contacto, aunque la presión permanezca constante.

La Teoría de los bulbos de presión fué desarrollada por Boussinesq para un medio elástico. Para fines prácticos todos los suelos son elásticos y la teoría es razonablemente cierta aún para suelos granulares.

Los esfuerzos mecánicos empleados en la compactación, son una combinación de uno ó más de los siguientes efectos:

- 1).- PRESION ESTATICA: La aplicación de una fuerza por unidad de -- área.
- 2).- IMPACTO: Golpeo con una carga de corta duración, alta amplitud y baja frecuencia.
- 3).- VIBRACION: Golpeo con una carga de corta duración, alta frecuencia, baja amplitud.

4).- AMASAMIENTO: Acción de amasado, reorientación de partículas--
próximas, causando una reducción de vacíos.

5).- CON AYUDA DE ENZIMAS.

1.- COMPACTACION POR PRESION ESTATICA .

Este principio se basa en la aplicación de pesos más o menos grandes sobre la superficie del suelo.

La acción de este principio de compactación es de arriba hacia abajo, es decir, las capas superiores alcanzan primero mayores densidades que las de abajo.

Este principio de compactación tiene dos inconvenientes en la obtención de una rápida densificación:

A).- Su Acción de Arriba hacia Abajo: El inconveniente de que la parte superior se compacte primero que la de abajo, es que el esfuerzo compactivo debe atravesar la parte ya compactada, para poder compactar la inferior. Se consume por lo tanto mayor energía de compactación.

También suele suceder que las características granulométricas del material varíen, debido a la sobrecompactación de la porción superior de la capa; dicha sobrecompactación ó exceso de energía compactiva produce una fragmentación de partículas.

B).- Fomentar la resistencia de la fricción interna del material, durante la compactación: Definiendo como fricción interna a la resistencia de las partículas de un suelo para deslizarse dentro de la masa del mismo, se puede juzgar este segundo inconveniente.

Si llamamos (F) a la fuerza aplicada por el compactador y (n) al coeficiente de fricción interna del material, se puede deducir la reacción (R) de las partículas para deslizarse dentro de la masa de suelo.

$$= nF$$

A mayor fuerza aplicada mayor la reacción de la fricción interna del material, aquí es donde el papel que juega el agua resulta muy importante, ya que, tendrá efectos lubricantes entre las partículas reduciendo (n) y por consecuencia a (R).

Para este tipo de compactación es necesario hacer riegos intensivos de agua cuando el material así lo soporte.

2.- COMPACTACION POR IMPACTO .

La compactación por medio de impacto se logra haciendo caer repetidamente un peso desde una cierta altura.

Cuando una unidad compactadora tiene una frecuencia baja y una amplitud grande, la unidad cae dentro de este tipo de compactación.

El principio en que se basa este tipo de compactación es que, cuando un cuerpo se levanta una cierta distancia sobre una superficie y se deja caer, la presión que ejerce sobre ésta, es varias veces mayor que la presión que ejerce el mismo cuerpo estando apoyado estáticamente sobre dicha superficie.

3.- COMPACTACION POR VIBRACION .

Este principio de compactación es el que últimamente ha tenido mayor desarrollo y prácticamente ha invadido todos los materiales por compactar.

En la mayoría de los tipos de material, la compactación dinámica ó vibratoria, supera en eficiencia a los compactadores estáticos.

Como en la compactación por presión estática, en este tipo de compactación también se aplica una cierta presión, pero al mismo tiempo se somete al material a rápidos y fuertes impactos ó vibraciones, entre 700 y 4,000 dependiendo del compactador.

Debido a las vibraciones producidas por el equipo sobre el material, la fricción interna de éste, desaparece momentáneamente, propiciando el --

acomodo de las partículas.

Esto se puede demostrar mediante el experimento de girar una perforadora de álabes dentro de un recipiente que contenga arena ó grava, primero en estado estático y luego colocando el recipiente sobre una placa vibratoria.

La vibración multiplica la movilidad interna del material en forma contundente; en suelos de granulometría gruesa la movilidad dinámica es de 10 a 30 veces mayor que la movilidad estática.

La experiencia sueca nos proporciona la siguiente tabla:

Material	Contenido de agua %	Momento Resistivo (Kg-cm)	
		En Reposo	Con Vibraciones
Grava	0	1700	40
Arena	10	600	45
Limo	12	150	25

La compactación por vibración tiene un efecto de penetración como el sonido, el cual también es dinámico, pero tiene una frecuencia mayor y audible; este tipo de compactación evita los efectos de arco y disminuye la fricción interna del material permitiendo que las fuerzas compactivas trabajen a mayor profundidad y a mayor anchura.

Con este principio de compactación las partículas de material se ven sujetas a presión estática y a impulsos dinámicos de las fuerzas vibratorias, con lo cual se logra una compactación con menor esfuerzo.

La densificación de un material por medio de compactadores vibratorios es de abajo hacia arriba.

VENTAJAS DE LA COMPACTACION POR VIBRACION.

- a) Es posible compactar a más altas densidades; facilita la obtención de los últimos porcentos del grado de compactación que son tan difíciles de obtener, y a veces imposibles de obtener, con-

compactadores estáticos.

- b) Permite el uso de compactadores más pequeños.
 c) Se puede trabajar sobre capas de material de mayor espesor.
 d) Permite hacer trabajos más rápidos por menor número de pasadas.
 e) Por las razones anteriores los costos de compactación resultan más económicos.

4.- COMPACTACION POR AMASAMIENTO.

Amasar en este caso puede confundirse con exprimir, es decir el efecto de una pata de cabra al penetrar en un material ejerce presión hacia todos lados, obligando al agua y/o al aire a salir por la superficie.

La compactación por este principio se lleva a cabo de abajo hacia arriba; es decir las capas inferiores se densifican primero y las superiores posteriormente. Por esto se dice que un rodillo pata de cabra emerge o sale cuando el material se encuentra compactado debidamente.

Los rodillos pata de cabra se emplean fundamentalmente en materiales cohesivos; en cambio su efectividad es casi nula en materiales granulares.

5.- COMPACTACION CON LA AYUDA DE ENZIMAS.

Mediante la adición de productos enzimáticos en el agua de compactación, se ha pretendido obtener, en combinación con algún otro esfuerzo compactador mecánico, la densificación más rápida de los materiales.

Según la definición de Sumner o Somers una enzima es: "cierta sustancia química-orgánica que está formada por plantas, animales y microorganismos, capaz de incrementar la velocidad de transformación química del medio donde se encuentra, sin que sea consumida por ello en este proceso, -- llegando a formar parte del conjunto".

Según los fabricantes de enzimas para compactación, esta se logra mediante una reacción química de ionización de los componentes orgánicos e inorgánicos del terreno, permitiendo que esta reacción origine una fusión-

molecular progresiva, lo que trae por consecuencia que las partículas del suelo se agrupen y se transformen en una masa compacta y firme.

Se hace hincapié en que el agregar productos enzimáticos al agua de compactación no densificará al material tratado, sino que es necesario --- aplicar esfuerzo compactivo adicional; es decir, se usará algún equipo compactador y agua con enzimas, con lo cual puede reducirse el tiempo de compactación.

C A P I T U L O V

EQUIPO DE COMPACTACION

TIPOS DE COMPACTADORES.

Hay una gran variedad de equipos de compactación, se describirán-- sus características básicas:

1- RODILLOS METALICOS.

Un rodillo metálico utiliza solamente presión estática con un mínimo de manipulación en materiales plásticos.

Cuando estos rodillos inician la compactación de una capa el área de contacto es más ó menos ancha y se forma un bulbo de presión de una --- cierta profundidad, conforme avanza la compactación, el ancho del área de contacto se reduce, y por lo tanto también se reduce la profundidad del -- bulbo de presión y aumentan los esfuerzos de compresión en la cercanía de la superficie. (Fig. 5.1). Estos esfuerzos son con frecuencia suficientes para triturar los agregados en materiales granulares, e invariablemente -- causan la formación de una costra en la superficie de la capa (encarpeta-- miento).

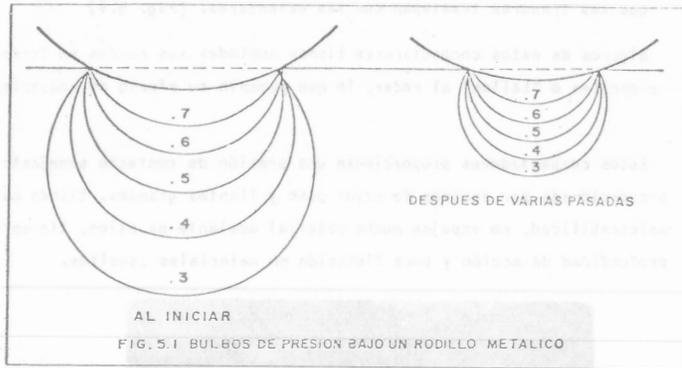


FIG. 5.1 BULBOS DE PRESION BAJO UN RODILLO METALICO

Si a esto se agrega la costumbre de hacer riegos adicionales durante la compactación, para compensar la evaporación, en una capa en donde la penetración del agua es difícil por la misma compactación del material llegaremos a un estado de estratificación de la humedad, en este momento la formación de la costra es inevitable.

También es costumbre más o menos generalizada, el sobre lastrar estos equipos cuando no se está obteniendo la compactación, para aumentar la penetración y la profundidad del bulbo de presión, esto generalmente tiene como consecuencia el sobre esforzar la superficie.

Un rodillo metálico, no compacta pequeñas áreas suaves, debido a -- que la rigidez de la rueda las puentea, estas áreas suaves se presentan -- con frecuencia en terracerías debido a la irregularidad de la capa.

Dentro de este grupo se puede hacer la división siguiente:

A) Planchas Tandem.- Son aquellas que tienen dos o tres rodillos -- metálicos paralelos. Los rodillos son generalmente huecos para ser lastrados con agua y/o arena. Tienen generalmente dos números por nomenclatura. El primero es el peso de la máquina sin lastre y el segundo es el peso de la máquina lastrada totalmente. (Fig. 5.2)



FIG. 5.2 PLANCHA EN TANDEM

B) Planchas de Tres Ruedas.- Son quizás las de más antiguo diseño; estas planchas tienen dos ruedas traseras paralelas y una rueda delantera; las ruedas pueden ser huecas para ser lastradas ó formadas por placas de -- acero roladas con atiesadores. (Fig. 5.3)



FIG. 5.3 PLANCHA DE TRES RUEDAS

Las planchas tandem, a pesar de que son generalmente de menor peso -- que las de tres rodillos, suelen tener mayor compresión por centímetro --

lineal de generatriz que las de tres rodillos, por tener menor superficie de contacto con el material.

Tanto las planchas tandem como las de tres rodillos, tienen bajas velocidades de operación y poca seguridad al compactar las orillas de terraplenes altos.

Son efectivas en suelos de naturaleza granular donde su efecto triturador puede ser necesario; su efectividad se ve mermada en materiales granulo plásticos, donde se tiende a un encarpamiento; en materiales plásticos o cohesivos no tienen gran aplicación.

Resumiendo, puede decirse que estas máquinas por su lentitud y poca profundidad de acción, han perdido terreno en la compactación de grandes movimientos de tierra; también en algunas aplicaciones específicas que tienen estos equipos como la compactación de carpetas asfálticas, van siendo desplazadas por otras máquinas compactadoras.

2.- RODILLOS NEUMATICOS .

Los rodillos neumáticos son muy eficientes y a menudo esenciales para la compactación de sub-bases, bases y carpetas, sus bulbos de presión son semejantes a los de los rodillos metálicos, pero el área de contacto permanece constante por lo que no se produce el efecto de reducción del bulbo. Por otra parte, el efecto de puenteo del rodillo metálico, sobre zonas suaves, se elimina con llantas de suspensión independiente.

Estos compactadores pueden ser jalados ó autopropulsados.

Se pueden dividir conforme al tamaño de sus llantas en:

A) De llantas pequeñas

B) De llantas grandes.

A) DE LLANTAS PEQUEÑAS.- Generalmente tienen dos ejes en tandem y el número de llantas puede variar entre 7 y 13. El arreglo de las llantas

es que las traseras traslapan con las delanteras. (Fig. 5.4)

Algunos de estos compactadores tienen montadas sus ruedas en forma que oscilan o "bailan" al rodar, lo que aumenta su efecto de amasamiento.

Estos compactadores proporcionan una presión de contacto semejante proporcionada por equipos de mayor peso y llantas grandes, tienen maniobrabilidad, no empujan mucho material adelante de ellos, tienen profundidad de acción y poca flotación en materiales sueltos.



FIG. 5.4 RODILLO NEUMATICO

B) DE LLANTAS GRANDES.- Son generalmente arrastrados por tractor y pesan de 15 a 50 tons. Tienen 4 ó 6 llantas en un mismo eje. Su costo horario es generalmente caro por el tipo de tractor que se utiliza para arrastrarlos.

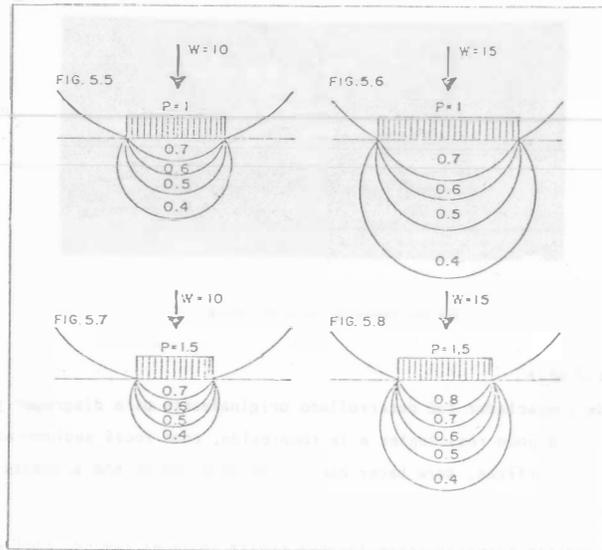
Su mejor aplicación es usarlos como compactadores de prueba.

Los dos factores más importantes que intervienen en este tipo de compactadores son:

a) Peso total.- Dependiendo del número total de llantas y del sistema de suspensión del compactador se puede conocer el peso o fuerza aplicada

da por llanta. A mayor peso total, mayor carga por llanta, en caso de tratarse de una suspensión isostática.

b) La presión de inflado es importante, pero está ligada íntimamente a la carga de la llanta. Si "W" es el peso del compactador, y "p" es la presión de contacto: (Fig. 5.5)



Podemos observar que si aumentamos el peso sin aumentar la presión (Fig. 5.6), aumentamos la profundidad del bulbo, pero no aumentamos la presión, esto nos permitiría trabajar capas relativamente mayores, pero el aumento de eficiencia es casi nulo, y las llantas durarán menos pues estamos aumentando el trabajo de deformación de la llanta.

Si aumentamos la presión sin aumentar la carga (Fig. 5.7) disminuimos la profundidad del bulbo de presión, y podemos llegar a encarpetar la capa. Esto puede ser eficiente si la capa es delgada como suele serlo en

bases y sub-bases.

Si aumentamos el peso y la presión, (Fig. 5.8) estamos aumentando la presión efectiva sobre la capa y por lo tanto el trabajo de compactación sobre la capa, sin embargo esto nos puede disminuir la vida útil de las llantas y del equipo.

En el concepto moderno de un compactador neumático la carga sobre la llanta y la presión de inflado, deben ser las adecuadas para dar la presión de contacto suficiente para ejercer el esfuerzo requerido de compactación (es aconsejable no alejarse mucho de las recomendaciones del fabricante).

Por la razón anterior los fabricantes de equipo progresistas han provisto, a sus máquinas con implementos para variar rápidamente la presión de inflado de sus equipos.

Las presiones de inflado usuales son del orden de 50 psi, para compactadores pequeños (hasta 10 tons) y puedan llegar hasta 80 psi en compactadores grandes. (de 10 a 60 tons.)

La presión de inflado no es igual a la de contacto ya que interviene (en mucho) la rigidez de la llanta inflada.

Tienen aplicaciones especializadas como la compactación del terreno natural en aeropuertos (grandes extensiones, terreno plano, alto grado de compactación, fácil acceso, etc.), tienen gran utilidad para sellar las capas superiores, con lo que se logra una buena impermeabilidad.



FIG. 5.9 COMBINACION DE RODILLOS METALICO Y NEUMATICO (DUO-FACTOR)

3.- RODILLOS PATA DE CABRA

Son ahora raramente usados, excepto para amasamiento y compactación de arcillas donde la estratificación debe ser eliminada como en el corazón impermeable de una presa. Debido a la pequeña área de contacto de una pata y al alto peso de éstos equipos el bulbo de presión es intenso y poco profundo. La compactación se consigue por penetración y amasamiento más que por efecto del bulbo de presión. (Fig. 5.10)

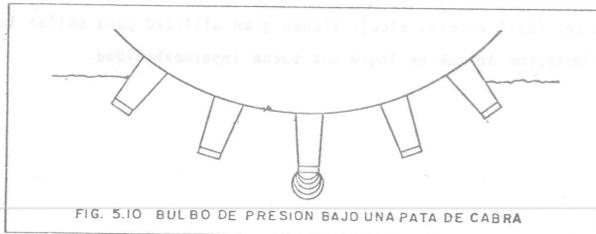


FIG. 5.10 BULBO DE PRESION BAJO UNA PATA DE CABRA

Los rodillos pata de cabra son lentos, tienen una gran resistencia al rodamiento, por lo que consumen mucha potencia. Este equipo es todavía

pedido en especificaciones algunas veces pero su uso está declinando debido a los altos costos que tienen, usualmente por unidad de volumen compactado. (Fig. 5.11)

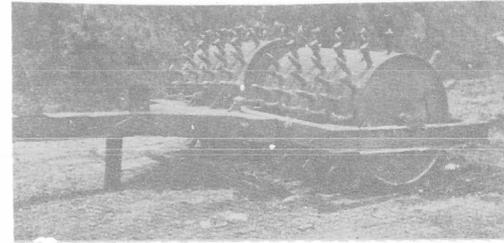


FIG. 5.11 RODILLO PATA DE CABRA

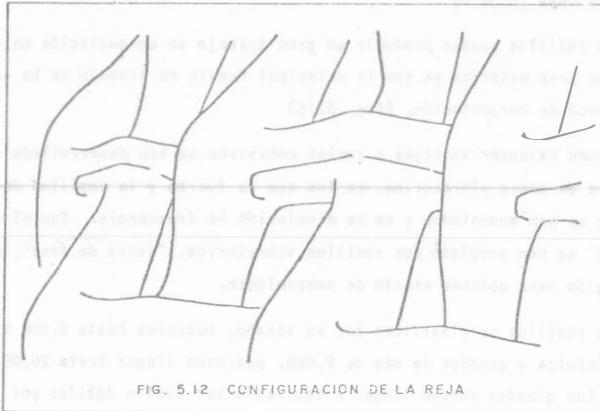
4.- RODILLO DE REJA.

Este compactador fué desarrollado originalmente para disgregar y compactar rocas poco resistentes a la compresión, como rocas sedimentarias y algunas metamórficas, para hacer caminos de penetración transitables todo el año.

El rodillo transita sobre la roca suelta sobre el camino, rompiéndola y produciendo finos que llenan los vacíos formando una superficie suelta y estable. Como una guija la roca que se puede escarificar también se puede disgregar.

Al ser usado este equipo se encontró que era capaz de compactar a alta velocidad una gran variedad de suelos. Los puntos altos de la rejilla producen efecto de impacto, y cuando es remolcado a alta velocidad, produce efecto de vibración, efectivo en materiales granulares. El perfil alternado alto y bajo de la rejilla produce efecto de amasamiento por lo que

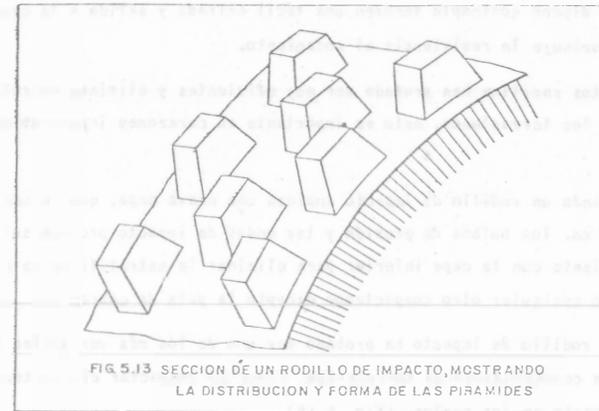
este rodillo también es eficiente en materiales plásticos. Desafortunadamente, como los materiales plásticos suelen ser pegajosos, se atascan de material los huecos de la reja y se reduce la eficiencia. (Fig. 5.12)



Estos rodillos, debido a su misma configuración no pueden dejar una superficie tersa como puede ser una base de una carretera.

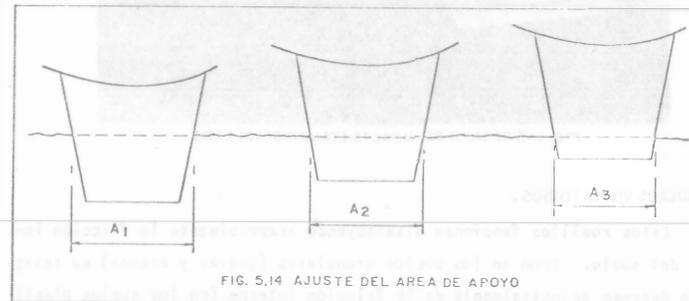
5.- RODILLO DE IMPACTO. (TAMPING ROLLER).

A causa de los problemas de limpieza del rodillo de reja, se diseñó un nuevo rodillo usando los mismos principios: el rodillo de impacto, este es un rodillo metálico, en el que se han fijado unas salientes en forma -- aproximada de una pirámide rectangular truncada. (Fig. 5.13)



Estas pirámides no son de la misma altura pues hay unas más altas-- que otras, siguiendo el modelo de puntos altos y bajos del rodillo de reja, esto le dá las mismas ventajas, pudiéndose limpiar fácilmente por medio de dientes sujetos al marco.

Estas salientes han sido diseñadas de tal manera que el área de contacto se incrementa con la penetración, ajustándose automáticamente la presión a la resistencia del suelo compactado. (Fig. 5.14)



El diseño contempla también una fácil entrada y salida a la capa, - lo que disminuye la resistencia al rodamiento.

Estos rodillos han probado ser muy eficientes y eliminan estratificación en los terraplenes, esto es importante en corazones impermeables de presas.

Cuando un rodillo de impacto empieza una nueva capa, que no sea mayor de 30 cm. los bulbos de presión y las ondas de impacto proveen suficiente amasamiento con la capa inferior para eliminar la estratificación que ocurre con cualquier otro compactador excepto la pata de cabra.

El rodillo de impacto ha probado ser uno de los más versátiles y -- económicos compactadores en terracerías, capaz de compactar eficientemente la mayor parte de los suelos. (Fig. 5.15)

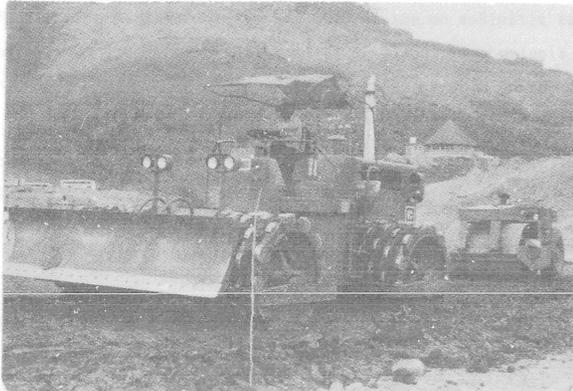


FIG. 5.15 RODILLO DE IMPACTO (TAMPING-ROLLER)

6.- RODILLOS VIBRATORIOS.

Estos rodillos funcionan disminuyendo temporalmente la fricción interna del suelo. Como en los suelos granulares (gravas y arenas) su resistencia depende principalmente de la fricción interna (en los suelos plásticos depende de la cohesión), la eficiencia de estos rodillos está casi li-

mitada a suelos granulares.

La vibración provoca un reacomodo de las partículas del suelo que resulta en un incremento del peso volumétrico, pudiendo alcanzar espesores grandes de la capa (0.80 m).

Estos rodillos pueden producir un gran trabajo de compactación en relación a su peso estático ya que la principal fuente de trabajo es la -- fuerza dinámica de compactación. (Fig. 5.16)

Buscando extender ventajas a suelos cohesivos se han desarrollado -- rodillos pata de cabra vibratorios, en los que la fuerza y la amplitud de la vibración se han aumentado, y se ha disminuido la frecuencia. Con el -- mismo objeto se han acoplado dos rodillos vibratorios, "fuera de fase", a un marco rígido para obtener efecto de amasamiento.

Estos rodillos se clasifican por su tamaño, pequeños hasta 9,000 kg. de fuerza dinámica y grandes de más de 9,000, pudiendo llegar hasta 20,000 Kg. ó más. Los grandes pueden llegar a sobreesforzar suelos débiles por -- lo que hay que manejarlos con cuidado.

Todos los vibradores deben de manejarse a velocidades de 2.5 a 5 -- Km/h. Velocidades mayores no incrementan la producción, y con frecuencia -- no se obtiene la compactación.

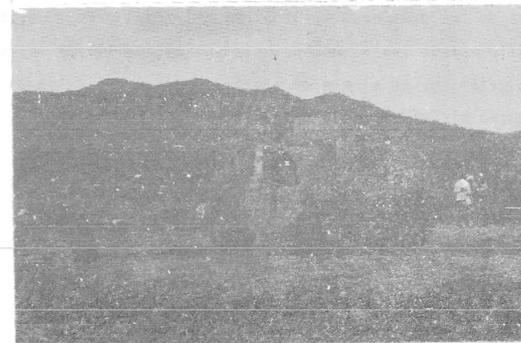


FIG. 5.16 RODILLO LISO VIBRATORIO AUTOPROPULSADO

C A P I T U L O

FACTORES QUE INFLUYEN EN LA COMPACTACION

Los factores que primordialmente influyen en la obtención de una compactación económica son:

- 1) CONTENIDO DE HUMEDAD DEL MATERIAL
- 2) GRANULOMETRIA DEL MATERIAL
- 3) NUMERO DE PASADAS DEL EQUIPO
- 4) PESO DEL COMPACTADOR
- 5) PRESION DE CONTACTO
- 6) VELOCIDAD DEL EQUIPO COMPACTADOR
- 7) ESPESOR DE CAPA.

1) CONTENIDO DE HUMEDAD. El agua tiene en el proceso de compactación, el papel de lubricante entre las partículas del material. Una falta de humedad exigirá mayor esfuerzo compactivo, así como también lo exigirá un exceso de la misma.

Debe recordarse que todo material tiene un contenido óptimo de humedad, para el cual se obtiene, bajo una cierta energía de compactación, una densidad máxima.

El agua, entonces, facilita el trabajo de compactación.

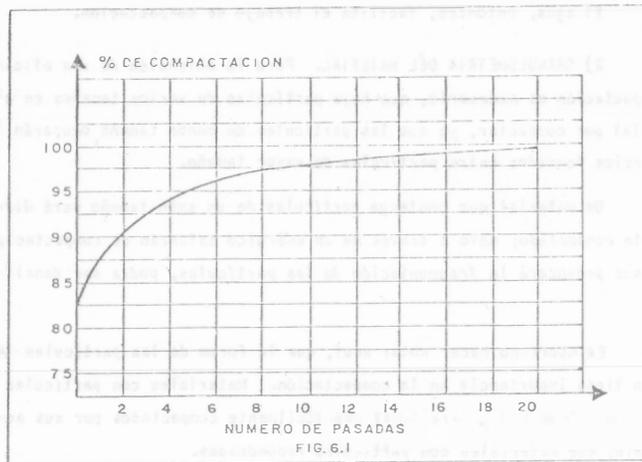
2) GRANULOMETRIA DEL MATERIAL. Para la obtención de una eficiente compactación es necesario, que haya partículas de varios tamaños en el material por compactar, ya que las partículas de menor tamaño ocuparán los espacios formados entre partículas de mayor tamaño.

Un material que contenga partículas de un solo tamaño será difícilmente compactado; sólo a través de un enérgico esfuerzo de compactación, el que provocará la fragmentación de las partículas, podrá ser densificado.

Es oportuno hacer notar aquí, que la forma de las partículas también tiene importancia en la compactación. Materiales con partículas de forma angulosa son generalmente más fácilmente compactados por sus acuñamiento, que materiales con partículas redondeadas.

3) NUMERO DE PASADAS. El número de pasadas que un equipo deba dar sobre un material dependerá de: (Fig. 6.1)

- A) Tipo de compactador
- B) Tipo de material
- C) Contenido de humedad
- D) Forma en que se aplique la presión al material.
- E) Maniobrabilidad del equipo.



4) PESO DEL COMPACTADOR. La presión ejercida sobre el material dependerá, en parte, del peso del equipo de compactación.

5) PRESION DE CONTACTO. Más que el peso del compactador importa la presión de contacto; ésta depende de:

- A) Tipo de material
- B) Estado del material (Suelto ó Semicompacto).
- C) Área expuesta por el compactador
- D) Presión de inflado en el caso de un equipo sobre neumáticos.
- E) Peso del compactador.
- F) Temperatura del material tratándose de mezclas asfálticas.

Los fabricantes de equipo de compactación se han preocupado por que sus máquinas ejerzan presiones de contacto uniformes, lo cual han logrado mediante suspensiones isostáticas.

Es necesario hacer hincapié, que resulta de mayor importancia la presión de contacto de un compactador, que el peso del mismo.

Por ejemplo un compactador muy pesado necesita de un mayor número de llantas ó de llantas más grandes, con lo cual, el área de contacto entre el compactador y el material se incrementa, resultando la presión de contacto, similar a la de un compactador normal con menos llantas o llantas menores.

6) VELOCIDAD DEL EQUIPO. De la velocidad de traslación del compactador y del número de pasadas, dependerá la habilidad de producción de un determinado equipo.

El equipo de compactación debe ser de una eficiencia tal, que no interfiera con el veloz equipo de depósito de material.

En virtud de que el equipo para movimiento de tierras se ha mejorado en tamaño, rapidez y eficiencia, así también los equipos de compactación se han modificado para poder mantenerse a un nivel de producción semejante.

La maniobrabilidad de un equipo compactador influye definitivamente en la velocidad del equipo.

7) ESPESOR DE CAPA. El espesor de capa por compactar dependerá esencialmente de:

- A) Tipo de material
- B) Humedad en el material
- C) Tipo de compactador
- D) Grado de compactación especificado.

Para determinar cual es el espesor de capa, de un cierto material, que puede compactar un equipo determinado, se puede uno referir al método del bulbo de presión.

Suponiendo que se quiere compactar, con un determinado equipo, un material que con una presión de 2.7 Kg/cm^2 . se densifica correctamente, tratemos de encontrar el espesor de capa.

$$\text{presión} = \frac{\text{Fuerza}}{\text{Area}}$$

Se supone una área circular de contacto = $3.14 e^2$.

La fuerza es el peso por llanta del compactador = F .

La presión de contacto es:

$$p_0 = \frac{F}{3.14 e^2}$$

De donde:

$$e = \sqrt{\frac{F}{3.14 p_0}}$$

Suponiendo $F = 1800 \text{ Kg.}$ y $p_0 = 9 \text{ Kg/cm}^2$.

$$e = \sqrt{\frac{1800 \text{ Kg.}}{3.14 \times 9}} \approx 8 \text{ cm.}$$

Recurriendo a los factores de influencia para diferentes profundidades de la teoría de Boussinesq obtenemos:

Profundidad	Factor de Influencia	Presión
$e = 8 \text{ cm.}$	$p_1 = 0.6 p_0$	$p_1 = 5.4 \text{ Kg/cm}^2$
$2e = 16 \text{ cm.}$	$p_2 = 0.3 p_0$	$p_2 = 2.7 \text{ Kg/cm}^2$
$3e = 24 \text{ cm.}$	$p_3 = 0.15 p_0$	$p_3 = 1.35 \text{ Kg/cm}^2$
$4e = 32 \text{ cm.}$	$p_4 = 0.09 p_0$	$p_4 = 0.81 \text{ Kg/cm}^2$

De lo anterior se concluye que para un material que requiere 2.7 Kg/cm^2 de presión para ser compactado eficientemente con un compactador de 1800 Kg. de carga por rueda y una presión de contacto de 9 Kg/cm^2 , se puede usar un espesor de capa de 16 cm.

C A P I T U L O VII

SELECCION DE COMPACTADORES

La selección del compactador más adecuado no siempre es sencilla, - ya que depende de muchos factores: tipo de suelo, tipo de trabajo, método de movimiento de tierras, compatibilidad con equipo de otras actividades, compactadores disponibles, continuidad de trabajo, etc. en la selección final deben hacerse intervenir, cuando menos, los factores mencionados. Es frecuente y muy eficiente el uso de varios equipos que combinen los diferentes efectos de compactación.

Los factores mas importantes que deben tomarse en cuenta para esta selección son:

- 1) Tipo de Material
- 2) Tamaño de la Obra
- 3) Requerimientos especiales

1) TIPO DE MATERIAL

En la gráfica 1 se muestra en los renglones 4 y 5 los diferentes ma

teriales y su respectivo tamaño en mm. En el renglón 3 se clasifican en cohesivos, semicohesivos y no cohesivos, (los mas finos son cohesivos y los granulares no cohesivos) en los renglones 1 y 2 se indica su uso mas frecuente:

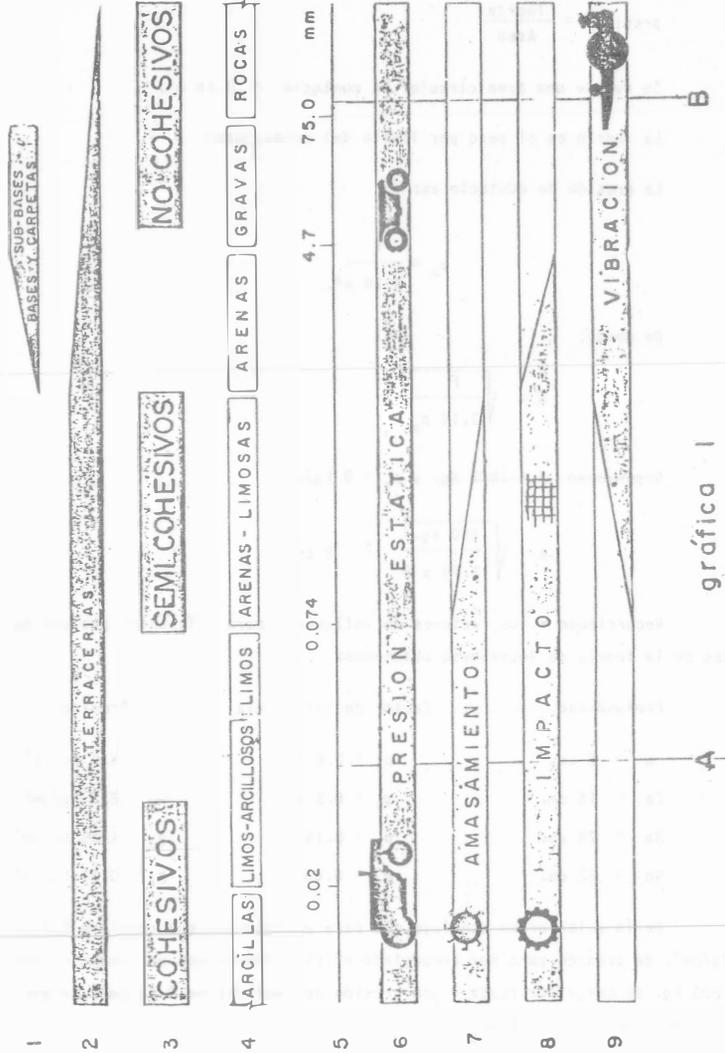
- 1) Sub-bases, bases y carpetas: siempre materiales no cohesivos (arenas y gravas)
- 2) Terracerías: normalmente materiales cohesivos y semicohesivos, a veces no cohesivos.

En el renglón 6: la compactación por presión estática (rodillos metálicos y neumáticos) es aplicable a todos los suelos. Limitación: bajo rendimiento, excepto en los compactadores neumáticos grandes.

En el renglón 7: la compactación por amasamiento (rodillo pata de cabra estática y pata de cabra vibratoria) es útil para suelos cohesivos y semicohesivos (arcillas, limos y algo en arenas limosas). Limitación: alto costo de la pata de cabra estática.

En el renglón 8: la compactación por impacto (rodillo de impacto y rodillo de reja) aplicable a toda clase de suelos, pero el mal acabado que dan a la capa sólo permite aplicarlos en terracerías, normalmente arcillas y limos, a veces arenas. Limitación: el rodillo de reja se atasca con los materiales cohesivos y hay que parar frecuentemente a

SELECCION DE EQUIPO



limpiarlo, sin embargo es un excelente disgregador, por lo que el rodillo de reja es extraordinario en terracerías que necesitan disgregado.

En el renglón 9: la compactación por vibración (rodillo liso vibratorio) es aplicable en suelos no cohesivos (arenas y gravas) y a veces algunos semicohesivos (arenas limosas).

Conclusiones:

- a) Para suelos cohesivos se debe preferir pata de cabra vibratoria o rodillo de impacto.
- b) Para suelos no cohesivos se debe preferir rodillo liso vibratorio.
- c) Para todos los suelos: rodillo neumático.
- d) Las mejores combinaciones son:

Para suelos cohesivos: Neumático grande y pata de cabra ó neumático y rodillo de impacto. (línea A, gráfica 1).

Para suelos no cohesivos: Neumático grande y rodillo vibratorio (línea B, gráfica 1).

2) TAMAÑO DE OBRA.

Dependiendo del tamaño de la obra y habiendo ya seleccionado el tipo de compactador adecuado para el material, se puede determinar el número de compactadores necesarios para cumplir con el plazo estipulado.

3) REQUERIMIENTOS ESPECIALES.

Existen casos en que por requerimientos especiales es necesario decidirse por un determinado tipo de compactador, como cuando las especificaciones solicitan un compactador que no estratifique el terraplén (corazones arcillosos), ésto nos haría seleccionar una pata de cabra vibratoria o un rodillo de impacto.

Debemos tener en mente que, en construcción pesada, la inversión en equipo es cuantiosa y que éste se adquiere usualmente fuera del país, por lo que es muy importante pesar cuidadosamente todas las posibilidades para poder escoger la máquina más eficiente; esto es: la menor inversión posible al más bajo costo unitario en el mínimo tiempo realizable.

REGLAS A SEGUIR EN CASO DE TENER PROBLEMAS CON LA COMPACTACION

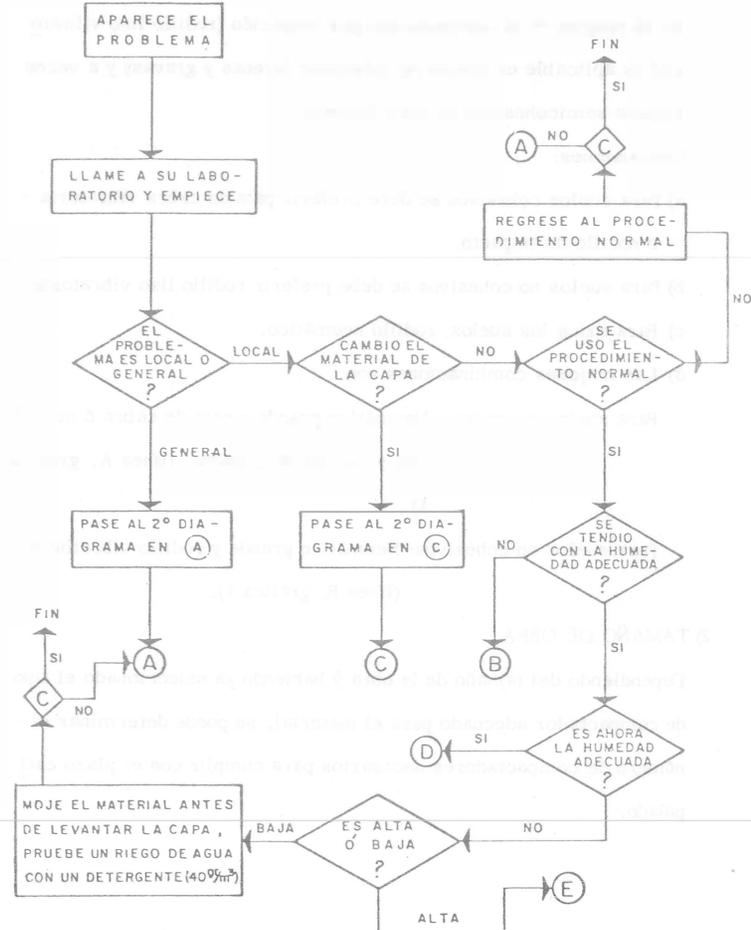
¿ Qué hacer cuando el control nos indica una falla ?

Esta pregunta la vamos a contestar por medio de diagramas lógicos, que siguen a continuación, en los que intenta, en forma general, mostrar un camino lógico para un análisis formal.

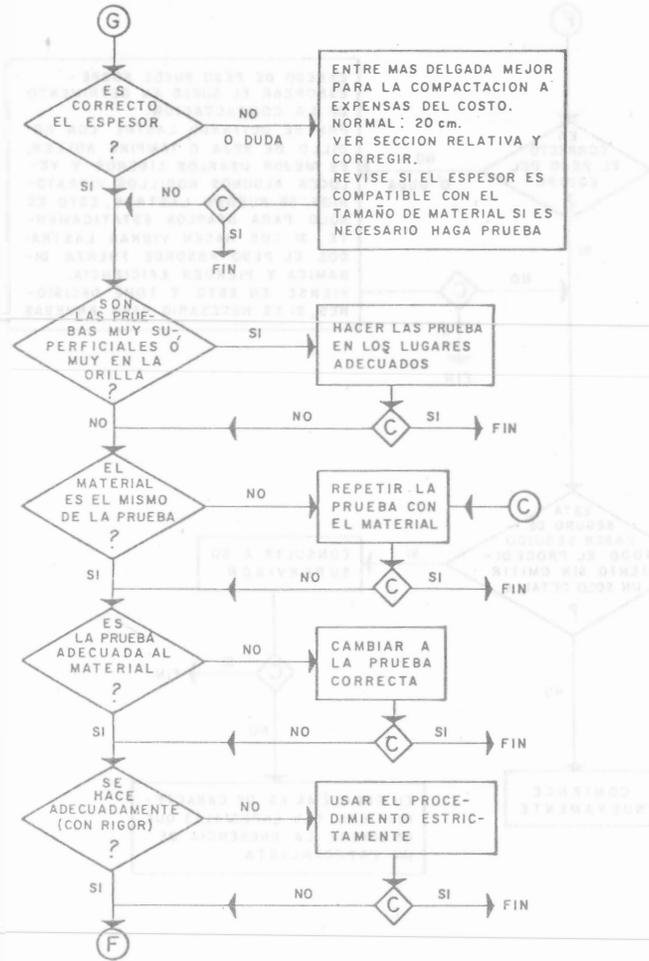
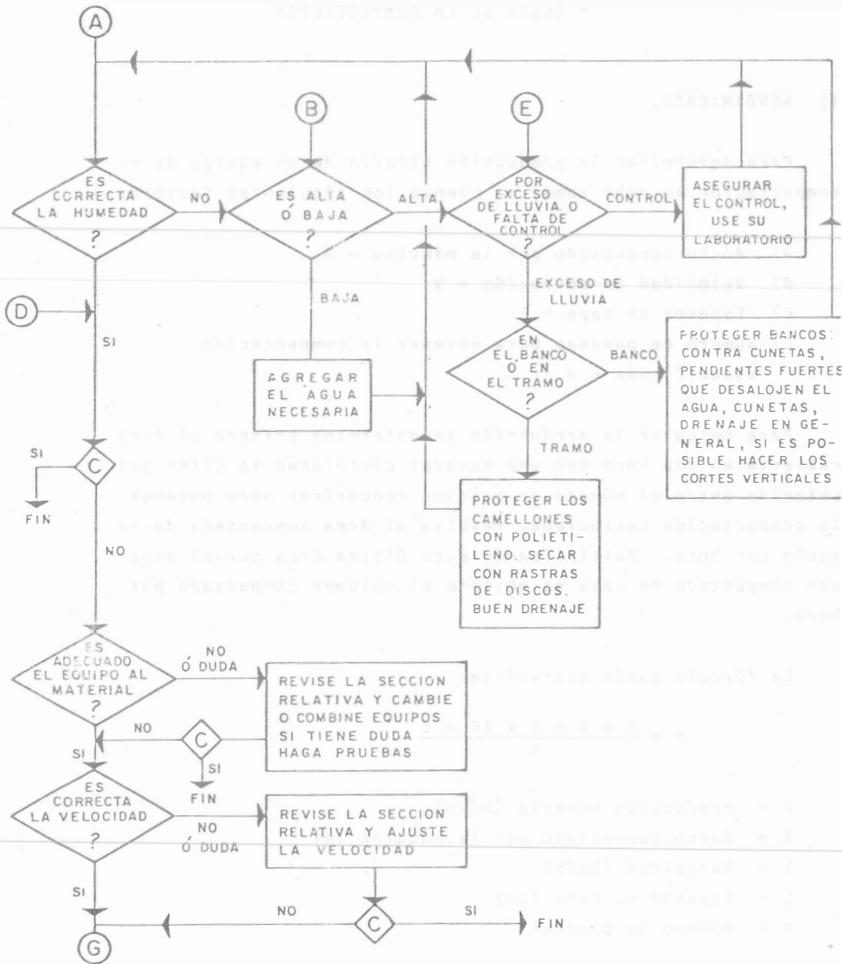
En estos diagramas se usan los siguientes símbolos:

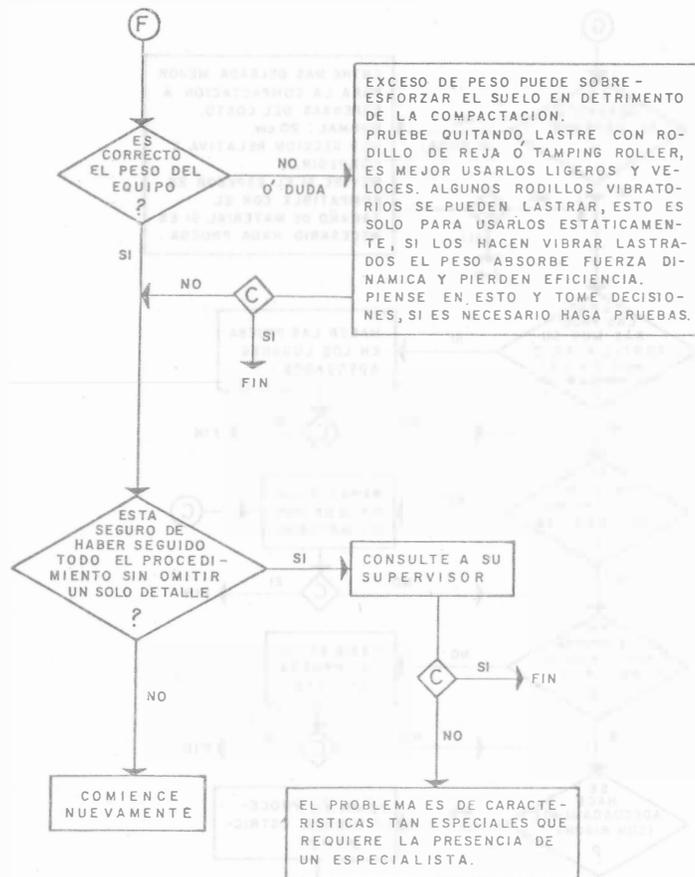
-  = Un hecho ó una acción.
-  = Una alternativa.
-  = Pasa al punto X
-  = El punto X
-  = ¿ Se alcanzó la compactación ?

PRIMER DIAGRAMA



SEGUNDO DIAGRAMA



RENDIMIENTO DEL EQUIPO DE COMPACTACION
Y COSTO DE LA COMPACTACION

1) RENDIMIENTO.

Para determinar la producción horaria de un equipo de compactación se debe tomar en cuenta los siguientes factores:

- A) Ancho compactado por la máquina = A
- B) Velocidad de operación = V
- C) Espesor de capa = E
- D) Número de pasadas para obtener la compactación especificada = N

Para calcular la producción se determina primero el área cubierta en una hora con una pasada; dividiendo la cifra así obtenida entre el número de pasadas requeridas para obtener la compactación estipulada, resulta el área compactada de suelo por hora. Multiplicando esta última área por el espesor compactado de capa se obtiene el volumen compactado por hora.

La fórmula puede escribirse:

$$P = \frac{A \times V \times E \times 10 \times C}{N}$$

P = Producción horaria (m³/h)

A = Ancho compactado por la máquina (m)

V = Velocidad (km/h)

E = Espesor de capa (cm)

N = Número de pasadas

10 = Factor de conversión

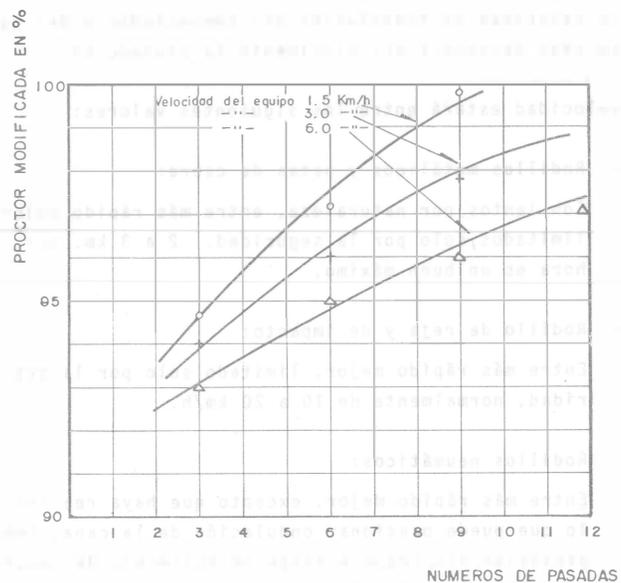
C = Eficiencia (0.6 A 0.8)

La eficiencia (C) afecta la capacidad teórica, reduciéndola por traslapes de pasadas paralelas, por tiempo perdido para dar vuelta y otros factores.

El número de pasadas depende de la energía que el equipo puede proporcionar al suelo:

EJEMPLOS TÍPICOS:

EQUIPO	PROFUNDIDAD DE LA CAPA (CM.)	No. DE PASADAS	
		PARA 90%	PARA 95%
RODILLO METALICO	10 A 20	7 A 9	10 A 12
NEUMATICO LIGERO	15 A 20	5 A 6	8 A 9
NEUMATICO PESADO	HASTA 70	4 A 5	6 A 8
RODILLO DE IMPACTO	20 A 30	5 A 6	6 A 8
RODILLO DE REJA	20 A 25	6 A 7	7 A 9
PATA DE CABRA VIBRATORIA	20 A 30	3 A 5	6 A 7
LISO VIBRATORIO	20 A 30	VER GRAFICA SIGUIENTE	



RELACION ENTRE EL GRADO DE COMPACTACION Y NUMERO DE PASADAS

Equipo: liso-vibratorio

VELOCIDAD DE OPERACION

De la velocidad de translación del compactador y del número de pasadas dependerá principalmente la producción.

La velocidad estará entre los siguientes valores:

- 1).- Rodillos metálicos y patas de cabra:
Son lentos por naturaleza, entre más rápido mejor limitados solo por la seguridad. 2 a 3 km. por hora es un buen máximo.
- 2).- Rodillo de reja y de impacto:
Entre más rápido mejor, limitado solo por la seguridad, normalmente de 10 a 20 km/h.
- 3).- Rodillos neumáticos:
Entre más rápido mejor, excepto que haya rebotes, lo que puede ocasionar ondulación de la capa, compactación dispereja y desgaste acelerado del equipo. Normal de 4 a 8 km/h.
- 4).- Rodillos vibratorios:
La máxima eficiencia se obtiene entre 4 y 6 km/h, a velocidades mayores la eficiencia baja rápidamente y se puede llegar a no obtener la compactación.

2) COSTO DE LA COMPACTACION.

Conociendo la capacidad de producción de un compactador y para conocer el costo del m³ compactado es necesario determinar el costo horario del equipo.

Para la determinación del costo horario del equipo de compactación se siguen los mismos pasos que se siguen para la determinación de cualquier otro horario de equipo de construcción.

Es decir se deben obtener:

- A) CARGOS FIJOS.
 - Depreciación
 - Intereses
 - Seguros
 - Almacenaje
 - Mantenimiento
 - B) CONSUMOS
 - Combustibles
 - Lubricantes
 - Llantas
 - C) OPERACION
 - D) TRANSPORTE
- SUMADO.

- A) Cargos fijos
- B) Consumos
- C) Operación
- D) Transporte

COSTO HORARIO

Determinado el costo horario del equipo y conociendo la producción del mismo, para un cierto grado de compactación, se puede obtener el costo por m³ compactado:

$$\text{COSTO POR M}^3 = \frac{\text{COSTO HORARIO EQUIPO}}{\text{PRODUCCIÓN HORARIO EQUIPO}}$$

EJEMPLO (1)

Si tiene por compactar un material compuesto por 30% -- Limo y 70% Arena. Consideramos que se trata de un material granular y por lo tanto un compactador vibratorio es el indicado.

Se analizarán las siguientes alternativas:

- 1.- Rodillo liso vibratorio arrastrado por tractor agrícola.
- 2.- Rodillo sencillo liso vibratorio autopropulsado.
- 3.- Rodillo doble (TANDEM) vibratorio autopropulsado.

1.- Rodillo liso arrastrado por tractor agrícola

Precio de adquisición rodillo \$ 1'100,000.00
 Precio de adquisición tractor \$ 840,000.00

Se considera una vida útil del conjunto de 8000 horas y un valor de rescate de cero.

Cargos fijos	\$ 612.00
Consumos	\$ 36.00
Operación	\$ 72.00
	\$ 720,00

2. RODILLO SENCILLO VIBRATORIO AUTOPROPULSADO

PRECIO DE ADQUISICION \$ 2'400,000.00

Se considera también una vida útil de 8000 horas y un valor de rescate de cero:

Cargos fijos	\$ 672.00
Consumos	\$ 36.00
Operación	\$ 72.00
	<u>780,00/hora</u>

3. RODILLO TANDEM VIBRATORIO AUTOPROPULSADO.

PRECIO DE ADQUISICION \$ 4'300,000.00

Haremos la misma consideración por lo que respecta a vida útil y valor de rescate que las alternativas anteriores.

Cargos fijos	\$1,150,00
Consumos	\$ 52.00
Operación	\$ 72.00
	<u>1,274.00</u>

II. DETERMINACION DE PRODUCCIONES HORARIAS.

1. RODILLO ARRASTRADO POR TRACTOR AGRICOLA.

Ancho	= 1.50 m'
Velocidad	= 4 km/h
Espesor	= 20 cm (suelos)
Número de pasadas	= 4 para 95%
Coefficiente de Reduc.	= 0.7
Eficiencia	= 0.75

$$P = \frac{1.50 \times 4 \times 20 \times 0.7 \times 10}{4} \times 0.75$$

$$P = 157 \text{ m}^3/\text{hora}$$

2. RODILLO AUTOPROPULSADO.

Ancho	=	2.14 m
Velocidad	=	4.5 km/h
Espesor	=	20 m (suelos)
Número de pasadas	=	4 para 95%
Coefficiente de Reduc.	=	0.7
Eficiencia	=	0.75

(Es de mayor maniobrabilidad y de mayor energía dinámica).

$$P = \frac{2.14 \times 4.5 \times 20 \times 10 \times 0.7}{4} \times 0.75$$

$$P = 253 \text{ m}^3/\text{hora}$$

3. RODILLO VIBRATORIO TANDEM AUTOPROPULSADO.

Ancho	=	1.50
Velocidad	=	4 km/h
Espesor	=	20 cm (suelos)
Número de pasadas	=	2 (por ser dos rodillos)
Coefficiente de Reduc.	=	0.7
Eficiencia	=	0.75

$$P = \frac{1.50 \times 4 \times 20 \times 10 \times 0.8}{2} \times 0.75$$

$$P = 315 \text{ m}^3/\text{hora}$$

III. DETERMINACION DE COSTO DE COMPACTACION.

	COSTO HORARIO	PRODUCCION	COSTO X M ³
CASO 1	\$ 720.00/H	157 m ³ /H	\$4.59/m ³
CASO 2	\$ 780.00/H	253 m ³ /H	\$3.00/m ³
CASO 3	\$ 1,274.00/H	315 m ³ /H	\$4.36/m ³

Se hace notar que a pesar de que la diferencia de valor de adquisición entre los casos (1) y (3) es de 200% aproximadamente, se obtiene un ahorro en el caso (3), del costo de compactación, cercano al 10%.

Suponiendo que se contara con un compactador de impacto autopropulsado, con costo horario de \$1,240.00 y se tratara de compactar el material granular del ejemplo, se obtiene:

PRODUCCION HORARIA:

Ancho	=	1.94 m
Velocidad	=	9 km/hora
Espesor	=	20 cm (suelos)
Número de pasadas	=	8 pasadas (contando sus -- cuatro rodillos)
Coefficiente de Reduc.	=	0.7

$$\text{Producción} = \frac{1.94 \times 9 \times 20 \times 10 \times 0.7}{8} \times 0.8$$

$$\text{Producción} = 244 \text{ m}^3/\text{H}$$

$$\text{Costo por compactación} = \frac{\$1,240.00/\text{H}}{244 \text{ m}^3/\text{H}} = \$5.08$$

El costo obtenido demuestra una mala selección del equipo ya que resultó mayor que los obtenidos para rodillos vibratorios.

En caso contrario puede encontrarse cuando con un rodillo vibratorio liso traten de compactarse materiales altamente cohesivos para los cuales el compactador de impacto resultará más ventajoso.

EJEMPLO (2)

Material por compactar: Arena bien graduada
 Volumen por compactar: 300 m³ compactos/hora
 Compactación al 95%
 Eficiencia 70%

A) PLANCHA TANDEM

Ancho rodillos = 1.20
 Velocidad máxima de desplazamiento: 2 km/H
 Número de pasadas para obtener el 95% de compactación = 11
 Espesor compacto de capa = 12 cm.
 Costo horario = \$ 400.00/H

B) RODILLO VIBRATORIO AUTOPROPULSADO

Ancho rodillo 1.50
 Velocidad máxima de desplazamiento = 4 km/h
 Número de pasadas para obtener el 95% de compactación = 4
 Espesor compacto de capa = 25 cm
 Costo horario = \$ 1,000.00/hora

P R E G U N T A S

- 1.- ¿Cuántas planchas tandem son necesarias para compactar 300 m³ compactos por hora?
- 2.- ¿Cuántos rodillos vibratorios son necesarios para compactar 300 m³ compactos por hora?
- 3.- ¿Cuál equipo proporcionará una compactación más económica?

Se determinan primero las producciones horarias de los equipos.

A) PLANCHA TANDEM,

$$P = \frac{1.20 \times 2 \times 12 \times 10}{11} \times 0.70$$

$$P = 18.3 \text{ m}^3/\text{H} \text{ (compactos)}$$

B) RODILLO VIBRATORIO

$$P = \frac{1.50 \times 4 \times 25 \times 10}{4} \times 0.70$$

$$P = 262 \text{ m}^3/\text{H} \text{ (compactos)}$$

R E S P U E S T A S :

1.- Se necesitan tantas planchas como:

$$\frac{300}{18.3} = 16.4 = 17 \text{ planchas}$$

Se pueden utilizar 16 unidades, pero con utilización - óptima que frecuentemente resulta difícil de obtener.

Se necesitan usar 17 unidades, lo cual es totalmente -- impráctico.

2.- Los rodillos vibratorios necesarios son:

$$\frac{300 \text{ m}^3/\text{H}}{262 \text{ m}^3/\text{H}} = 1.14 = 2 \text{ rodillos}$$

3.- Determinación del costo de compactación:

A) PLANCHAS TANDEM (6 - 8 TONS.)

$$\text{COSTO} = \frac{\text{COSTO HORARIO}}{\text{PRODUCCION}}$$

$$\text{COSTO} = \frac{\$4,000.00/\text{H}}{18.3} = \$ 21.85/\text{m}^3$$

COSTO QUE ES MUY ELEVADO !!

B) RODILLOS VIBRATORIOS

$$\text{COSTO} = \frac{\$1,000.00/\text{H}}{262 \text{ m}^3/\text{H}} = \$3.82/\text{m}^3$$

QUE ES UN COSTO RAZONABLE.

EJEMPLO (3)

Una compañía dispone para un trabajo de terracerías, de un rodillo liso vibratorio autopropulsado con las siguientes características:

Ancho del rodillo	= 1.50 m
Velocidad de desplazamiento	= 4 km/H
Número de pasadas para obtener el 95% de compactación	= 8
Espesor compacto de capa	= 18 cm.
Costo horario	= \$ 1,000.00/H
Eficiencia de obra	= 0.73

El material por compactar es una arcilla limosa y el - volumen total es de 900,000 m³ compactos.

PREGUNTA,

¿Se justifica la adquisición de un compactador de impacto con las siguientes características?

$$\text{COSTO DE ADQUISICION} = \$ 4'300,000.00$$

$$\text{COSTO HORARIO} = \$ 1,300.00/\text{H}$$

$$\text{PRODUCCION HORARIA AL 95\% DE COMPACTACION} = 300 \text{ m}^3/\text{H}$$

¿Cuánto es el ahorro total por compactación?

Se debe determinar para cada equipo el costo de compactación.

A) PARA RODILLO VIBRATORIO

$$\text{PRODUCCION} = \frac{1.50 \times 4 \times 18 \times 10}{6} = 0.75$$

$$\text{PRODUCCION} = 135 \text{ m}^3/\text{H}$$

$$\text{COSTO COMPACTACION} = \frac{\$ 1,000.00/\text{H}}{135 \text{ m}^3/\text{H}} = 7.40/\text{m}^3$$

B) PARA COMPACTADOR DE IMPACTO.

$$\text{COSTO COMPACTACION} = \frac{\$ 1,300.00/\text{H}}{300 \text{ m}^3/\text{H}}$$

$$\text{COSTO COMPACTACION} = \$4.33/\text{m}^3$$

Comparando un costo contra el otro, se observa que existe una diferencia de $\$3.07/\text{m}^3$ a favor del compactador de impacto.

Como el volumen por compactar es de $900,000 \text{ m}^3$, el ahorro total por compactación es de $\$2,763,000.00$ el cual justifica ampliamente la adquisición del compactador de impacto, que en este caso específico, resultaría el adecuado para el material por tratar, y tiene un valor de $\$4,300,000.00$.

C A P I T U L O

CONCLUSIONES

- 1) La forma de mejorar los elementos mecánicos en un suelo es la compactación.
- 2) Los efectos más importantes que produce una buena compactación en un suelo son: Resistencia mecánica, minimización de asentamientos y reducción de la permeabilidad.
- 3) El factor de mayor importancia para dar una compactación óptima en un suelo es el contenido de humedad del material.
- 4) Los esfuerzos de compactación pueden transmitirse al suelo por la combinación de uno ó más de los siguientes efectos: Presión estática, impacto, vibración y amasamiento.
- 5) El compactador que deba usarse dependerá básicamente del tipo de suelo que se quiera compactar. (gráfica 1)
- 6) La selección de compactadores deberá hacerse con mucho cuidado y tratando de hacer intervenir todas las variables posibles ya que de esto dependerá el éxito económico y funcional de la compactación.
- 7) De un buen control depende que la compactación se lleve a cabo correctamente.

EXPLORACION DE ROCA

Ing. Federico Alcaraz Lozano

En la explotación de roca podremos encontrar los siguientes casos importantes:

Roca graduada
(en la que se piden
requerimientos de
tamaño).

Para trituración

Para enrocamientos
etc.

Roca sin graduar (cortes)
(en la que no se piden re-
querimientos de tamaño)

PROCESOS PRINCIPALES.

Extracción

con arado

con explosivos

Carga

En distancias cortas para ali-
mentar otra máquina (Quebradora).
En distancias largas para pedra-
plén.

Acarreo

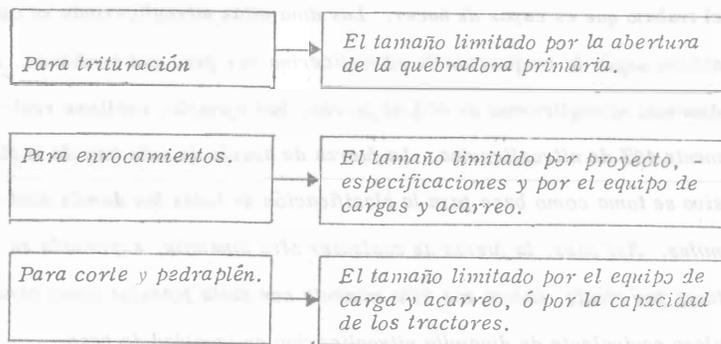
Para alimentar
otra máquina
(Quebradora).
Para formar un
pedraplén.

a distancia.



EXTRACCION.

La extracción consiste en separar un fragmento de roca de un banco ó corte, reducido al tamaño adecuado para el uso a que se destine.



El proceso de extracción con arado ya fué visto anteriormente en este curso, nos limitaremos a la extracción con explosivos.

EXPLOSIVOS.

DEFINICION.

Por explosivos se entienden aquellas sustancias de poca estabilidad química, que son capaces al incendiarse ó detonar de producir una gran cantidad de energía, la que producirá una explosión. Si esta está confinada se aprovecha para separar la roca del banco (tronada)

RESEÑA HISTORICA.

Desde la aparición del hombre en la tierra, hasta el siglo XIV, éste no conocía otra detonación que no fuera la del rayo y otros fenóme-

nos telúricos. Nunca pensaron nuestros antepasados que una sustancia aparentemente inofensiva llegara a ocasionar explosiones tan destructoras como las que en la actualidad son capaces de destruir a la humanidad.

En Europa, entre los años 1200 y 1300, se conoció la pólvora negra, la más antigua de las sustancias explosivas, que consistía en una mezcla de salitre, carbón de leña y azufre. Probablemente su inventor fué el monje Bertoldo Schwarz a quien también se le debe su aplicación en las armas de fuego.

La pólvora negra sólo se utilizó para fines bélicos en un principio, y no fué sino hasta el siglo XVII cuando se probó en Alemania e Inglaterra para demoler piedras. Cuando los resultados que se obtuvieron fueron satisfactorios, se abandonaron los viejos métodos mineros, generalizándose el trabajo con barrenos en la construcción de túneles y caminos. La operación de dar fuego a los barrenos se consideró siempre peligrosa, ya que hasta el año de 1831 se conoció la mecha lenta.

Cinco siglos después de descubierta la pólvora negra, el químico francés Berthollet (1788) la modificó, sustituyendo el salitre por clorato potásico, transformándola, así, en un explosivo más potente. En ese mismo año Berthollet presentó la plata negra como una de las sustancias más peligrosas. El alquimista inglés Howard (1799) obtuvo el fulminato de mercurio, el cual hace explosión por medio de llama ó de percusión, constituyendo un verdadero detonante.

Aunque los descubrimientos de la nitroglicerina y el algodón pólvora por los químicos Sobrero y Schonbein influyeron notablemente en el campo de los explosivos, el que abrió nuevos horizontes en esta Industria, fué el sabio sueco ALFREDO NOBEL (1833-1896) que logró hacer manejable la peligrosa nitroglicerina, transformándola en un explosivo de trabajo, al que llamó DINAMITA, la cual no es otra cosa que el 75% de nitroglicerina absorbida en 25% de tierra de infusorios (una tierra de diatomeas muy porosa). A Nobel se le debe, también, la gelatina explosiva, así como la introducción del ya olvidado fulminato de mercurio, que fabricó a manera de cebo para provocar con seguridad la explosión de la dinamita, del algodón pólvora y de otros explosivos.

Los suecos Ahlsson y Norrbin obtuvieron los explosivos de nitrato de amónico, precursores de los explosivos de seguridad. Turpin dió a conocer el ácido pícrico. Esto, así como la salida al mercado de la pólvora sin humo, la laminar, etc., inició la erección de fábricas de pólvoras y explosivos en todo el mundo, dando así principio a una nueva era en la que se ha tratado de sacar el mayor provecho a estas sustancias. Empresas muy poderosas se han dedicado al estudio y los resultados obtenidos son los máximos adelantos en esta materia. Queda al constructor sacar el mayor partido 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.

PROPIEDADES.

a) Fuerza.

Por fuerza se entiende la energía ó potencia del explosivo; energía que a su vez determina el empuje ó fuerza que desarrolla y, por consiguiente, el trabajo que es capaz de hacer. Las dinamitas nitroglicéricas se clasifican según la proporción de nitroglicerina por peso que contienen. La dinamita nitroglicerina de 40% de fuerza, por ejemplo, contiene realmente 40% de nitroglicerina. La fuerza de acción de este tipo de explosivo se toma como base para la clasificación de todas las demás dinamitas. Así pues, la fuerza de cualquier otra dinamita, expresada en tanto por ciento, indica que esta revienta con tanta potencia como otra alaca 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%.

La inexactitud de esta creencia ha sido demostrada por cuidadosas pruebas de laboratorio, cuyos resultados se indican en la tabla siguiente que muestra el número de cartuchos de determinada fuerza necesaria para igualar un cartucho de diferente fuerza y de la misma densidad.

TABLA I

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 que muestra el número de cartuchos de determinada fuerza necesaria para igualar un cartucho de diferentes fuerzas.

b) Velocidad.

Es la rapidez expresada en metros por segundo con que se propaga la onda de detonación a lo largo de una columna de explosivos.

Algunos explosivos violentos detonan mucho más rápidamente que otros. Cuando mayor es la rapidez de explosión mayor suele ser el efecto de quebramiento. Como este efecto depende también hasta cierto punto de la fuerza y de la densidad, deben tomarse en cuenta estas tres propiedades al escoger el explosivo adecuado para un fin determinado.

c) Resistencia al agua.

Los explosivos violentos difieren mucho entre sí por lo que toca a la resistencia al agua. En zonas secas esto no tiene mucho importancia, pero cuando existe mucha agua es preciso emplear un explosivo resistente al agua.

d) Densidad.

La densidad de una dinamita se expresa en forma del número de cartuchos de $1\frac{1}{4}'' \times 8''$ (3.175 x 20.32cm.) que contiene una caja de 25Kg. la diferencia de densidad tiene por objeto facilitar la tarea de concentrar ó distribuir las cargas de la manera deseada.

e) Inflamabilidad.

Se refiere a la facilidad con que arde un materia. En el caso de las dinamitas, varia desde alguna que se incendian con facilidad y se queman violentamente, a otras que no sufren combustión a no ser que se les aplique directa y continuamente alguna flama exterior.

f) Emanaciones.

Los gases que se originan con la explosión de dinamita son principalmente bióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua, los cuales no son tóxicos en el sentido general de la palabra. Además de éstos, se forman ó pueden formarse emanaciones venenosas como el monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno. En la industria de explosivos estas emanaciones se conocen con el nombre de "gases". Tan to la naturaleza como la cantidad de gases venenosos varían en los diferentes tipos y clases de dinamitas.

g) Selección.

Para seleccionar el explosivo adecuado se anexa la siguiente table con propiedades y uso de los explosivos.

TABLA II

TIPO	ACENTE EXPLOSIVO	FUERZA	VELOCIDAD	RESISTENCIA AL AGUA	EMANACION	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	Buena a excelente.	Muy pocos gases a multos	Sismología. Trabajos submarinos y subterráneos.
Fermitidos	?		Alta	Regular	Muy pocos gases.	Trabajos mineros (carbón)
Baja densidad	Amoniaco	25%	Regular	Ninguna	Pocos gases	Trabajos mineros.

Selección y Propiedades de los Explosivos más comunes en construcción.

ACCESORIOS PARA VOLADURAS.

Los accesorios para voladuras son los productos ó dispositivos empleados para ceber cargas explosivas, suministrar ó transmitir una llama que inicie una explosión, ó llevar una onda detonadora de un punto a otro ó de una carga explosiva a otra.

INICIADORES.

a) Mecha para minas.

La mecha para minas consiste en un núcleo de pólvora negra especial, envuelto con varias cubiertas de hilazas ó cintas y sustancias impermeabilizantes. Su objeto de hacer estallar al fulminante, por lo tanto debe arder en una forma continua y uniforme. La velocidad de ignición oscila entre 125 y 131 segundos por metro.

b) Ignitacord.

Es un artefacto para encender mecha. Tiene la apariencia de un cable de diámetro muy pequeño y arde progresivamente con una flama exterior corta y muy caliente que permite encender una serie de mechas en "rotación", con la ventaja de que el tiempo necesario para que una persona inicie el encendido de la serie, es el mismo que se necesitará para encender una sola mecha.

Se surte en tres velocidades de combustión: De 26 a 33 segundos por metro; de 52 a 65 segundos por metro y de 13 a 16 segundos por metro.

DETONADORES.

a) Fulminantes.

Los fulminantes son tubos ó casquillos cerrados en un extremo y que contienen una carga de explosivos de gran sensibilidad. Están hechos para detonar con las chispas del tren de fuego de la mecha para minas.

b) Estopines eléctricos.

Los estopines eléctricos, son fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar con corriente eléctrica. Con ellos pueden iniciarse simultáneamente varias cargas de explosivos de gran potencia. Los estopines eléctricos tienen una carga básica de un explosivo de alta velocidad, una carga como cebo y una carga de ignición suelta ó de tipo pildora.

El dispositivo para la detonación con electricidad consiste en dos alambres con aislamiento de plástico, con un tapón de hule que mantiene los alambres en su lugar y un puente de alambre anticorrosivo de diámetro pequeño, que une las terminales de los alambres debajo del tapón. Cuando se aplica la corriente eléctrica el puente se pone incandescente y detona el estopín.

c) Estopines eléctricos tipo instantáneo.

Los estopines eléctricos instantáneos tienen casquillos de aluminio de 1 1/8" de largo; estos son los detonadores para usos comunes. Un alambre lleva aislamiento color rojo y el otro amarillo, estos dos colores distintos son de gran ayuda al hacer las conexiones.

d) Estopines eléctricos de tiempo.

Los estopines eléctricos de tiempo son semejantes a los estopines eléctricos instantáneos, con la diferencia que llevan un elemento de retardo colocado entre el puente de alambre y las cargas de detonación.

Existen dos tipos diferentes de estopines eléctricos de tiempo, los regulares Mark V y los estopines eléctricos de tiempo "MS". La diferencia estriba, particularmente en la duración del intervalo de retardo entre períodos consecutivos de la serie.

e) Estopines eléctricos de tiempo regulares Mark V.

La nueva serie de estopines eléctricos de tiempo regulares, ha sido fabricada para disparar con un intervalo definido entre el estopín más lento de cualquier período y el más rápido del siguiente período. Estas nuevas series aseguran un intervalo positivo de tiempo entre períodos y a través de toda la serie de tiempos. Comprenden 10 períodos de retardo, los tiempos de detonación de los estopines Mark V después de aplicar la corriente, para el primer período es de 25 MS y para el décimo período 9.6 segundos.

f) Estopines eléctricos de tiempo "MS".

Los estopines eléctricos de tiempo con retardo de milésimos de segundo difieren de los estopines de tiempo ordinario en que los intervalos de retardo son muy cortos. Su elemento de retardo es diferente al de los estopines de tiempo ordinarios. Se surten en 10 períodos

cuyos numeros indican el tiempo que tarda el disparo en producirse, en milésimos de segundo a saber: MS - 25, MS - 50, MS - 100, -- MS - 150, MS - 200, MS - 300, MS - 400, MS - 600, MS - 800, MS - 1000.

MECHAS DETONANTES.

a) Primacord.

Este producto es un cordón detonante que contiene un núcleo de tetrinitrato de pentaeritritol (Niperita) dentro de una envoltura impermeable reforzada con cubiertas que la protegen. Tiene una velocidad de detonación muy alta de 6,400 metros por segundo. La fuerza con que estalla es suficiente para hacer detonar los explosivos violentos continuos dentro de un barreno, de modo que si se conecta al primer cartucho que se coloque en el barreno, actúa como un agente iniciador a todo lo largo de la carga explosiva.

El "primacord" se usa principalmente para disparos múltiples de barrenos grandes en la superficie ya sean verticales y horizontales. Es ilimitado el número de barrenos que pueden dispararse en esta forma.

PINZAS CORRUGADORAS DE FULMINANTES.

Hay dos tipos de pinzas: Las de mano y las máquinas corrugadoras. Las pinzas de mano dan un servicios satisfactorio en las operaciones donde el número de fulminantes que va a fijarse a los tramos de mecha es relativamente pequeño. En cambio la máquina se recomienda para operaciones donde diariamente se fija una gran cantidad de fulminantes y donde hay puestos centrales para hacer ese trabajo de fi-

jación.

MAQUINAS EXPLOSORAS.

Estas máquinas suministran la corriente necesaria para disparos eléctricos. Hay dos tipos de Máquinas Explosoras. El tipo "Descarga de Condensador" y el tipo "Generador".

DESCARGA DE CONDENSADOR.

Utiliza pilas secas para la carga de un banco de condensadores que ya así pueden proporcionar una corriente directa y de corta duración a los dispositivos de disparo eléctrico. Están provistas de cajas metálicas resistentes al agua. Se caracterizan por:

1. - Una capacidad extremadamente alta, en comparación con su peso y tamaño.
2. - La ausencia de partes dotadas de movimiento.
3. - La eliminación del factor humano que interviene en las máquinas de tipo mecánico.
4. - Una luz piloto, y
5. - Un sistema de alambres e interruptores que reúne importantes características de seguridad.

GENERADOR.

Su principio se basa en un generador modificado que proporciona una corriente directa pulsativa. Estas máquinas son de tipo llamado "de vuelta" ó también "Cremallera". Están diseñadas de tal manera que no fluye de ellas corriente alguna hasta que se dé todo el movimiento

necesario a la manivela de Vuelta ó de Cremallera; es entonces cuando la corriente va a dar a las líneas de disparo en casi todo su amperaje y voltaje.

INSTRUMENTOS DE PRUEBA.

a) Galvanómetro para voladuras.

Este instrumento tiene una pila especial de cloruro de plata que proporciona la corriente necesaria para mover una manecilla en una escala graduada. La pila y las partes mecánicas están encerradas en una caja de pasta la cual está provista de dos bornes de contacto. Sirve para probar los estopines eléctricos individuales y también para determinar si un circuito de voladura está cerrado ó no y si está en condiciones para el disparo; además sirve para localizar los alambres rotos, las conexiones defectuosas y los cortos circuitos, así como para medir la resistencia aproximada de un circuito.

b) Voltiohmetro para voladuras.

Este instrumento es una combinación del voltímetro y del óhmetro, que sirve para descubrir la presencia de corrientes extrañas, para la lectura de voltaje de las líneas y para medir la resistencia de los circuitos de voladura.

c) Reostato.

Este instrumento se usa para probar la eficiencia de las máquinas explosoras de cremallera.

VOLADURAS.

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 la obra. Usualmente los resultados óptimos en voladuras se adquieren a través de la experiencia.

Un corte puede atacarse tronando parte de él, como si se tratara de una cantera de frente angosto, disparando varias hileras de barrenos al mismo tiempo (Fig. 1). Para este caso la profundidad P debe exceder, aproximadamente, 30 centímetros, la profundidad del corte.

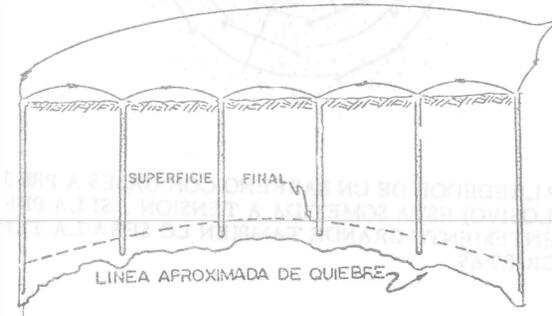
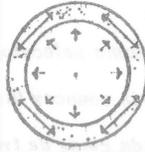
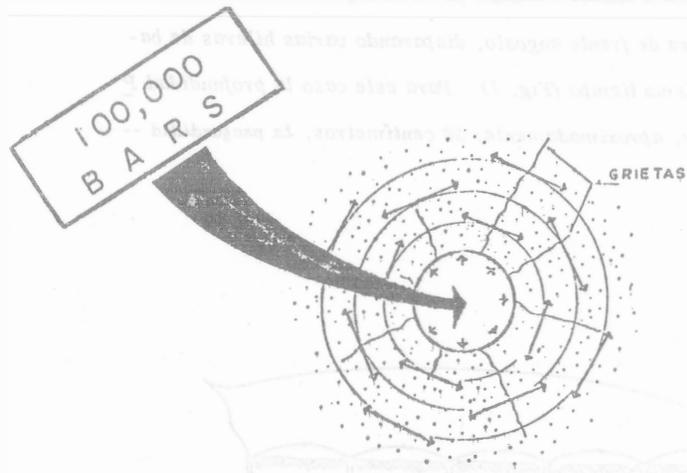


Figura 1



LAS PAREDES DE UN TUBO DE ACERO SOMETIDA A PRESION INTERNA, ESTAN SOMETIDAS A TENSION



LA ROCA ALREDEDOR DE UN BARRIENO CON GASES A PRESION (DEL EXPLOSIVO) ESTA SOMETIDA A TENSION. SI LA PRESION ES SUFICIENTEMENTE GRANDE TAMBIEN LO SI'RA LA TENSION Y HABRA GRIETAS

Para barrenación corta es recomendable los barrenos de $1\frac{1}{2}$ " (3.81 - cm) de diametro en donde el pueble no debe pasar de la mitad del barreno. El consumo de dinamita gelatina 40% en este tipo de barrenación es de 0.5 a 0.6 Kg/m³ de roca.

En la construcción de terracerías en laderas deberá utilizarse los escombros ó rezagas del corte para completar la cama deseada, como se indica en la Fig. 2. Tanto en este caso como en los otros es recomendable efectuar una sola tronada del corte utilizando el sistema Mark V ó de los milisegundos, pues con él se obtiene una mejor fragmentación, control de proyección, menor vibración y, con ello, mayor seguridad. Los resultados con el sistema Mark V son sorprendentes; con la práctica puede dominarse una voladura.



Figura 2.

Los siguientes ejemplos ilustran lo anterior.

Método para reducir la vibración:



Para bancos comprendidos entre 8 y 15 metros de altura es recomendable disparar de 2 a 5 hileras de pozos simultánea - - mente con el objeto de desprender suficiente material y aumentar la fragmentación.

La plantilla más sencilla para una voladura de varias hileras, lateralmente limitadas, es la que se muestra en la figura 3.

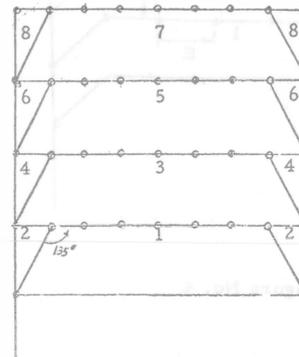


Figura No. 3

Todos los barrenos por hilera, excepto los de esquinas, se inician con un mismo número de retardo, con lo que, en el momento de la detonación, cada barreno tiene rotura libre. Esto no sería posible si los barrenos de 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 desfavorable. Este tipo de encendido exige el doble de intervalos que 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 de la figura 3.

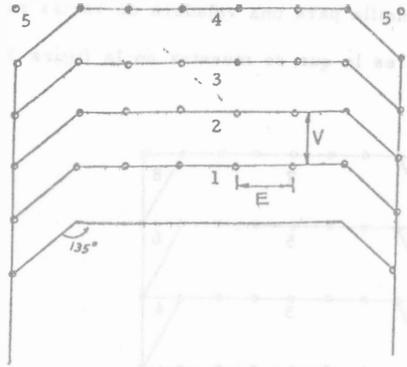


Figura No. 4

La plantilla anterior, se puede modificar como se muestra en la figura 4 en la cual todos los barrenos de la hilera, a excepción de los de esquina, se encienden con el mismo intervalo que los barrenos de esquina de la hilera anterior. Con este arreglo, se usa un menor número de intervalos en los estopines.

Otro tipo de plantilla sería como la mostrada en la figura 5, la cual es adecuada para una mayor fragmentación, un mejor acabado en las paredes y una rezaga más concentrada, aunque presenta malas condiciones para el desprendimiento de la parte central, pues después del encendido del retardo Núm. 1 que tiene la rotura libre; salen los dos barrenos de ambos lados de la misma hilera con el retardo núm. 2, así como este mismo, lo que dá como resultado que el barreno de la segunda hilera se pueda adelantar a los de enfrente, quedándose encerrado en el momento de encendido y efectuando una voladura defectuosa.

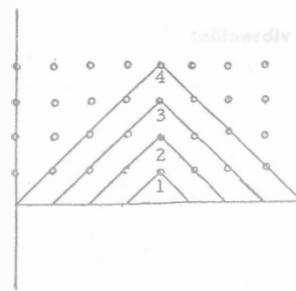


Figura No. 5

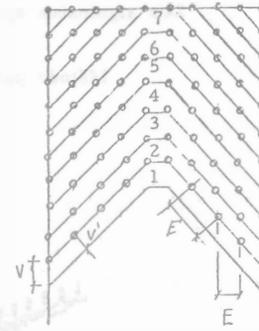


Figura No. 6

Para evitar lo anterior, se utiliza una plantilla como la mostrada en la figura 6.

Los dos barrenos que están ligeramente más comprimidos que los otros, se han dispuesto en la hilera de modo que, el desgarramiento en sus alrededores, no afecte al contorno final de la pared acabada.

Además, se debe tomar en cuenta la gran importancia que tiene la relación pata-espaciamento para la fragmentación; en la figura 6 así como en la 5 se tiene que, en comparación con la figura 4

$$E' = E \times \sqrt{2}, \quad V' = V / \sqrt{2}$$

por lo que, igualando términos, $\frac{E'}{V'} = \frac{2E}{V}$ lo cual es favorable para la fragmentación; ésto queda más claro si se toman en cuenta las ilustraciones de las figuras 7 y 7A, las cuales fueron determinadas experimentalmente.

DISEÑO DE UNA VOLADURA

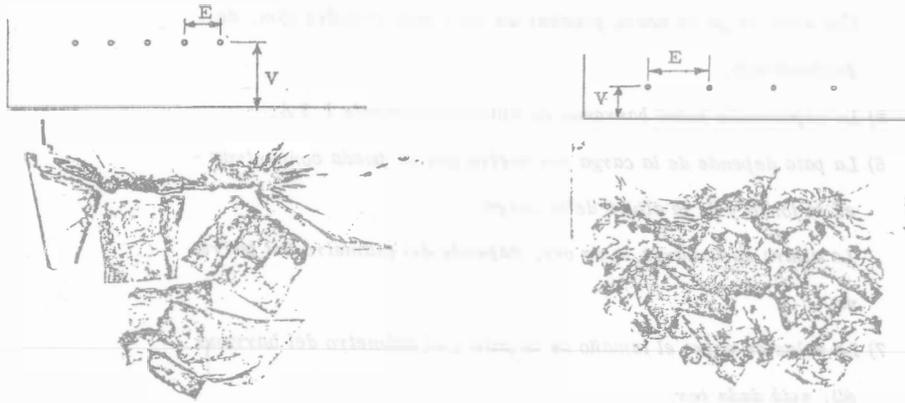


Fig. 7

Fig. 7-A

Donde se ve claramente que al aumentar la relación E/V , aumenta la fragmentación

Por otro lado se tiene que, como se vió anteriormente hablando de los ángulos característicos, el encendido de hileras oblicuas al eje de la voladura implica que la proyección que tiene lugar en ángulos rectos con las hileras de encendido, no sea normal al frente, sino según el ángulo de 45° con la prolongación del eje. Esto reduce la proyección y consecuentemente, se tienen posibilidades para una carga de explosivos más potente, una mejor fragmentación y un producto más concentrado que facilitará la rezaga.

Es importante hacer notar que todas las cifras anotadas son aproximadas y se intentan solamente como una guía general, y como una base para comenzar a hacer pruebas en cada caso especial.

CONSUMO DE EXPLOSIVOS.

Este debe determinarse en cada caso por medio de pruebas.

Para facilitar las pruebas se parte de las siguientes reglas:

- 1) La carga por metro cúbico de roca fragmentada, será la misma, independientemente del tamaño de la prueba.
- 2) La carga específica necesaria para una voladura es al rededor de 0.4 kg/m^3 . (puede variar de 0.2 a 0.6 kg/m^3)
- 3) La carga del fondo del barreno debe ser 2.7 veces mayor que la carga de la columna

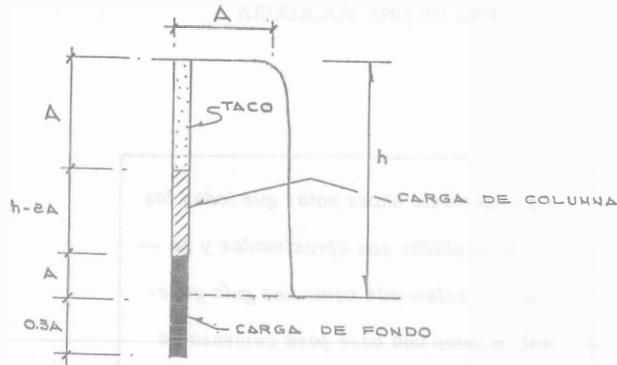
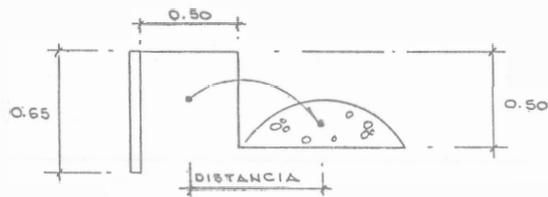


Figura 8.

y se distribuirá de acuerdo con la figura 8.

4) Un buen procedimiento para hacer pruebas consistente en volar -- barrenos de 0.50 m. de profundidad y 0.50 m. de pata. Se repite varias veces el procedimiento, aumentando la carga hasta que sea suficientemente grande para fracturar la pata.

Si el centro de gravedad de la roca es lanzado hacia el frente de 0 a 1m. se dice que la carga es la correcta. Lanzamientos mayores de la roca, a 2, 4, 6 y 8ms, indican excesos de carga de 10, - 20, 30 y 40% respectivamente.



Con esta carga se hacen pruebas un poco más grandes (5m. de profundidad),

- 5) La separación entre barrenos es aproximadamente 1.3 A.
- 6) La pata depende de la carga por metro que se pueda concentrar en el fondo y de la altura de la carga.

La altura de la carga, a su vez, depende del diámetro del barreno.

- 7) La relación entre el tamaño de la pata y el diámetro del barreno (d), está dada por:

$$A = 40 d.$$

- 8) La relación del diámetro a la altura del banco es de 0.005 a 0.0125.

- 9) Para voladuras de filas múltiples, conviene reducir la distancia entre barrenos, después del frontal según:

$$A_1 = A - 0.05 h.$$

- 10) El consumo específico para barrenos múltiples es 20% menos que el de un solo barreno.

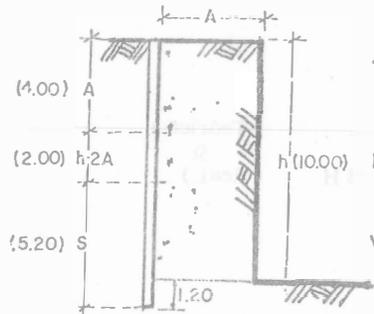
- 11) El peso volumétrico de la dinamita extra 40% ó gelatina 60% es de 1.0 a 1.4 kg/dm³.

PROBLEMA:

$\phi = 4" = 0.10 \text{ m.}$

CARGA ESPECIFICA: 0.35 Kg/ m³

DINAMITA EXTRA 40%



$A = 40 \times 0.1 = 4.00 \text{ m.}$

$S = 1.3A = 1.3 \times 4.00 = 5.20 \text{ m.}$

$h = \frac{0.1}{0.01} = 10.00 \text{ m.}$

$V = 4.00 \times 5.20 \times 10.00 = 208 \text{ m}^3$

$208 \times 0.35 = 72.8 \text{ Kg de explosivos}$

$c.c. = 72.8 \div 3.7 = 19.68$

$c.f. = 19.67 \times 2.7 = 53.12$

$\frac{53.12}{72.80}$

$L.c.f. = \frac{53.12}{10.458} = 5.08 \leq 5.20$

$L.c.c. = \frac{19.68}{10.458} = 1.88 \leq 2.00$

DINAMITAS			AGENTES EXPLOSIVOS		
Gelatina Extra	40 %	1.57	"Mexamon"	SP	0.61
	60 %	1.44		SP-LD	0.70
	75 %	1.39			
Dinamita Extra	40 %	1.29	"Mexamon"	C	0.85
	60 %			C-LD	0.64
Dinamita Esp.	45 %	1.23			
Gelamex	No. 1	1.28	Supr "Mexamon"	D	0.65
	No. 2	1.16			
Gelatina Alta Velocidad Geomex	60 %	1.47	NA-AC		0.80
Deramex	6	1.00			
Dinamex	A	1.23			
Total		1.60			

DENSIDADES DE EXPLOSIVOS

N O R M A R E V
HOJA DE 27

DENSIDADES DE CARGA DE EXPLOSIVOS

DIAMETRO		VOLUMEN		KILOS POR METRO LINEAL DE COLUMNA PARA UNA DENSIDAD DADA															
PULGADAS	CMS.	CM ³ /M.L.	.50 Grs. por cm.3	.65 Grs. por cm.3	.70 Grs. por cm.3	.80 Grs. por cm.3	.85 Grs. por cm.3	1.00 Grs. por cm.3	1.16 Grs. por cm.3	1.23 Grs. por cm.3	1.28 Grs. por cm.3	1.29 Grs. por cm.3	1.39 Grs. por cm.3	1.44 Grs. por cm.3	1.47 Grs. por cm.3	1.57 Grs. por cm.3	1.60 Grs. por cm.3		
7/8	2.22	387.08	.194	.252	.271	.310	.329	.387	.449	.476	.495	.499	.538	.557	.569	.608	.619		
1	2.54	506.71	.253	.329	.355	.405	.431	.507	.588	.623	.649	.654	.704	.730	.745	.796	.811		
1 1/4	3.18	794.23	.397	.516	.556	.635	.675	.794	.921	.977	1.017	1.025	1.104	1.144	1.168	1.247	1.271		
1 1/2	3.81	1140.09	.570	.741	.798	.912	.969	1.140	1.323	1.402	1.459	1.471	1.585	1.642	1.676	1.790	1.824		
1 3/4	4.45	1555.29	.778	1.011	1.089	1.244	1.322	1.555	1.804	1.913	1.991	2.006	2.162	2.240	2.286	2.442	2.488		
2	5.08	2026.83	1.015	1.317	1.419	1.621	1.723	2.027	2.351	2.493	2.594	2.615	2.817	2.919	2.979	3.182	3.243		
2 1/2	6.35	3166.93	1.583	2.059	2.217	2.534	2.692	3.167	3.674	3.895	4.054	4.085	4.402	4.560	4.655	4.972	5.067		
3	7.62	4560.38	2.280	2.964	3.192	3.648	3.876	4.560	5.290	5.609	5.837	5.883	6.339	6.567	6.704	7.160	7.297		
3 1/2	8.85	6207.18	3.104	4.035	4.345	4.968	5.276	6.207	7.200	7.655	7.945	8.007	8.628	8.938	9.125	9.745	9.931		
4	10.16	8107.34	4.054	5.270	5.675	6.486	6.891	8.107	9.405	9.972	10.377	10.458	11.269	11.675	11.918	12.723	12.972		
4 1/2	11.43	10260.85	5.130	6.670	7.183	8.209	8.722	10.261	11.903	12.621	13.134	13.236	14.263	14.776	15.083	16.110	16.417		
5	12.70	12667.72	6.334	8.234	8.867	10.134	10.768	12.668	14.695	15.581	16.215	16.341	17.608	18.242	18.622	19.888	20.268		
5 1/2	13.97	15327.94	7.664	9.963	10.730	12.262	13.029	15.328	17.780	18.853	19.620	19.773	21.306	22.072	22.532	24.065	24.525		
6	15.24	18241.51	9.121	11.857	12.769	14.593	15.505	18.242	21.160	22.437	23.349	23.532	25.356	26.268	26.815	28.639	29.186		
6 1/2	16.51	21408.44	10.704	13.915	14.986	17.127	18.197	21.408	24.834	26.332	27.403	27.617	29.758	30.828	31.470	33.611	34.254		
7	17.78	24828.72	12.414	16.139	17.380	19.863	21.104	24.829	28.801	30.539	31.781	32.029	34.512	35.753	36.498	38.891	39.726		
7 1/2	19.05	28502.36	14.251	18.527	19.952	22.802	24.227	28.502	33.063	35.058	36.483	36.768	39.616	41.041	41.898	44.749	45.604		
8	20.32	32429.35	16.215	21.079	22.701	25.943	27.565	32.429	37.618	39.808	41.510	41.834	45.077	46.698	47.671	50.914	51.887		
8 1/2	21.59	36609.70	18.305	23.796	25.627	29.288	31.118	36.610	42.467	45.030	46.860	47.227	50.887	52.718	53.816	57.477	58.576		
9	22.86	41043.40	20.522	26.678	28.730	32.835	34.887	41.043	47.610	50.483	52.535	52.946	57.050	59.102	60.334	64.438	65.669		
10	25.40	50570.87	25.335	32.936	35.470	40.537	43.070	50.671	58.778	62.325	64.859	65.363	70.433	72.966	74.486	79.553	81.073		
11	27.94	61311.75	30.656	39.653	42.918	49.049	52.115	61.312	71.122	75.413	78.479	79.092	85.223	88.289	90.128	95.259	98.099		
12	30.48	72966.05	36.463	47.428	51.076	58.373	62.021	72.966	84.641	89.748	93.397	94.126	101.423	105.071	107.260	114.557	116.746		

CALCULO DE UNA VOLADURA POR EL METODO SUECO (OVERBURDEN)

Formulas:

Carga de fondo:

$$q_f = 0.001 d^2 \text{ Kg/m} \quad (\text{d en mm})$$

Carga de Columna

$$q_c = 0.4 q_f$$

Patra o Berm:

$$V_T = 45 d \quad (\text{Teórica})$$

$$V_R = A_f - 0.05 - 0.03 H \quad (\text{Real})$$

Ejemplo:

$$d = 4''$$

$$H = 10 \text{ m}$$

$$V_f = 45 \times 0.01 = 4.50$$

$$V_R = 4.50 - 0.1 - 0.3 \times 10 =$$

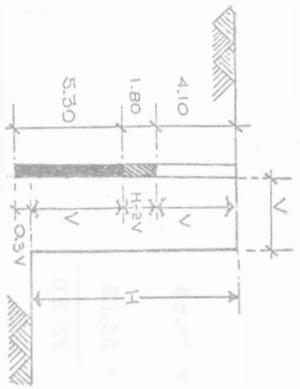
$$V_R = 4.10 \text{ m.}$$

$$q_f = 0.001 \times 100^2 = 10 \text{ Kg/m}$$

$$C_f = 10 \times 5.30 = 53 \text{ Kg.}$$

$$q_c = 0.4 \times 10 = 4 \text{ Kg/m.}$$

$$C_c = 4 \times 1.8 = 7.2 \text{ Kg.}$$



VOLADURAS CONTROLADAS.

Los consumidores de explosivos han buscado y ensayado muchas maneras para reducir el exceso de rompimiento ó sobreexcavación de las voladuras. Por razones de seguridad, el rompimiento excesivo es inconveniente tratándose de taludes, bancos, frentes ó 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, todas 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 fué el único procedimiento utilizado para controlar el rompimiento excesivo. La Barrenación en Línea ó 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.

Estos procedimientos difieren del principio de la Barrenación en Línea, asencialmente, en que algunos ó 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.

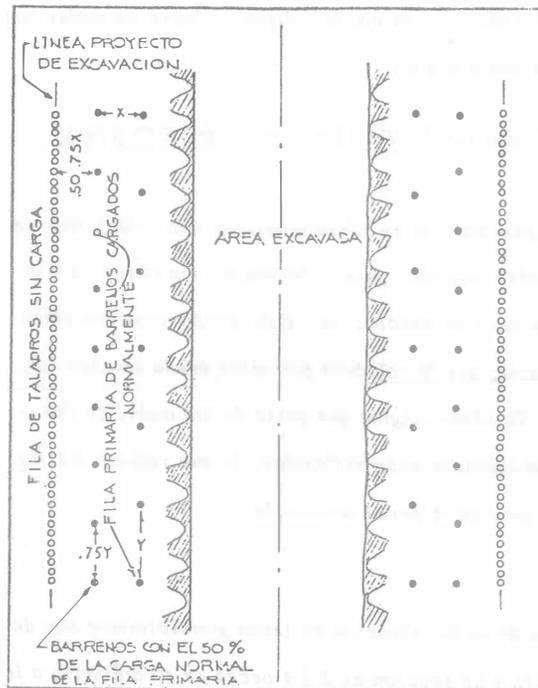
BARRENACION EN LINEA, DE LIMITE O DE COSTURA.Principio.

La Voladura con Barrenación en Línea involucra una sola hilera de barrenos de diámetro pequeño, poco espaciados, sin cargar y a lo largo de la línea misma de excavación. Esto proporciona 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 trituration y las tensiones en la pared terminada.

Aplicación.

Las perforaciones de la Barrenación en Línea generalmente son de 2" a 3" de diámetro y se separan de 2 ó 4 veces de su diámetro a lo largo de la línea de excavación. Los barrenos mayores de 3" se usan poco con 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 2" a 3" de diámetro las profundidades mayores a 9 metros son raramente satisfactorias.



Plantilla Típica del Procedimiento de Barrenación en línea.

Figura 8 A

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.

Los mejores resultados con la Barrenación en Línea se obtienen en formaciones homogéneas en donde los planos de estratificación, jun-

tas 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 descrita posteriormente.

VOLADURAS AMORTIGUADAS.

PRINCIPIO

La Voladura Amortiguada a veces denominada como voladura para recortar, lajear ó 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 al 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.

TABLA III

CARGAS Y PLANTILLAS PROPUESTAS PARA VOLADURAS
AMORTIGUADAS.

DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS	ESPACIAMIENTO EN (1) PIES	BERMA EN PIES (1)	CARGA EXPLOSIVA EN LIBRAS/PIE (2)
2 - 2 $\frac{1}{2}$	3	4	0.08 - 0.25
3 - 3 $\frac{1}{2}$	4	5	0.13 - 0.50
4 - 4 $\frac{1}{2}$	5	6	0.75 - 0.75
5 - 5 $\frac{1}{2}$	6	7	0.75 - 1.00
6 - 6 $\frac{1}{2}$	7	9	1.00 - 1.59

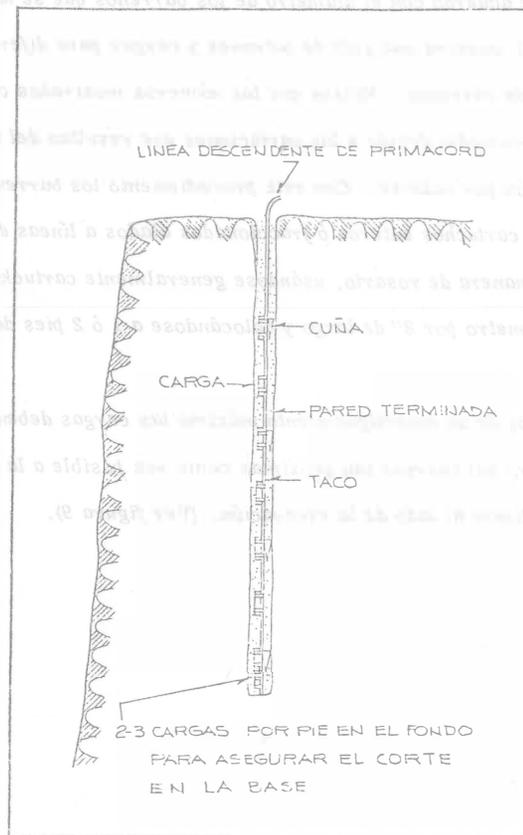
(1). - Dependen de la naturaleza de la roca.
Las cifras anotadas son promedios.

(2). - El diámetro del cartucho deberá ser
igual ó menor que la mitad del diámetro del barreno.

Trabajos a cielo abierto. - El banco ó berma y el espaciamiento -- variarán de acuerdo con el diámetro de los barrenos que se hagan. - La Tabla III 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 por volarse. Con este procedimiento los barrenos se cargan con cartuchos enteros ó fraccionados atados a líneas de Primacord a manera de rosario, usándose generalmente cartuchos de 1 $\frac{1}{2}$ " de diámetro por 8" de largo y colocándose a 1 ó 2 pies de separación.

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. (Ver figura 9).

Figura 9



COLOCACIÓN DE LAS CARGAS DE EXPLOSIIVO 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 ó en esquinas, se requiere menores espaciamientos que cuando vuela una sección recta. Pueden también utilizarse ventajosamente tablados-guía cuando se vuelan caras no lineales. En esquinas a 90°, una combinación de varios procedimientos para voladuras controladas, dará mejores resultados que la voladura amortiguada simple. (Veáse la Figura 10)

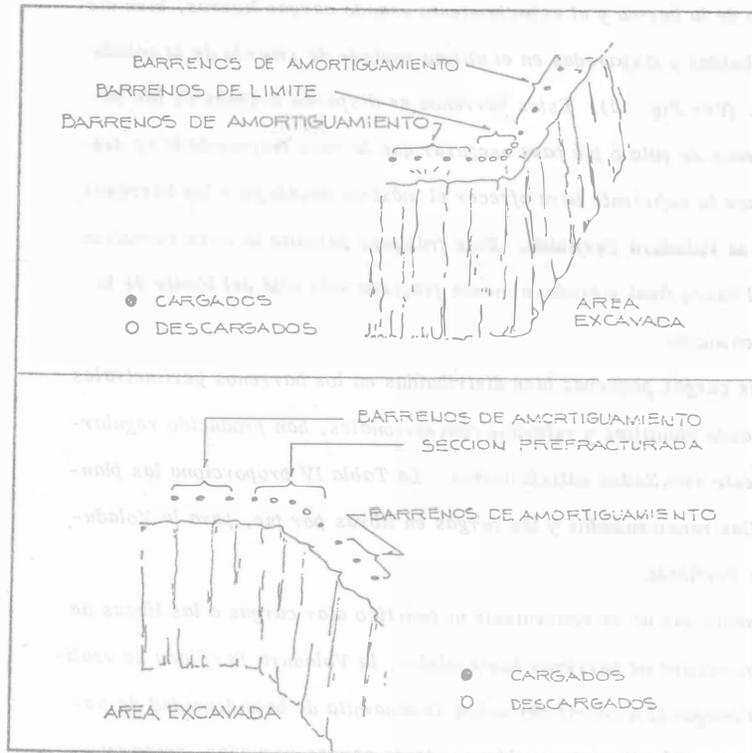
VENTAJAS.

La voladura Amortiguada ofrece ciertas ventajas, tales como:

Mayores espaciamientos entre barrenos para reducir los costos de perforación.

Mejores resultados en formaciones no consolidadas.

Figura 10. VOLADURAS AMORTIGUADAS EN FRENTES,
EN ESQUINA, O EN RINCON



El mejor alineamiento obtenido con barrenos de gran diámetro permite perforar barrenos más profundos.

VOLADURAS PERFILADAS O DE AFINE.

PRINCIPIO.

Puesto que el uso de este método en trabajos a descubierto es prácticamente idéntico a los de la Voladura Amortiguada, se tratará sobre su aplicación solamente en trabajos subterráneos.

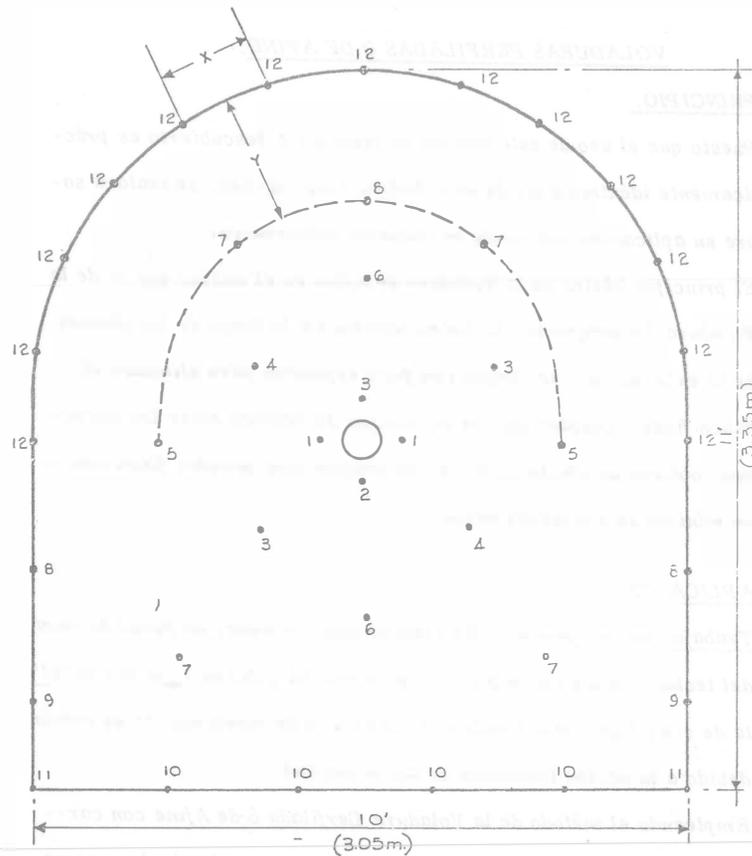
El principio básico de la Voladura de Afine es el mismo que el de la Voladura Amortiguada: Se hacen barrenos a lo largo de los límites de la excavación y se cargan con poco explosivo para eliminar el banco final. Disparando con un mínimo de retardo entre los barrenos, obtiene un efecto cortante que proporciona paredes lisas con un mínimo de sobreexcavación.

APLICACION.

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 de las voladuras.

Empleando el método de la Voladura Perfilada ó 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.

Figura 11.



PLANTILLA TÍPICA PARA EXPLOSIONES
RETARDADAS EN GALERÍAS DE AVANCE

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 el espaciamiento usando cargas ligeras, bien distribuidas y disparadas en el último período de retardo de la voladura. (Ver Fig. 11). Estos barrenos se disparan después de los barrenos de pata ó pié 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.

Las cargas pequeñas bien distribuidas en los barrenos perimetrales usando plantillas y retardos convencionales, han producido regularmente resultados satisfactorios. La Tabla IV proporciona las plantillas recomendadas y las cargas en libras por pie, para la Voladura Perfilada.

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 dinamita de baja densidad de pequeños diámetros para obtener, tanto cargas pequeñas, como su buena distribución a lo largo del barreno.

VENTAJAS.

La voladura Perfilada ó de Afine ofrece dos ventajas principales:

Reduce el rompimiento excesivo que produce los métodos convencionales.

Requiere menos ademe.

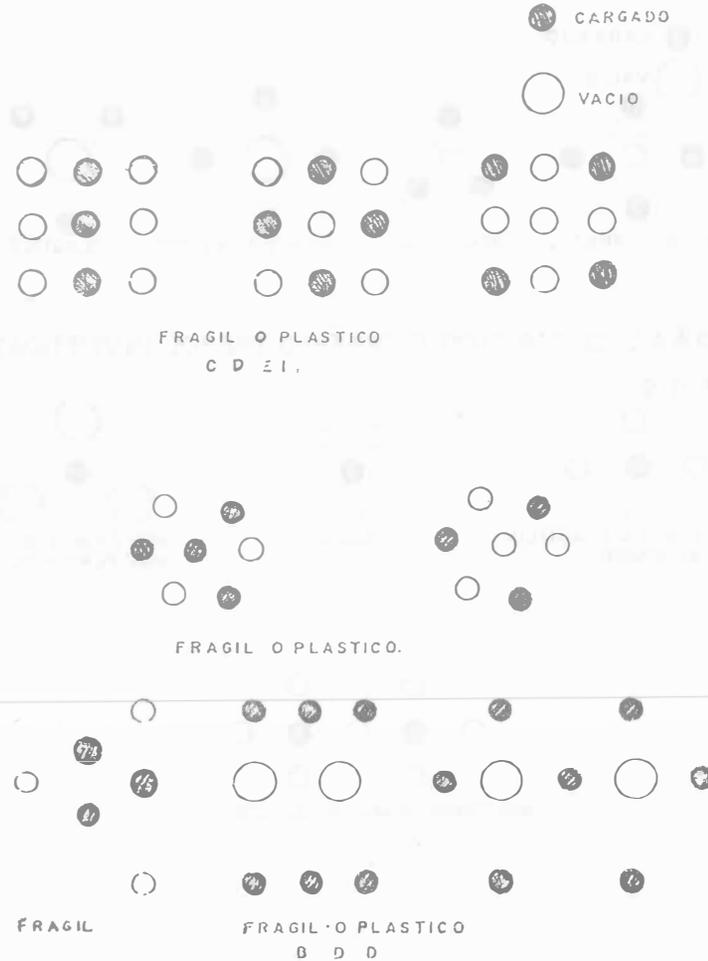
TABLA IV.

VOLADURA PERFILADA.

DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS.	ESPACIAMIENTO EN (1) PIES	BERMA EN PIES (1)	CARGA EXPLOSIVA LIBRAS/PIE (1)
$1 \frac{1}{2} - 1 \frac{3}{4}$	2	3	0.12 - 0.25
2	$2 \frac{1}{2}$	$3 \frac{1}{2}$	0.12 - 0.25

(1). - *Dependen de la naturaleza de la roca.*
Las cifras anotadas son - promedios.

CUÑA QUEMADA CUADRADA O RECTANGULAR

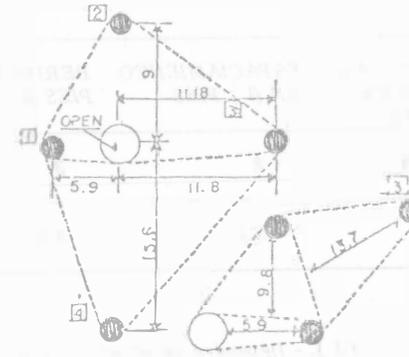


CUÑA QUEMADA TIPO REDONDO O TREFOL

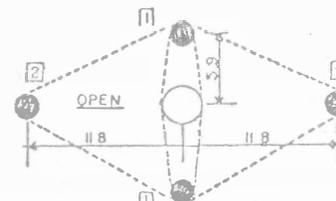


CUÑA QUEMADA TIPO REDONDO O TREFOL INVERTIDAS

FIG:9



CUÑA QUEMADA CONCENTRICA



CUÑA QUEMADA SIMETRICA DE UN SOLO BARRENO

NOTA: LA DISTANCIA DEPENDE DE LA CLASE DE ROCA Y DEL TIPO DE EXPLOSIVOS

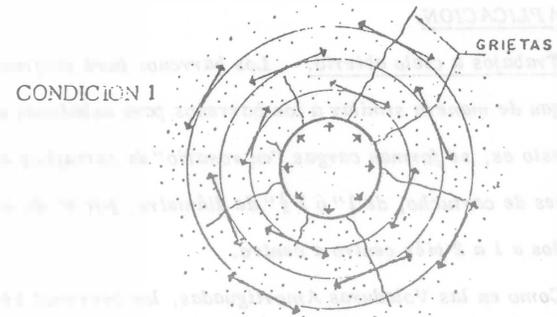
PREFRACTURADO

PRINCIPIO.

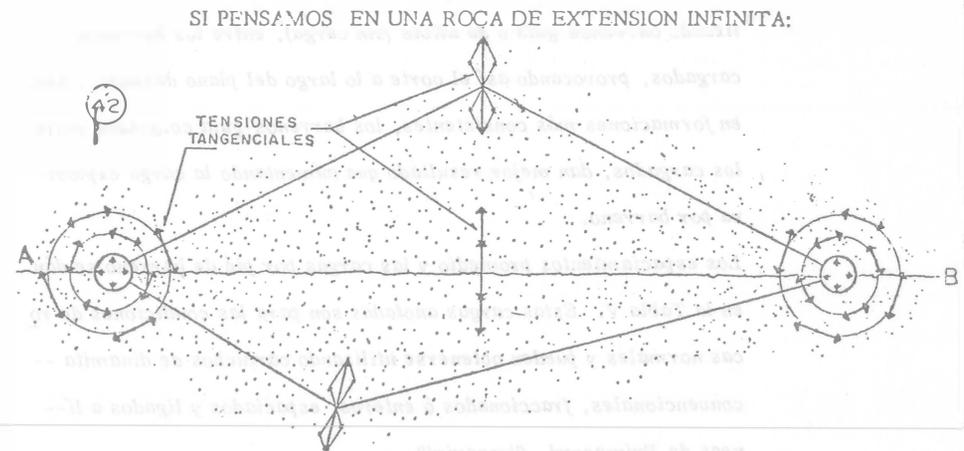
El Prefracturado, también llamado Precortado ó Pre-ranurado comprende una fila de barrenos a lo largo de la línea de excavación. Los barrenos son generalmente del mismo diámetro (2" - 4") y en la mayoría de los casos, todos cargados. El Prefracturado difiere de la Barrenación en Línea, de la Voladura 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 prefraqueurado 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 (Ver Fig. 12). Con cargas y espaciamientos adecuados, 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 no produce sobreexcavación.

El plano prefraqueurado refleja parte de las ondas de choque procedentes de las voladuras principales inmediatamente posteriores, impidiendo que sean transmitidas a la pared 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.



LA ROCA, ALREDEDOR DE UN BARRENO CON GASES A PRESION (DEL EXPLOSIVO) ESTA SOMETIDA A TENSION



DOS BARRENOS, COMO EL DE LA CONDICION 1, TRONADOS SIMULTANEAMENTE, SUMARAN LAS TENSIONES A LA ROCA, ESPECIALMENTE EN EL PLANO QUE LOS UNE (A-B) YA QUE, ADEMAS DE SER EL PLANO DE MENOR RESISTENCIA, ES EL LUGAR GEOMETRICO DE LA MAXIMA SUMA DE LAS TENSIONES.

FIG. 12

APLICACION.

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 ó partes de cartucho, de 1" ó 1 ½" de diámetro, por 8" de largo, espaciados a 1 a 2 piés centro a centro.

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 a Conectores Primacord MS.

En roca sin consolidación alguna, los resultados se mejorarán utilizando barrenos-guía ó 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 pié de barreno se dan en la Tabla V. Estas cargas anotadas son para las condiciones de rocas normales y pueden obtenerse utilizando cartuchos de dinamita convencionales, fraccionados ó enteros, espaciados y ligados a líneas de Primacord, ("rosario").

La profundidad que puede prefracturarse de una sola vez, nuevamente depende 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 piés.

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 (Ver Fig. 13) 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 corre un menor -- riesgo que si se dispara el total de la línea de excavación antes de avanzar con las voladuras principales.

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. (Ver Fig. 14).

VENTAJAS.

El Prefracturado ofrece las siguientes ventajas:

Aumento en el espaciamiento de los barrenos--reducción de costos de barrenación.

No es necesario regresar a volar taludes ó paredes después de la ex-

TABLA V

CARGAS Y ESPACIAMIENTOS PROPUESTOS PARA
EL PREFRACTURADO.

DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS.	CARGA EXPLOSIVA EN LBS./PIE (1)(2)	ESPACIAMIENTO EN PIES (1)
$1 \frac{1}{2} - 1 \frac{3}{4}$	0.08 - 0.25	$1 - \frac{1}{2}$
$2 - 2 \frac{1}{2}$	0.08 - 0.25	$1 \frac{1}{2} - 2$
$3 - 3 \frac{1}{2}$	0.13 - 0.50	$1 \frac{1}{2} - 3$
4	0.25 - 0.75	2 - 4

(1) .- Dependen de la naturaleza de la roca.

(2) .- El diámetro del cartucho debe ser igual
ó menor que la mitad del diámetro del
barreno.

NOTA: PRINCIPIO DE PREFRACTURADO
Si los Barrenos están sobrecargados, la zona
de fractura se extenderá hacia los lados y
aún más allá de la zona de tensión.

Figura 13.



FIGURA 14



PROCEDIMIENTO

DE EXPLOSIONES RETRASADAS DURANTE LA VOLADURA PRINCIPAL EN EL PREFRACTURADO

cavación principal.

CARGA Y ACARREO.

A distancia corta para pedraplenes. Normalmente se usan tractores, pues sirven también para acomodar la roca. Esto ya se vió también en este curso.

A distancia corta para alimentar otra máquina (quebradora).

Se usó durante mucho tiempo pala y camiones. Con el perfeccionamiento de los cargadores frontales, especialmente los de neumáticos, estos han ido desplazando a las palas y camiones, haciendo ellos mismos las dos operaciones.

Los cargadores frontales también ya fueron vistos en este curso, sin embargo haremos un análisis de producción y veremos algunos puntos importantes relativos a un cargador frontal en una planta de trituración.

ESTUDIO DE PRODUCCION PARA CARGADOR FRONTAL
 Marca MICHIGAN, modelo 175-III, CON CUCHARON DE
 5.5 Yds. 3 A UNA DISTANCIA DE 550' CARGANDO ROCA CALIZA.

Cálculo del ciclo de carga y acarreo.

Carga y descarga (constante) .500'

Acarreo.

Cargado a 550' - a 9.95 MPH
 (velocidad 2a. y 3a.)

$\frac{550}{9.95 \times 88}$.628'

Vacio a 550' - a 17.85 MPH
 (velocidad 3a. y 4a.)

Total del ciclo $\frac{.350'}{1.394'}$

1.394' por ciclo entre 50' = 35.87 ciclos.

2.671 peso del material por Y3.

5.50 yardas el cucharón = 14690 lbs.

$$\frac{50'}{1.394} \times \frac{2.671 \times 5.50}{2000} = 263 \text{ tons.}$$

263 tons hora x 8 hrs. = 2104 tons.

2104 tons. x .9078 tons. met. = 1910 tons.métricos.

INDICACIONES UTILES PARA CARGA Y ACARREO CON CARGADOR FRONTAL DE NEUMATICOS EN UNA PLANTA DE -- TRITURACION.

1) Localización de la planta:

Lo más cerca posible, generalmente a unos 45 m. del banco.

2) Los caminos deben estar bien conservados, tener pocas curvas.

Sus pendientes máximas deben ser 10% y en rampas cortas 20%.
de más de 5% reduzca la producción en 2% / 1%

3) Llantas.

Estas representan el mayor renglón de costos, es necesario vigilarlas.

4) Cucharones y dientes.

El cucharón debe ser considerado como artículo de desgaste.

Salvo que el material sea poco común en peso, en contenido de finos, ó en características de carga el cucharón sugerido por el fabricante será la solución más adecuada.

Si no son necesarios los dientes en el cucharón para excavar, no los use puesto que el material tiende a escaparse entre los dientes estropeando el camino de acarreo.

CARGA Y ACARREO A DISTANCIAS LARGAS.

La carga de roca representa el mismo problema que en el caso anterior, y ya se vieron las ventajas del cargador frontal, el acarreo de roca solamente es económico en camiones especiales para ello, como son tipo Euclid.

CANTIDADES DE AIRE COMPRIMIDO QUE REQUIEREN LOS EQUIPOS Y HERRAMIENTAS NEUMATICAS (Continuación)

Equipos ó herramientas	Capacidad ó tamaño		Consumo de aire cfm
	Peso lb.	Profundidad del agujero, ft.	
Martillos perforadores	10	0-2	15-25
	15	0-2	20-35
	25	2-8	30-50
	35	8-12	55-75
	45	12-16	80-100
	55	16-24	90-100
	75	8-24	150-175
Martillos para romper pavimentos	35 lb		30-35
	60 lb		40-45
	80 lb		50-50
Martillo neumático de remachar	Remache de 5/8 pulg		25-30
	Remache de 3/4 pulg		30-35
	Remache de 7/8 pulg		35-40
	Remache de 1 1/8 pulg		40-45
	Remache de 1 1/4 pulg		40-45
Sierras: Circular De cadena Alternativa	Hoja de 12 pulg.		40-60
	Hoja de 18-30 pulg.		85-95
	Hoja de 36 pulg.		135-150
	Hoja de 48 pulg.		150-160
Pistolas atomizadoras	Ligeras		2-3
	Medianas		8-15
	Pesadas		14-30
Bomba para lodos	1 etapa, tir. de 10-40 ft		80-90
	1 etapa, tir. de 100-150 ft		150-170
	2 etapas, tir. de 100-150 ft		160-180
Apisonadores, tierra	35 lb.		30-35
	60 lb		40-45
	80 lb		50-60
Taladros de vagoneta	Piston de 3 pulg.		150-175
	Piston de 3 1/2 pulg.		180-210

CANTIDADES DE AIRE COMPRIMIDO QUE REQUIEREN LOS EQUIPOS Y HERRAMIENTAS NEUMATICAS.
(Presión neumática de 90 psi man.)

Equipos ó herramientas	Capacidad ó tamaño	Consumo de aire, cfm.
Martillos neumáticos	Ligeros	15-25
	Pesados	25-30
Excavadores de arcilla	Ligeros, 20 lb.	20-25
	Medianos, 25 lb.	25-30
	Pesados, 35 lb.	30-35
Vibradores de concreto	2 1/2 pulg. de diámetro de tubo.	20-30
	3 pulg. de diámetro de tubo.	40-50
	4 pulg. de diámetro de tubo.	45-55
	5 pulg. de diámetro de tubo.	75-85
Taladros ó perforadores	1 pulg. de diámetro	35-40
	1 pulg. de diámetro	50-75
	4 pulg. de diámetro	50-75
Malacates	Un tambor, 2000 lb. de ten.	200-220
	2 tambores, 2,400 lb. de ten.	250-260
Aprietaluercas neumático de percusión.	Tuerca de 5/8 pulg.	15-20
	Tuerca de 3/4 pulg.	30-40
	Tuerca de 1 1/4 pulg.	60-70
	Tuerca de 1 1/2 pulg.	70-80
	Tuerca de 1 3/4 pulg.	80-90

LONGITUD EQUIVALENTE EN PIES DE TUBO, PESO NORMAL, CON PERDIDAS DE PRESION SEMEJANTES A LAS CONEXIONES ATORNILLADAS.

Tamaño nominal del tubo pulg.	Válvula de compuerta	Válvula Eléctrica	Válvula Angular	Codo amplio a través de una T estándar	Codo Estándar ó a través de una T	Salida normal de una T
1/2	0.4	17.3	8.6	0.6	1.6	3.1
3/4	0.5	22.9	11.4	0.8	2.1	4.1
1	0.6	29.1	14.6	1.1	2.6	5.2
1 1/4	0.8	38.3	19.1	1.4	3.5	6.9
1 1/2	0.9	44.7	22.4	1.6	4.0	8.0
2	1.2	57.4	28.7	2.1	5.2	10.3
2 1/2	1.4	68.5	34.3	2.5	6.2	12.3
3	1.8	85.2	42.6	3.1	6.2	15.3
4	2.4	112.0	56.0	4.0	7.7	20.2
5	2.9	140.0	70.0	5.0	10.1	25.2
6	3.5	168.0	84.1	6.1	15.2	30.4
8	4.7	222.0	111.0	8.0	20.0	40.0
10	5.9	278.0	139.0	10.0	25.0	50.0
12	7.0	332.0	166.0	11.0	29.8	59.6

TAMAÑOS DE TUBO RECOMENDADOS PARA LA TRANSMISION DE AIRE COMPRIMIDO A UNA PRESION DE 80 A 125 PSI MANOMETRICAS.

Volumen de aire cfm	Tamaño nominal del tubo, pulg.				
	50-200	200-500	500-1,000	1,000-2,500	2,500-5,000
	Longitud de tubo, ft.				
30-60	1	1	1 1/4	1 1/2	1 3/4
60-100	1	1 1/4	1 1/4	2	2
100-200	1 1/4	1 1/2	2	2 1/2	2 1/2
200-500	2	2 1/2	3	3 1/2	3 1/2
500-1,000	2 1/2	3	3 1/2	4	4 1/2
1,000-2,000	2 1/2	4	4 1/2	5	6
2,000-4,000	3 1/2	5	6	8	8
4,000-8,000	6	8	8	10	10

TAMAÑOS DE MANGUERA RECOMENDADOS, EN PULGADAS, PARA LA TRANSMISION DE AIRE COMPRIMIDO A UNA PRESION DE 80 A 125 PSI MANOMETRICAS.

Volumen de aire cfm	Tipos de herramientas neumáticas	Longitud de manguera, ft.		
		0-25	25-50	50-200
0-15	Pistolas alomizadoras Taladros de 1/4 de pulgada Martillos neumáticos Aprietatuercas neumático de perc. de 3/8 de pulg.	5/16	3/8	1/2
15-30	Taladros de 5/16-1/2 pulg. Apretatuercas neumático de perc. de Martillos neumáticos Taladros para roca de 15 lb	3/8	1/2	1/2
30-60	Taladros de 5/8-1 pulgada Apretatuercas neumático de perc. de 3/4 de pulg. Pistolas para remachar Excavadores de arcilla Apisonadores de terraplén Vibradores de concreto, pequeños Herramientas para demolición ligera y medianas. Taladros de roca de 25 lb.	1/2	3/4	3/4
60-100	Taladros de 1-2 pulg. Apretatuercas neumático de perc. de 1 1/4-1 3/4 pulg. Trituradores pesados. Vibradores de concreto, grandes Bombas para lodos Taladros para roca de 35 a 55 lb. Herramientas para demolición, pesadas.	3/4	3/4	1
100-200	Matacales y grúas Arrastradores Taladros de vagoneta Taladros para roca de 75 lb.	1	1	1 1/4

TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS.

1. - Cualquier vehículo que esté transportando explosivos deberá estar marcado ó pintado ó 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; ó 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 ó 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, ó materiales semejantes.
3. - Los vehículos que transportan explosivos no deberán estar sobrecargados y en ningún caso se apilarán las cajas ó 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 ó 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 ó protegida con madera ó algún material no metálico.
6. - Los explosivos no deben de transportarse en remolques. Asimismo, a los vehículos que transporten explosivos 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 ó cajas de explosivos no deben aventarse ó dejarse caer al estarlos cargando, descargando ó acarreando, sino que deben depositarse cuidadosamente y almacenarse ó colocarse de tal manera que no

se deslicen, caigan ó muevan.

9. - Los motores de los vehículos que transportan explosivos deberán estar parados antes de cargar ó descargar los explosivos.

Las recomendaciones para el manejo de explosivos son las siguientes:

MANEJO DE EXPLOSIVOS.

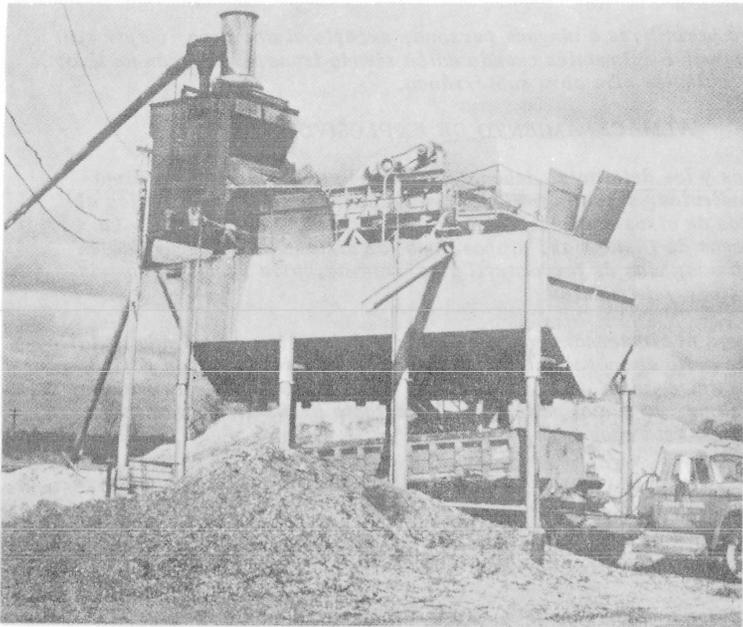
1. - Las cajas ó barriles que contengan explosivos deben levantarse y bajarse cuidadosamente sin deslizarlos uno sobre otro, ó dejarlos caer de un nivel al siguiente, ni manejarse bruscamente.
2. - Las cajas, latas, ó paquetes de explosivos no deben abrirse dentro de un almacén de explosivos ó arsenal, ni siquiera en un radio de 50 -- pies del almacén ó arsenal.
3. - Deben emplearse herramientas fabricadas con madera ó con algún otro material no metálico para abrir las cajas ó barriles ó cualesquier otra vasija en que se encuentre contenido un explosivo. Nunca deben emplearse herramientas metálicas.
4. - Los explosivos y detonantes que se les den a los obreros deberán colocarse en receptáculos aislados independientes, equipados con tapas -- construidas y sujetadas de tal manera que no se puedan abrir accidentalmente durante el transporte.
5. - No deberá permitirse a ninguna persona, excepto al operario, viajar con los explosivos ó detonantes cuando estén siendo transportados en un tiro, túnel, ó 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 resistentes al fuego, 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 dinamita debe estar construida de tal manera que se evite el congelamiento de la dinamita durante largos períodos de tiempo en climas fríos. Si la dinamita se congela, deberá descongelarse antes de utilizarla, ya que el peligro de que explote prematuramente es mucho mayor cuando está congelada.

ING. ALFREDO GUERRA GUAJARDO



Definimos como subbase y base a las capas sucesivas de material seleccionado que se construyen sobre la subrasante, cuya función es soportar las cargas rodantes y transmitir las a las terracerías, distribuyéndolas de manera que no se produzcan deformaciones perjudiciales en éstas.

Nuestro objetivo será señalar el procedimiento de construcción más apropiado en nuestro país, para la elaboración, transportación, tendido, afino y compactación de subbases y bases.

Desde el punto de vista de procedimientos de construcción, es indistinto referirse a la subbase o a la base, pues los procedimientos para construir una y otra son los mismos.

En México, las subbases y bases se construyen, en general, con un material seleccionado mezclado con: cemento natural y agua, cemento y agua, cal y agua, emulsión asfáltica, o asfalto fluxuado. Las más usuales son las construidas con un material seleccionado mezclado con cementante natural y agua, y aquéllas en las que el material seleccionado se mezcla con emulsión asfáltica.

Algunas veces, los pavimentos se diseñan con una capa de concreto asfáltico elaborada en planta estacionaria, a la que se llama base por construirse a todo lo ancho de la corona y por no usarse como superficie de rodamiento. No nos referiremos a este caso especial porque su estudio corresponde al capítulo de carpetas asfálticas elaboradas en planta estacionaria.

I.- OBTENCION Y TRATAMIENTO DE LOS INGREDIENTE PETREOS.

En nuestro país, los materiales pétreos para subbase y base se obtienen: en forma natural, por disgregado, por cribado, o por trituración y cribado. Los procesos para la obtención y el tratamiento de los ingredientes pétreos, no serán objeto de este estudio; sin embargo, sólo deseo insistir que para el caso de trituración el equipo que en la mayoría de los casos es el más conveniente, debe constar de conos y no de rodillos como anteriormente se venía usando en forma casi generalizada en el país.

II.- ELABORACION DE SUBBASE Y BASE.

La planta mezcladora de subbase y base constituye la herramienta más apropiada para realizar el mezclado de los materiales. A pesar de lo anterior, en México este mezclado todavía se hace, en la mayoría de los casos, utilizando motoconformadora.

Todos los tipos de subbase y base, exceptuando el que se construye con un material seleccionado mezclado con asfalto fluxuado, es muy conveniente -- procesarlos en plantas mezcladoras de subbase y base.

Estas plantas mezcladoras son del tipo volumétrico y constan de lo si -- guiente: alimentador(es), desgrumador de cementante, unidad mezcladora de una o dos flechas, bomba de agua de gasto variable y/o bomba de emulsión asfáltica también de gasto variable.

En realidad el procedimiento consiste en:

- 1.- Proporcionar por medio de alimentadores, cada uno de los materiales y, por medio de bombas, el agua o la emulsión asfáltica.
- 2.- Reunir en una tolva, una vez dosificados, los materiales y el agua o, si tal es el caso, la emulsión asfáltica.
- 3.- Mezclar y homogeneizar los ingredientes utilizando flechas provistas de paletas.

La decisión más importante, después de haber determinado la capacidad de la planta mezcladora por adquirir, es la selección del tipo de alimentador(es). Exceptuando la alimentación de cemento y cal, que siempre debe hacerse con -- tornillos sinfín, en una planta mezcladora se puede considerar la utilización de cualquiera de los tres tipos de alimentador que se mencionan a continuación:

- 1.- Alimentador de banda de velocidad variable (el más exacto de los -- tres), utilizado para alimentar materiales finos o muy finos en volumen de regular cuantía. El flujo de material se regula por medio de ajuste de la compuerta de entrada y/o por medio de la velocidad de la banda.
- 2.- Alimentador de mandil (el de más alto costo de los tres), utilizable donde se requiera soportar cargas por impacto y donde sea necesario alimentar materiales gruesos y abrasivos en volumen de gran -- cuantía. El flujo de material se regula por medio de ajuste de la -- compuerta de entrada.
- 3.- Alimentador de plato recíprocante (el de más bajo costo de los tres), utilizable para alimentar materiales húmedos de todos tamaños en -- volúmenes que pueden ser de gran cuantía. El flujo se regula por medio de ajuste de la compuerta de entrada y/o por medio de la mayor -- o menor longitud del brazo del excéntrico y/o por medio de la velocidad.

Podría ser que para un mismo caso hubiera la posibilidad de escoger más -- de un tipo de alimentador.

La construcción de subbase y base con planta mezcladora, tiene las si -- guientes ventajas sobre el procedimiento de mezclado por medio de motoconformadora:

- 1.- Proporcionamiento volumétrico exacto.
- 2.- Homogeneidad de la mezcla.
- 3.- Ahorro, cuidando de no incurrir en acarreo muerto cuantiosos. -- Aquí debe entenderse por acarreo muerto aquél cuyo pago cubre el -- contratista y no el contratante. De acuerdo con las Especificaciones Generales de Construcción, la Secretaría de Asentamientos Humanos y Obras Públicas paga el acarreo de los materiales como si es -- tos se acarrearán directamente de los bancos a la carretera o a la -- aeropista. En general y por razón lógica, la planta mezcladora de subbase y base debe instalarse en el banco en donde se va a necesitar mayor cantidad de material. Podría ser el caso que, además del material del banco donde se instale la planta mezcladora, se requiera otro materiales, cementante por ejemplo, y que el banco estuviera localizado en tal forma que en su acarreo a la planta mezcladora, se incurriera en un acarreo muerto de una magnitud tal que hiciera -- incosteable producir la subbase o la base en planta mezcladora. En este caso, desde luego, la mezcla debe hacerse directamente en la -- carretera o en la aeropista utilizando motoconformadora.
- 4.- Menor interrupción al tránsito. Tratándose de carreteras, se entien -- de que al no necesitarse motoconformadoras para mezclar en el camino, el tránsito de vehículos usuarios será más fluido.
- 5.- Mejor utilización del equipo de compactación. Cuando se usa planta mezcladora, se pueden ir tendiendo pequeños tramos de 200 m conforme se va completando el volumen y empezar así, la compactación desde casi el principio del tendido.
- 6.- Menos perjuicios por causa de lluvia. Esto es obvio si se considera que casi todo el volumen que se acarrea a la obra puede ser tendido y compactado prácticamente de inmediato.
- 7.- Mejor control general de la obra. Es entendible que es más fácil -- controlar plantas que máquinas (motoconformadoras), que se encuentran repartidas para atender las demandas que una obra requiere en -- sus diferentes etapas.

Naturalmente que para que se pueda disfrutar de las ventajas 5, 6 y 7 y -- por lo tanto de ahorro global, es necesario que la producción se organice en -- forma rutinaria y masiva.

A continuación se hace un estudio comparativo de los elementos de costo que varían, utilizando, por un lado, motoconformadora para mezclar y, por otro, planta mezcladora.

A) Motoconformadora.

1.- Revoltura

motoconformadora 12; \$ 526.52/hr.
producción 54 m³/hr.

$$\frac{\$ 526.52/\text{hr.}}{54 \text{ m}^3/\text{hr.}} = \$ 9.75/\text{m}^3$$

2.- Agua.

Extracción y acarreo del agua \$ 30.00/m³
\$ 30.00/m³ agua x 200 lt agua/m³ = \$ 6.00/m³

1.- \$ 9.75/m³

2.- 6.00

$$\frac{\$ 15.75/\text{m}^3}{(1)}$$

B) Planta mezcladora de subbase y base.

1.- Elaboración de la mezcla en planta

tractor D7, 7U, 7	\$ 856.12/hr
planta mezcladora de subbase y base	1,131.09
alimentador de banda de 24"	61.49
disgregador de grumos	32.19
planta de luz de 75 KW	103.75
pipa de agua de 8 000 lt.	199.94

\$ 2,384.58/hr.

producción 200 m³ sueltos/hr.

$$\frac{\$ 2,384.58/\text{hr.} \times 1.35}{200 \text{ m}^3/\text{hr.}} = \$ 16.09/\text{m}^3$$

2.- Extracción del agua que se incorporará en la planta mezcladora
\$ 4.00/m³ agua.

$$\$ 4.00/\text{m}^3 \text{ agua} \times 150 \text{ lt}/\text{m}^3 = \$ 0.60/\text{m}^3$$

3.- Agua para compactación que se acarrea al camino.

Extracción y acarreo de T agua \$ 30.00/m³ agua.

$$\$ 30.00/\text{m}^3 \text{ agua} \times 50 \text{ lt}/\text{m}^3 = \$ 1.50/\text{m}^3$$

1.- \$ 16.09/m³

2.- 0.60

3.- 1.50

$$\frac{\$ 18.19/\text{m}^3}{(2)}$$

Este aparente encarecimiento del:

$$\frac{(2) \$ 18.19/\text{m}^3 - (1) \$ 15.75/\text{m}^3}{(1) \$ 15.75/\text{m}^3} = 15\%$$

que se obtiene usando el procedimiento de mezclado en planta contra el de mezclado con motoconformadora, es absorbido con margen, por los ahorros que se obtienen como consecuencia de las ventajas 5, 6 y 7 antes señaladas.

III.- TRANSPORTACION.

Una vez elaborada la mezcla en planta, los camiones de volteo son cargados por gravedad mediante la apertura de las compuertas de la tolva de descarga.

Pensando en acarreos no mayores de 20 km es usual que, para un trabajo de pavimentación en el que la subbase y la base se produzcan en planta mezcladora de 540 Ton/hr de capacidad y la carpeta asfáltica en planta de 3000 lb/pesada de capacidad, se requieran hasta 300 camiones de volteo de 6 m³ de capacidad. Sería absurdo adquirir camiones de volteo para satisfacer las demandas que se requieren en trabajos organizados a base de plantas, la inversión sería altísima y el control de los camiones prácticamente imposible. Si por alguna circunstancia no se contara con el número necesario de camiones, el trabajo se encarecería extraordinariamente. Para agilizar el pago de los ca-

miones, evitar errores y tener mejor control, es recomendable calcular los flejes por medio de computadora y utilizar, en lo posible, básculas de piso.

IV.- TENDIDO Y AFINADO.

El tendido y afinado de la subbase y base puede hacerse usando cualquiera de los siguientes procedimientos:

- 1.- Por el método tradicional utilizando motoconformadora estándar. Este es el procedimiento más barato y más inexacto, y cuando se aplica, el perfil, las secciones, los espesores y el acabado de la subbase y/o la base no cumplen con las tolerancias estipuladas en las Especificaciones Generales de Construcción de la Secretaría de Asentamientos Humanos y Obras Públicas.

La rigidez de las tolerancias en el tendido es creciente para los siguientes tipos de subbase y base.

- a.- Subbases y bases en carreteras.
- b.- Bases construidas por el sistema de estabilización en carreteras.
- c.- Subbases y bases en autopistas.

Las tolerancias para subbases y bases en carreteras que no se cumplen cuando el tendido se hace con motoconformadora son las siguientes:

	Subbase	Base
Pendiente transversal	+ 1/2%	+ 1/2%
Profundidad de las depresiones, observadas colocando una regla de 3 m de longitud, paralela y normalmente al eje máximo.	2 cm.	1 1/2 cm

En espesores para carreteras, la raíz cuadrada del promedio de los cuadrados de las diferencias calculadas restando al espesor real obtenido en cada punto de prueba el espesor real promedio correspondiente a todos los puntos de prueba, siempre deberá ser igual o menor que 0.14 del espesor real promedio de la subbase, igual o menor que 0.12 del espesor real promedio de la base e igual o menor que 0.09 del espesor real promedio conjunto de subbase más base; además, el valor absoluto de la diferencia entre los espesores real y de proyecto, correspondiente al 84% como mínimo, de las determinaciones realizadas para la subbase, al 90% como mínimo, de las determinaciones realizadas para la base y al 95% como mínimo, en el caso del conjunto de subbase más base, siempre deberá ser igual o menor que el 20% de los espesores de proyecto.

- 2.- Por medio de una extendidora de carpeta asfáltica (finisher) equipada con control electrónico y dotada de un área de acabado suficiente para extender espesores hasta de 25 cm. Se extiende un área de acabado a la superficie máxima de la sección transversal que esta máquina es capaz de extender y así se dirá; por ejemplo, que la extendidora Barber Greene SA35 tiene un área de acabado de 0.3855 m², que la SB41, 0.5881 m² o que la SB 140, 2.2296 m².

Este procedimiento es muy recomendable para subbases y bases estabilizadas con cemento, con cal, o con emulsión asfáltica. Es un sistema muy práctico para extender subbase y base, en caminos en operación y con fuerte tránsito, porque no se tiene necesidad de interrumpir éste en lo más mínimo ya que el extendido y compactado puede hacerse, como se hace con la carpeta, por alas.

Sin embargo, el gran desgaste de la extendidora, cuando no se maneja un producto asfáltico, hace que este procedimiento resulte caro, no obstante que elimina la eventualidad de camellones saturados por lluvias imprevistas y que hace trabajar muy eficientemente al equipo de compactación.

- 3.- Por medio de una máquina afinadora extendidora del tipo CMI equipada con sistema de control electrónico. La presencia de tránsito, el ancho de la corona, los alineamientos vertical y horizontal y, su alto costo hacen que la aplicación de esta máquina, en las carreteras de nuestro país, sea un tanto difícil. La ausencia de tránsito y las características geométricas de los aeropuertos permiten, en ellos, la aplicación exitosa de esta máquina.

V.- COMPACTACION.

El costo de compactación representa una muy pequeña parte del costo total de la obra. A cambio de esto, la compactación tiene una decisiva influencia en la calidad y tiempo de vida de la obra. Una compactación eficiente incrementa sustancialmente el valor soporte y la estabilidad del material, mejora la impermeabilidad en la mayoría de los casos y prácticamente elimina los asentamientos. Así, la compactación hace al suelo capaz de soportar las cargas de los vehículos y reduce sustancialmente los costos de mantenimiento.

La compactación de subbase y base ha tenido una evolución muy importante con la introducción de compactadores vibratorios autopropulsados.

Actualmente, para compactar la producción de una planta mezcladora de subbase y base de 540 Ton/hr de capacidad, se requiere de un compactador vibratorio autopropulsado de 9 Ton. de peso estático compuesto de un solo rodillo, y de un compactador neumático autopropulsado de 11 Ton con llantas de 90 psi. El compactador neumático se utiliza no por falta de capacidad de produc-

ción del compactador vibratorio, sino porque éste no puede orillarse lo suficiente para compactar los hombros del pavimento. El compactador vibratorio - autopropulsado cuenta con la tracción suficiente para compactar espesores hasta de 25 cm, lo que hace que el número de capas de pavimento reduzca.

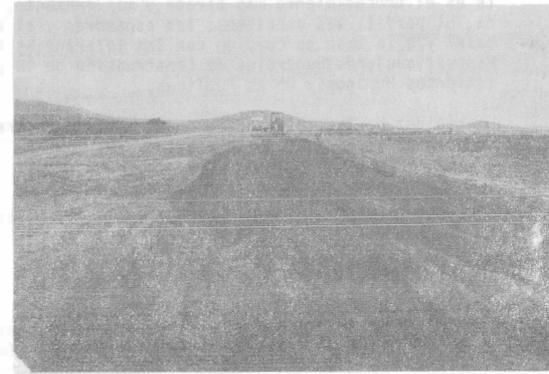
El costo de compactación de subbase y base utilizando el equipo antes mencionado es como sigue:

Compactador vibratorio CA25A llantas tracción	\$ 426.41
Compactador neumático SP54BD	478.02
	\$ 904.43

$$\frac{\$ 904.43/\text{hr} \times 1.35}{200 \text{ m}^3/\text{hr}} = \$ 6.10/\text{m}^3$$

Las ventajas principales de este método de compactación son las siguientes:

- 1.- Bajo costo.
- 2.- Menos interrupción al tránsito.
- 3.- Estabilización de equipo para compactar tanto subbase y base como - carpeta asfáltica.



Alimentador de banda de 24" por 6'6" (Barber Greene F8-A), de velocidad variable, motor de 2HP, peso 800 kg. Depreciación 8,000 hr, 200 hr/mes y 6 - meses/año.

Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx.	
Valor de _____	\$ 157,100.00
<hr/>	
Valor de _____	
Valor de la máquina (2) sin _____	\$ _____
Valor de rescate	
Valor neto de depreciación (3)	\$ 157,100.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación	$\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$157,100.00}{\text{Período de depreciación } 8,000 \text{ hr.}}$	= \$	19.64
2 Intereses y seguro			
Tasa anual:	Intereses <u>15%</u> , Seguro <u>2%</u>		
Uso anual:	<u>1,200 hr</u>		
<u>Factor x Valor de la máquina (1)</u>	$\frac{0.0828 \times \$ 157,100.00}{1,000}$	=	13.01
Costo de tenencia		\$	32.65

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	lt. x	/lt. =	
Gasolina	lt. x	/lt. =	
Petróleo diáfano	lt. x	/lt. =	
Combustible		\$	

4 Lubricantes grasas y filtros

	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	0.01 lt. x	\$ 13.42/lt. =	\$ 0.13
Aceite gasolina	lt. x	/lt. =	
Aceite meropa	lt. x	/lt. =	
Aceite térmico	lt. x	/lt. =	
Hidráulico	lt. x	/lt. =	
Mandos finales	lt. x	/lt. =	
Transmisión	lt. x	/lt. =	
Grasa	0.01 lt. x	14.41/lt. =	0.14
Grasa Compound	lt. x	/lt. =	
Grasa coples	lt. x	/lt. =	
Filtros		=	
Lubricantes, grasas y filtros			\$ 0.28

5 Llantas	Costo de cambio de llantas \$ _____	
	Horas de vida de las llantas _____ hr.	

6 Reparaciones			
<u>Factor rep. x Valor de la máquina (1)</u>	$\frac{1.2 \times \$ 157,100.00}{8,000 \text{ hr.}}$	=	23.56

7 Conceptos especiales		
Conceptos especiales		
Costo de operación		\$ 23.84

8 Salario(s) horario(s)		
-------------------------	--	--

9 Flete de Tepexpan, Méx. a la obra y regreso	\$ 6,000.00/1,200/hr	5.00
COSTO DE LA HORA MAQUINA		\$ 61.49

Camión pipa Chevrolet CS61703, motor de 170 HP a 2,300 RPM, capacidad 8m³, peso 3,276 kg (chasis 2,426 kg, tanque 850 kg). Depreciación 8,000 hr, 150 hr/mes y 8 meses/año.

Chasis	\$ 179,067.00	
Tanque	44,590.00	
	<u>\$ 223,657.00</u>	
Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx.		\$ 223,700.00
Valor de las llantas		
6 (900 x 20) 10 a \$ 3,060.00		
Valor de las llantas		\$ 18,360.00
Valor de la máquina (2) sin llantas		205,340.00
Valor de rescate		20,000.00
Valor neto de depreciación (3)		185,340.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación	$\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$ 185,340.00}{\text{Valor de depreciación } 8,000 \text{ hr.}}$	=	23.17
2 Intereses y seguro			
Tasa anual:	Intereses 15%, Seguro 2%		
Uso anual:	1,200 hr.		
Factor x Valor de la máquina (1)	$\frac{0.0828 \times \$ 223,700.00}{1,000}$	=	18.52
Costo de tenencia		\$	41.69

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	15 lt. x	2.80 /lt. =	42.00
Gasolina			
Petróleo diáfano	lt. x	/lt. =	
Combustible		\$	42.00

4 Lubricantes, grasas y filtros

	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite gasolina	0.115 lt. x	14.61/lt. =	1.68
Aceite meropa	lt. x	/lt. =	
Aceite térmico	lt. x	/lt. =	
Hidráulico	lt. x	/lt. =	
Mandos finales	lt. x	/lt. =	
Transmisión	0.04 lt. x	10.10/lt. =	0.40
Grasa	0.025 lt. x	14.41/kg. =	0.36
Grasa Compound	kg. x	/kg. =	
Grasa coples	kg. x	/kg. =	
Filtros	\$ 65.00/200 hr	=	0.32
Lubricantes, grasas y filtros		\$	2.77
5 Llantas	$\frac{\text{Costo de cambio de llantas } \$ 18,360.00}{\text{Horas de vida de las llantas } 750 \text{ hr.}}$	=	24.48
6 Reparaciones			
Factor rep. x Valor de la máquina (2)	$\frac{1.0 \times \$ 205,340.00}{\text{Período de depreciación } 8,000 \text{ hr.}}$	= \$	25.67
7 Conceptos especiales			
Conceptos especiales			
Costo de operación		\$	94.92
8 Salario(s) horario(s) 1 chofer	\$ 8,500.00/mes		56.67
9 Flete de Tepexpan, Méx., a la obra y regreso	\$8,000.00/1,200 hr		6.66
COSTO DE LA HORA MAQUINA		\$	199.94

Compactador neumático de 9 ruedas Bros SP54BD motor Ford 552E inglés - (x 220 americano) de 55 HP a 2,000 RPM, peso vacío 3,470 kg, lastrado 11,340 kg. Depreciación 12,000 hr, 125 hr/mes y 8 meses/año.

Valor de la máquina (1) Tab. Tepexpan, Méx.	\$ 566,000.00
Valor de las llantas	
<u>9 (7.50 x 15) 10 90 psi a \$ 11,700.00</u>	
Valor de las llantas	\$ 18,300.00
Valor de la máquina (2) sin llantas	550,700.00
Valor de rescate	100,000.00
Valor neto de depreciación (3)	450,700.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación	$\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)}}{\text{Periodo de depreciación}} = \frac{\$ 450,700.00}{12,000 \text{ hr.}}$	= \$ 37.56
2 Intereses y Seguro		
Tasa anual: Intereses 15%, Seguro 2%		
Uso anual: 1,000 hr.		
Factor x Valor de la máquina (1)	$0.0937 \times \frac{\$ 566,000.00}{1,000}$	= 53.03
Costo de tenencia		\$ 90.59

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	7.4 lt. x	0.65/lt. =	4.81
Gasolina	lt. x	/lt. =	
Petróleo diáfano	lt. x	/lt. =	
Combustible			\$ 4.81

4 Lubricantes, grasas y filtros

	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	0.13 lt. x	\$ 13.43 /lt. =	\$ 1.74
Aceite gasolina	lt. x	/lt. =	\$
Aceite meropa	lt. x	/lt. =	\$
Aceite térmico	lt. x	/lt. =	\$
Hidráulico	0.08 lt. x	\$ 14.61 /lt. =	\$ 1.17
Mandos finales	lt. x	/lt. =	\$
Transmisión	0.03 lt. x	\$ 14.49 /lt. =	\$ 0.43
Grasa	0.03 kg. x	\$ 14.41 /kg. =	\$ 0.43
Grasa Compound	kg. x	/kg. =	\$
Grasa coples	kg. x	/kg. =	\$
Filtros			= \$ 1.20
Lubricantes, grasas y filtros			\$ 4.98
5 Llantas	$\frac{\text{Costo de cambio de llantas}}{\text{Horas de vida de las llantas}} = \frac{\$ 15,300.00}{2,000 \text{ hr.}}$		7.65
6 Reparaciones			
Factor rep. x Valor de la máquina (2)	$0.8 \times \frac{\$ 550,700.00}{12,000 \text{ hr.}}$		= 36.71
7 Conceptos especiales			
Conceptos especiales			
Costo de operación			\$ 54.15
8 Salario(s) horario(s) 1 operador	\$ 10,410.00/mes		83.28
9 Flete de Tepexpan, Méx. a la obra y regreso	\$ 25,000.00/100 hr.		250.00
COSTO DE LA HORA MAQUINA			\$ 478.02

Compactador Dynapac CA25A motor Cat D3145 de 125 HP a 2,400RPM, llantas de tracción, ancho del rodillo 2.13 m (84"), peso 9,208 kg. Depreciación - - 12,000 hr., 200 hr/mes y 6 meses/año.

Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx.	\$ 1'354,000.00
Valor de las llantas	
2 (23.1 x 18) a \$ 10,900.00	
	21,800.00
Valor de las llantas	21,800.00
Valor de la máquina (2) sin llantas	1'332,200.00
Valor de rescate	250,000.00
Valor neto de la depreciación (3)	1'082,200.00

COSTO DE LA TENENCIA

1 Depreciación	Valor neto de depreciación (3) \$1'082,200.00		
	Período de depreciación	12,000 hr.	\$ 90.18
2 Intereses y seguro			
Tasa anual:	Intereses 15%, Seguro 2%		
Uso anual:	1,200 hr.		
Factor x Valor de la máquina (1)	$\frac{0.0792}{1,000} \times \$ 1'354,000.00$	=	107.24
Costo de tenencia		\$	197.42

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	20 lt. x \$	0.65/lt. = \$	13.00
Gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Petróleo diáfano	lt. x \$	/lt. = \$	
Combustible		\$	13.00

	Consumo horario	Costo unitario	
4 Lubricantes, grasas y filtros			
Aceite diesel	0.22 lt. x \$	13.43/lt. = \$	2.95
Aceite gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite meropa	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite térmico	lt. x \$	/lt. = \$	
Hidráulico	lt. x \$	/lt. = \$	
Mandos finales	lt. x \$	/lt. = \$	
Transmisión	0.1 lt. x \$	14.49/lt. = \$	1.45
Grasa	0.35 kg. x \$	14.41/kg. = \$	5.04
Grasa Compound	kg. x \$	/kg. = \$	
Grasa coples	kg. x \$	/kg. = \$	
Filtros			1.46

Lubricantes, grasas y filtros	\$	10.91
5 Llantas	Costo de cambio de llantas \$ 21,800.00	
	Horas de vida de las llantas 2,000 hr.	= 10.90

6 Reparaciones		
Factor rep. x Valor de la máquina (2)	$\frac{0.9}{12,000} \times \$ 1'332,200.00$	= 79.91

7 Conceptos especiales		
Conceptos especiales		
Costo de operación	\$	134.72

8 Salario(s) horario(s) 1 operador	\$ 15,520.00/mes	77.60
9 Flete de Tepexpan, Méx. a la obra y regreso	\$ 20,000.00/1,200 hr	16.67

COSTO DE LA HORA MAQUINA	\$	426.41
--------------------------	----	--------

Disgregador de terrones Barber Greene con motor eléctrico de 10 HP, peso 800 kg. Depreciación 8,000 nr., 200 hr/mes y 5 meses/año.

Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx. \$ 75,000.00
 Valor de _____

Valor de _____
 Valor de la máquina (2) sin _____ \$ _____
 Valor de rescate _____
 Valor neto de depreciación (3) \$ 75,000.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación $\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$ 75,000.00}{\text{Período de depreciación } 8,000 \text{ hr.}} = \$ 9.37$

2 Intereses y seguro

Tasa anual: Intereses 15%, Seguro 2%

Uso anual: 1,000 hr.

$\frac{\text{Factor x Valor de la maquina(1)}}{1,000} = \frac{0.0973 \times \$ 75,000.00}{1,000} = \$ 7.30$

Costo de tenencia \$ 16.67

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	lt. x \$	/lt. = \$	
Gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Petróleo diáfano	lt. x \$	/lt. = \$	
Combustible			\$

4 Lubricantes, grasas y filtros

	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite gasalina	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite meropa	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite térmico	lt. x \$	/lt. = \$	
Hidráulico	lt. x \$	/lt. = \$	
Mandos finales	lt. x \$	/lt. = \$	
Transmisión	lt. x \$	/lt. = \$	
Grasa	0.01 kg x \$	14.41 /kg. = \$	0.14
Grasa Compound	kg. x \$	/kg. = \$	
Grasa coples	kg. x \$	/kg. = \$	
Filtros			

Lubricantes, grasas y filtros \$ 0.14

5 Llantas $\frac{\text{Costo de cambio de llantas } \$}{\text{Horas de vida de las llantas } \text{hr.}} =$

6 Reparaciones

$\frac{\text{Factor rep. x Valor de la máquina (1)}}{\text{Período de depreciación}} = \frac{1.0 \times \$ 75,000.00}{8,000 \text{ hr.}} = 9.38$

7 Conceptos especiales

Conceptos especiales

Costo de operación \$ 9.52

8 Salario(s) horario(s) _____

9 Flete de Tepexpan, Méx., a la obra y regreso \$ 6,000.00/1,000 hr. 6.00

COSTO DE LA HORA MAQUINA \$ 32 19

Motoconformadora Cat 12F, motor D 333 NA de 115 HP a 2,000 RPM, peso ---- 12,190 kg. Depreciación 12,000 hr, 200 hr/mes y 8 meses/año.

Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx.	\$ 1'886,600.00
Valor de las llantas	
6 (13.00 x 24) 12 a \$ 4,600.00	
<u>\$ 20,100.00</u>	
Valor de las llantas	47,700.00
Valor de la máquina (2) sin llantas	\$ 1'838,300.00
Valor de rescate	360,000.00
Valor neto de depreciación (3)	\$ 1'478,300.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación	$\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$1'478,300.00}{\text{Período de depreciación } 12,000 \text{ hr.}}$	= \$ 123.19
2 Intereses y seguro		
Tasa anual: Intereses 15%, Seguro 2%		
Uso anual: 1,600 hr.		
Factor x Valor de la máquina (1)	$\frac{0.0612 \times \$ 1'886,000.00}{1,000}$	= \$ 115.42
Costo de tenencia		\$ 238.61

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	1 lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	25 lt. x \$	0.65/lt. = \$	16.25
Gasolina	1 lt. x \$	/lt. = \$	
Petróleo diáfano	1 lt. x \$	/lt. = \$	
Combustible			\$ 16.25

4 Lubricantes, grasas y filtros	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	0.08 lt. x \$	13.43/lt. = \$	1.07
Aceite gasolina	1 lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite meropa	1 lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite térmico	1 lt. x \$	/lt. = \$	
Hidráulico	0.08 lt. x \$	14.61/lt. = \$	1.17
Mandos finales	0.04 lt. x \$	10.10/lt. = \$	0.40
Transmisión	0.08 lt. x \$	14.49/lt. = \$	1.16
Grasa	0.04 kg. x \$	14.41/kg. = \$	0.58
Grasa Compound	kg. x \$	/kg. = \$	
Grasa coples	kg. x \$	/kg. = \$	
Filtros			= \$ 2.19
Lubricantes, grasas y filtros			\$ 6.57
5 Llantas	$\frac{\text{Costo de cambio de llantas } \$ 27,600.00}{\text{Horas de vida de las llantas } 2,000 \text{ hr.}}$	=	13.80
6 Reparaciones	$\frac{\text{Factor rep. x Valor de la máquina (2)} 0.8 \times \$ 1'838,300.00}{\text{Período de depreciación } 12,000 \text{ hr.}}$	=	122.55
7 Conceptos especiales			
2 cuchillas a \$ 1,011.08/200 hr.		= \$ 10.11/hr	
2 gavilanes a \$ 999.35/500 hr.		= \$ 4.11/hr	
17 puntas a \$ 166.06/200 hr.		= \$ 14.11/hr	
17 patas a \$ 782.23/5,000 hr.		= \$ 2.66/hr	
Conceptos especiales			30.83
Costo de operación			\$ 190.06
8 Salario(s) horario(s) 1 operador		\$ 15,820.00	79.10
9 Flete de Tepexpan, Méx. a la obra y regreso	\$ 30,000 00/1,600 hr		18.75
COSTO DE LA HORA MAQUINA			\$ 526.52

Planta de luz (PL3) Cat D330 de 75 KW, motor D330 TAC de 150 HP a 1,800 - RPM, peso 1,125 kg. Depreciación 12,000 hr, 200 hr/mes y 8 meses/año.

Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx.	\$ 365,600.00
Valor de _____	
Valor de _____	
Valor de la máquina (2) sin _____	\$ _____
Valor de rescate	40,000.00
Valor neto de depreciación (3)	\$ 325,600.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación	$\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$ 325,600.00}{\text{Período de depreciación } 12,000 \text{ hr.}}$	= \$	27.13
2 Intereses y Seguro			
Tasa anual: Intereses 15%, Seguro 2%			
Uso anual: 1,600 hr.			
Factor x Valor de la máquina (1)	$\frac{0.0612 \times \$ 365,600.00}{1,000}$	=	22.37
Costo de tenencia		\$	49.51

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	1t. x \$	/1t. = \$	
Diesel	26 lt. x \$	0.65/1t. = \$	16.90
Gasolina	1t. x \$	/1t. = \$	
Petróleo diáfano	1t. x \$	/1t. = \$	
Combustible			\$ 16.90

	Consumo horario	Costo unitario	
4 Lubricantes, grasas y filtros			
Aceite diesel	0.39 lt. x \$	13.43/1t. = \$	5.24
Aceite gasolina	1t. x \$	/1t. = \$	
Aceite meropa	1t. x \$	/1t. = \$	
Aceite térmico	1t. x \$	/1t. = \$	
Hidráulico	1t. x \$	/1t. = \$	
Mandos finales	1t. x \$	/1t. = \$	
Transmisión	1t. x \$	/1t. = \$	
Grasa	0.001kg. x \$	14.41/kg. = \$	0.01
Grasa Compound	kg. x \$	/kg. = \$	
Grasa coples	kg. x \$	/kg. = \$	
Filtros			= \$ 1.55

Lubricantes, grasas y filtros \$ 6.80

5 Llantas	$\frac{\text{Costo de cambio de llantas } \$}{\text{Horas de vida de las llantas } \text{hr.}}$	= \$	
-----------	---	------	--

6 Reparaciones.			
Factor rep. x Valor de la máquina (1)	$\frac{0.9 \times \$ 365,600.00}{12,000 \text{ hr.}}$	=	27.42

7 Conceptos especiales

Conceptos especiales

Costo de operación \$ 51.12

8 Salario(s) horario(s)			
-------------------------	--	--	--

9 Flete de Tepexpan, Méx., a la obra y regreso	\$ 5,000.00/1,600 hr.	=	3.12
--	-----------------------	---	------

COSTO DE LA HORA MAQUINA \$ 103.75

Planta mezcladora de base Cedarapids 2A, de 300 a 600 Ton/hr de capacidad, motor generador D 333 ATA de 145 HP a 1,800 RPM, alimentador doble tipo delantal de 36", transportador de banda de 36" x 45' 6", mezclador de 2 flechas, -- tolva de 5 yd³, tanque de agua de 10,000 lt \$ 43,700.00, tubería metálica de 2.13 m de diámetro, peso de la planta 15,116 kg, del tanque 1,150 kg y de la tubería 3,464 kg. Depreciación 12,000 hr, 200 hr/mes y 6 meses/año.

Valor de la máquina (1) lab. Tepexpan, Méx.	\$ 3'769,600.00
Valor de la tubería	
10.36 m tubería metálica de 2.13 m de diámetro calibre 8 a \$ 5,034.74/m.	
Valor de la tubería	52,160.00
Valor de la máquina (2) sin tubería	\$ 3'717,440.00
Valor de rescate	550,000.00
Valor neto de depreciación (3)	3'167,440.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación	$\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$ 3'167,440.00}{\text{Período de depreciación } 12,000 \text{ hr.}}$	= \$ 263.95
2 Intereses y Seguro		
Tasa anual: Intereses 15%, Seguro 2%		
Uso anual: 1,200 hr.		
Factor x Valor de la máquina (1)	$\frac{0.0792 \times \$ 3'769,600.00}{1,000}$	= 298.55
Costo de tenencia		\$ 562.50

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	34 lt. x \$	0.65 /lt. = \$	22.10
Gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Petróleo diáfano	lt. x \$	/lt. = \$	
Combustible			\$ 22.10

4 Lubricantes, grasas y filtros	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	0.43 lt. x \$	13.43/lt. = \$	5.77
Aceite gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite meropa	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite térmico	lt. x \$	/lt. = \$	
Hidráulico	lt. x \$	/lt. = \$	
Mandos finales	lt. x \$	/lt. = \$	
Transmisión	0.0091t. x \$	10.10/lt. = \$	0.09
Grasa	0.05 kg x \$	14.41/kg. = \$	0.72
Grasa Compound	kg. x \$	/kg. = \$	
Grasa coples	kg. x \$	/kg. = \$	
Filtros			= \$
Lubricantes, grasas y filtros			\$ 8.14
5 Llantas	Costo de cambio de llantas \$		
	Horas de vida de las llantas	hr.	=
6 Reparaciones			
Factor rep x Valor de la máquina (2)	1.0 x \$ 3'717,440.00		\$ 309.79
	Período de depreciación	12,000 hr.	
7 Conceptos especiales			
10.36 m tubería metálica de 2.13 m de diámetro calibre 8 a \$ 5,034.74/m.			\$ 52,160.00/2,000 hr.
Conceptos especiales			26.08
Costo de operación			\$ 366.10
8 Salario(s) horario(s) 1 operador	\$ 9,990.00/mes		
	4 peones a \$ 5,960.00/mes		169.15
9 Flete de Tepexpan, Méx., a la obra y regreso	\$ 40,000.00/1,200 hr.		33.33
COSTO DE LA HORA MAQUINA			\$ 1,131.09

Tractor Cat D7F, motor de 180 HP a 2,000 RPM, cuchilla 7U, cilindros de -
 inclinación, desgarrador 7 de dos dientes, control hidráulico 173 B, peso - - -
 21,345 kg. Depreciación 12,000 hr., 200 hr/mes y 8 meses/año.

Valor de la máquina (1) lab Tenexpan, Méx. \$ 3'300,000.00
 Valor de conceptos especiales

Valor de conceptos especiales 52,500.00
 Valor de la máquina (2) sin conceptos especiales \$ 3'247,500.00
 Valor de rescate 660,000.00
 Valor neto de depreciación (3) \$ 2'587,500.00

COSTO DE TENENCIA

1 Depreciación $\frac{\text{Valor neto de depreciación (3)} \$2'587\ 500.00}{\text{Periodo de depreciación } 12,000 \text{ hr.}} = \$ 215.62$
 2 Intereses y Seguro
 Tasa anual: Intereses 15%, Seguro 2%
 Uso anual: 1,600 hr.
 $\frac{\text{Factor x Valor de la máquina (1)} 0.0612 \times \$ 3'300.000.00}{1,000} = 201.96$
 Costo de tenencia \$ 417.58

COSTO DE OPERACION

	Consumo horario	Costo unitario	
3 Combustible			
Combustoleo	lt. x \$	/lt. = \$	
Diesel	33.3 lt. x \$	0.65/lt. = \$	21.64
Gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Petróleo diáfano	lt. x \$	/lt. = \$	
Combustible			\$ 21.64

4 Lubricantes, grasas y filtros

	Consumo horario	Costo unitario	
Aceite diesel	0.15 lt. x \$	13.43/lt. = \$	2.01
Aceite gasolina	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite meropa	lt. x \$	/lt. = \$	
Aceite térmico	lt. x \$	/lt. = \$	
Hidráulico	0.11 lt. x \$	14.61/lt. = \$	1.61
Mandos finales	0.08 lt. x \$	10.10/lt. = \$	0.81
Transmisión	0.11 lt. x \$	14.49/lt. = \$	1.59
Grasa	0.05 kg. x \$	14.41/kg. = \$	0.72
Grasa Compound	kg. x \$	/kg. = \$	
Grasa coples	kg. x \$	/kg. = \$	
Filtros			= \$ 1.68

Lubricantes, grasas y filtros \$ 8.42

5 Llantas $\frac{\text{Costo de cambio de llantas}}{\text{Horas de vida de las llantas}} =$

6 Reparaciones

$\frac{\text{Factor rep. x Valor de la máquina (2)} 0.9 \times \$ 3'247,500.00}{\text{Periodo de depreciación } 12,000 \text{ hr.}} = 243.56$

7 Conceptos especiales

2 puntas a \$ 1,290.76/100 hr = \$ 25.81/hr.
 2 pernos a \$ 382 72/100 hr = \$ 7.65/hr.
 2 protectores a \$ 2,495.27/1,500 hr = \$ 3.33/hr.
 2 patas a \$22,085.52/700 hr = \$ 6.31/hr.

Conceptos especiales 43.11

Costo de operación \$ 316.74

8 Salario(s) horario(s) 1 operador \$ 19 360.00/mes

96.80

9 Flete de Tepexpan Méx. a la obra y regreso

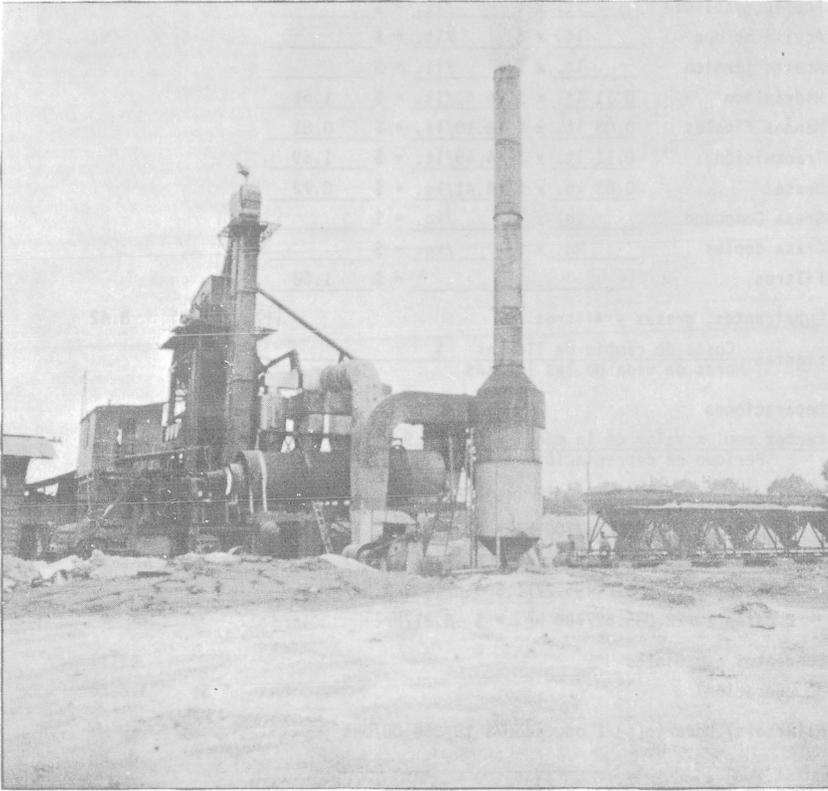
\$ 40,000.00/1 600 hr 25.00

COSTO DE LA HORA MAQUINA

\$ 856.12

PLANTAS PARA LA ELABORACION DE MEZCLAS
ASFALTICAS

Ing. Emilio Gil Valdivia



OBJETIVOS: Se pretende que al término de este capítulo, el alumno sea capaz de describir los diferentes tipos de plantas para elaboración de concreto asfáltico y su funcionamiento.

Con los datos que se le proporcionen deberá efectuar la calibración teórica de una planta para elaboración de concreto asfáltico. Un buen trabajo será aquel que se apegue al proyecto, cumpla con las tolerancias especificadas y logre mayor eficiencia de la planta.

I. MATERIALES :

Los materiales empleados para la elaboración de mezclas asfálticas son principalmente pétreos, asfaltos o aglutinantes y en algunos casos es necesario agregar a estos un filler y/o aditivos.

I.1. Los materiales pétreos se clasifican en:

- a) Materiales naturales que requieran uno o varios de los tratamientos indicados a continuación:
 - Disgregación, cribado, trituración y lavado.
- b) Mezclas de dos o más materiales del grupo anterior.

Para determinar el tratamiento que se le debe dar a los materiales pétreos es necesario conocer sus características naturales en el banco, como son granulometría, plasticidad, afinidad con los asfaltos, desgaste.

Una vez determinadas estas características el siguiente paso será el o los tratamientos necesarios para obtener el material apropiado para elaborar la mezcla; si el material presenta una plasticidad alta, será necesario lavarlos a fin de eliminarle los finos perjudiciales. Si el material no cumple con la prueba de desgaste, no deberá usarse, ya que con el paso del equipo de compactación puede sufrir degradación con lo que quedarían partículas nuevas sin cubrir con asfalto o sueltas, lo que provocaría desprendimientos.

Con respecto a la afinidad con el asfalto, si es que en su estado natural ésta no es buena, se puede mejorar: por lavado, con la trituración o con el empleo de aditivos.

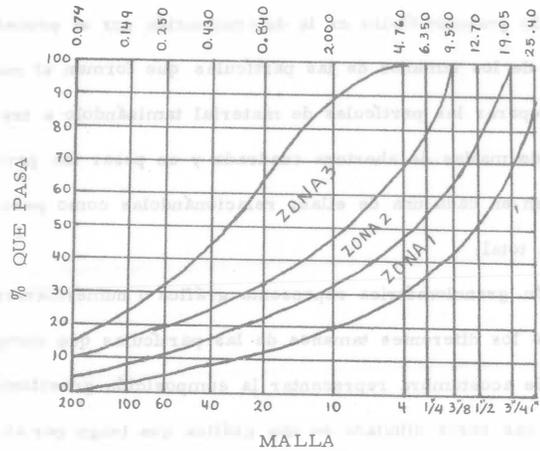
De su granulometría o composición granulométrica en su estado natural se podrá determinar la necesidad de cribado o trituración.

La composición granulométrica es la determinación por el procedimiento de cribado de los tamaños de las partículas que forman el material. Consiste en separar las partículas de material tamizándolo a través de una sucesión de mallas de abertura cuadrada y en pesar las porciones que se retienen en cada una de ellas, relacionándolas como porcentajes de la muestra total.

La composición granulométrica representa gráfica o numéricamente la distribución de los diferentes tamaños de las partículas que componen el material. Se acostumbra representar la composición granulométrica por medio de una curva dibujada en una gráfica que tenga por abscisas, a escala logarítmica, las aberturas de las mallas y por ordenadas los porcentajes de material que pasa por dichas mallas a escala aritmética. Ver ejemplo de gráfica de curva granulométrica.

En términos generales puede decirse que la mayor estabilidad de un material se alcanza cuando se reduce al mínimo la cantidad de vacíos y para que esto pueda lograrse, se requiere una sucesión adecuada de tamaños que permita que los huecos dejados por las partículas mayores sean ocupados por partículas de menor tamaño y que a la vez, en los huecos que dejen estas últimas se acomoden partículas más finas y así sucesivamente. Es pertinente dejar claro, que la determinación de los tamaños por medio de cribas, da idea de estos en sólo dos dimensiones, por lo que un material cuyas partículas afecten las formas de placas o de agujas puede presentar una gran cantidad de vacíos aún cuando su curva --

GRAFICA DE COMPOSICION GRANULOMETRICA



PRUEBAS EN LA MEZCLA ASFALTICA

LAMINA N° 1

granulométrica indique una sucesión adecuada de tamaños. Así mismo, cuando se presenten variaciones de consideración en la densidad de las partículas de diferentes tamaños, la curva granulométrica no dará una idea correcta de la sucesión de tamaños, en este caso sería indispensable hacer la corrección para convertir los porcentajes expresados en peso a porcentajes expresados en volumen.

I.2. Materiales asfálticos.

Los materiales asfálticos que se utilizan para aglutinar los materiales pétreos empleados en la elaboración de mezclas asfálticas son: cementos asfálticos, asfaltos rebajados y emulsiones asfálticas.

Los cementos asfálticos son obtenidos por un proceso de destilación del petróleo para eliminar a éste sus solventes volátiles y parte de los aceites.

Los asfaltos rebajados son materiales asfálticos líquidos compuestos de un cemento asfáltico y un disolvente. Estos pueden ser de fraguado rápido, medio o lento, según sea el tipo de disolvente; gasolina, queroseno o un aceite ligero.

Las emulsiones asfálticas son materiales asfálticos líquidos estables, formados por dos fases no miscibles, en los que la fase continua de la emulsión está formada por agua y la fase discontinua por pequeños glóbulos de asfalto. Las emulsiones asfálticas pueden ser aniónicas si los glóbulos de asfalto tienen carga electronegativa o pueden ser catiónicas si los glóbulos de asfalto tienen carga electropositiva. Además pueden ser de rompimiento rápido, medio o lento.

II. MEZCLAS ASFALTICAS :

Una mezcla asfáltica es el producto obtenido mediante la incorporación

y distribución uniforme de un material asfáltico en uno pétreo. De acuerdo con sus características y condiciones de uso se recomienda que se elaboren con los materiales asfálticos que se fijan en el siguiente cuadro.

MATERIAL ASFALTICO EMPLEO RECOMENDABLE EN LA CONSTRUCCION DE CARPETAS Y SOBRECARPETAS		
	PARA CARRETERAS Tránsito diario en ambos sentidos en vehículos pesados	PARA AEROPISTAS Aviones con peso total en Tons.
Cemento asfáltico	Más de 1,000	Más de 10
Asfalto rebajado	1,000 Max	20 Max
Emulsión asfáltica	1,000 Max	20 Max

Las mezclas asfálticas en cuanto a su procedimiento de elaboración se pueden clasificar en mezclas en frío y mezclas en caliente.

II.1. Mezclas en Frío.

Las mezclas en frío pueden ser:

- Mezclada en el lugar
- Mezclada en dosificadora

En este tipo de mezclas el material asfáltico empleado es un asfalto rebajado o una emulsión asfáltica.

Los asfaltos rebajados se recomiendan para climas secos o cuando se cuenta con el material pétreo con una humedad menor que la de absorción ya que si no es así implicaría un proceso de secado, del material pétreo, previo a la incorporación del asfalto rebajado.

El asfalto rebajado que se usa comúnmente en estas mezclas es del tipo FR-3.

Las emulsiones asfálticas se recomiendan para climas húmedos o cuando es difícil obtener material pétreo con una humedad menor que la de absorción. Ejemplo materiales hidrófilos.

El tipo de emulsión que se usa generalmente para la elaboración de mezclas es de rompimiento lento.

En la elaboración de las mezclas frías, la operación de mezclado puede hacerse en planta estacionaria o viajera, pero la mayor parte de las veces se emplea el sistema de mezclado en el lugar con motoconformadora, para lo cual se "acamellona" el material pétreo, se cubica y conocido su volúmen, se extiende con motoconformadora, se le aplican la cantidad de asfalto necesaria por medio de una petrolizadora en tres o cuatro riegos, procediendo inmediatamente a revolver el material utilizando motoconformadora para homogeneizar la mezcla y provocar la pérdida de solventes. Este proceso toma de 20 a 30 horas de mezclado, según las condiciones atmosféricas, para un volúmen de unos 200 m³ de mezcla; después de esto cuando la mezcla tenga la cantidad mínima de solventes se procede al tendido con motoconformadora y compactación, para lo cual se usan rodillos lisos tandem de 6 a 8 tons. y después compactadores neumáticos con peso de 4 a 6 tons. hasta alcanzar la compactación del 95%.

II.2. Mezclas en Caliente.

Este tipo de mezclas es elaborado en planta, la que puede ser de funcionamiento continuo o discontinuo. La diferencia como su nombre lo indi-

ca es que mientras es una la alimentación de la mezcladora es en forma continua en la última ésta alimentación se hace por pesadas.

La carpeta asfáltica elaborada en planta y con cemento asfáltico, es la de mejor calidad y la más costosa de las comúnmente usadas en nuestro país, debido a lo cual es indispensable que la elaboración y el tendido se efectúen con el cuidado necesario a fin de obtener la calidad que debe corresponder a la inversión que se hace.

El elaborar concreto asfáltico en planta, sea ésta de tipo continuo o discontinuo, permite lograr una mezcla con características casi exactas a las previstas en el proyecto, por lo que es absolutamente necesario que las personas que intervienen tanto en el proyecto como en la elaboración, tendido y supervisión, conozcan perfectamente el funcionamiento, posibilidades y limitaciones de la planta que se use.

PLANTA DE TIPO DISCONTINUO.

Este tipo de planta es el más común en la actualidad en nuestro país. También se le llama Planta de "Bachas". Puede ser de muy variadas capacidades, pero las más usuales son las de 2,000 y 4,000 lbs. por "bacha".

La planta de tipo discontinuo, está compuesta de varios elementos principales, como se puede ver en el esquema.

El funcionamiento de la planta y sus distintos elementos es el siguiente (numerados conforme el esquema).

El material procedente del almacén se alimenta a la planta por medio de tractor o cargador, depositándose en las tolvas para material frío (1), por lo general son cuatro tolvas, dispuestas para alimentar material pétreo de distintos tamaños. Estas tolvas están equipadas, en su descarga, con compuertas ajustables para regular la caída del material al alimentador de fríos (2) (el cual puede ser de banda o de vaivén), por lo que es posible dosificar el material pétreo frío, para que caiga al depósito (3) con una primera graduación granulométrica. De este depósito es llevado por el elevador de cangilones (4), hasta la tolva de entrada del secador (5), en esta parte se encuentra una rejilla para impedir la entrada de objetos mayores al tamaño fijado. Al entrar el material al secador (7), el polvo (6), puede ser reincorporado, en caso necesario, en el recipiente (8), en donde se une al material que sale del secador. De allí es llevado por un segundo elevador de

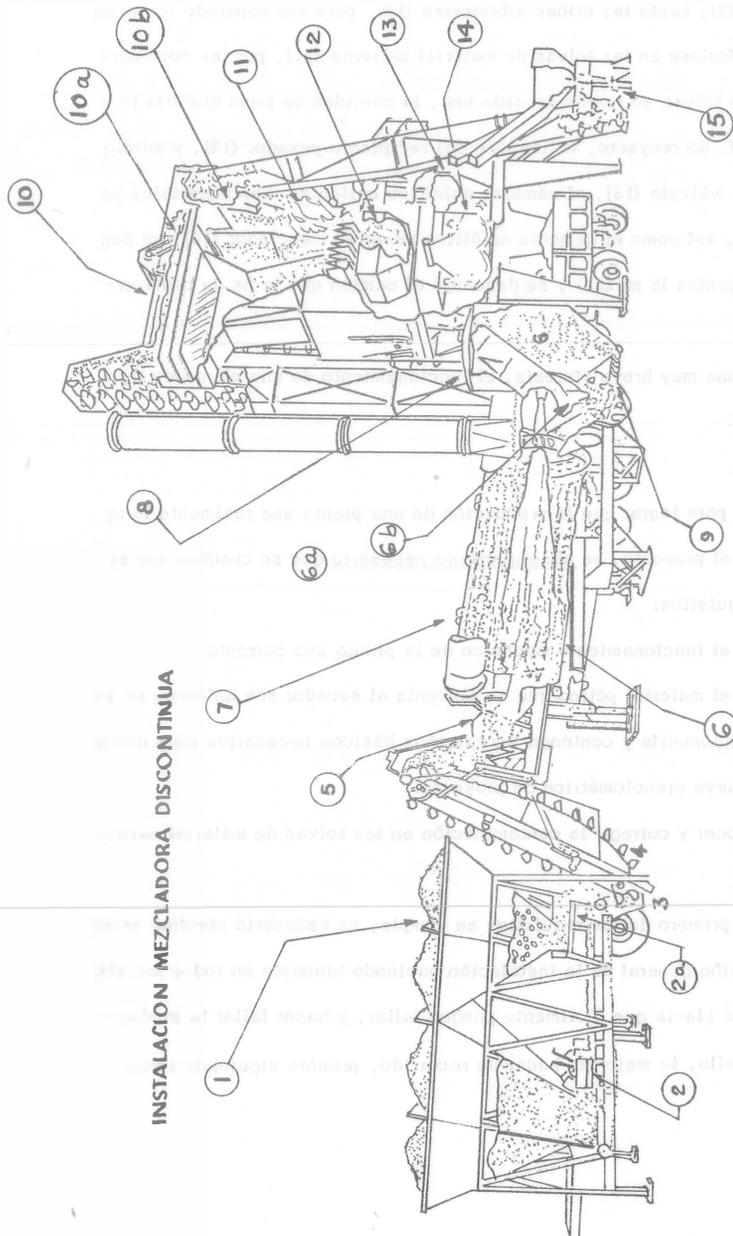


Figura VI-6—Instalación mezcladora discontinua

INSTALACION MEZCLADORA DISCONTINUA

- 1.- ALMACENAJE Y ALIMENTACION DE ARIDOS FRIOS

Almacena los áridos y dosifica exactamente la cantidad de cada tamaño necesaria para mantener constantes las cantidades obtenidas en la unidad clasificadora.
- 2.- El alimentador de cinta situado bajo las tolvas de arena tiene compuertas regulables. El gran ángulo de contacto entre la arena y la cinta reduce al mínimo los huecos.
 - 2a.- Los alimentadores de vaivén situados bajo las tolvas de áridos tienen compuertas regulables.
- 5.- Emparrillado que protege el secador de materiales de tamaño excesivo y sustancias extrañas.
- 6.- Las paletas dejan caer los áridos formando una cortina uniforme a través de la llama y los gases calientes, obteniendo el máximo efecto de secado.
 - 6a.- La conducción auxiliar para el aire extraído del secador reduce al mínimo las molestias causadas por el polvo en las proximidades de la instalación.
 - 6b.- El ventilador produce la corriente de aire necesaria para el sistema de combustión del secador y el colector de polvo.
- 7.- SECADOR

Los áridos que fluyen continuamente se secan al máximo por contacto directo con la llama y los gases calientes. Cada partícula de los áridos se expone a esta acción repetidamente, logrando un secado completo.
- 8.- COLECTOR DE POLVO

Recupera polvo fino, que puede devolverse a la mezcla si es necesario.
- 9.- Los finos recogidos se transportan mediante un tornillo a la base del elevador de aridos calientes.

- 10.- UNIDAD DE CONTROL DE LA GRANULOMETRIA
- Separa y almacena los áridos secos. Mide y dosifica la cantidad necesaria de áridos de cada tamaño.
- 10a.- Tamices vibratorios que separan los áridos en los tamaños adecuados, rechazando los de tamaño excesivo.
- 10b.- Alimentación de filler, producido uniformemente por - medios mecánicos.
- 11.- Las tolvas de material caliente almacenan áridos suficientes para garantizar un funcionamiento continuo.
- 12.- La tolva de pesadas mide todos los tamaños de áridos, incluso de filler mineral.
- 13.- La cubeta de asfalto calorifugada mide la cantidad de - asfalto necesaria para cada amasado.
- 14.- El mezclador de ejes gemelos mezcla perfectamente - el material.
- 15.- Sistema de alimentación y medida de filler mineral, - con almacenamiento de éste a nivel del suelo.

cangilones (9), hasta las cribas vibratorias (10), para ser separado por tamaños depositándose en las tolvas de material caliente (11), por las compuertas de estas tolvas se extrae de cada una, la cantidad en peso que fija la granulometría de proyecto, valiéndose del recipiente pesador (12), y añadiendo por la válvula (13), el cemento asfáltico caliente. Los materiales ya dosificados, así como el cemento asfáltico pasan al mezclador (14), en donde se homogeniza la mezcla y se descarga el camión que la ha de transportar.

Esto es en una muy breve síntesis, el funcionamiento de una planta de tipo discontinuo.

Ahora bien, para lograr que la producción de una planta sea realmente la requerida por el proyecto, es absolutamente necesario que se cumplan los siguientes requisitos:

- a) Que el funcionamiento mecánico de la planta sea correcto.
- b) Que el material pétreo que se alimenta al secador sea uniforme en su granulometría y contenga los tamaños básicos necesarios para formar la curva granulométrica de proyecto.
- c) Conocer y corregir la contaminación en las tolvas de material caliente.

Para que el primero de los requisitos se cumpla, es necesario efectuar primero una revisión general de la instalación haciendo hincapié en todos los elementos de la planta que fácilmente pueden fallar, y hacer fallar la producción, para ello, lo mejor es hacer un recorrido, primero siguiendo todos -

los pasos del material pétreo, desde la alimentación de las tolvas de material frío, hasta la descarga final, y enseguida siguiendo todos los pasos del cemento asfáltico, desde su descarga en el almacenamiento de la instalación hasta la descarga final de mezcla.

Los principales puntos de falla probable son los siguientes:

Las compuertas ajustables de las tolvas de materiales fríos.

El alimentador de fríos (de banda o vaivén)

El secador (inclinación y carburación adecuadas).

Las cribas vibratorias (comprobar si no hay fugas por rotura, si el vibrador tiene los contrapesos adecuados, si la inclinación es correcta y si son de las dimensiones requeridas).

Compuertas de las tolvas de material caliente (Deben cerrar perfectamente, sin fugas, sobre todo las de materiales finos).

Básculas (debe comprobarse por medio de pesos conocidos, si las lecturas son correctas).

Depósitos y tuberías de calentamiento de cemento asfáltico (si el calentamiento es por vapor o aceite, no debe haber fugas que contaminen el cemento asfáltico).

Válvula de descarga del cemento asfáltico (debe cerrar perfectamente, sin derrames).

Mezclador (debe cerrar la compuerta sin derramar, y tener las paletas en buen estado).

Los puntos fijados sólo son una guía de lo que debe comprobarse, sin embar-

go, puede haber fallas en otras partes, como entradas de grasa de lubricación en el mezclador, fallas en los cangilones de los elevadores, fallas en los pirómetros, etc. Por lo tanto, debe hacerse una inspección detallada.

Para que se cumplan los otros dos requisitos, que se refieren al material pétreo, es necesario llevar a cabo la Calibración de la Planta, la cual puede separarse en dos fases:

Calibración primaria o de aproximación.

Ajuste definitivo.

Para que una planta funcione correctamente, debe producir el volumen de mezcla que se le solicite conforme a la capacidad de tendido y acarreo, sin demoras ocasionadas por falta de material en una o varias tolvas de material caliente, y sin desperdicios excesivos por derrames en otras tolvas. Además de los requisitos de eficiencia mencionados, su producción debe ser tal y como fué proyectada en cuanto a granulometría y contenido de cemento asfáltico.

Los dos problemas principales que se presentan para lograr que la planta funcione como se menciona antes son:

1o.- Una alimentación variable en cuanto a granulometría y no controlada en cuanto a cantidad.

2o.- Una contaminación de material en las tolvas de material caliente (Material correspondiente a una tolva, contaminando a otra).

El primero de estos problemas tiene consecuencias en el segundo, ya que aún cuando se logren controlar las contaminaciones entre las tolvas, si la alimentación de la planta es irregular y variable, ésto destruirá todo lo hecho. Por lo tanto, es muy importante que estos problemas se ataquen en el orden señalado, a fin de evitar trabajos inútiles.

La solución del primero de los problemas se logra por medio de la calibración primaria, que consiste en ajustar las compuertas de las tolvas de fríos con objeto de que alimenten un material pétreo dosificado con una granulometría lo más aproximada posible a la de proyecto, y sobre todo una granulometría uniforme. Además de que la alimentación debe ser la adecuada para satisfacer la demanda de producción, en cuanto a volumen. Para lograr lo anterior, hay que proceder como sigue:

Primero deberá determinarse el volumen de mezcla que se requiere de la planta, lo cual depende del equipo de tendido y compactación, así como del equipo de acarreo disponible ya que estos factores determinan el volumen de producción que se requiera de la planta (dado en Kg/min.) Por lo general, una planta trabajada correctamente, es capaz de elaborar dos barchas por minuto, obteniéndose un mezclado satisfactorio, sin embargo debe comprobarse en cada caso, el tiempo necesario para obtener una barcha bien mezclada, y tomar en cuenta los tiempos necesarios para cargar los camiones.

Una vez conocida la cantidad de mezcla por minuto que se vá a producir, deberá calcularse la cantidad de material pétreo necesario por minuto, Así por ejemplo, si se van a producir 1,800 Kg/min. de mezcla, y el proyecto señaló un 5% de cemento asfáltico, el material pétreo necesario por minuto será:

$$\frac{1,800}{1.05} = 1,715 \text{ Kg/min.}$$

Por lo tanto, la alimentación a la salida de las tolvas de fríos deberá ser de 1,715 Kg/min. a fin de que la planta trabaje eficientemente. Pero hay que tomar en cuenta que además de la cantidad de material pétreo, éste debe alimentarse con una cierta granulometría (la de proyecto) y mantenerse ésta uniforme durante toda la producción, para ello, se separan los materiales de alimentación en distintos tamaños (todas las plantas tienen tres o cuatro tolvas de fríos), debiendo ser en un mínimo de dos, pero debe tenerse en cuenta que mientras mayor sea el número de tamaños en que se haga la separación, mejores resultados se obtendrán. Como se decía antes, el número de tamaños en que se separe el material de alimentación serán dos:

Material retenido en malla 1/4" y material que pasa malla de 1/4", al separarse los materiales y ser almacenados en tolvas distintas, permiten efectuar la dosificación primaria conforme a la curva de proyecto, regulando la compuerta de cada tolva, de tal modo que alimenten los distintos tamaños en la proporción debida. El ajuste de las aberturas de las compuertas, se lleva a cabo inicialmente en forma teórica, calculándose aritméticamente; pero como para esto es necesario suponer una eficiencia determinada, por

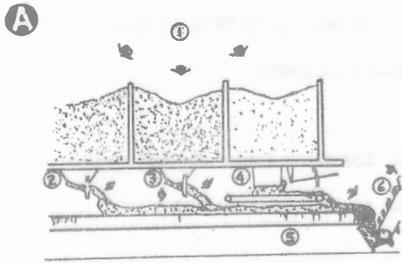


Figura No. 12

- A.- Almacenamiento de los Agregados y Sección del Alimentador Frío.
- 1.- Almacenamiento de los Agregados en tolvas o depósitos de abastecimiento sobre el Túnel.
 - 2.- Alimentador de los Agregados Gruesos (tipo de gravedad).
 - 3.- Alimentador de los Agregados Medianos (tipo de gravedad).
 - 4.- Alimentador de los Agregados Finos (tipo de correa de transmisión).
 - 5.- Principal Colector de Agregados (tipo de correa de transmisión)
 - 6.- Elevador de Fríos.

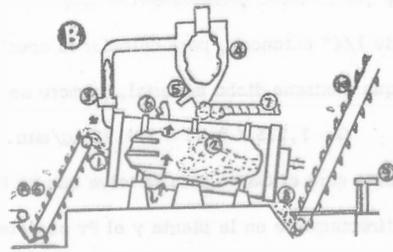


Figura No. 13

- B.- Sección del Secador y del Colector de Polvo.
- A6.- Elevador de Fríos.
- 1.- Extremo del Cargador del Secador.
 - 2.- Secador Rotativo.
 - 3.- Abanico que Desarrolla la Succión
 - 4.- Colector de Polvo (ciclón).
 - 5.- Compuerta Ajustable del Control del Vertedor de Polvo.
 - 6.- Vertedor del Exceso de Polvo.
 - 7.- Retorno Uniforme del Polvo al Elevador de Calientes.
 - 8.- Quemador y Extremo de Descarga del Secador.
 - 9.- Aparato Indicador de Temperaturas.
 - 10.- Elevador de Calientes.

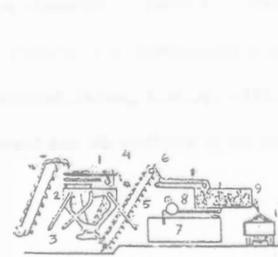


Figura No. 14

C.- Planta de Mezclado Continuo

- A-10.- Continuación del elevador de calientes.
- 1.- Cama de Cribas.
 - 2.- Tolva para los agregados calientes.
 - 3.- Tubos vertedores de sobrantes.
 - 4.- Rechazo de tamaños mayores.
 - 5.- Alimentador de agregados proporcionados (tipo de correa de transmisión).
 - 6.- Colector elevador de agregado al sistema de mezclado.
 - 7.- Tanque de almacenamiento de asfalto.
 - 8.- Bomba para el asfalto, motor y sistema de alimentación.
 - 9.- Mezclador amasador.
 - 10.- Mezcla completa que se descarga en los camiones.

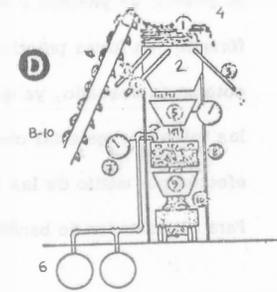


Figura No. 15

Planta de Mezclado Discontinuo (Tipo de Bachas)

- D.- Planta mezcladora de bachas.
- B-10.- Elevador caliente.
- 1.- Cama de cribas.
 - 2.- Tolvas de agregados calientes.
 - 3.- Tubos vertedores de sobrantes.
 - 4.- Rechazo de tamaños mayores.
 - 5.- Cajón de medida del agregado de la bacha (tipo de pesada).
 - 6.- Tanque de almacenamiento de asfalto.
 - 7.- Sistema de medida del asfalto para la bacha (tipo de pesada).
 - 8.- Mezclador amasador.
 - 9.- Tolva de descarga de la mezcla asfáltica.
 - 10.- La mezcla terminada se descarga en los camiones.

lo general se procede a haber una corrección a la abertura obtenida por la fórmula, en forma práctica comprobando la granulometría y ajustando hasta obtener lo deseado, ya que el ajuste definitivo se hará posteriormente en las tolvas de material caliente. El cálculo de la abertura de una tolva se efectúa por medio de las fórmulas:

Para alimentador de banda:

$$H = \frac{G}{B.V.P.v E}$$

Para alimentador tipo vaivén o alternativo:

$$H = \frac{G}{B.N.C.P.v E}$$

en donde:

G = Gasto de la tolva en Kg/min.

B = Ancho de la compuerta en Mts.

H = Altura de la compuerta en Mts.

V = Velocidad de la banda en Mts/min.

Pv = Peso volumétrico del material en Kg/M³.

E = Eficiencia

N = Número de carreras por minuto del alimentador.

C = Carrera del alimentador en metros.

El gasto se determina conforme a la curva granulométrica de proyecto y la cantidad de material pétreo por minuto necesario. Por ejemplo, suponiendo que la cantidad necesaria de material pétreo por minuto sea 1715 Kg/min.

y que la curva granulométrica exige un 45% de material que pasa la malla de 1/4" entonces, para calcular la apertura de la compuerta de la tolva que contiene dicho material, primero se calculará el gasto:

$$G = 1,715 \times 0.45 = 771.75 \text{ Kg/min.}$$

Este será el Gasto para la tolva que se trata. Los otros datos son medidos directamente en la planta y el Pv se determina con el material usado.

Una vez calculado la abertura para cada tolva, se hace funcionar la máquina y se muestrea la descarga del alimentador de fríos, comprobándose la granulometría, cerrando o abriendo la compuerta según el caso, y repitiendo la operación y muestreo, hasta que se obtenga una curva granulométrica lo más cercana posible a la de proyecto, en lo que se refiere a los porcentajes en los tamaños en que se hizo la separación de material. La operación de muestreo para granulometría, puede aprovecharse para comprobar el gasto del alimentador de fríos, recogiendo el material descargado en un tiempo medido y calculando la cantidad de material alimentado por minuto.

Con esto queda terminada la calibración primaria, o de aproximación, por lo que el siguiente paso consistirá en efectuar el Ajuste Definitivo, que consiste en lograr que la granulometría de la mezcla producida sea igual a la proyectada para lo cual, es necesario neutralizar el efecto desfavorable ocasionado por la contaminación.

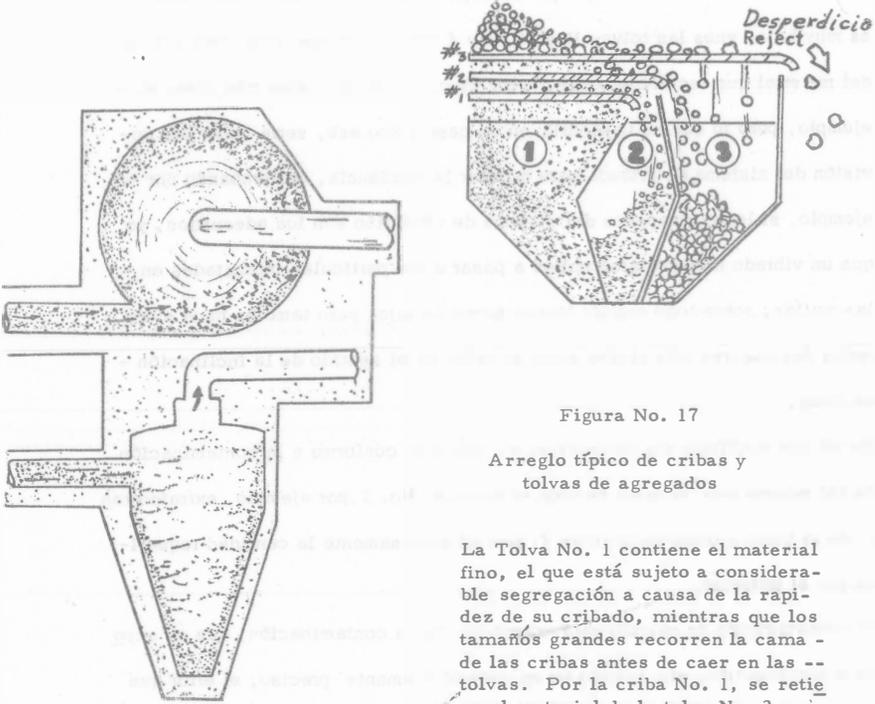


Figura No. 17

Arreglo típico de cribas y tolvas de agregados

Corriente de aire y polvo a través del colector de polvo. Las partículas gruesas son descargadas por el fondo y las finas por la parte superior del colector.

La Tolva No. 1 contiene el material fino, el que está sujeto a considerable segregación a causa de la rapidez de su cribado, mientras que los tamaños grandes recorren la cama de las cribas antes de caer en las tolvas. Por la criba No. 1, se retiene el material de la tolva No. 2 y dicha criba está sujeta a una sobrecarga pudiendo ser este un factor que puede afectar la producción de la planta, en aquellos casos, en que sea muy pequeña o se obstruya.

La Tolva No. 2 contiene el tamaño siguiente más grande de material que será usado.

La Tolva No. 3 contiene el tamaño más grande del material que va a usarse.

Como es sabido, el sistema vibratorio de cribado en las plantas no tiene un 100% de eficiencia, ocasionándose que en una tolva destinada a almacenar exclusivamente determinados tamaños, se encuentre material correspondiente a las otras. Este, como es natural ocasiona una variación en la curva granulométrica cuando el operador dosifica el material, extrayendo la cantidad que sería necesaria de una determinada tolva, sin tomar en cuenta que de esa cantidad extraída sólo un determinado porcentaje corresponde al tamaño correcto y el resto está formado por tamaños que deberían estar en otras tolvas. Para remediar esto, es necesario conocer qué porcentaje de material de una tolva se encuentra contaminando a las otras, y esto se determina comprobando la granulometría del material que se encuentra en cada una de las tolvas de material caliente.

El muestreo de las tolvas de material caliente, no siempre es sencillo, ya que no todas las plantas tienen fácil acceso a ellas. En algunos casos, es necesario usar un muestreador de tipo especial y en otros introducir un hombre al mezclador para obtener una muestra, debiendo tenerse en cuenta que dentro de una misma tolva el material tiende a clasificarse, separándose los tamaños mayores a un lado de la tolva.

Una vez conocida la granulometría real del material contenido en cada una de las tolvas, se calculan los porcentajes de contaminación. Para mayor claridad sobre como proceder, se verá un ejemplo: Tenemos que la separación por tolvas será como sigue:

Tolva No.	Material que pasa malla	Material Retenido en malla.
1	No. 8	- . -
2	1/4"	No. 8
3	1/2"	1/4"
4	3/4"	1/2"

Supondremos que la granulometría de proyecto exige los siguientes porcentajes:

Material	% de Proyecto	
1	43	0 - No. 8
2	22	No. 8 - 1/4
3	25	1/4 - 1/2
4	10	1/2 - 3/4

Al efectuar la granulometría del material en cada tolva, se obtuvo la siguiente contaminación:

Material No.	T O L V A S N o.			
	1	2	3	4
1	100%	9%		
2		78%	24%	0%
3		13%	76%	43%
4				57%

Es decir, que en tolva No. 2 (para material de 1/4" a No. 8), se encuentra un 9% de material Número 1 (pasa malla No. 8) y un 13% de material No. 3 (de 1/2" a 1/4", y sólo un 78% del material que contiene es el correspon-

diente a esa tolva (en este ejemplo se supone que la eficiencia del cribado es muy baja, pues las tolvas Nos. 2, 3 y 4 sólo contienen 78%, 76% y 57% del material que les corresponde. Esto es con el fin de hacer más claro el ejemplo, pero lo que se impondría en un caso como ese, sería hacer una revisión del sistema de cribado para mejorar la eficiencia, comprobando por ejemplo, si los contrapesos del sistema de vibración son los adecuados, ya que un vibrado más enérgico obliga a pasar a las partículas incrustadas en las mallas, sobre todo cuando tienen forma de laja, pero también hace al material desplazarse más rápido sobre la criba en el sentido de la inclinación de ésta).

Habría que modificar los porcentajes de proyecto conforme a la contaminación de tal manera que la suma de todo el material No. 1, por ejemplo, extraído tanto de la tolva 1 como de la tolva 2, nos dé precisamente la cantidad requerida por el proyecto.

El procedimiento de cálculo para corrección de la contaminación, que se expone a continuación, aún cuando no es matemáticamente preciso, el error que se obtiene no afecta grandemente para fines prácticos, y es un método bastante rápido:

Material No.	T O L V A S N o.				Proyecto
	1	2	3	4	
1	100	9			109
2		78	24	0	102
3		13	76	43	132
4				57	57

Material No. 1:

$$\frac{100 \times 43}{109} = 39.5$$

$$\frac{9 \times 43}{109} = 3.5$$

Material No. 2:

$$\frac{78 \times 22}{102} = 16.8$$

$$\frac{24 \times 22}{102} = 5.2$$

Material No. 3:

$$\frac{13 \times 25}{132} = 2.5$$

$$\frac{76 \times 25}{132} = 14.4$$

$$\frac{43 \times 25}{132} = 8.1$$

Material No. 4:

$$\frac{57 \times 10}{57} = 10$$

Material No.	Tolvas No.				Material No.	o/o Corregidos.
	1	2	3	4		
1	39.5	3.5			1	39.5
2		16.8	5.2	0.0	2	22.8
3		2.5	14.4	8.1	3	19.6
4				10.0	4	18.1
	39.5	22.8	19.6	18.1		100.0

Los porcentajes así obtenidos serán los que, debido a la contaminación, deberán extraerse de cada tolva para obtener la curva granulométrica de proyecto, pero aún así estos valores deben comprobarse y ajustarse en caso necesario, lo cual ya puede hacerse disminuyendo o aumentando un poco conforme a las granulometrías obtenidas.

Como es lógico suponer si la alimentación de la planta es variable, y en ese caso el cálculo hecho con cierta granulometría, unas bachas después

no servirá, por lo que no será posible obtener una granulometría previamente fijada. De lo anterior se desprende la importancia de la calibración -- primaria o de las tolvas de material frío, tratando de reducir las variaciones de alimentación al mínimo.

Hasta aquí ya es posible producir la mezcla de prueba y tener, si no con la seguridad de que se mantenga exactamente dentro de la granulometría de proyecto, si la de que podemos mantenerla dentro de aproximadamente un 1% de variación y con la posibilidad de localizar en caso dado, la causa de anomalía en la producción.

Al iniciarse la producción de la planta, y antes de que sea transportada la mezcla para ser tendida, es conveniente tomar una muestra y someterla a pruebas completas, para determinar si reúne las características de proyecto, y esta comprobación debe comenzar por asegurarse si las temperaturas a que están siendo calentados los materiales pétreos y el cemento asfáltico son adecuados (el cemento asfáltico se calienta del orden de los 130°C y los materiales pétreos aproximadamente a 160°C). así como la temperatura de salida de la mezcla, la cual debe, corresponder al clima del lugar de trabajo y la distancia a que deberá acarrear, debiendo procurarse que su temperatura de tendido sea proxímadamente 120°C y pudiendo tomarse -- 10°C, como un valor medio para la temperatura que se pierde en el acarreo la cual debe ajustarse conforme a lo obtenido en los primeros viajes, para las condiciones particulares de cada obra.

Se decía arriba que debe someterse a todos los ensayos pertinentes la mezcla primeramente elaborada, esto incluye, además de la granulometría y -- contenido de cemento asfáltico, la prueba Marshall y adherencia, ésta última prueba aún en el caso de que haya sido satisfactoria en anteriores ensayos y muy especialmente si el quemador del secador de la planta funciona con un combustible derivado del petróleo, ya que una mala mezcla de aire y combustible puede hacer que se forme una película de carbón, envolviendo el material pétreo, lo cual dificulta la adherencia y disminuye la estabilidad, facilitando la disgregación de la mezcla.

Cuando los materiales pétreos con que está siendo alimentada la planta, -- contienen humedad, no debe descuidarse la comprobación de la humedad a la salida del secador, para lo cual puede muestrearse, deteniendo el funcionamiento de la planta, en la base del elevador de calientes. Esto nos indica la eficiencia del secador.

Transporte de la Mezcla: Los camiones en los cuales se vaya a -- efectuar el transporte de la mezcla, deberán ser previamente limpiados, procurando que no quede polvo o materias sueltas, ni -- arcilla adherida, una vez perfectamente limpios deben lubricarse las cajas, con aceite delgado pero no disolvente del asfalto (no debe emplearse diesel ni petróleo), distribuyéndolo con escoba o cepillo y levantando la caja para que escurra, pues no debe quedar acumulado en las deformaciones del fondo.

No debe pasarse por alto el cubrir la caja del camión, una vez cargada la mezcla, con lona de protección, con objeto de que no se contamine la mezcla con polvo o cualquier otra materia -- extraña, y para ayudar a conservar la temperatura.

Tendido y Compactación del Concreto Asfáltico:

El concreto asfáltico debe ser colocado con máquina terminadora o extendedora, la cual es alimentada por los camiones -- que acarrear la mezcla, caliente, la distribuye uniformemente y la acomoda (algunas dan una ligera compactación) para ser debidamente compactada por el equipo adecuado.

Para proceder al tendido previamente se debe haber nivelado la -- superficie sobre la que se va a colocar la mezcla, esto es para -- que de acuerdo con la rasante de proyecto, poder conocer los --

espesores necesarios de mezcla para lograr la mencionada rasante.

Una vez conocidos los espesores se procede a marcarlos so
bre la superficie o se pueden colocar pijas que indiquen esos espe
sores. El control de los espesores de mezcla tendidos se puede
hacer manualmente con los tornillos de la placa maestra (ver --
esquema) para lo cual se requiere personal con una cierta habili-
dad en este trabajo ya que deben accionar los tornillos de acuer-
do con los espesores que previamente se han fijado para cada --
sección transversal.

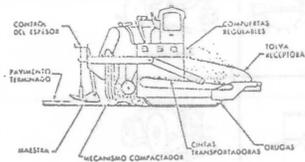
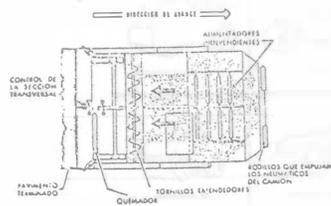


Figura VI-4—Esquema de una tornilladora para pavimentos estáticos

Algunas extendedoras tienen como equipo complementario un
controlador de niveles que es accionable por medio de impulsos --
eléctricos. Este aparato se guía por medio de un hilo que une --
las pijas con los espesores marcados y acciona a la "placa maes-
tra" de manera que va colocando los espesores necesarios. Con
este procedimiento se evita la necesidad de los "tornilleros" los -
que si no tienen la habilidad suficiente es difícil que dejen un --
acabado en cuanto a niveles se refiere, satisfactorio. Por lo --
que representa ventajas el controlador de niveles accionado por -
impulsos eléctricos.

La compactación puede dividirse en dos etapas:

Compactación Primaria

Acabado Final

La primaria debe ejecutarse con una aplanadora o rodillo liso, entrando en reversa respecto al avance de la extendidora, y tiene por objeto dar a la mezcla la mayor parte de la densidad que puede admitir, para ello es necesario que el concreto asfáltico se encuentre a una temperatura alta. Como recomendación puede decirse que la compactación debe iniciarse a la temperatura más alta (alrededor de los 100°C) que puede entrar la aplanadora sin provocar corrimiento de la mezcla, debiendo terminarse esto -- prácticamente. Generalmente son suficientes dos a tres pasadas de la aplanadora de tres ruedas, siendo muy importante que ésta no haga cambios de dirección ni se estacione sobre ella. Este -- equipo debe disponer de esparcidor de agua sobre las ruedas, a fin de que no se adhiera la mezcla a ellas.

Con respecto al peso y tipo de aplanadora o rodillo liso -- que entra inicialmente, se deberá hacer una prueba práctica en la que tomando en cuenta la máxima temperatura a la que el -- equipo pueda compactar sin desplazar, se deberá seleccionar -- entre la triciclo de 10 a 12 Tons y la Tandem de 6 a 8 Tons.

En forma general se puede decir que la temperatura para iniciar la compactación con rodillo liso deberá estar comprendida entre 100°C y 110°C.

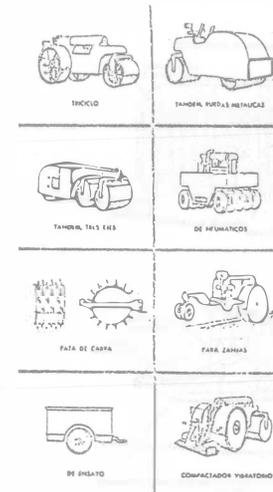


Figura Vi-10—Tipos de compactadores

Inmediatamente después de terminar su labor la aplanadora, se continúa la compactación con un compactador neumático auto-propulsado (esto último es importante ya que el tirado por tractor daña la carpeta), el cual dá un efecto de amasado a la mezcla debido a su sistema basculante en las ruedas, ayudando a la impermeabilización y compactado; principalmente, los dos centímetros superiores de la carpeta. Este equipo deberá trabajar antes que la mezcla se enfríe demasiado. Se recomienda que esta compactación se termine cuando la mezcla en carpeta tenga una temperatura mínima de 70°C. Es conveniente que cuando se encuentre aproximadamente a 50°C, se inicie el acabado final, el cual se dá por medio de una aplanadora tipo Tandem de aproximadamente 6 toneladas de peso, transitándola en el sentido transversal y diagonal al eje del tendido, y tiene por objeto borrar todas las huellas que hubieran quedado de la compactación anterior para lograr un acabado uniforme.

La temperatura a la cual se efectúa la compactación, es básica para obtener una buena carpeta; ya que una compactación efectuada cuando la mezcla ha perdido su temperatura no logra darle el acomodo y la densidad necesarias, lo que sería perjudicial las cualidades del concreto asfáltico.

Control de Calidad.- La supervisión y control deben comenzar al momento de iniciarse la producción, sin embargo, es conveniente que se observe la maniobra de instalación y armado de la planta (en caso de que no esté instalada), con objeto de obtener, desde un principio los datos necesarios sobre las condiciones del equipo, como bandas, elevadores, quemadores, cribas, compuertas, etc., y poder prever las probables causas de futuros problemas de producción.

Actualmente las reglamentaciones de la S.O.P. dejan a juicio y criterio del contratista los ajustes y calibración de las plantas, por lo que la mayoría de las veces, no se efectúa ninguna calibración, culpándose a los bancos de material cuando no se logra producir la granulometría de proyecto. Debido a lo anterior, en la mayor parte de los casos en que se ha trabajado concreto asfáltico, ha sido necesario elaborar cientos de bachas fuera de lo especificado, para lograr producir la mezcla con una granulometría y contenido de cemento asfáltico aceptables, y como para determinar si son aceptables las bachas producidas, es necesario conocer su granulometría y contenido de cemento asfáltico, por lo general cuando se obtienen estos datos, la mezcla analizada ya fue tendida. Para evitar esto es necesario que no se inicie el tendido de la mezcla asfáltica mientras no se haya elaborado una mezcla de prueba que demuestre que ya se han logrado las condiciones exigidas por el proyecto.

Hay que tener en cuenta, al trabajar el concreto asfáltico, que:

Una buena mezcla, mal tendida y mal compactada, nos dá una mala carpeta.

Una mala mezcla bien tendida y bien compactada, nos dá una mala carpeta.

Es decir, que en el concreto asfáltico no puede descuidarse ni la elaboración, ni el tendido ni la compactación, pues de estos tres factores depende el que se obtenga una buena o mala carpeta.

Uno de los principales requisitos para que una carpeta se comporte satisfactoriamente y tenga una larga vida útil, es el grado de compactación que se le dá. Este puede determinarse por medio de corazones extraídos con una máquina perforadora o con cincel, determinándoles su densidad por medio del método descrito en el inciso 108-7.4 de las especificaciones usadas por la S.O.P., conocido como "Método de la Parafina". Otra forma de determinar la densidad es con el uso de equipo conocido por AP-425 fabricado por la Soiltest, y con el cual no se causa ningún daño a la carpeta, además de ser un procedimiento mucho más rápido.

Respecto al grado de compactación que debe tener la carpeta, las especificaciones usadas por la S.O.P. establecen:

"...hasta alcanzar un grado mínimo de noventa y cinco por ciento (95% del peso volumétrico máximo que fije -

el proyecto y lo ordene la Secretaría....."

(Parte Cuarta.- Inciso 57-04.13 Pag. 124)
Edic. 1971.

Con respecto a este punto es conveniente aclarar que: Cuando se utiliza el peso volumétrico máximo del proyecto se está haciendo una comparación en la que existen variables no controlables en la producción - por lo que no siempre resulta conveniente usar el peso volumétrico máximo de proyecto.

Las variables no controlables a que se refiere el párrafo anterior, son las variaciones, que pueden ser aceptables dentro de ciertos rangos especificados, en cuanto a granulometría y contenido de cemento asfáltico en la mezcla.

Por otra parte, se puede utilizar el peso volumétrico máximo de la mezcla producida, el cual es determinado de las pastillas que se elaboran para el control de la planta. Al utilizar este peso volumétrico se efectúa una comparación más racional ya que se hace la determinación de la compactación con los pesos volumétricos del mismo material tendido y de la muestra tomada de dicho material.

Las características que debe reunir una mezcla asfáltica elaborada en caliente, están fijadas en el siguiente cuadro.

Características	Uso de la mezcla asfáltica elaborada con cemento as- fáltico.	Para Carretéras		Para Aeropís- tas.
		Hasta 2,000 Veh. - pesados	Más de 2,000 Veh. pe- sados.	
No. de golpes por cara .		50	75	75
Estabilidad mínima Kgs.	Para carpetas, capas de renivelación, ba- ses asfálticas y bacheo.	450	700	700
Flujo, en milíme- tros.	Para carpetas, capas de renivelación, ba- ses asfálticas y ba- cheo.	2-4.5	2-4	2-4
Por ciento de va- cíos en la mezcla respecto al volú- men del especímen	Para carpetas y mezclas de renivelación. Para bases asfálticas.	3-5 3-8	3-5 3-8	3-5 3-8
Por ciento de va- cíos en el agrega- do mineral (VAM) respecto al volú- men del especímen de mezcla, de -- acuerdo con el ta- maño máximo del pétreo.	Para carpetas, capas de renivelación, ba- ses asfálticas y ba- cheo. Tamaño Máx.			
	4.76 mm. (No. 4)	18	18	18
	6.35 mm. (1/4")	17	17	17
	9.51 mm. (3/8")	16	16	16
	12.7 mm. (1/2")	15	15	15
	19.0 mm. (3/4")	14	14	14
	25.4 mm. (1")	13	13	13

Se consideran como vehículos pesados los camiones en todos sus tipos y los auto buses.

Los porcentos de vacíos de la mezcla y del material pétreo, respecto al volumen del especímen, deberán determinarse de acuerdo con el procedimiento descrito en el Capítulo CXII de la Parte Novena.

El tipo de planta llamado de producción continua, es en nuestro país me- nos empleada que la llamada de producción discontinua (Bachas).

DESCRIPCIÓN Y FUNCIONAMIENTO.

La descripción de una planta continua, se puede hacer dividiéndola en tres secciones:

A. - Dosificación de áridos fríos (Fig. 1)

B. - Secador y colector de polvo (Fig. 2)

C. - Dosificación y mezclado de materiales calientes (Fig. 3)

El funcionamiento de una planta de este tipo es el siguiente (Fig. 4)

El material procedente del almacén se alimenta a la planta por medio de tractor o cargador, depositándose en las tolvas para material frío (1), - por lo general son cuatro tolvas, dispuestas para alimentar material pétreo de distintos tamaños. Estas tolvas están equipadas, en su descarga, con compuertas ajustables para regular la caída del material al alimentador de fríos (2), (el cual puede ser de banda o de vaivén), por lo que es posible dosificar el material pétreo frío, para que caiga al depósito (3) con una primera graduación granulométrica. De este depósito es llevado por el elevador de cangilones (4), hasta la tolva de entrada del secador (5), en esta parte de encuentra una rejilla para impedir la entrada de objetos mayores al tamaño fijado. Al entrar el material al secador (7), el polvo (6), puede ser reincorporado, en caso necesario, en el recipiente (8), en donde se une al material que sale del secador.

INSTALACION MEZCLADORA CONTINUA

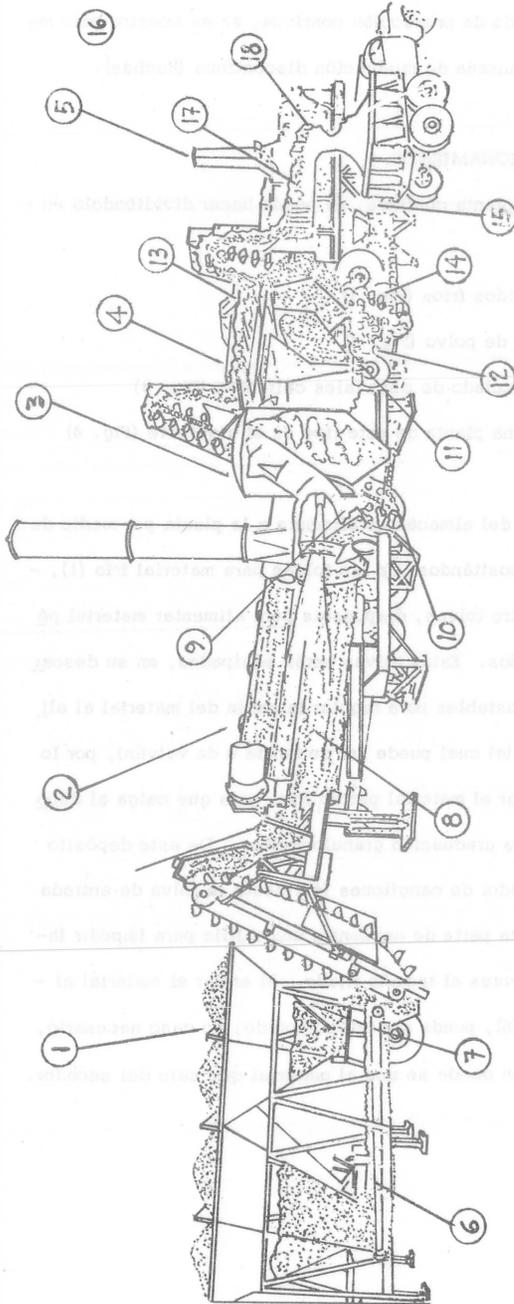


Figura VI-7—Instalación mezcladora continua

INSTALACION MEZCLADORA CONTINUA

- 1.- ALMACENAJE Y ALIMENTACION DE ARIDOS FRIOS
Almacena los áridos suministrando exactamente la cantidad de cada tamaño necesario para mantener el equilibrio entre los diversos tamaños en la unidad clasificadora.
- 2.- SECADOR
El caudal continuo de áridos recibe la máxima acción de secado por contacto directo con la llama y los gases calientes. Cada partícula de los áridos se expone repetidamente a ésta acción, obteniendo el máximo efecto de secado.
- 3.- COLECTOR DE POLVO
Recupera polvo fino que puede devolverse a la mezcla si es necesario.
- 4.- UNIDAD DE CONTROL DE LA GRANULOMETRIA
Separa y almacena los áridos secos midiendo y suministrando la cantidad necesaria de cada tamaño.
- 5.- MEZCLADOR
Mide automáticamente la cantidad necesaria de asfalto, mezclándolo perfectamente con los áridos, en el mezclador de ejes gemelos.
Los alimentadores de asfalto y áridos están conectados mecánicamente.
- 6.- Igual al # 2 de la INST. MEZC. DISCONTINUA
- 7.- Igual al # 2a de la INST. MEZC. DISCONTINUA
- 8.- Igual al # 6 de la INST. MEZC. DISCONTINUA
- 9.- Igual al # 6b de la INST. MEZC. DISCONTINUA
- 10.- Igual al # 9 de la INST. MEZC. DISCONTINUA

- 11.- Las compuertas reguladas individualmente dosifican exactamente el porcentaje de cada tipo de áridos necesarios.
- 12.- Es fácil tomar muestras de cada uno de los áridos desviando el flujo de material a los recipientes para ensayo.
- 13.- Los tamices vibratorios separan los áridos en los tamaños adecuados, desechando el tamaño necesario.
- 14.- Sistema de alimentación y medida del filler mineral, -- con almacenamiento de éste al nivel del suelo.
- 15.- Bomba medidora conectada con los alimentadores de áridos, que dosifica adecuadamente el asfalto en la cámara de mezclado.
- 16.- La bomba de alimentación asegura una presión constante en el asfalto que alimenta a la bomba medidora.
- 17.- Mezclador de ejes gemelos que mezcla perfectamente el material.
- 18.- Mezclador calorífugo para mantener la temperatura de mezclado correcto.

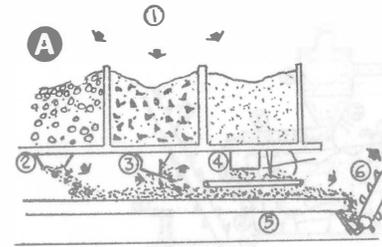


Fig. No. 1

A.- Sección de Dosificación de áridos fríos.

- 1.- Almacenamiento de los agregados en tolvas o depósitos de abastecimiento sobre el Túnel).
- 2.- Alimentador de los Agregados -- Gruesos (tipo de gravedad)
- 3.- Alimentador de los Agregados - Medianos (tipo de gravedad)
- 4.- Alimentador de los Agregados - Finos (tipo de correa de transmisión)
- 5.- Principal Colector de Agregados (tipo de correa de transmisión)
- 6.- Elevador de Fríos

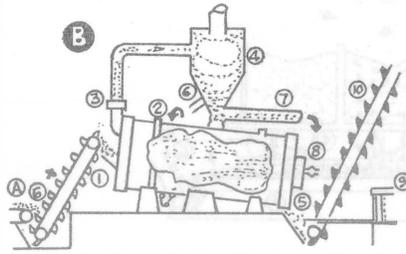


Fig. No. 2

B.- Sección del Secador y del Colector de Polvo.

A6- Elevador de Fríos.

1.- Extremo del Cargador del Secador

2.- Secador Rotativo

3.- Abanico que desarrolla la succión

4.- Colector de Polvo (ciclón)

5.- Compuerta Ajustable del Control del Vertedor de Polvo

6.- Vertedor del exceso de polvo

7.- Retorno uniforme del polvo al Elevador de calientes

8.- Quemador y extremo de descarga del Secador

9.- Aparato indicador de temperaturas

10.- Elevador de calientes

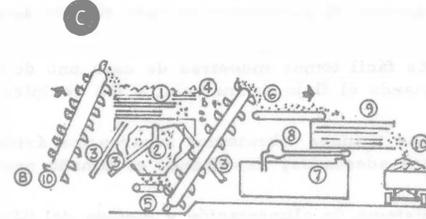


Fig. No. 3

C.- Sección de Dosificación y mezclado de materiales calientes

B-10.- Continuación del elevador de calientes

1.- Cama de cribas.

2.- Tolva para los agregados calientes

3.- Tubos vertedores de sobrantes

4.- Rechazo de tamaños mayores

5.- Alimentador de agregados proporcionados (tipo de correa de transmisión)

6.- Colector elevador de agregados al sistema de mezclado

7.- Tanque de almacenamiento de asfalto

8.- Bomba para el asfalto, motor y sistema de alimentación

9.- Mezclador amasador

10.- Mezcla completa que se descarga en los camiones

De allí es llevado por un segundo elevador de cangilones (9), hasta las cribas vibratorias (10), para ser separado por tamaños depositándose en las tolvas de material caliente (11), por las compuertas (12) de estas tolvas se extrae de cada una, la cantidad que fija la granulometría de proyecto y adicionando por la válvula (13), el cemento asfáltico caliente. Los materiales ya dosificados, así como el cemento asfáltico pasan al mezclador (14) en donde se homogeniza la mezcla y se descarga el camión que la ha de transportar.

Esto es una muy breve síntesis del funcionamiento de una planta de tipo continuo.

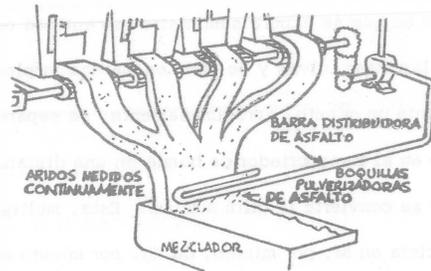
En este tipo de plantas continuas, el material procedente de las tolvas de almacenaje en caliente se dosifica por medio de compuertas regulables que descargan sobre los alimentadores de material caliente. Todos los materiales son transportados al mezclador en forma continua.

El asfalto también afluye en forma continua, y se regula con un sistema de bombeo conectado con el mecanismo de dosificación (Fig. 5), de tal manera que se obtiene una relación constante entre la cantidad total de los agregados pétreos y el producto asfáltico empleado, esto en forma independiente de la velocidad de producción.

CALIBRACION DE LA PLANTA.

Los principales pasos para iniciar la producción de mezcla con este equipo son los siguientes:

- 1.- Ajuste de las compuertas de las tolvas de almacenamiento de agregados pétreos fríos, a fin de que estos pasen al secador en las proporcio-



nes requeridas.

2.- Determinación de la cantidad de material que debe pasar al mezclador desde cada una de las tolvas de agregados calientes, y de la cantidad de producto asfáltico.

Ajuste de las compuertas de agregados en frío.

Generalmente hay dos tipos de alimentadores para agregados en frío:

- 1).- Alimentadores Alternativos (Cangilones) y
- 2).- Alimentadores de Correa (Bandas transportadoras)

La cantidad que suministra un alimentador alternativo, en kilogramos por minuto, puede calcularse por la ecuación.

$$C_t = WHRLUE$$

En donde:

W = Anchura de la compuerta, en metros

H = Altura de la compuerta, en metros

L = Carrera de alimentador, en metros

R = Carreras por minuto

C_t = Capacidad teórica, en kilogramos por minuto

U = Peso de los agregados, en kilogramos por M³.

E = Rendimiento

Los kilogramos por minuto que se suministran por un alimentador de correa se determinan por la siguiente ecuación.

$$C_t = WHSUE$$

En donde:

S = Velocidad de la correa, en metros por minuto

En la práctica es factible determinar la abertura de las compuertas de las tolvas por tanteos, no siendo indispensable las ecuaciones citadas; de esta manera que las áreas correspondientes a los distintos agregados sean proporcionales a los porcentajes requeridos.

Es muy importante la calibración de los alimentadores en frío, y es una maniobra fácil de realizar. Cuando el material se lleva al secador por medio de transportadores de banda, sólo es necesario ajustar la compuerta de una tolva en la posición en que se espera suministre la cantidad correcta de material, se cierran las otras tolvas y se pone en marcha la planta. Cuando ha funcionado durante un minuto, aproximadamente, se separa y pasa el material contenido en el transportador de banda en una distancia media por ejemplo 3 m., y se convierte la cifra a Kg/m. Esta, multiplicada por la velocidad de la cinta en M. por minuto, dá Kg. por minuto entregados por la tolva con esa abertura particular de la compuerta. Se convierte a Tons. p/h y por centímetro de abertura de compuerta y se calcula la proporción a número exacto de centímetros a que debe abrirse la compuerta para suministrar la cantidad deseada de tons./h.

Ya efectuado lo anterior, se pone nuevamente la planta en marcha durante un minuto aproximado, después que los agregados han empezado a caer en las tolvas de materiales calientes, se vacían las tolvas y se continúa con la planta en marcha unos minutos más para volverlos a llenar hasta la mitad cuando menos, procediéndose al muestreo de los distintos agregados en caliente para el análisis granulométrico.

M U E S T R E O .

Previo al muestreo de las tolvas deben de verse aproximadamente 500 Kgs. de cada una de ellas, ello con el fin de establecer un flujo de pétreos regulado, una vez efectuado lo anterior, se suelta la palanca de una de las tolvas y se toma una muestra de 20 Kg., por lo menos del material que cae. Se repite esta operación con las otras tolvas, este tipo de plantas tienen por lo general dispositivo bastante accesible para efectuar los muestreos, es muy conveniente dejar siempre la planta en funcionamiento durante algunos minutos antes de llevar a cabo el muestreo.

ANALISIS DE LAS MUESTRAS.

Cada una de las muestras debe de cuartearse cuidadosamente hasta obtener las cantidades mínimas de material adecuadas para los estudios de laboratorio.

Como regla general, la muestra procedente de la tolva de finos, después del cuateo debe ser de 500 gr., las muestras de tolvas de un tamaño aproximado de 1/4" de 1,000 gr., y las muestras de las tolvas conteniendo agregados mayores, de 2,000 gr. Una vez hecho lo anterior, se procede al análisis granulométrico de cada una de estas, se anotan los resultados y con estos se calcula la granulometría combinada, la que una vez determinada se presenta gráficamente.

En cada tolva existe siempre algún material menor que el tamiz de menor abertura representado por ella, esto se debe a que cierta cantidad de los materiales más finos es siempre arrastrada a la tolva siguiente por los agre

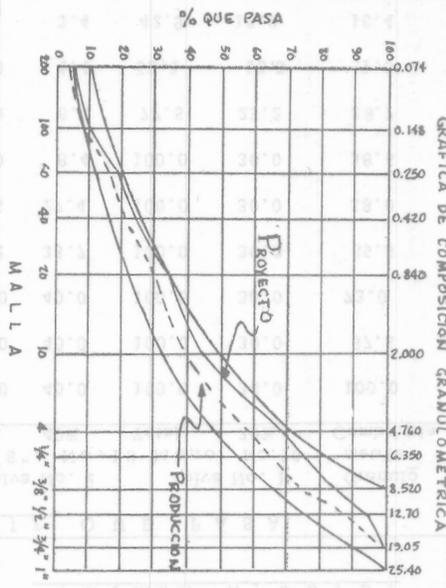
Malla No.	P O R C E N T A J E Q U E P A S A .				Granulo métrica del Tra-bajo.	Toleran-cias. Especif. cadas.
	Tolva No. 3 3/4" a 3/8" Total 30%	Tolva No. 2 3/8" a No. 10 Total 40%	Tolva No. 1 Menor No. 10 Total 30%	Granulo métrica Combinada		
3/4"	100.0	100.0	40.0	100.0	100.0	± 5
1/2"	58.2	100.0	40.0	100.0	87.5	± 5
3/8"	10.1	100.0	40.0	100.0	73.0	± 5
1/4"	0.1	84.2	33.7	100.0	65.5	± 5
No. 4	2.0	68.5	27.4	100.0	58.0	± 4
No. 10	0.5	21.0	8.4	100.0	38.6	± 3
No. 20	0.4	16.0	6.4	77.5	29.7	± 3
No. 40	0.3	11.0	4.4	55.1	21.0	± 1
No. 60	0.2	8.6	3.4	42.9	16.4	± 1
No. 100	0.1	4.8	1.9	19.8	7.8	± 1
No. 200	0.0	3.2	1.9	9.1	4.0	± 1
Contenido de Cemento asfáltico					5.2	± 0.26 (0.06CA)

SECRETARIA DE OBRAS PUBLICAS
 DIRECCION GENERAL DE SERVICIOS TECNICOS
 DEPARTAMENTO DE LABORATORIOS
 REPORTE DE CONCRETO ASFALTICO

MATERIAL MEZCLA 30%-40%-30%
 EMBASE NUM. 1 MUESTRA NUM. 1-2-3
 PROCESADA POR PRIMER AJUSTE
 EXEDIENTE
 FECHA RECIBO
 FECHA ORDENE

PRUEBAS SOBRE MATERIAL PETREO

CLASIFICACION PETROGRAFICA
 PESO VOL. SUELTO, Kg /m³
 QUE PASA MALLA, %
 3/4" 100.0
 1/2" 58.2
 3/8" 10.1
 1/4" 0.1
 No. 4 2.0
 No. 10 0.5
 No. 20 0.4
 No. 40 0.3
 No. 60 0.2
 No. 100 0.1
 No. 200 0.0



CARACTERISTICAS DEL ASFALTO
 TIPO
 TEMPERATURA RECOMENDABLE
 DE APLICACION
 PENETRACION
 OBSERVACIONES :

EL LABORANTISTA
 EL JEFE DEL LABORATORIO
 EL JEFE DEL LABORATORIO REGIONAL

AJUSTE FINAL

Malla No.	PORCENTAJE QUE PASA						Granulo metría Combinada.	Granulo metría de Trabajo	Proyec-to.	Toleran-cias Especificadas.
	Toiva No. 3 3/4" a 3/8"	Total 30%	Toiva No. 2 3/8" a No.10	Total 40%	Toiva No. 1 Menor No. 10	Total 30%				
3/4"	100.0	19.0	100.0	40.0	100.0	32.0	100.0	100	100	+ 5
1/2"	58.2	11.0	100.0	49.0	100.0	32.0	92.0	92	94	+ 5
3/8"	10.1	1.9	100.0	49.0	100.0	32.0	82.9	83	85	+ 5
1/4"	0.1	1.1	84.2	41.2	100.0	32.0	74.3	74	76	+ 5
No. 4	2.0	0.4	68.5	33.6	100.0	32.0	66.0	66	68	+ 4
No. 10	0.5	0.1	21.0	10.3	100.0	32.0	42.4	42	44	+ 3
No. 20	0.4	0.1	16.0	8.0	77.5	24.8	32.9	33	35	+ 3
No. 40	0.3	0.1	11.0	5.4	55.1	17.6	23.1	23	24	+ 1
No. 60	0.2	-	8.6	4.2	42.9	13.9	17.9	18	19	+ 1
No. 100	0.1	-	4.8	2.3	19.8	6.3	8.6	9	10	+ 1
No. 200	0.0	-	3.2	1.6	9.1	2.9	4.5	5	6	+ 1
Contenido de Cement o asfáltico									5.2	+ 0.26 (+ 0.05 CA)

SECRETARIA DE OBRAS PUBLICAS
 DIRECCION GENERAL DE SERVICIOS TECNICOS
 DEPARTAMENTO DE LABORATORIOS

REPORTE DE CONCRETO ASFALTICO

MATERIAL	EXPEDIENTE
ENSAJE NUM.	MUESTRA NUM.
ENVIADA POR	FECHA RECIBO
PROCEDENCIA	FECHA INFORME

AJUSTE FINAL

PRUEBAS SOBRE MATERIAL PETREO

CLASIFICACION PETROGRAFICA

PESO VOL. SUELTO, Kg/m³

QUE PASA MALLA, %

1"	100
3/4"	100
1/2"	100
3/8"	100
1/4"	100
No. 4	100
" 10	100
" 20	100
" 40	100
" 60	100
" 100	100
" 200	100

DENSIDAD

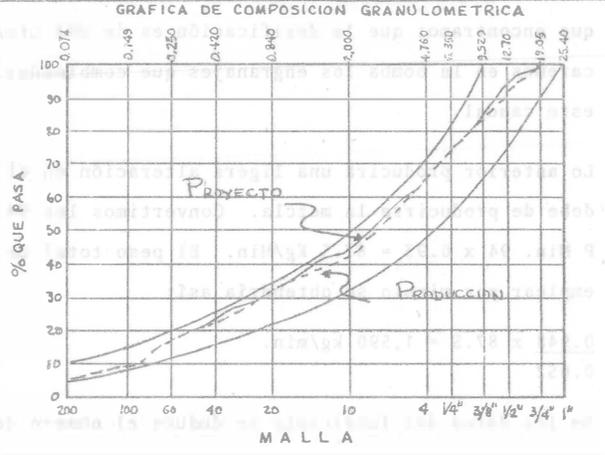
ABSORCION, %

DESFASTE, %

PARTICULAS ALARGADAS, %

PARTICULAS EN FORMA DE LAJA, %

EQUIVALENTE DE ARENA



CARACTERISTICAS DEL ASFALTO

TIPO

TEMPERATURA RECOMENDABLE DE APLICACION

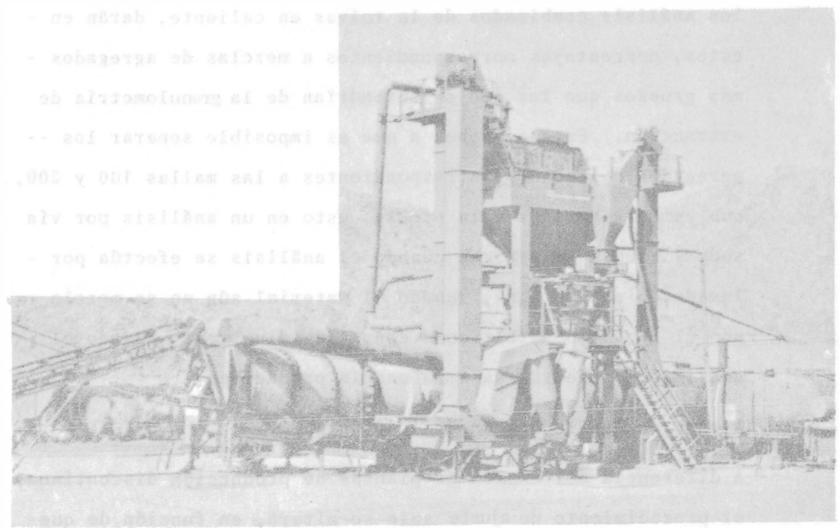
PENETRACION

PRUEBAS EN LA MEZCLA ASFALTICA

CONT. OPT. DE ASFALTO (%)	GRADO DE COMPACTACION EN CARPETA %
PESO VOL. MAX. EN MEZCLA COMPACTA (kg/m ³)	CONT. ASFALTO EN MEZCLA
AFINIDAD CON EL ASFALTO	PERMEABILIDAD DE LA CARPETA

OBSERVACIONES :

EL LABORATORISTA	EL JEFE DEL LABORATORIO	EL JEFE DEL LABORATORIO REGIONAL
------------------	-------------------------	----------------------------------



gados mayores. Este efecto aumenta cuando disminuye el tamaño del tamiz. Por esta razón no deben o no se emplean en una planta de elaboración de mezcla en caliente, tamices menores del Núm. 10.

En la tabla ejemplo puede observarse que el material, salvo en lo que se refiere al de los tamices 100 y 200, puede combinarse ajustándose muy estrechamente a la fórmula de dosificación en planta. Como regla general,

los análisis combinados de la tolvas en caliente, darán en estos, porcentajes correspondientes a mezclas de agregados más gruesos que los que se obtendrían de la granulometría de extracción. Esto se debe, a que es imposible separar los agregados de tamaños correspondientes a las mallas 100 y 200, que están adheridas a la piedra, esto en un análisis por vía seca y que sí se separan cuando el análisis se efectúa por lavado, bien con agua, cuando el material aún no se mezcla con el producto asfáltico o con algún disolvente cuando el análisis se efectúa ya a la mezcla producida.

Ajuste de la Producción de la planta.

A diferencia del empleo de plantas de producción discontinua, el procedimiento de ajuste solo se altera, en función de que se considera como una bacha, una vuelta del cuenta vueltas incorporado a la planta. Se representa la curva que relaciona los Kg., por vuelta, con la abertura de la compuerta por medio de datos obtenidos de una calibración de la planta, realizada según las instrucciones del fabricante. Se cita el siguiente ejemplo: Suponiendo que queremos poner la planta a punto de producir 100 ton. p/h. empleando el análisis granulométrico correspondiente al de la tabla ejemplo. El primer paso consiste en determinar la cantidad de asfalto por añadir en litros por minuto.

Ya que el contenido en este caso es 5.2%; $5.2/100 \times 100/60 \times 1,000 = 86.5$ Kg/min., deduciendo que el producto asfáltico empleado tenga un

peso específico de 0.93 kg., a la temperatura de empleo, la cantidad requerida sería para una producción de 100 tons. p/h. de mezcla = $86.5/0.93$ o sea, 93 lts./min.

Dado que la velocidad de la bomba en este tipo de plantas se regula mediante engranajes intercambiables, se debe encontrar en la información del fabricante cual es la dosificación de asfalto más aproximada a la calculada que podemos obtener con las combinaciones de los engranajes existentes. Suponiendo, que encontramos que la dosificación es de 094 Lts/Min., colocaremos en la bomba los engranajes que combinados puedan dar este caudal.

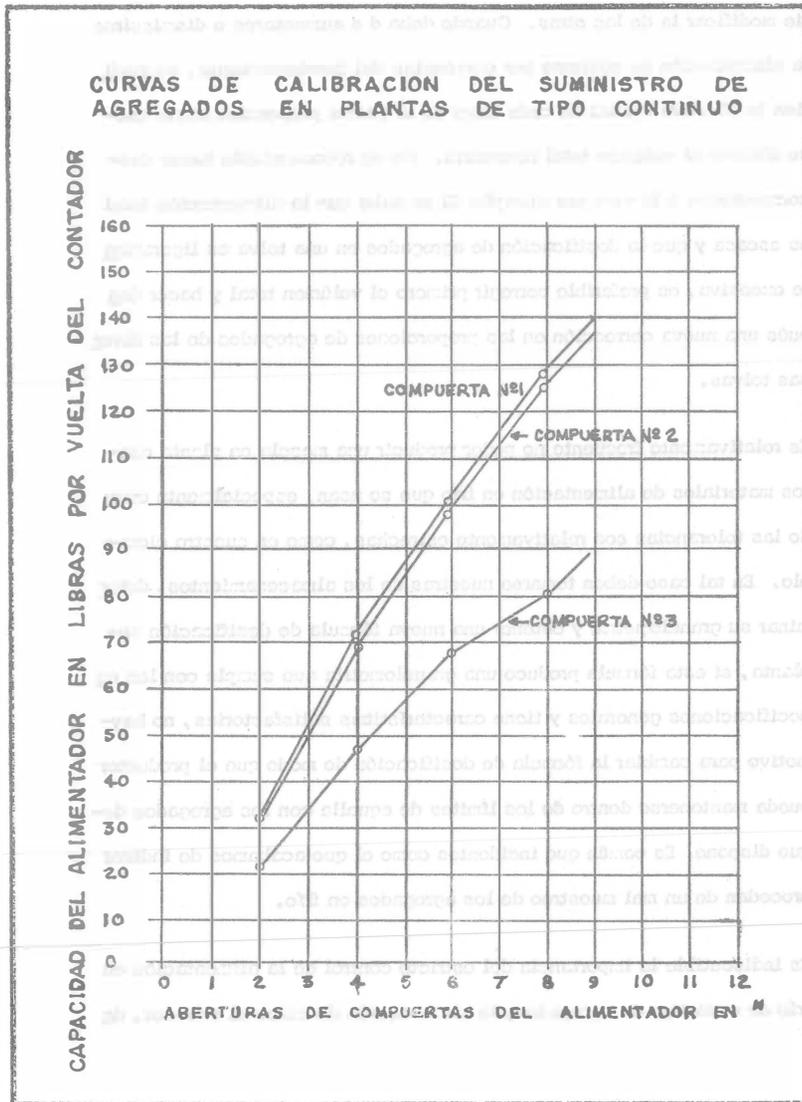
Lo anterior producirá una ligera alteración en el ritmo a que debe de producirse la mezcla. Convertimos los 94 lts. a Kg./P Min. $94 \times 0.93 = 87.5$ Kg/Min. El peso total de áridos a emplear por minuto se obtendría así:

$$\frac{0.948}{0.052} \times 87.5 = 1,590 \text{ kg/min.}$$

De los datos del fabricante se deduce el número de vueltas por minuto del contador de revoluciones; suponiendo que este valor sea de 15.28, los Kg. de agregados requeridos por vuelta, se calculan así:

$$\frac{1,590}{15.28} = 104 \text{ kg/vuelta}$$

A continuación se calibra cada tolva de agregados en caliente obteniéndose una curva como las representadas en la gráfica y se procede a calcular la abertura necesaria en cada tolva según la Tabla siguiente:



Tolva	Kilogramos por vuelta	Abertura (pulg.)
3	0.15 :: 104 = 20	3.4
2	0.49 :: 104 = 51	6.2
1	0.32 :: 104 = 33	3.5

Ya a partir de este punto pueden hacerse cambios diferenciales. Los círculos se efectúan sobre los fig. de agregados por vuelta, y se modifican las aberturas de las tolvas por medio de la curva de la gráfica de calibración de suministro.

Es muy frecuente que al comenzar el funcionamiento normal de una planta, la granulometría de la mezcla tome un aspecto algo distinto del obtenido en las mezclas de prueba. Con el objeto de mantener el producto dentro de los lineamientos del diseño, es conveniente efectuar pequeños cambios en las aberturas de las tolvas. Estos cambios deben de llevarse a cabo con extremo cuidado y por pequeños incrementos; antes de cualquier modificación, se requiere la seguridad de que se hace en la dirección adecuada. No es correcto efectuar ningún cambio basándose en un único ensayo, conviene efectuar un mínimo de tres, a fin de estar seguro de que la variación no está basada en una muestra no representativa.

Por lo anterior, es muy importante que la toma de muestras sea en extremo cuidadosa, en especial en mezclas con agregados con tamaños máximos de 3/4" ó más, ya que unas piedras suplementarias del tamaño mayor pueden hacer que el resultado del ensayo caiga fuera de los límites de la fórmula de dosificación en planta por exceso de gruesos, o inversamente

la falta de unas de estas piedras puede hacer que el ensayo indique que los agregados se salen de la fórmula de dosificación en planta por defecto de agregados gruesos.

Es muy común no obtener resultados satisfactorios en la prueba inicial, por ello después de haber empezado la producción normal, es frecuente que una de las tolvas de agregados fríos empiece a rebosar, mientras que es necesario esperar para que una ó más de las otras, se llenen. Para corregir lo anterior, deben hacerse gradualmente pequeños cambios en las tolvas en frío hasta obtener un funcionamiento adecuado de la plan-

ta. La naturaleza de variación de resultados, puede deducirse de la naturaleza del exceso o deficiencia en la capacidad de las tolvas, por ejemplo: Si la tolva de agregados que pasan por la malla No. 10, rebosa, mientras que es necesario esperar a que se llene la tolva de agregados de 3/8", disminuiremos ligeramente la abertura de la tolva C de agregados fríos, aumentando proporcionalmente la abertura de la tolva A.

Como otro ejemplo, podría citarse el siguiente:

Suponiendo que la tolva de agregados gruesos rebosa, pero que las otras dos funcionan correctamente. En este caso se está suministrando en conjunto un exceso de material, de manera que será necesario reducir ligeramente la dosificación de la tolva A de agregados fríos y no será necesari-

rio modificar la de las otras. Cuando deba de aumentarse o disminuirse la alimentación en conjunto por exigencias del funcionamiento, se modifica la abertura inicial de cada tolva en la misma proporción hasta que se obtiene el volumen total necesario. No es recomendable hacer dos correcciones a la vez; por ejemplo: Si se sabe que la alimentación total es escasa y que la dosificación de agregados en una tolva es ligeramente excesiva, es preferible corregir primero el volumen total y hacer después una nueva corrección en las proporciones de agregados de las diversas tolvas.

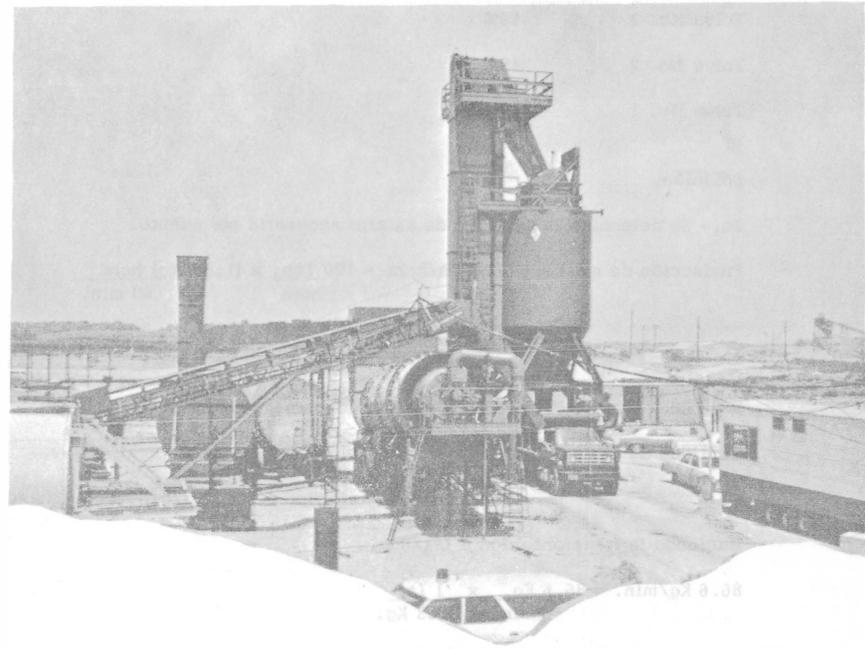
Es relativamente frecuente no poder producir una mezcla en planta con los materiales de alimentación en frío que se usan, especialmente cuando las tolerancias son relativamente estrechas, como en nuestro ejemplo. En tal caso deben tomarse muestras de los almacenamientos, determinar su granulometría y obtener una nueva fórmula de dosificación en planta, si esta fórmula produce una granulometría que cumple con las especificaciones generales y tiene características satisfactorias, no hay motivo para cambiar la fórmula de dosificación de modo que el productor pueda mantenerse dentro de los límites de aquella con los agregados de que dispone. Es común que incidentes como el que acabamos de indicar procedan de un mal muestreo de los agregados en frío.

Es indiscutible la importancia del estricto control de la alimentación en frío de cada tipo de agregados, la alimentación de estos al secador, de

be regularse de tal manera que el caudal de cada tipo de ellas sea uniforme y lo más próxima posible a la cantidad exacta necesaria para mantener las tolvas de agregados calientes bien llenas, pero sin rebosar. La irregularidad del caudal de cualquiera de los materiales fríos es perjudicial de dos maneras distintas para el buen funcionamiento de la planta. Si se sobrecargan las mallas de uno de los tamaños, disminuye el rendimiento del cribado y se produce generalmente un exceso de arastro de unos agregados por otros.

El exceso o defecto de uno de los materiales fríos puede dar lugar a que una de las tolvas de agregados en caliente, rebose o se vacíe, una tolva rebosante significa pérdida de calor y vacía, disminuye la capacidad de la planta. En ambos casos, los gastos de funcionamiento de la planta aumentan.

En el caso relativamente frecuente de agregados húmedos o inclusive saturados a consecuencia de lluvias o por su extracción de lechos de río, puede eliminarse gran parte de la humedad superficial renovando las capas superiores y empicando la parte que se ha ventilado en mayor proporción. En el caso de usar continuamente agregados mojados, uno de los mejores métodos para asegurarse del empleo de material estrictamente seco, es utilizar dos secadores en serie. De esta forma puede lograrse el máximo de rendimiento de la planta, sin duda alguna sobre el perfecto secado de los agregados.



Ejemplo de Ajuste de la producción de planta continúa.

Datos:

Producción requerida 100 Ton. por hora

Porcentaje de cemento asfáltico con respecto al peso de la mezcla.

CA = 5.2%

Peso específico del cemento asfáltico = 0.93 Kg/lit.

(a la temperatura de empleo)

De la calibración de las tolvas se tienen los siguientes porcentajes:

Tolva No. 3	19%
Tolva No. 2	49%
Tolva No. 1	32%

Solución:

1o.- Se determina la cantidad de asfalto necesaria por minuto.

$$\text{Producción de mezcla : } 100 \text{ Ton/hora} = 100 \frac{\text{Ton.}}{\text{hora}} \times \frac{(1,000\text{Kg}) \text{ hora}}{60 \text{ min.}}$$

$$P. \text{ mezcla} = 1666 \text{ Kg/min.}$$

$$\% \text{ de cemento asfáltico} = 5.2\% = 0.052 \text{ (expresado en forma decimal).}$$

$$\text{Cantidad de cemento asfáltico} = 1666 \times 0.052$$

$$C. \text{ de cemento asfáltico} = 86.6 \text{ Kg/min.}$$

Haciendo la transformación a Lts/min.

$$86.6 \text{ Kg/min.} = 86.6 \frac{\text{Kg.}}{\text{min.}} \times \frac{1 \text{ Lt.}}{0.93 \text{ Kg.}}$$

$$C. \text{ de C Asfáltico} = \underline{93 \text{ Lts./min.}}$$

2.- Selección de la combinación de engranajes.

Dado que el gasto de la bomba para asfalto, en este tipo de plantas, se regula mediante engranajes intercambiables, se debe encontrar en la información que proporciona el fabricante, (catálogo o manual de operación de la planta), cual es la combinación de engranajes de la que se pueda obtener la cantidad de asfalto que más se aproxime a la requerida.

De los datos de fabricante, se pueden obtener las siguientes cantidades de asfalto por minuto.

90 Lts./min. para combinación de engranajes A

94 Lts./min. para combinación de engranajes B

98 Lts./min. para combinación de engranajes C

Para este caso escogeremos la combinación de engranajes "B" que nos da

94 Lts./min.

Lo anterior producirá una ligera alteración en la dosificación calculada, ya que solo necesitamos 93 Lts./min. por lo que es indispensable hacer una corrección a los cálculos originales.

3.- Corrección.

a).- Convertimos 94 Lts/min. a Kg/min.

$$\frac{94 \text{ Lts.}}{\text{min.}} = \frac{94 \text{ Lts.}}{\text{min.}} \times \frac{0.93 \text{ Kg.}}{\text{Lt.}}$$

$$\frac{94 \text{ Lts.}}{\text{min.}} = \underline{87.5 \text{ Kg.}}{\text{min.}}$$

b).- Calculamos la cantidad de material pétreo por minuto que será necesario para conservar el mismo porcentaje de cemento asfáltico en la mezcla.

Para 1666 Kg/min., (100 ton./hora) de mezcla y 5.2% de cemento asfáltico, necesitamos 86.6 Kg/min. de cemento asfáltico. Qué cantidad de mezcla necesitamos producir para tener 5.2% de cemento asfáltico y 87.5 Kg/min. de cemento asfáltico.

$$\frac{X \text{ Kg/min. de mezcla}}{100\% \text{ de mezcla}} = \frac{87.5 \text{ Kg/min. de C. Asf.}}{5.2\% \text{ de C. Asf.}}$$

$$X \text{ Kg/min. de mezcla} = \frac{87.5 \text{ Kg/min.}}{5.2\%} \times 100\%$$

$$\text{Mezcla} = 1682 \text{ Kg/min.}$$

$$100\% \text{ de mezcla} - 5.2\% \text{ de C. Asf.} = 94.8\% \text{ de material pétreo.}$$

$$\text{Mat. pétreo} = 1682 \text{ Kg/min.} \times 94.8\%$$

$$\text{Mat. pétreo} = 1682 \times 0.948 \text{ Kg/min.}$$

$$\text{Mat. pétreo} = 1594.5 \text{ Kg/min.}$$

Resultado;

$$\text{Cemento asfáltico} = 5.2\% \text{ del peso total de la mezcla} = 87.5 \text{ Kg/min.}$$

$$\text{Mat. pétreo} = 94.8\% \text{ del peso total de la mezcla} = 1594.5 \text{ Kg/min.}$$

$$\text{Mezcla} = 1682 \text{ Kg/min.}$$

$$\text{Mezcla} = \frac{1682 \text{ Kg.}}{\text{min.}} \times \frac{60 \text{ min.}}{1 \text{ hora}} \times \frac{1 \text{ ton.}}{1000 \text{ Kg.}}$$

$$\text{Mezcla} = 101 \text{ ton/hora.} \quad \text{Comprobación de la producción.}$$

La producción práctica resultó un poco mayor que la requerida originalmente de 100 ton/hora.

4.- Determinación de las cantidades en Kg/min, que es necesario dosificar de cada tolva, para producir la cantidad de mezcla calculada.

De los datos que proporciona el fabricante se puede obtener el número de vueltas del alimentador de áridos calientes (vuelta/minuto); si en este caso dicho valor es de 15.28, los kilogramos de material pétreo por vuelta se calcula así:

$$\text{Mat. Pétreo} = 1594.5 \text{ Kg/min.}$$

$$\text{Por cada vuelta} = \frac{1594.5 \text{ Kg.}}{\text{min.}} \times \frac{1 \text{ min.}}{15.28 \text{ vueltas}}$$

$$\text{Por cada vuelta} = 104 \frac{\text{Kg.}}{\text{vuelta}}$$

A continuación se calibra cada tolva de material pétreo caliente, por separado, haciendo variar la abertura de la compuerta y midiendo la cantidad de material que se obtiene en Kg/vuelta, para cada abertura en cm. La calibración de las tolvas de material caliente, se puede representar gráficamente (ver ejemplo de gráfica) a escala aritmética, teniendo en el eje horizontal la abertura de la compuerta en cm. (o pulgadas) y en el eje vertical la cantidad en Kg/vuelta (o lbs./vuelta) que sale de dicha compuerta.

En este ejemplo la gráfica de calibración tiene como unidades libras por vuelta y pulgadas.

Para poder utilizar esta gráfica, hacemos la transformación de Kg/vuelta a libras/vuelta.

$$104 \text{ Kg/vuelta} = 104 \frac{\text{Kg.}}{\text{vuelta}} \times \frac{1 \text{ libra}}{0.454 \text{ Kg.}} \quad 104 \text{ Kg/vuelta} = 229 \text{ libras/vuelta}$$

Los porcentajes de material de cada tolva son los siguientes:

Tolva No.	Porcentaje	Libras/Vuelta
1	32%	$0.32 \times 229 = 73.3$
2	49%	$0.49 \times 229 = 112.2$
3	19%	$0.19 \times 229 = 43.5$ 229.0 Lbs/vuelta.

La abertura de cada tolva se obtendrá de la gráfica de calibración.

Tolva No.	Lbs/Vuelta	Abertura en pulgadas
1	73.3	4.0
2	112.2	7.0
3	43.5	3.8

Ya a partir de este punto pueden hacerse cambios diferenciales, los cálculos se efectúan sobre los Kg. de agregados por vuelta, y se modifican las aberturas de las tolvas por medio de la curva de la gráfica de calibración de suministro.

Es muy frecuente que al comenzar el funcionamiento normal de una planta, la granulometría de la mezcla tome un aspecto algo distinto del obtenido en las mezclas de prueba. Con el objeto de mantener el producto dentro de los lineamientos del diseño, es conveniente efectuar pequeños cambios en las aberturas de las tolvas. Estos cambios deben de llevarse a cabo con extremo cuidado y por pequeños incrementos; antes de cualquier modificación, se requiere la seguridad de que se hace en la dirección adecuada. No es correcto efectuar ningún cambio basándose en un único ensayo, conviene efec-

tuar un mínimo de tres, a fin de estar seguro de que la variación no está basada en una muestra no representativa.

Por lo anterior, es muy importante que la toma de muestras sea en extremo cuidadosa, en especial en mezclas con agregados con tamaños máximos de 3/4" ó más, ya que unas piedras suplementarias del tamaño mayor, pueden hacer que el resultado del ensayo caiga fuera de los límites de la fórmula de dosificación en planta por exceso de gruesos, o inversamente, la falta de unas de estas piedras puede hacer que el ensayo indique que los agregados se salen de la fórmula de dosificación en planta por defecto de agregados gruesos.

Es muy común no obtener resultados satisfactorios en la prueba inicial, por ello después de haber empezado la producción normal, es frecuente que una de las tolvas de agregados fríos empiece a rebozar, mientras que es necesario esperar para que una ó más de las otras se llenen. Para corregir lo anterior, deben hacerse gradualmente pequeños cambios en las tolvas en frío, hasta obtener un funcionamiento adecuado de la planta.

La naturaleza de variación de resultados, puede deducirse de la naturaleza del exceso o deficiencia en la capacidad de las tolvas, por ejemplo:

Si la tolva de agregados que pasan por la malla No. 10, reboza, mientras que es necesario esperar a que se llene la tolva de agregados de 3/8", disminuirémos ligeramente la abertura de la tolva C de agregados fríos, aumentando proporcionalmente la abertura de la tolva A.

Como otro ejemplo, podría citarse el siguiente.

Suponiendo que la tolva de agregados gruesos reboza, pero que las otras dos funcionan correctamente, en este caso se está suministrando en conjunto un exceso de material, de manera que será necesario reducir ligeramente la dosificación de la tolva A de agregados fríos y no será necesario modificar la de las otras. Cuando deba de aumentarse o disminuirse la alimentación en conjunto por exigencias del funcionamiento, se modifica la abertura inicial de cada tolva en la misma proporción hasta que se obtiene el volumen total necesario. No es recomendable hacer dos correcciones a la vez; por ejemplo: Si se sabe que la alimentación total es escasa y que la dosificación de agregados en una tolva es ligeramente excesiva, es preferible corregir primero el volumen total y hacer después una nueva corrección en las proporciones de agregados de las diversas tolvas.

Es relativamente frecuente no poder producir una mezcla en planta con los materiales de alimentación en frío que se usan, especialmente cuando las tolerancias son relativamente estrechas, como en nuestro ejemplo. En tal caso deben tomarse muestras de los almacenamientos, determinar su granulometría y obtener una nueva fórmula de dosificar en planta, si esta fórmula produce una granulometría que cumple con las especificaciones generales y tiene características satisfactorias, no hay motivo para cambiar la fórmula de dosificación de modo que el productor pueda mantenerse dentro de los límites de aquella con los agregados de que dispone. Es común que incidentes como el que acabamos de indicar, procedan de un mal muestreo de los agregados en frío.

Es indiscutible la importancia del estricto control de la alimentación en frío de cada tipo de agregados, la alimentación de estos al secador, debe regularse de tal manera que el caudal de cada tipo de ellas sea uniforme y lo más próxima posible a la cantidad exacta necesaria para mantener las tolvas de agregados calientes bien llenas, pero sin rebozar. La irregularidad del caudal de cualquiera de los materiales fríos, es perjudicial de dos maneras distintas para el buen funcionamiento de la planta. Si se sobrecargan las mallas de uno de los tamaños, disminuye el rendimiento del cribado y se produce generalmente un exceso de arrastre de unos agregados por otros.

El exceso o defecto de uno de los materiales fríos puede dar lugar a que una de las tolvas de agregados en caliente, rebozase o se vacíe, una tolva rebozante significa pérdida de calor y vacía, disminuye la capacidad de la planta. En ambos casos, los gastos de funcionamiento de la planta aumentan.

En el caso relativamente frecuente de agregados húmedos o inclusive saturados a consecuencia de lluvias o por su extracción de lechos de ríos, puede eliminarse gran parte de la humedad superficial removiendo las capas superiores y empleando la parte que se ha ventilado en mayor proporción. En el caso de usar continuamente agregados mojados, uno de los mejores métodos para asegurarse de empleo de material estrictamente seco, es utilizar dos secadores en serie. De esta forma puede lograrse el máximo de rendimiento de la planta, sin duda alguna sobre el perfecto secado de los agregados.

PROBLEMA:

1.- Determinar los desperdicios que se tendrán al usar una curva granulométrica de proyecto y conociendo la del material original.. Dibujar las curvas con los datos anexos.

2.- Hacer el ajuste o calibración teórica de una planta de producción discontinua, con los siguientes datos:

Tolva No.	Material que pasa malla	Material retenido en malla.
1	1/4"	"
2	1/2"	1/4"
3	3/4"	1/2"

Supondremos que la granulometría de proyecto exige los siguientes porcentajes:

Material	% de Proyecto
1	68
2	17
3	15

Al efectuarse la granulometría en cada tolva, se obtuvo la siguiente contaminación:

Material	T o l v a s N o .		
	1	2	3
1	100%	13%	
2		87%	8%
3			92%

a.- Calcular los porcentajes que será necesario extraer de cada tolva, de manera que se aproveche al máximo el material que se encuentre en cada tolva.

b.- Calcular los desperdicios que habrá de cada material si la capacidad de las tolvas para cada una de estas, es la misma.

TRABAJO COMPLEMENTARIO.

I.- CONOCIDAS LAS GRANULOMETRIAS DE TRES MATERIALES, QUE SEGUN ESTUDIOS PREVIOS, REUNEN CARACTERISTICAS ACEPTABLES PARA SU EMPLEO EN LA ELABORACION DE CONCRETO ASFALTICO, DETERMINE LAS PROPORCIONES EN QUE SE DEBERAN USAR PARA OBTENER LA CURVA GRANULOMETRICA DE PROYECTO.

MALLA No.	PORCENTAJE QUE PASA.			PROYECTO
	MAT. "A"	MAT. "B"	MAT. "C"	
3/4	100	100		100
1/2	72	96		88
3/8	50	91		75
1/4	32	80		60
No. 4	23	66		51
No. 10	11	42	100	35
No. 20	6	26	99	24
No. 40	4	20	77	18
No. 60	3	16	22	10
No. 100	2	11	4	7
No. 200	1	7	2	5

II.- Describa los pasos que serían necesarios dar para calibrar una planta de producción continua, semejante a la del ejemplo, de tal manera que se puedan producir 140 Ton./Hr. siendo el contenido óptimo de asfalto 5.5%.

III.- Si en este mismo caso, la planta cuenta con tres tolvas de igual capacidad para agregados en frío y la proporción resultante de agregados, requiere cantidades muy diferentes entre sí, de cada uno de los materiales, que solución propondría usted para obtener la mayor eficiencia de la planta?

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

ESPECIFICACIONES GENERALES DE CONSTRUCCION S.O.P.
PARTES IV, VIII Y IX.

PAVIMENTOS ASFALTICOS
MARTIN Y WALLACE
EDITORIAL AGUILAR

ELABORACION DEL CONCRETO ASFALTICO (APUNTES).
ING. ALFONSO GRACIA SAENZ RICO.

EL CONCRETO ASFALTICO (APUNTES).
DEPARTAMENTO DE CONSTRUCCION DE LA DIVISION
DE CAMINOS DEL ESTADO DE CALIFORNIA, E. U. DE N. A.

MANUAL DEL ASFALTO.
THE ASPHALT INSTITUTE
COLLEGE PARK
MARYLAND, U. S. A.

	1951	1952	1953	1954	1955
1	101		101	101	101
2	44		44	44	44
3	11		11	11	11
4	28		28	28	28
5	17		17	17	17
6	34	101	34	34	34
7	44	44	44	44	44
8	11	11	11	11	11
9	28	28	28	28	28
10	17	17	17	17	17
11	34	34	34	34	34
12	101	101	101	101	101
13	44	44	44	44	44
14	11	11	11	11	11
15	28	28	28	28	28
16	17	17	17	17	17
17	34	34	34	34	34
18	101	101	101	101	101



SELECCION DE EQUIPO DE CONSTRUCCION

DESARROLLO DE UN PROBLEMA

ING. FERNANDO FAVELA LOZOYA

El problema ha sido simplificado para facilitar su uso didáctico.

EL GERENTE DE UNA EMPRESA PIDE AL SUPERINTENDENTE QUE ANALICE EL EQUIPO MAS CONVENIENTE PARA REALIZAR UN MOVIMIENTO DE TIERRAS.

SE TRATA DE MOVER $800,000 \text{ M}^3$, DE UN BANCO DE PRESTAMO A UN TIRADERO.

LA EMPRESA CUENTA CON 6 MOTOESCREPAS TEREX TS-14 Y 2 CARGADORES MICHIGAN DE $3 \frac{1}{2} \text{ YD}^3$, LOS DOS TIPOS DE MAQUINAS EN PERFECTAS CONDICIONES.

EL GERENTE INDICA AL SUPERINTENDENTE QUE LA EMPRESA NO ESTA EN POSIBILIDADES DE ADQUIRIR MAS ACTIVO FIJO.

LA LONGITUD DE ACARREO ES DE 370 METROS.

CALCULO DEL COSTO POR M^3 DE ACARREO EN MOTOESCREPA TEREX TS - 14

DATOS :

MATERIAL	LIMO ARENOSO SECO
PESO VOLUMETRICO EN BANCO	1600 KG/M^3
ALTITUD S.N.M.	2000 M
LONGITUD DE ACARREO	370 M (4% PENDIENTE FAVORABLE)
CALIDAD DEL CAMINO	REVESTIDO
COEFICIENTE DE ABUNDAMIENTO	1.25 O SU RECIPROCO 0.8
CAPACIDAD DE LA MOTOESCREPA COLMADA	15 M^3
PESO DE LA MAQUINA VACIA	24.1 TON
PESO DE LA MAQUINA CARGADA	$24.1 + 1.6 \times 0.8 \times 15 = 43.3 \text{ TON}$
COSTO DIRECTO HORA MAQUINA	\$ 1,330.65

(VER LA SIGUIENTE HOJA)

MOTOESCREPAS DE TIRO Y EMPUJE



CONSTRUCTORA <u>X</u>	Máquina: <u>Motoescropa</u>	Hoja No: <u>1/2</u>
	Modelo: <u>Terex TS-14</u>	Calculó: <u>IMS</u>
	Datos Adic: _____	Revisó: <u>F.F.L.</u>
OBRA: <u>Movimiento de Tierras</u>		Fecha: <u>Mayo 1979</u>

DATOS GENERALES

Precio adquisición:	\$ <u>5'195,830.00</u>	Fecha cotización:	<u>Mayo/79</u>
Equipo adicional - Llantas	<u>355,000.00</u>	Vida económica (Ve):	<u>5</u> años
Valor inicial (Va):	<u>4'840,830.00</u>	Horas por año (Ha):	<u>2000</u> hr/año
Valor rescate (Vr):	<u>10 % = \$ 519,583.00</u>	Motores <u>Diesel</u> de	<u>160</u> HP.
Tasa interés (i):	<u>18 %</u>	Factor operación:	<u>0.70</u>
Prima seguros (s):	<u>2 %</u>	Potencia operación:	<u>2 x 0.70 x 160</u> HP. op.
		Coefficiente almacenaje (K):	<u>0.10</u>
		Factor mantenimiento (Q):	<u>0.75</u>

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{4840830 - 519583}{10\ 000} = \$ 432.12$
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{4840830 + 519583}{2 \times 2000} \times 0.18 = 241.22$
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{4840830 + 519583}{2 \times 2000} \times 0.02 = 26.80$
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.10 \times 432.12 = 43.21$
e) Mantenimiento:	$M = QD = 0.75 \times 432.12 = 324.09$
Suma Cargos Fijos por Hora <u>\$ 1,067.44</u>	

II. CONSUMOS.

a) Combustible:	$E = e Pc$
Diesel:	$E = 0.20 \times 224 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 44.80$
Gasolina:	$E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$
b) Otras fuentes de energía:	$=$
c) Lubricantes:	$L = a Pe$
Capacidad carter:	$C = \frac{2 \times 16 \text{ litros}}{t = 100 \text{ horas}}$
Cambios aceite:	$t = 100 \text{ horas}$
a = C/t +	$\begin{cases} 0.0035 \\ 0.0030 \end{cases} \times 224 \text{ HP. op.} = 1.1 \text{ lt./hr.}$
L =	$1.1 \text{ lt./hr} \times \$ 11.50 / \text{lt.} = 12.65$
d) Llantas:	$LI = \frac{VII}{Hv} \text{ (valor llantas)}$
	$Hv \text{ (vida económica)}$
Vida económica:	$Hv = 2\ 500 \text{ horas}$
LI =	$\frac{355\ 000}{2\ 500 \text{ horas}} = 142.00$
Suma Consumos por Hora <u>\$ 199.45</u>	

III. OPERACION.

Salario base:	\$ <u>240.00</u>
Salario real - operador:	<u>382.55</u>
Sal/turno-prom:	\$ <u>382.55</u>
Horas/turno-prom.: (H)	$H = 8 \text{ horas} \times 0.75 \text{ (factor rendimiento)} = 6.00 \text{ horas}$
Operación =	$0 = \frac{\$ 382.55}{6.00 \text{ horas}} = \$ 63.76$
Suma Operación por Hora <u>\$ 63.76</u>	

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (HMD) \$ 1,330.65

S O L U C I O N

- A. RESISTENCIA AL RODAMIENTO : 15 kg/por cada tonelada de máquina por cada 2.5 cm de penetración.

Penetración en camino revestido: 5 cm

$$15 \times \frac{5}{2.5} = 30 \text{ kg/ton M}$$

Sumando 20 kg/ton M por deformación de llantas, fricciones internas, -- etc., tendremos :

$$\text{RESISTENCIA AL RODAMIENTO} = 30 + 20 = 50 \text{ kg/ton M}$$

- B. RESISTENCIA POR PENDIENTE: 10 kg/ton M por cada 1%

Para el tramo en estudio :

$$4\% \times 10 = 40 \text{ kg/ton M}$$

- C. RESISTENCIA TOTAL DE IDA = 50 - 40 = 10 kg/ton M

- D. RESISTENCIA TOTAL DE REGRESO = 50 + 40 = 90 kg/ton M

- E. RESISTENCIA TOTAL DE LA MAQUINA

$$\text{a) Máquina cargada} = 10 \times 43.3 = 0.4 \text{ ton}$$

$$\text{b) Máquina vacía} = 90 \times 24.1 = 2.2 \text{ ton}$$

- F. CORRECCION POR ALTITUD: $\frac{500 \text{ m} \times 1\% \text{ por cada } 100\text{m}}{100} = 5\%$

por tanto, habrá que multiplicar las resistencias totales por 1.05

$$\text{a) Máquina cargada} = 0.4 \times 1.05 = 0.4 \text{ ton}$$

$$\text{b) Máquina vacía} = 2.2 \times 1.05 = 2.3 \text{ ton}$$

Con estos datos, se entra a la gráfica proporcionada por el fabricante, la cual se anexa al final del problema.

- G. VELOCIDADES:

$$\text{a) Máquina cargada} = 37 \text{ km/h (6a. velocidad)}$$

$$\text{b) Máquina vacía} = 26 \text{ km/h (5a. velocidad)}$$

- H. VELOCIDADES MEDIAS: 0.65 x VELOCIDAD

$$\text{a) Máquina cargada} = 25 \text{ km/h}$$

$$\text{b) Máquina vacía} = 17 \text{ km/h}$$

- I. TIEMPOS :

$$\text{a) Máquina cargada} = 0.9 \text{ min}$$

$$\text{b) Máquina vacía} = 1.3$$

$$\text{Tiempo fijo} = \underline{1.3}$$

$$\text{Total} = 3.5 \text{ min}$$

- J. COSTO DEL METRO CUBICO DE MATERIAL MOVIDO, EN BANCO :

$$\text{Tiempo total} = 3.5 \text{ min}$$

$$\text{Número de viajes por hora} = \frac{60}{3.5} = 17.1$$

Capacidad de la motoescrepa en banco = $15 \times 0.8 = 12 \text{ m}^3$

Producción = $17.1 \times 12 = 205.2 \text{ m}^3/\text{h}$

$$\text{Costo por m}^3 = \frac{\text{Costo horario}}{\text{Producción real}} = \frac{1330.65}{205.2 \times 0.75} = \underline{\underline{8.65}}$$

CALCULO DEL COSTO POR M^3 DE ACARREO USANDO CARGADOR FRONTAL MICHIGAN

MÓDELO 8-111-A Y CAMIONES

DATOS :

MATERIAL	LIMO ARENOSO SECO
PESO VOLUMETRICO	1600 KG/M^3
ALTITUD S.N.M.	2000 M
LONGITUD DE ACARREO	370 M
CAMION ALQUILADO A	\$ 4.50 + 3.00/ M^3 ABUND.
COEFICIENTE DE ABUNDAMIENTO	1.25 O SU RECIPROCO 0.8
CAPACIDAD DEL CUCHARON	3.5 YD^3
COSTO DIRECTO HORA-MAQUINA	\$ 851.66
(DESARROLLADO EN LA HOJA SIGUIENTE)	

CONSTRUCTORA <u>X</u>	Máquina: <u>Cargador Frontal</u> Modelo: <u>Michigan</u> Datos Adic: <u>3,5 yd³</u>	Hoja No: <u>1/2</u> Calculó: <u>FMS</u> Revisó: <u>F.F.L.</u> Fecha: <u>Mayo 1979</u>
OBRA: <u>Movimiento de Tierras</u>		
DATOS GENERALES		
Precio adquisición: \$ <u>2'757,976.00</u>	Fecha cotización: <u>Mayo/79</u>	
Equipo adicional - <u>Llantas</u> <u>163,143.00</u>	Vida económica (Ve): <u>5</u> años Horas por año (Ha): <u>2000</u> hr/año Motores <u>Diesel</u> de <u>290</u> HP. Factor operación: <u>0.70</u>	
Valor inicial (Va): <u>2'594,833.00</u>	Potencia operación: <u>203</u> HP. op.	
Valor rescate (Vr): <u>10%</u> = \$ <u>275,797.60</u>	Coefficiente almacenaje (K): <u>0.10</u>	
Tasa interés (i): <u>18%</u>	Factor mantenimiento (Q): <u>1.00</u>	
Prima seguros (s): <u>2%</u>		
I. CARGOS FIJOS.		
a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{2594833 - 275798}{10\ 000} = 231.90$	=\$ 231.90
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr_i}{2Ha} = \frac{2594833 + 275798}{2 \times 2000} \times 0.18 = 129.18$	
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr_s}{2Ha} = \frac{2594833 + 275798}{2 \times 2000} \times 0.02 = 14.35$	
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.10 \times 231.90 = 23.19$	
e) Mantenimiento:	$M = QD = 1.00 \times 231.90 = 231.90$	
	Suma Cargos Fijos por Hora	\$ <u>630.52</u>

		Hoja No. <u>2/2</u>
II. CONSUMOS.		
a) Combustible:	$E = e Pc$	
Diesel:	$E = 0.20 \times 203 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00/\text{lt.} = \$ 40.60$	
Gasolina:	$E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$	
b) Otras fuentes de energía:		=
c) Lubricantes:	$L = a Pe$	
Capacidad carter:	$C = \frac{30}{100}$ litros	
Cambios aceite:	$t = 100$ horas	
$a = C/t + \begin{cases} 0.0035 \\ 0.0030 \end{cases} \times 203 \text{ HP. op.} = 1.0$ lt/hr.		
$L = 1.0 \text{ lt/hr} \times \$ 11.50/\text{lt.}$		= 11.50
d) Llantas:	$Ll = \frac{Vll}{Hv}$ (valor llantas) Hv (vida económica)	
Vida económica: Hv = <u>1500</u> horas		
$Ll = \frac{163\ 143}{1\ 500}$ horas		= <u>108.76</u>
	Suma Consumos por Hora	\$ <u>160.86</u>
II. OPERACION.		
Salario base:	\$ <u>225.00</u>	
Salario real - operador:	<u>361.65</u>	
Sal/turno-prom: \$ <u>361.65</u>		
Horas/turno-prom.: (H)		
$H = 8 \text{ horas} \times 0.75$ (factor rendimiento) = <u>6.00</u> horas		
Operación = $O = \frac{S}{H} = \frac{361.65}{6.00}$ horas		= \$ <u>60.28</u>
	Suma Operación par Hora	\$ <u>60.28</u>
COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (HMD)		\$ <u>851.66</u>

S O L U C I O N

$$\begin{aligned} \text{CAPACIDAD DEL CUCHARON} &= 3.5 \times 0.76 = 2.7 \text{ M}^3 \\ \text{FACTOR DE CARGA} &= 1.0 \\ \text{VOLUMEN POR CICLO} &= 2.7 \text{ M}^3 \times 0.8 = 2.1 \text{ M}^3/\text{CICLO} \end{aligned}$$

$$\text{TIEMPO DEL CICLO (CICLO BASICO)} \quad 35.0 \text{ SEG} = 0.58 \text{ MIN}$$

$$\frac{35 \text{ SEG}}{60 \text{ SEG}} = 0.58 \text{ MIN}$$

$$\text{CICLOS/HORA} = \frac{60 \text{ MIN/HORA}}{0.58 \text{ MIN/CICLO}} = 103 \text{ CICLOS/HORA}$$

$$\begin{aligned} \text{PRODUCCION} &= 2.1 \text{ M}^3/\text{CICLO} \times 103 \text{ CICLOS/HORA} \\ &= 216 \text{ M}^3/\text{H} \end{aligned}$$

$$\frac{851.66}{216 \times 0.75} = 5.26$$

COSTO ACARREO

$$\frac{4.50}{0.8} = 5.63$$

COSTO TOTAL

$$\text{CARGA} \text{ --- } 5.26$$

$$\text{ACARREO} \text{ --- } 5.63$$

$$10.89$$

QUINCE DIAS DESPUES, EL SUPERINTENDENTE LLEGA CON EL GERENTE A PLANTEARLE LA SOLUCION Y SE ENCUENTRA CON QUE EL GERENTE LE ENVIA LOS CARGADORES, A PESAR DE LA DEMOSTRACION DE LA BONDAD DEL USO DE LAS MOTOESCREPAS Y EL FUERTE AHORRO EN DINERO. A INSISTENCIA DEL SUPERINTENDENTE CONFIESA QUE SE COMPROMETIO A RENTAR LAS MOTOESCREPAS PUESTO QUE LE SIGNIFICAN UNA GANANCIA INTERESANTE.

EL SUPERINTENDENTE QUE CREE EN AL TOMA DE DECISIONES CUANTITATIVA OBTIENE DEL GERENTE LOS SIGUIENTES DATOS:

$$\text{GANANCIA NETA DE MOTOESCREPA/MES} = 20,000$$

$$\text{TIEMPO DE EJECUCION: } 2 \times 6 \times 2 \times 25 \times 162 = 97,200 \text{ M}^3/\text{MES}$$

$$\frac{800,000}{97,200} = 8.2 \text{ MESES}$$

$$\text{GANANCIA TOTAL} = 8.2 \times 6 \times 20,000 = 984,000$$

$$\text{GANANCIA} / \text{M}^3 = \frac{984,000}{800,000} = 1.23$$

RESTANDO AL COSTO DE CARGADOR + CAMIONES 1.23 TENDREMOS COMO COSTO NETO, TOMANDO EN CONSIDERACION LA UTILIDAD DE LA RENTA:

$$10.89 - 1.23 = 9.66$$

LAS TRES ALTERNATIVAS SERIAN ASI :

MOTOESCREPAS 8.65

CARGADOR Y CAMIONES ALQUILADOS 10.89

CARGADOR Y CAMIONES ALQUILADOS

RENTANDO MOTOESCREPAS 9.66

EL INGENIERO VA CON EL GERENTE A DEMOSTRARLE QUE SU DECISION ES MALA.

SIN EMBARGO EL GERENTE LE DICE QUE DESCONFIA DE SU CALCULO DE DURACION DE LA OBRA, PUES NO HA CONSIDERADO TIEMPOS DE DESCOMPOSTURA.

EL SUPERINTENDENTE ANALIZA CON DIFERENTES FACTORES SU TIEMPO DE EJECUCION.

No. DE HORAS TRABAJADAS	FACTOR EFICIENCIA	COSTO REAL	TIEMPO DE EJECUCION (MESES)
300	0.75	9.66	8.2
* 280	0.75	9.57	8.8
260	0.75	9.47	9.5
240	0.75	9.34	10.3
220	0.75	9.21	11.2
200	0.75	9.04	12.3
180	0.75	8.83	13.7
160	0.75	8.58	15.4

* Ejemplo de cálculo :

$$2 \times 280 \times 162 = 90,720$$

$$\frac{800\ 000}{90\ 720} = 8.8 \text{ MESES}$$

$$8.8 \times 6 \times 20\ 000 = 1'056,000$$

$$\frac{1\ 056\ 000}{800\ 000} = 1.32$$

$$10.89 - 1.32 = 9.57$$

ESTO ES UN EJEMPLO DE ANALISIS DE SENSIBILIDAD.

PARA QUE CONVENGA EL ALQUILER NECESITA TARDARSE 15.4 MESES O SEA 7 MESES MAS U 88% MAS DEL TIEMPO PLANEADO.

EL GERENTE DUDA PERO CASI CON SEGURIDAD SE INCLINARA POR SU DECISION ORIGINAL.

AL SUPERINTENDENTE SE LE OCURRE QUE YA QUE ESTA OBLIGADO A OCUPAR CAMIONES ¿QUE SUCEDE SI COMPRA LA EMPRESA LOS CAMIONES?

HACE EL SIGUIENTE ANALISIS.

CALCULO CON CAMIONES DE LA EMPRESA

DATOS :

MATERIAL	LIMO ARENOSO
PESO VOLUMETRICO	1600 KG/M ³
ALTITUD S.N.M.	2000 M
LONGITUD DE ACARREO	370 M (4% PENDIENTE FAVORABLE)
CALIDAD DEL CAMINO	REVESTIDO
COEFICIENTE DE ABUNDAMIENTO	1.25 O SU RECIPROCO 0.8
CAPACIDAD DEL CAMION	6 M ³
COSTO DIRECTO HORA-CAMION	187.84
VELOCIDAD PROMEDIO DE IDA	15 KM/H
VELOCIDAD PROMEDIO DE REGRESO	30 KM/H

TIEMPO DEL CICLO

$$\text{DE IDA : } t = \frac{370 \times 60}{15000} = 1.5 \text{ MIN}$$

$$\text{DE REGRESO : } t = \frac{370 \times 60}{30000} = 0.74 \text{ MIN}$$

$$\text{TOTAL} = 2.24 \text{ MIN}$$

CONSTRUCTORA X	Máquina: <u>Camión Volteo</u> Modelo: _____	Hoja No: <u>1/2</u> Cálculo: <u>PMS</u>
OBRA: <u>Movimiento de Tierras</u>	Datos Adic: <u>Cap.=6.00 m³</u>	Revisó: <u>F.F.L.</u> Fecha: <u>Mayo 1979</u>

DATOS GENERALES

Precio adquisición:	\$ <u>375,000.00</u>	Fecha cotización:	<u>Mayo/79</u>
Equipo adicional - Llantas (6)	<u>23,364.00</u>	Vida económica (Ve):	<u>5</u> años
Valor inicial (Va):	<u>351,636.00</u>	Horas por año (Ha):	<u>2000</u> hr/año
Valor rescate (Vr):	% = \$ _____	Motores Diesel de	<u>210</u> HP.
Tasa interés (i):	<u>18</u> %	Factor operación:	<u>0.70</u>
Prima seguros (s):	<u>2</u> %	Potencia operación:	<u>147</u> HP. op.
		Coefficiente almacenaje (K):	<u>0.10</u>
		Factor mantenimiento (Q):	<u>0.90</u>

I. CARGOS FIJOS.

a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{351\,636 - 0}{10\,000} = \$ 35.16$
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2Ha} i = \frac{351\,636 + 0}{2 \times 2000} \times 0.18 = 15.82$
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2Ha} s = \frac{351\,636 + 0}{2 \times 2000} \times 0.02 = 1.76$
d) Almacenaje:	$A = KD = 0.10 \times 35.16 = 3.52$
e) Mantenimiento:	$M = QD = 0.90 \times 35.16 = 31.64$
	Suma Cargos Fijos por Hora <u>\$ 87.90</u>

Hoja No. 2/2

II. CONSUMOS.

a) Combustible: $E = e P_c$
 Diesel: $E = 0.20 \times 147 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00/\text{lt.} = \$ 29.40$
 Gasolina: $E = 0.24 \times \text{HP. op.} \times \$ \text{ /lt.} =$

b) Otras fuentes de energía: _____ =

c) Lubricantes: $L = a P_e$
 Capacidad carter: $C = \frac{6}{70}$ litros
 Cambios aceite: $t = 70$ horas
 $a = C/t + \begin{cases} 0.0035 \\ 0.0030 \end{cases} \times 147 \text{ HP. op.} = 0.60 \text{ lt/hr.}$
 $L = 0.60 \text{ lt/hr} \times \$ 11.50/\text{lt.} = 6.90$

d) Llantas: $Ll = \frac{Vll}{Hv}$ (valor llantas)
 Hv (vida económica)
 Vida económica: $Hv = 1500$ horas
 $Ll = \frac{23,364}{1500 \text{ horas}} = 15.58$

Suma Consumos por Hora \$ 51.88

III. OPERACION .

Salario base: \$ 180.00
 Salario real - operador: 288.36

 Sal/turno-prom.: \$ 288.36
 Horas/turno-prom.: (H)
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.75 \text{ (factor rendimiento)} = 6.00 \text{ horas}$
 Operación = $0 = \frac{S}{H} = \frac{\$ 288.36}{6.00 \text{ horas}} = \$ 48.06$

Suma Operación por Hora \$ 48.06

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (HMD) \$ 187.84

TIEMPO DEL CICLO DEL CARGADOR $\frac{35 \text{ SEG}}{60 \text{ SEG}} = 0.58 \text{ MIN}$

PARA CARGAR UN CAMION DE 6 M³ SON NECESARIOS 3 CICLOS DE OPERACION DEL CARGADOR; ES DECIR, SON NECESARIOS -----
 0.58 MIN x 3 = 1.74 MIN PARA CARGAR 6.0 M³

TIEMPO DE DESCARGA = 30 SEG = 0.5 MIN

TIEMPO TOTAL DEL CICLO DEL CAMION = 2.24 + 1.74 + 0.5 = 4.48 MIN

NUMERO DE VIAJES POR HORA

$$\frac{60 \times 0.75}{4.48} = \frac{45}{4.48} = 10.04$$

VOLUMEN POR HORA 10.04 x 6.0 = 60.24 M³

COSTO POR M³ $\frac{187.84}{60.24 \times 0.8} = \underline{\underline{3.90}}$

NUMERO DE CAMIONES

PRODUCCION DEL CARGADOR 216 x 0.75 = 162 M³

$$\frac{162}{48.19} = 3.36 = 4 \text{ CAMIONES}$$

POR CONCEPTO DE CAMIONES ESPERANDO, EL FACTOR ES:

$$\frac{4}{3.36} = 1.19$$

$$3.90 \times 1.19 = \underline{\underline{\$4.64}}$$

COSTO DEL ACARREO MAS CARGA

ACARREO = 4.64

CARGA = 5.26

TOTAL = \\$9.90

LE RESULTAN PUES LAS SIGUIENTES ALTERNATIVAS

- A) MOTOESCREPAS 8.65
- B) CARGADOR Y CAMIONES ALQUILADOS 10.89
- C) IGUAL A B) RENTANDO MOTOESCREPAS 9.66
- D) CARGADOR Y CAMIONES PROPIOS 9.90
- E) IGUAL A D) RENTANDO MOTOESCREPAS 8.67

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 DESPUES. EL SUPERINTENDENTE QUE TRATA DE USAR SUS CONOCIMIENTOS EN ESTADISTICA ANALIZA LOS DATOS DE CAMIONES QUE USO LA EMPRESA Y SE ENCUENTRA -- CON QUE EL TOTAL DE CAMIONES SE HA USADO EN LA SIGUIENTE -- FORMA.

No. CAMIONES	VENDIDOS AL FINAL DEL AÑO	PROBABILIDAD
13	1	0.16
27	2	.34
15	3	.20
12	4	.15
12	5	.15
79		1.00

ENCUENTRA TAMBIEN QUE SE HAN VENDIDO EN LA FORMA SIGUIENTE

	% VALOR DE ADQUISICION
1	50
2	35
3	25
4	20

CON ESTO ENCUENTRA LOS VALORES DE DEPRECIACION REAL POR HORA DEL CA - MION

SI SE VENDE AL FINAL DEL AÑO	VALOR DEPRECIADO	No. HORAS	DEPRECIACION POR HORA
1	175,818	2000	87.91
* 2	228,563	4000	57.14
3	263,727	6000	43.95
4	281,309	8000	35.16
5	351,636	10 000	35.16

* $351,636 \times 0.65 = 228,563$

COSTO DE HORA MAQUINA

AÑO	COSTO/HORA	COSTO ACARREO	PROBABILIDAD	
1	240.59	5.94	.16	0.95
2	209.82	5.18	.34	1.76
* 3	196.63	4.86	.20	0.97
4	187.84	4.64	.15	0.70
5	187.84	4.64	.15	0.70
			VALOR ESPERADO	5.08

(NO SE HA TOMADO EN CUENTA EL AUMENTO EN INTERESES DE LA INVERSION)

* $187.84 - 35.16 + 43.95 = 196.63$

ACARREO ESPERADO	-	5.08
CARGA		<u>5.26</u>
		10.34
- UT. MOTOESCREPAS		<u>1.23</u>
		9.11

LAS ALTERNATIVAS SON

A) MOTOESCREPAS	8.65
B) CARGADOR Y CAMIONES ALQUILLADOS	10.89
C) IGUAL A B) RENTANDO MOTOESCREPAS	9.66
D) CARGADOR Y CAMIONES PROPIOS (5 AÑOS USO)	9.90*
E) IGUAL A D) RENTANDO MOTOESCREPAS	8.67*
F) CARGADOR Y CAMIONES PROPIOS (USO ESTADISTICO)	10.34
G) IGUAL A F) RENTANDO MOTOESCREPAS	9.11

* CONDICIONADOS.

EL GERENTE POR FIN ACEPTA LA PROPOSICION DEL SUPERINTE
 NENTE. EL SUPERINTENDENTE SIGUE CON LA PLANEACION DE SU
 TRABAJO Y PIENSA SI NO PODRIA PAVIMENTAR EL CAMINO Y ASI
 PODER INCREMENTAR LA VELOCIDAD Y DISMINUIR LA INVERSION
 EN LA COMPRA DE 8 CAMIONES.
 CONSIDERA QUE LOS CAMIONES SE AMORTIZARAN TOTALMENTE EN
 LA EMPRESA.

CAMIONES Y CARGADOR PARA CAMINO

PAVIMENTADO

VELOCIDAD DE IDA = 20 KM/H

VELOCIDAD DE REGRESO = 35 KM/H

$$\text{DE IDA : } t = \frac{370 \times 60}{20 \times 1000} = 1.11 \text{ MIN}$$

$$\text{DE REGRESO: } t = \frac{370 \times 60}{35 \times 1000} = 0.63$$

$$\text{TOTAL} = 1.74 \text{ MIN}$$

$$\text{TIEMPO TOTAL DEL CICLO} = 1.74 + 1.74 + 0.5 = 3.98 \text{ MIN}$$

$$\text{NUMERO DE VIAJES POR HORA} = \frac{45}{3.98} = 11.31$$

$$\text{VOLUMEN POR HORA} = 11.31 \times 6 = 67.86 \text{ M}^3$$

$$\text{COSTO POR M}^3 = \frac{187.84}{67.86 \times 0.8} = \$ 3.46$$

$$\text{NUMERO DE CAMIONES} = \frac{\text{PRODUCCION DEL CARGADOR}}{\text{VOL. POR HORA X COEF. DE ABUNDAMIENTO}}$$

$$\frac{162 \text{ M}^3}{54.29} = 2.98 = 3 \text{ CAMIONES}$$

POR CONCEPTO DE CAMIONES ESPERANDO, EL FACTOR ES :

$$\frac{3}{2.98} = 1.01$$

$$3.46 \times 1.01 = 3.49$$

COSTO DEL ACARREO MAS CARGA

$$\text{ACARREO} = 3.49$$

$$\text{CARGA} = 5.26$$

$$\$ 8.75$$

$$- \text{ UT. MOTOESCREPAS} \quad \$ 1.23$$

$$\$ 7.52$$

AL COTIZAR EL PAVIMENTO ENCUENTRA QUE UNA EMPRESA QUE SE DEDICA A ESE TIPO DE TRABAJO LE PLANTEA UN PRESUPUESTO DE \$ 600,000.00.

EL COSTO POR M³ ES DE

$$\frac{600,000}{800,000} = 0.75$$

$$\text{EL COSTO TOTAL ES PUES} \quad + \quad 7.52$$

$$\underline{0.75}$$

$$\$ 8.27$$

LA ALTERNATIVAS SON

A) MOTOESCREPAS	8.65
B) CARGADOR Y CAMION ALQUILADO	10.89
C) IGUAL A B) RENTANDO LAS MOTOESCREPAS	9.66
D) CARGADOR Y CAMIONES PROPIOS (5 AÑOS USO)	9.90
E) IGUAL A D) RENTANDO LAS MOTOESCREPAS	8.67
F) CARGADOR Y CAMIONES PROPIOS (USO ESTADISTICO)	10.34
G) IGUAL A F) RENTANDO MOTOESCREPAS	9.11
H) CARGADOR Y CAMIONES PROPIOS PAVIMENTADO EL CAMINO Y RENTANDO MOTOESCREPAS	8.27

EL SUPERINTENDENTE MUESTRA SUS ALTERNATIVAS AL GERENTE, DICIENDOLE QUE ES CLARO QUE LE CONVIENE PAVIMENTAR EL CAMINO.

EL GERENTE LE DICE QUE SI BIEN LOS DATOS DEMUESTRAN LA BONDAD DE LA PAVIMENTACION, EL NO ESTA DE ACUERDO EN INVERTIR, AL INICIAR LA OBRA, \$ 600,000 QUE NO RECUPERARA SINO HASTA LA TERMINACION DEL TRABAJO, PUES ASI REZA EN EL CONTRATO.

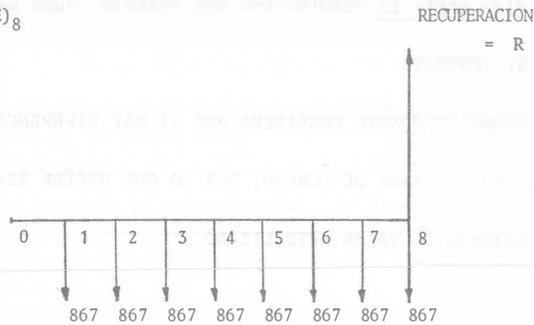
EL SUPERINTENDENTE CONSIDERA QUE SI HAY DIFERENCIA EN LOS DOS SISTEMAS DE EGRESO, POR LO QUE DECIDE REALIZAR UN ESTUDIO DE VALOR ACTUALIZADO.

HACE UNA COMPARACION ENTRE LAS ALTERNATIVAS E Y H HACIENDO USO DEL METODO DE VALOR ACTUALIZADO.

COMO LA RECUPERACION ES AL FINAL Y ES LA MISMA EN EL TIEMPO Y EN SU VALOR, NO LA CONSIDERA PARA FINES DE COMPARACION.

SUPONE QUE LA OBRA DURARA 8 MESES Y QUE LOS EGRESOS POR COSTO DIRECTO SERAN LINEALES; LE RESULTAN ASI LAS SIGUIENTES GRAFICAS DE INGRESOS-EGRESOS.

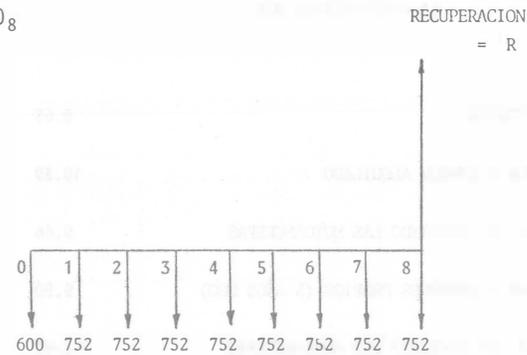
CASO (E)₈



EN MILES DE PESOS

$$\text{COSTO/MES} = \frac{8.67 \times 800,000}{8} = 867,000$$

CASO (H)₈



$$\text{COSTO/MES} = \frac{7.52 \times 800,000}{8} = 752,000$$

EL SUPERINTENDENTE SUPONE UNA TASA DE INTERES MINIMA ACEPTABLE DE 1% MENSUAL. USANDO LA TABLA DE LOS APUNTES OBTIENE LOS SIGUIENTES VALORES ACTUALIZADOS.

CASO (E)₈ INTERES 1%

$$867,000 \cdot x \cdot 7.652 = 6'634,284.00$$

CASO (H)₈ INTERES 1%

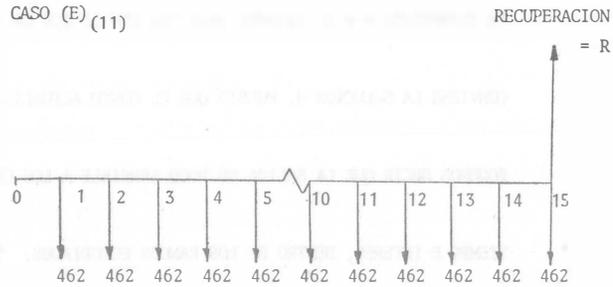
$$600,000 + 752,000 \cdot x \cdot 7.652 = 6'354,304.00$$

LE CONVIENE SELECCIONAR LA ALTERNATIVA DE COSTO ACTUALIZADO MINIMO, QUE SIGUE SIENDO LA (H).

EL GERENTE LE RECUERDA QUE EL PIENSA QUE SE VA A TARDAR 15 MESES EN EL TRABAJO.

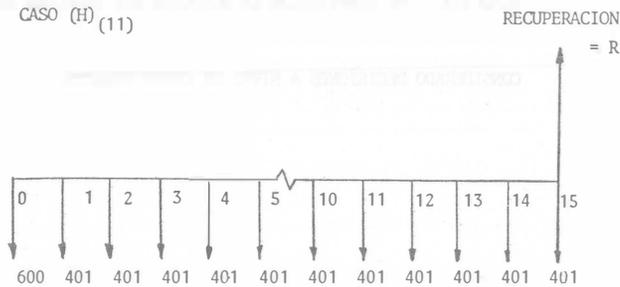
EL SUPERINTENDENTE SUPONE LOS 15 MESES Y OBTIENE LO SIGUIENTE -----

CASO (E)₍₁₁₎



$$\text{COSTO/MES} = \frac{8.67 \times 800,000}{15} = 462,400.00$$

CASO (H)₍₁₁₎



$$\text{COSTO/MES} = \frac{7.52 \times 800,000}{15} = 401,066.66$$

SUPONIENDO EL MISMO INTERES Y COMO EN EL CASO ANTERIOR QUE GASTOS Y RECUPERACIONES SE VERIFICAN AL FIN DE MES, Y USANDO LA TABLA DE VALORES ACTUALIZADOS OBTENDREMOS :

CASO (E)₁₁ 1% MENSUAL

$$462,400 \times 13.865 = 6'411,176.00$$

CASO (H)₁₁ 1% MENSUAL

$$600,000 + 401,066.66 \times 13.865 = 6'160,789.00$$

LE SIGUE CONVINIENDO SELECCIONAR LA ALTERNATIVA H.

EL GERENTE LE PIDE QUE EN VISTA DE QUE LAS CONDICIONES DE LA EMPRESA NO SON MUY BUENAS, LE ANALICE QUE SUCEDERIA SI SE OBLIGA A PAGAR 18% DE INTERES ANUAL: 1 1/2% MENSUAL.

EN EL CURSO DE DURACION 8 MESES TIENE LOS SIGUIENTES VALORES ACTUALIZADOS.

CASO E₈ INTERES 1 1/2% MENSUAL

$$867,000 \times 7.486 = 6'490,362.00$$

CASO H₈ INTERES 1 1/2% MENSUAL

$$600,000 + 752,000 \times 7.486 = 6'229,472.00$$

EN EL CASO DE DURACION 15 MESES TIENE LOS SIGUIENTES VALORES

CASO E₁₁ INTERES 1 1/2% MENSUAL

$$462,400 \times 13.344 = 6'170,266.00$$

CASO H₁₁ INTERES 1 1/2% MENSUAL

$$600,000 + 401,066.66 \times 13.344 = 5'951,833.00$$

CON TODOS ESTOS DATOS EL SUPERINTENDENTE HACE LA SIGUIENTE TABLA.

	COSTO ACTUALIZADO		
	CASO E	CASO H	E - H
DURACION 8 MESES INTERES 1%	6'634,284.00	6'354,304.00	279 980
DURACION 8 MESES INTERES 1 1/2%	6'490,362.00	6'229,472.00	260 890
DURACION 15 MESES INTERES 1%	6'411,176.00	6'160,789.00	250 387
DURACION 15 MESES INTERES 1 1/2%	6'170,266.00	5'951,833.00	218 433

LA DIFERENCIA E-H ES SIEMPRE POSITIVA POR LO QUE EN TODOS LOS CASOS

CONVIENE LA SOLUCION H, PUESTO QUE EL COSTO ACTUALIZADO ES MENOR.

PODEMOS DECIR QUE LA SALIDA ES POCO SENSIBLE A LOS CAMBIOS EN -----

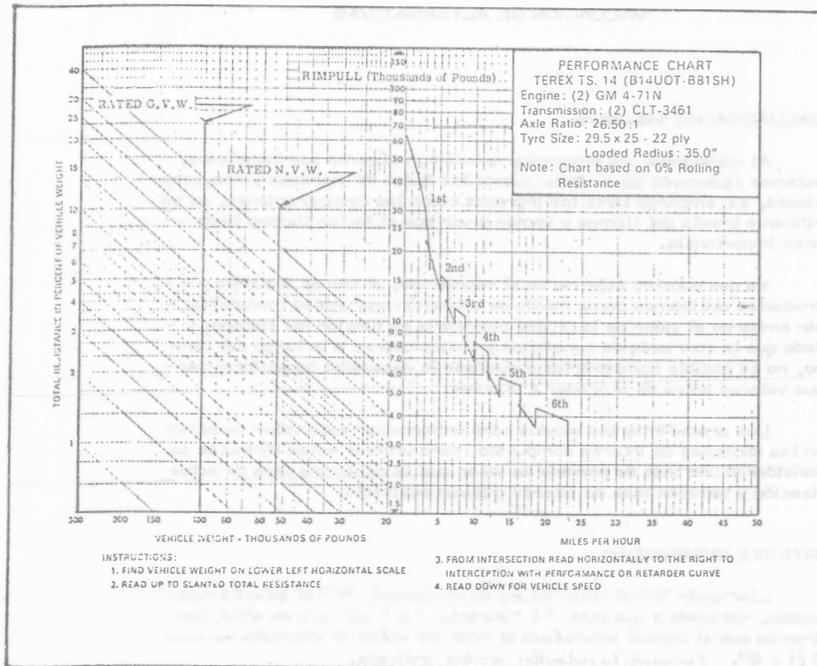
TIEMPO E INTERES, DENTRO DE LOS RANGOS ESTUDIADOS. PODREMOS PUES -

CON UNA CONFIANZA RAZONABLE PROCEDER A PAVIMENTAR EL CAMINO.

ATENCION. AL SIMPLIFICAR LA SOLUCION DEL PROBLEMA SOLO SE HAN - -

CONSIDERADO DECISIONES A NIVEL DE COSTO DIRECTO.

LECTURA RECOMENDADA



ECONOMIC DECISION MODELS. FOR ENGINEERS AND MANAGERS.

Autor.- James L. Riges

Editorial.- Mc Graw-Hill.

Teoría general de decisiones, con ejemplos de toma de decisiones en el área financiera. Problemas de valor actualizado. Decisiones -- con riesgo e incertidumbre. Fácil de leer; los ejemplos son sencillos.

INGENIERIA DE SISTEMAS.

Autores - Varios.

Editorial - Cámara Nacional de la Industria de la Construcción.

A través de ejemplos se ven aplicaciones de la Ingeniería de Sistemas y modelos de Investigación de Operaciones a problemas comunes -- en la Industria de la Construcción.

PROBABILITY, STATISTICS AND DECISION FOR CIVIL ENGINEERS.

Autores - Jack R. Benjamín
C. Alun Cornell

Editorial - Mc Graw-Hill

Elementos de probabilidad, modelos probabilísticos. Decisiones -- con abundantes ejemplos de aplicación a problemas de ingeniería Civil.

TEORIA Y CALCULO ELEMENTAL DE LAS DECISIONES.

Autores - Hermán Chernoff,
Lincon E. Moses.

Editorial - Compañía Editorial Continental.

Probabilidades, estadística, utilidad, incertidumbre, modelos pro

VALUACION DE ALTERNATIVAS

VALUACION DE INSUMOS

Al considerar los insumos y su costo, así como sus beneficios, estamos realmente tomando en cuenta los flujos de ingresos y recuperaciones, sin embargo tanto los ingresos como las recuperaciones, se verifican a través del tiempo y vamos a ver que el factor tiempo tiene gran importancia.

Ya que nuestro objetivo es el económico, al valuar insumos y productos utilizamos como medio de valuación una unidad monetaria, sin embargo el valor de la unidad monetaria es función del tiempo, y dado que la corriente de beneficios y costos ocurre a lo largo del tiempo, no es posible compararlos y plantear la necesidad de uniformizar sus valores antes de proceder a la suma.

Los procedimientos usados para uniformizar este valor se basan en las fórmulas de interés compuesto, para utilizar estas fórmulas se consideran una tasa de pérdida de valor que se denomina tasa de actualización y también tasa de interés mínima aceptable.

INTERES COMPUESTO

Llamando "F" al valor futuro de un Capital, "C" al interés compuesto, colocado a una tasa "i" durante "n" número de años, tendremos que el capital acumulado al final del enésimo intervalo es $C(1+i)^n$. Tomando la notación arriba indicada.

$$F = C(1+i)^n$$

Donde repitiendo "i" es la tasa de interés usada, y "n" es el número de intervalos de tiempo que componen el período comprendido entre hoy (Capital "C") y el futuro (Capital "F"). Al factor $(1+i)^n$ le llamaremos "Factor de valor futuro".

Despejando "C" tendremos

$$C = \frac{F}{(1+i)^n}$$

Que nos da el valor actualizado de un capital "F" futuro a "n" intervalos de tiempo a partir de hoy. Al factor $\frac{1}{(1+i)^n}$ se le llama

"Factor de valor actualizado"

Estos factores se encuentran tabulados en los libros de interés compuesto o de Ingeniería Económica para diferentes valores de "i" y de "n". Al final del capítulo se presenta una tabla de los factores de valor actualizado como ejemplo.

Utilizando estas fórmulas de interés compuesto es posible uniformizar valores de Capitales que se usan o reciben a través del tiempo, de modo que sean comparables y puedan utilizarse para poder tomar una decisión.

EL MÉTODO DEL VALOR ACTUALIZADO

Consiste en obtener los valores presentes equivalentes a los capitales futuros, tanto de ingresos como de recuperaciones. Se utiliza por supuesto la fórmula del interés compuesto, multiplicando a cada valor futuro por el factor de valor actualizado correspondiente. Cuando se usan simultáneamente egresos y recuperaciones en una alternativa, en general se asocian a ellos signos contrarios; signo positivo para las recuperaciones y signo negativo para los egresos.

El valor actualizado equivalente será egreso o recuperación actualizado si la suma algebraica resulta negativa o positiva respectivamente. Generalmente se actualizan por separado los beneficios y los costos, pues para comparar las diversas alternativas, se usan como criterio de comparación, no solo el resultante final de la suma algebraica, sino el cociente de los beneficios sobre costos actualizados, otro procedimiento conveniente dependiendo de la naturaleza del problema.

Estos métodos son tanto más importantes en la forma de decisiones en la construcción cuanto mayor sea el tiempo de ejecución de la obra, puesto que las diferencias entre los capitales no actualizados y actualizados será mayor.

Al tomar decisiones dentro del ámbito de la empresa, sí es muy importante considerar la variación con el tiempo del valor del dinero, ya que la empresa efectúa sus operaciones a lo largo de tiempos considerablemente largos.

TABLAS DE INTERÉS COMPUESTO FACTORES DE ACTUALIZACIÓN

No.	1%		12%	
	Pago Simple	Serie Uniforme de pagos	Pago Simple	Serie Uniforme de pagos
1	0.9901	0.990	0.8929	0.893
2	0.9803	1.970	0.7972	1.690
3	0.9706	2.941	0.7118	2.402
4	0.9610	3.902	0.6331	3.037
5	0.9515	4.853	0.5574	3.605
6	0.9420	5.795	0.5066	4.111
7	0.9327	6.728	0.4523	4.564
8	0.9235	7.652	0.4039	4.953
9	0.9143	8.566	0.3606	5.328
10	0.9053	9.471	0.3220	5.650
11	0.8953	10.368	0.2875	5.938
12	0.8874	11.255	0.2567	6.194
13	0.8737	12.134	0.2292	6.424
14	0.8700	13.004	0.2046	6.628
15	0.8613	13.865	0.1827	6.811
16	0.8528	14.718	0.1631	6.974
17	0.8444	15.562	0.1456	7.120
18	0.8360	16.398	0.1300	7.250
19	0.8277	17.226	0.1161	7.365
20	0.8195	18.046	0.1037	7.460
21	0.8114	18.857	0.0926	7.532
22	0.8034	19.660	0.0825	7.645
23	0.7954	20.456	0.0732	7.712
24	0.7876	21.243	0.0659	7.764
25	0.7798	22.023	0.0588	7.843
26	0.7720	22.795	0.0525	7.893
27	0.7644	23.560	0.0469	7.943
28	0.7568	24.316	0.0419	7.984
29	0.7493	25.066	0.0374	8.022
30	0.7419	25.808	0.0334	8.055
31	0.7346	26.542	0.0298	8.085
32	0.7273	27.270	0.0266	8.112
33	0.7201	27.990	0.0238	8.135
34	0.7201	27.703	0.0212	8.157
35	0.7050	29.409	0.0189	8.176
40	0.6717	32.835	0.0107	8.244
45	0.6291	36.093	0.0061	8.263
50	0.6060	39.193	0.0035	8.305
75	0.4741	52.357		
100	0.3697	63.023		

TOMA DE DECISION

PRUEBA DEL MODELO

Es muy conveniente que al desarrollar un modelo, para que represente convenientemente el sistema se pruebe continuamente mientras se está construyendo.

Al terminar el modelo se realizan pruebas para garantizar su propiedad. Si el modelo tiene deficiencias, es decir las salidas, no corresponden a la realidad del sistema, pueden deberse a que no se seleccionaron adecuadamente las variables significativas, o bien las relaciones entre variables no corresponden a la realidad.

Pueden también probarse el modelo a través de pruebas parciales o restringidas de las soluciones propuestas siempre que esto sea posible.

SENSIBILIDAD

Sensibilidad de un sistema en general se refiere al cambio o cambios en los parámetros del sistema (coeficiente o en su caso entradas).

La sensibilidad tiene especial importancia, pues le indica al ingeniero como se comporta una decisión cuando las condiciones cambian por alguna razón.

El estudio de la sensibilidad es muy importante para formar la decisión, puede ser que una decisión tenga alta sensibilidad, esto sea vulnerable a pequeños cambios de las variables controlables. Cuando esto sucede es muy conveniente realizar una investigación que nos asegure la validez de los datos que están siendo evaluados.

SELECCION DE LA VIA DE ACCION

Cualquiera que sea el sistema de comparación de alternativas, desde simple intuición hasta el uso de complicados modelos matemáticos, hay que tomar en cuenta ciertas condiciones que influyen importantemente en la decisión.

En primer lugar la persona o personas que van a tomarla. En general la valuación en términos del objetivo no forma algunas varia-

bles en consideración, o puede ser que se consideren variables no significativas algunas variables de carácter probabilístico. Una persona con propensión a no tomar riesgos en un caso de los anteriores, tomará una decisión diferente a una persona que toma riesgos. Esto es una característica psicológica del sujeto que va a tomar la decisión y conviene tomarlo en cuenta.

De todos modos hay que repasar las variables que se consideraron no significativas, pues hay variables que para ciertos valores no son significativas, pero que en otros rangos si lo son. Un repaso en función de la valuación de las alternativas es pues conveniente.

También es frecuente que la valuación se realice bajo certeza, cuando en prácticamente todos los problemas de Ingeniería se presenten bajo riesgo o incertidumbre. En el momento de tomar una decisión, conviene también repasar cuáles son las condiciones en que realmente se presenta el problema.

El análisis de sensibilidad es también muy conveniente, pues nos indicará como se comporta una solución ante variaciones en las condiciones planteadas.

En general todos estos puntos son analizados y pesados al tomar la decisión, cualquiera que sea el procedimiento de valuación de alternativas que se haya seguido.

DECISIONES CON VARIABLES ALEATORIAS

GENERALIDADES

En todos los problemas a que se enfrenta el Ingeniero Civil existe un grado de incertidumbre principiado por la información que recibe, las condiciones del medio ambiente, etc.

El concepto probabilidad es conocido por todo el mundo y su definición ha variado en el transcurso del tiempo. La definición matemática de la probabilidad no pertenece a este curso y en su lugar se puede hablar de probabilidad como la frecuencia relativa de éxito en un experimento, de forma que es el cociente del número de eventos favorables dividido entre el número total de eventos del experimento. De esta definición se puede de inmediato concluir que la probabilidad variará entre cero y uno incluyendo ambos valores, pero que no puede tomar ningún otro valor menor de cero o mayor de uno.

Certeza probabilista es la que se tiene con respecto a un fenómeno o evento cualquiera con probabilidad de ocurrencia = 1. (Evento seguro).

Sin embargo, dentro de los sistemas - obra es muy difícil encontrar eventos cuya probabilidad de ocurrencia sea uno. Esto nos dirige hacia la utilización de técnicas que tomen en cuenta el aspecto probabilista de los fenómenos que maneja. Esto no quiere decir que el ingeniero trate todos los problemas en forma probabilista, sino que cuando menos tenga en cuenta el aspecto probabilista y lo utilice cuando el problema por su importancia se lo exija.

Antes de hacer referencia a las técnicas que ayudan al ingeniero a hacer frente a los problemas probabilistas, comentaremos brevemente los aspectos de riesgo e incertidumbre.

Muy relacionados con los aspectos de probabilidad están los conceptos de riesgo e incertidumbre. En realidad ambos reflejan el punto de vista probabilista de los problemas y no hay distinción clara entre ambos conceptos. Mientras algunos autores los consideran equivalentes, otros establecen una distinción, la que adoptaremos aquí: El análisis del riesgo lo utilizaremos en aquellos casos en que existan eventos probabilistas, pero sus características (la más importante es la distribución de probabilidad) se conocen; mientras que la incertidumbre existe en aquellos casos en que no se conocen las características probabilistas de un fenómeno.

A N E X O II

SINTESIS SOBRE PROBABILIDAD

por

S. ZUÑIGA B.

En el presente trabajo se hace una síntesis sobre algunos conceptos de probabilidad, enunciándolos someramente y sin demostración. Para hacerlos más claros frecuentemente se recurre a dar ejemplos.

Experimento:

Es una acción mediante la cual se obtiene un resultado y se realiza la observación de éste.

Experimento Aleatorio:

Experimento cuyo resultado no se puede predecir antes de que se realice el experimento.

Ejemplo 1.- Tirar un volado, antes de tirarlo no se conoce si el resultado es águila o sol.

Experimento Determinista:

Experimento cuyo resultado se puede predecir antes de que se realice el experimento.

Ejemplo 2.- Sumar 2 números pares, se conoce de antemano que el resultado va a ser un número par.

Eventos Elementales:

Son los resultados más simples de un experimento.

Ejemplo 3.- Al tirar un dado y observar el "número resultante" los eventos elementales son seis: 1, 2, 3, 4, 5, 6. El evento "cae par" no es un evento elemental ya que se puede expresar mediante los eventos 2, 4, 6.

Espacio de Eventos:

Es la totalidad de eventos elementales de un experimento.

Ejemplo 4.- Al tirar un dado, el espacio de eventos es el conjunto de los seis eventos elementales $s = 1, 2, 3, 4, 5, 6$.

Eventos Elementales igualmente posibles:

Cuando al realizar un experimento aleatorio no existen factores que favorezcan la aparición de un evento elemental, se dice que estos son igualmente posibles.

Probabilidad Clásica:

Supongamos que es finito el número de eventos elementales "n" de que está compuesto el espacio de eventos asociado a un experimento aleatorio y además que todos son igualmente posibles. Si un evento A del espacio de eventos está compuesto por "m" eventos elementales, entonces la probabilidad de que el evento A se verifique está definida por la relación:

$$P(A) = \frac{m}{n}$$

en donde:

m = número de eventos elementales en A
n = número de eventos elementales en el espacio de evento.

Los valores entre los cuales varía la probabilidad de que se verifique un evento son:

$$0 \leq P(A) \leq 1$$

Si la probabilidad de un evento es muy cercana a cero se dice que el evento es prácticamente imposible.

Por el contrario, si la probabilidad de un evento es muy próxima a uno se dice que el evento es prácticamente seguro.

La probabilidad de que no se verifique el evento A es: $P(A) = 1 - P(A)$.

Ejemplo 5.- Si se extrae al azar una bola de una urna que contiene 6 bolas rojas, 4 blancas y 5 azules, encontrar la probabilidad de que la bola extraída:

a) Sea roja a) $P(R) = \frac{6}{15}$

b) Sea blanca b) $P(B) = \frac{4}{15}$

c) No sea roja c) $P(R) = 1 - \frac{6}{15} = \frac{9}{15}$

Probabilidad Condicional :

Se representa por $P(B/A)$ y se interpreta como la probabilidad de que el evento B se verifique, con la condición de que previamente el evento A se haya verificado.

Ley de Adición de Probabilidades:

$$P(A \cup B) = P(A) + P(B) - P(A \cap B)$$

en donde:

$P(A \cup B)$ es la probabilidad de que se verifique a y/o B.

$P(A \cap B)$ es la probabilidad de que se verifique A y B.

Si los eventos A y B se excluyen mutuamente: $P(A \cup B) = 0$

entonces:

$$P(A \cup B) = P(A) + P(B)$$

Ejemplo 6.- A partir del ejemplo 5, cual es la probabilidad de que la bola extraída sea roja o blanca.

$$P(R \cup B) = P(R) + P(B) = \frac{2}{5} + \frac{4}{15} = \frac{10}{15} = \frac{2}{3}$$

Ley Condicional de Probabilidades :

$$P(A \cap B) = P(A) P(B/A)$$

Ejemplo 7.- Si de la urna del ejemplo 5 se extraen sucesivamente 2 bolas, ¿cuál es la probabilidad de que una sea roja y la otra blanca?

$$P(R \cap B) = P(R) P(B/R) = \left(\frac{6}{15}\right) \left(\frac{4}{14}\right)$$

Variable Aleatoria (v.a.):

Si x es una variable mediante la cual se pueden representar los resultados de un experimento aleatorio, entonces se dice que "x" es una variable aleatoria.

Ejemplo 8.- Sea el experimento aleatorio tirar dos dados y el resultado que interesa es la suma de los números asociados a las caras que caen hacia arriba, los valores de esos resultados se pueden representar mediante una variable que toma los siguientes valores:

$$x = [2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12]$$

Tipos de Variable Aleatoria:

a) Discreta.- La v.a. está definida en el intervalo (a,b) y solo toma ciertos valores de ese intervalo.

Ejemplo 9.- Tírar un dado, la v.a. está definida en el intervalo (1,6) y solo toma los valores 1, 2, 3, 4, 5, 6.

b) Continua.- La v.a. está definida en el intervalo (a,b) y toma cualquier valor comprendido en dicho intervalo.

Ejemplo 10.- Medir la altura de k estudiantes, la v.a. puede tomar cualquier valor entre la altura de la persona más pequeña y la de la más alta.

VARIABLE ALEATORIA DISCRETA (v.a.d.)

Distribución de Probabilidad:

Si x es una v.a.d. con valores $x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$ y se conoce la probabilidad de que se verifiquen cada uno de ellos $P(x_i)$, con la condición de que $\sum P(x) = 1$, el conjunto de valores $P(x_i)$ recibe el nombre de distribución de probabilidad.

Ejemplo 11.- La distribución de probabilidad de la v.a.d. definida en el problema 8 es:

x	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
P(x)	1/36	2/36	3/36	4/36	5/36	6/36	5/36	4/36	3/36	2/36	1/36

Esperanza Matemática:

Cualquier función $h(x)$ de la v.a.d. x es una v.a.d. que puede tomar los valores $h(x_1), h(x_2), \dots, h(x_n)$. La esperanza matemática de $h(x)$ se define como:

$$E [h(x)] = \sum_{i=a}^b h(x_i) P(x_i)$$

Momento respecto al origen:

Se establece cuando $h(x) = x^n$, entonces:

$$E [x^n] = \sum_{i=a}^b x_i^n P(x_i)$$

Si $n = 1$, se obtiene la media de la v.a.d. y se representa por:

$$\mu_x = E[x] = \sum_{i=a}^b x_i P(x_i)$$

Ejemplo 12.- Para el caso de los dados (problema 8) se tiene:

$$\mu_x = 2(1/36) + 3(2/36) + 4(4/36) + 5(6/36) + 6(8/36) + 7(10/36) + 8(12/36) + 9(10/36) + 10(8/36) + 11(6/36) + 12(4/36) = 252/36 = 7$$

Momento con respecto a la media: se define cuando $h(x) = (x - \mu_x)^n$, entonces:

$$E[(x - \mu_x)^2] = \sum_{i=a}^b (x_i - \mu_x)^2 P(x_i)$$

Si $n = 2$, se obtiene la variancia de la v.a.d. x y se representa por:

$$\sigma_x^2 = E[(x - \mu_x)^2] = \sum_{i=a}^b (x_i - \mu_x)^2 P(x_i)$$

Ejemplo 13.- La variancia de la v.a.d. en el caso del problema 8 es:

$$\begin{aligned} \sigma_x^2 &= (2-7)^2 (1/36) + (3-7)^2 (2/36) + (4-7)^2 (3/36) + \\ &+ (5-7)^2 (4/36) + (6-7)^2 (5/36) + (7-7)^2 (6/36) + \\ &+ (8-7)^2 (5/36) + (9-7)^2 (4/36) + (10-7)^2 (3/36) + \\ &+ (11-7)^2 (2/36) + (12-7)^2 (1/36) = 35/6 \end{aligned}$$

Desviación Estándar: Se define como la raíz cuadrada de la variancia y se representa por:

$$\sigma = \sqrt{\sigma^2}$$

Ejemplo 14.- La desviación estándar en el caso del problema 8 es:

$$\sigma = \sqrt{35/6} = 2.42$$

VariabLe Aleat6ria Continua (v.a.c.):

Densidad de Probabilidad. - Para este caso se define la distribuci6n de probabilidad por medio de una funci6n $f(x)$, llamada densidad de probabilidad, la que debe cumplir con las siguientes restricciones.

a) $f(x) \geq 0 \forall x$

b) El 1rea bajo la curva definida por la funci6n $f(x)$ y el eje de las abscisas debe valer uno.

$$\int_{-\infty}^{\infty} f(x) dx = 1$$

c) La probabilidad de que la v.a.c. tome un valor en el intervalo (c, d) est1 dada por:

$$P(c \leq x \leq d) = \int_c^d f(x) dx$$

Distribuci6n de Probabilidad Acumulada:

La d.p.a. $F(x)$ de la v.a.c. x est1 definida por:

$$F(x) = P(x \leq a) = \int_{-\infty}^a f(x) dx$$

Esperanza Matem1tica de una v.a.c.:

$$E[h(x)] = \int_{-\infty}^{\infty} h(x) f(x) dx$$

Momento de orden n :

$$E[x^n] = \int_{-\infty}^{\infty} x^n f(x) dx$$

Si $n = 1$, se define la media de la v.a.c. x

$$\mu = E[x] = \int_{-\infty}^{\infty} x f(x) dx$$

Momento de orden n con respecto a la media:

$$E[(x - \mu_x)^n] = \int_{-\infty}^{\infty} (x - \mu_x)^n f(x) dx$$

Si $n = 2$, se define la variancia de la v.a.c. x

$$E[(x - \mu_x)^2] = \int_{-\infty}^{\infty} (x - \mu_x)^2 f(x) dx$$

DISTRIBUCIONES TEORICAS DE UNA VARIABLE

a) Variables discretas:

1. Distribuci6n Binomial o de Bernoulli.

Sup6ngamos efectuar "n" experimentos independientes tales -- que el resultado de cada uno de ellos es un 1xito o un fracaso; la probabilidad de un 1xito es p y la de fracaso es q , siendo $p + q = 1$. En tal --

caso se dice que se tienen n pruebas de Bernoulli con probabilidad "p" de éxito.

Al realizar un experimento de Bernoulli, la probabilidad de que se presenten x éxitos consecutivos seguidos por $(n-x)$ fracasos es:

$$\underbrace{pppp\dots pqqq\dots q}_x = p^x q^{n-x} \quad (1)$$

La probabilidad de obtener precisamente x éxitos y $(n-x)$ fracasos con otro orden de ocurrencia, está dada también por la expresión (1).

La probabilidad de que se presenten x éxitos y $(n-x)$ fracasos en cualquier orden será la suma de las probabilidades de todas las combinaciones posibles de n elementos de los cuales x son éxitos y $(n-x)$ fracasos.

Lo anterior puede expresarse por :

$$P(x) = n^C_x p^x q^{n-x}$$

que recibe el nombre de distribución de Probabilidad Binomial.

La media en esta distribución de probabilidad es:

$$\mu_x = E [x] = \sum x P(x) = \sum x n^C_x p^x q^{n-x} = np$$

La variancia queda definida por :

$$\begin{aligned} \sigma_x^2 &= E [(x - \mu_x)^2] = \sum (x - \mu_x)^2 P(x) \\ &= \sum (x - \mu_x)^2 n^C_x p^x q^{n-x} = npq \\ \sigma_x^2 &= npq \end{aligned}$$

2. Distribución de Poisson.

Si la v.a.x. designa el número de éxitos de una sucesión de pruebas de Bernoulli y se considera n suficientemente grande y p suficientemente pequeña.

$$np = \lambda \quad n \geq 50 \quad p \leq 0,10$$

$$f(x) = e^{-\lambda} \frac{\lambda^x}{x!}$$

expresión que define la d.p. de Poisson.

La media y la variancia son :

$$\mu_x = E [x] = \sum (e^{-\lambda} \frac{\lambda^x}{x!}) x = \lambda$$

$$\sigma_x^2 = E (x - \mu_x)^2 = \sum_{i=0} (x - \lambda)^2 e^{-\lambda} \frac{\lambda^x}{x!} = \lambda$$

b) Variables Continuas.

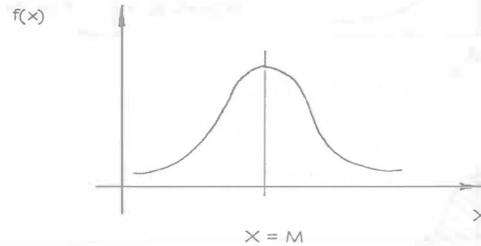
1. Distribución Normal.

Una variable casual que se encuentra frecuentemente en la práctica es una v.a. continua cuya d.p. es la distribución normal.

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi} s} e^{-\frac{(x-m)^2}{2s^2}}$$

rango en el cual se encuentra definida la v.a.

La función anterior tiene la siguiente representación geométrica:

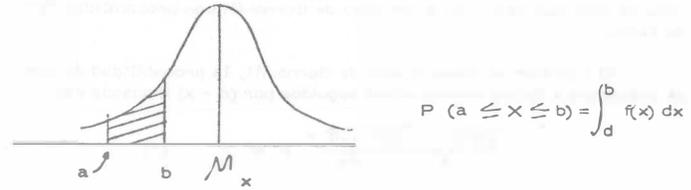
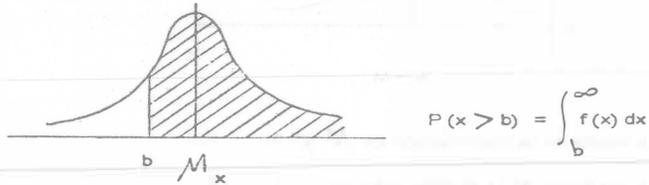
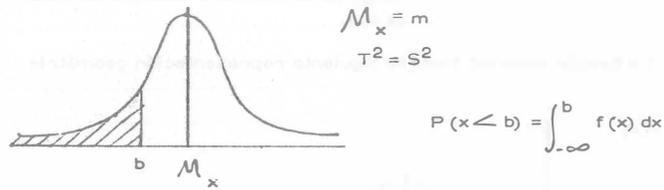
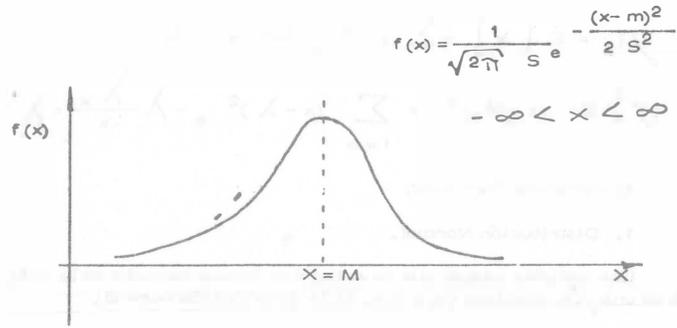


La media de la distribución es $\mu_x = m$

La variancia de la distribución es $\sigma_x^2 = s^2$

Dadas m y s^2 es posible calcular que x tome valores menores o mayores que un cierto número o bien que quede comprendida entre dos valores, por ejemplo :

DISTRIBUCION NORMAL



2.- Distribución Gamma y Exponencial.

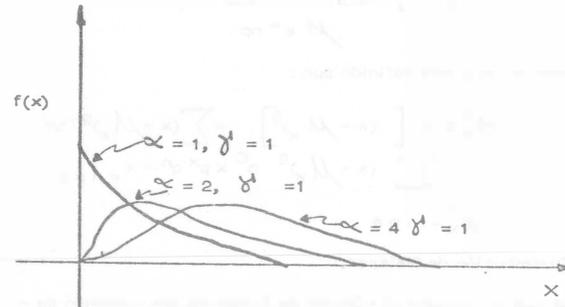
Se dice que la v.a.x. tiene distribución gamma si su d.p. es - de la forma :

$$f(x) = \frac{1}{\Gamma(\alpha) \gamma^\alpha} x^{\alpha-1} e^{-\frac{x}{\gamma}}$$

$$x > 0, \alpha > 0, \gamma > 0$$

$\Gamma(\alpha) = \int_0^{\infty} x^{\alpha-1} e^{-x} dx$ recibe el nombre de función gamma.

$$\mu_x = \alpha \gamma \quad \sigma_x^2 = \alpha \gamma^2$$



Si $\alpha = 1$ a la función gamma se le llama distribución exponencial.

$$f(x) = \frac{1}{\gamma} e^{-\frac{x}{\gamma}}$$

$$\mu_x = \gamma \quad \sigma_x^2 = \gamma^2$$

NOTA: Sacado del libro Ingeniería de Sistemas de la Cámara Nacional de la Industria de la Construcción.

ANALISIS DE DECISIONES

BAJO RIESGO

por

F. J. JAUFFRED

Howard señala que :

1. EL PROCESO DE TOMAR DECISIONES SE ENCUENTRA EN LA -- MAYORIA DE LOS PROBLEMAS TECNICOS, GUBERNAMENTA-- LES Y DE NEGOCIOS.
2. USUALMENTE EL TOMAR DECISIONES REQUIERE EL ESTUDIO DEL RIESGO Y DE LA INCERTIDUMBRE.
3. EL RIESGO Y LA INCERTIDUMBRE SE ESTUDIAN FORMALMEN-- TE MEDIANTE LA TEORIA DE LA PROBABILIDAD.
4. LA PROBABILIDAD ES UN ESTADO DE LA MENTE, NO DE LAS-- COSAS.
5. AL ASIGNAR PROBABILIDADES DEBE TOMARSE EN CUENTA -- TODA LA EXPERIENCIA ANTERIOR DISPONIBLE.
6. EL TOMAR DECISIONES REQUIERE TANTO LA ASIGNACION DE-- PROBABILIDADES COMO DE VALORES.
7. SOLO PUEDEN TOMARSE DECISIONES CUANDO SE DISPONE -- DE UN CRITERIO PARA SELECCIONAR ENTRE ALTERNATIVAS.
8. SIEMPRE DEBEN CONSIDERARSE LAS CONSECUENCIAS AL FU-- TURO DE LA DECISION TOMADA HOY.
9. AL TOMAR DECISIONES SE DEBE DISTINGUIR ENTRE UNA BUE-- NA DECISION Y UN BUEN RESULTADO.

A N E X O III

Una buena decisión es aquella basada en la lógica, en el conocimiento de la incertidumbre de la utilidad y preferencias de los ejecutivos.

Un buen resultado es aquel que reporta beneficios esto es, uno altamente valorado.

Tomando una buena decisión se asegurará un alto porcentaje de buenos resultados.

El Análisis de Decisiones es el procedimiento lógico para la evaluación de los factores que influyen una decisión.

Proceso del Análisis de Decisiones :

I. Fase Determinista

Es indispensable contestar a las siguientes preguntas:

1. ¿Cuál es la decisión a tomar?
2. ¿Qué cursos de acción se encuentran a nuestro alcance?
3. ¿Cómo vamos a determinar cuáles cursos de acción son buenos y cuáles malos?
4. Suponiendo que tuviera una bola de cristal a su alcance ¿Qué preguntas numéricas haría con objeto de medir los beneficios de un posible resultado?
5. Construya una matriz de pagos.
6. ¿Cómo se compara el beneficio que recibiré en el futuro con el recibido hoy? (valor presente etc....).

Ya que se ha completado la fase determinista, conviene jugar con las variables de estado, llevándolas separado y conjuntamente a los valores extremos en su rango de variabilidad. Se observa cual de las alternativas es siempre mejor que cualquier otra. De ocurrir esto se dirá que la primera domina a la segunda; esta primera se elimina.

Con este análisis de sensibilidad se identifican las variables de estado para las que el resultado es sensible y se les llama críticas.

II. Fase Probabilista

1. Esta fase principia asignando probabilidades a las variables de estado críticas.
2. Encontrar la incertidumbre en beneficios para cada alternativa implicada por la relación funcional a las variables de estado críticas y la distribución de probabilidad en esas variables de estado críticas.

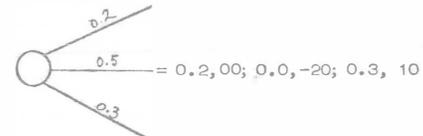
cas para la alternativa. A esta distribución de probabilidad del beneficio, se le llama la lotería del beneficio para la alternativa.

3. Ahora se considerará la manera de elegir entre las alternativas con diferente lotería de beneficio. Para ello conviene emplear las distribuciones acumuladas de probabilidad buscando dominancia estocástica.

III. Fase Psóptica

Aquí se principia encontrando el equivalente en pesos de eliminar la incertidumbre en cada una de las variables de estado, consideradas separadas o conjuntamente. Esto conduce a la siguiente etapa que consiste en diseñar el programa más simple para conseguir información cuando ya se ha encontrado que es conveniente conseguir más información.

Una lotería está definida por varias decisiones aleatorias cada una con su probabilidad y su pago.



El equivalente de la certeza para esta lotería es:

$$60(0.2) + (-20)(0.5) + 10(0.3) = 12 - 10 + 3 = 5$$

y representa el monto mínimo que se pide por permitir que sea otro el que juegue la lotería.

Fundamentos de la lotería de la Utilidad

Considérense los premios A, B, C, en una lotería

a) Notación

A preferido a B se representa mediante $A \succ B$

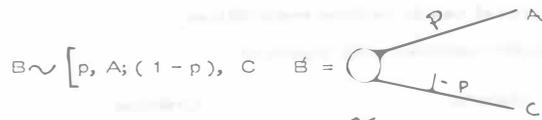
A indiferente a B se presenta mediante $A \sim B$

A no preferido a B se representa mediante $B \succ A$

B preferido a A se representa mediante $A \succ \infty B$

b) La ley de la transitividad expresa que si $A \succ B$, $B \succ C$ entonces $A \succ C$.

c) La ley de la continuidad expresa que si para una lotería se tiene que $A \succ B \succ C$, entonces



En particular para algún p si $B \sim B$ (B es el equivalente de la certeza para dicha lotería).

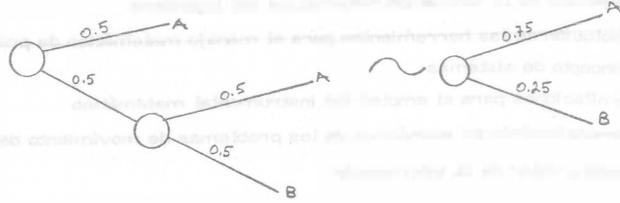
d) La ley de la sustituibilidad expresa que en cualquier lotería B puede ser sustituido por B .

e) La ley de la monotonocidad expresa que si $A > B$ entonces

$$[p, A; (1-p), B] > [p', A; (1-p'), B]$$

Si y sólo si $p > p'$

f) La ley de descomposición expresa que una lotería compuesta es indiferente a su descomposición en loterías simples:



Se entiende por función utilidad $u(x)$ una con las siguientes características:

1. Dadas tres loterías L_1, L_2, L_3

a) Si $L_1 > L_2$

entonces

$$u(L_1) > u(L_2)$$

b) si $L_3 \sim (1-p), L_1; p, L_2$

entonces

$$u(L_3) = (1-p)u(L_1) + pu(L_2)$$

2. Cualquier transformación lineal de la función $u(x)$ produce igual utilidad de las loterías.

$$\text{Sea } u^1(x) = \alpha + \beta u(x)$$

a) Puesto que

$$u(L_1) > u(L_2) \text{ cuando } L_1 > L_2$$

entonces

$$u^1(L_1) > u^1(L_2) \text{ cuando } L_1 > L_2$$

b) Puesto que

$$u(L_3) = (1-p)u(L_1) + pu(L_2)$$

$$\text{cuando } L_3 \sim [(1-p), L_1; p, L_2]$$

Entonces una posible función utilidad es $u(x) = a + bx$
En efecto, si

A) $X_1 > X_2$

$$u(X_1) > u(X_2)$$

b) si $X_3 \sim [p, X_1; (1-p), X_2]$

entonces

$$u(X_3) = pu(X_1) + (1-p)u(X_2)$$

entonces:

$$a + bX_3 = p(a + bX_1) + (1-p)(a + bX_2)$$

$$X_3 = pX_1 + (1-p)X_2$$

Cumple con las condiciones especificadas y la recta es una función utilidad.

NOTA: Sacado del libro Ingeniería de Sistemas de la Cámara Nacional de la Industria de la Construcción.

MÉTODOS PARA LA SELECCION DE EQUIPO

USO DE MODELOS

Ing. José Piña Garza.

- Concepto de modelo
- Clasificación de modelos

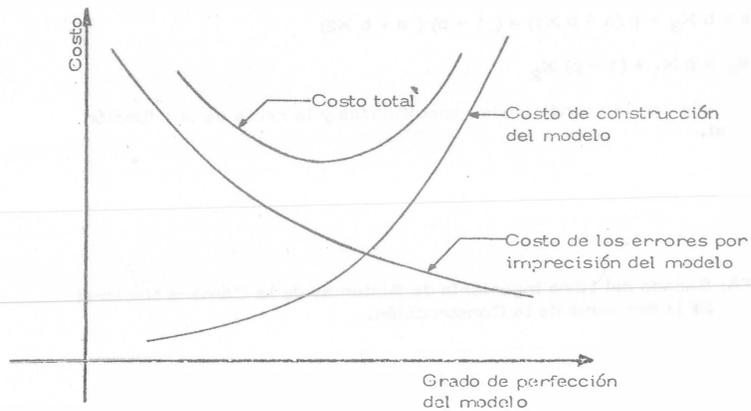
Por la forma de representación

Descripción escrita (hablada)
Económicos
Lógicos (diagramáticos)
Analógicos
Simbólicos (matemáticas)

Por el uso

Comunicación
Análisis
Predicción
Control
Entrenamiento

- Modelo versus realidad



- Actitud ante el uso de modelos matemáticos
- Preparación matemática del ingeniero

	Materia	Créditos
1	Matemáticas I	9
2	Matemáticas II	9
3	Matemáticas III	9
4	Matemáticas IV	9
5	Algebra Lineal	9
6	Computación Numérica	9
7	Probabilidad y Estadística	9
8	Ingeniería de Sistemas I	6
9	Ingeniería de Sistemas II	6
	Total de Créditos	75

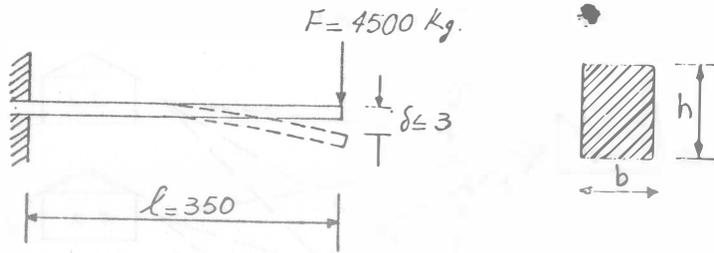
- Objetivos de la formación matemática del ingeniero
- Evolución de las herramientas para el manejo matemático de problemas
- Concepto de sistemas
- Limitaciones para el empleo del instrumental matemático
- Dimensionamiento económico de los problemas de movimiento de tierras
- Costo y valor de la información

Problema :

Se desea determinar las dimensiones de una viga de madera en voladizo de 3.50 m de longitud, sujeta a una carga en el extremo libre de 4.5 ton.

En atención a las características de trabajo se requiere un desplazamiento vertical menor de 3 cm en el extremo libre.

Se deberá especificar una sección rectangular en que la relación base/peralte sea de 1:1.5



$$\delta_{max} \geq \frac{Fl^3}{3EI}$$

$$I = \frac{bd^3}{12}$$

$$\delta_{max} \geq \frac{4Fl^3}{Ebh^3}$$

$$\frac{b}{h} = \frac{1}{1.50}; \quad b = 0.67h$$

$$\delta_{max} \geq \frac{6Fl^3}{Eh^4}$$

$$h \geq \sqrt[4]{\frac{6Fl^3}{E\delta_{max}}}$$

$$f_{max} \geq \frac{6M}{bh^2} \quad \text{para } h \leq 40 \text{ cm.}$$

$$f_{max} \geq \frac{9Fl}{h^3}$$

$$h \geq \sqrt[3]{\frac{9Fl}{f_{max}}}$$

$$f_{max} = \frac{6M}{Kbh^2}$$

$$K = 0.81 \left(\frac{h^2 + 363}{h^2 + 223} \right)$$

Minimizar costo $C = S \cdot lhb$

"Problema de Transporte"

- Se tienen n orígenes posibles de un determinado artículo.
 - En cada uno de ellos se produce una cantidad conocida de artículos:
 $a_1, a_2, a_3, \dots, a_i, \dots, a_n$
 - Los artículos se deben transportar a m diferentes destinos.
 - En cada destino se requiere una cantidad definida de tales artículos:
 $b_1, b_2, b_3, \dots, b_j, \dots, b_m$
 - Se conoce el costo unitario c_{ij} que resulta de obtener un artículo en cada uno de los j destinos según cada uno de sus n posibles orígenes.
- El problema consiste en:
- Determinar la cantidad X_{ij} de artículos que conviene enviar de cada uno de los orígenes i a cada uno de los destinos j , de tal manera que el costo total de transporte sea mínimo.
 - Suponiendo que existe una variación lineal de costo de producción y transporte en función del número de unidades requeridas, o sea que si el costo de producir y enviar un artículo del origen i al destino j es c_{ij} el costo de entregar X_{ij} artículo será $c_{ij}X_{ij}$

Formulación del modelo matemático

Variables X_{ij} $i=1,2,\dots,n$ $j=1,2,\dots,m$ $m \cdot n$ variables

Función objetivo Minimizar $Z = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m c_{ij} X_{ij}$ (1)
 Costo total de transporte.

Sujeta a las restricciones:

$$\sum_{i=1}^n a_i = \sum_{j=1}^m b_j \quad (2)$$

Total de disponibilidades = Total de requerimientos

$$\sum_{j=1}^m X_{ij} = a_i \quad \text{para } i=1,2,\dots,n \quad (3) \text{ a } (n+2)$$

Cont. enviada del origen i a todos los destinos = Cont. disp. en el origen i

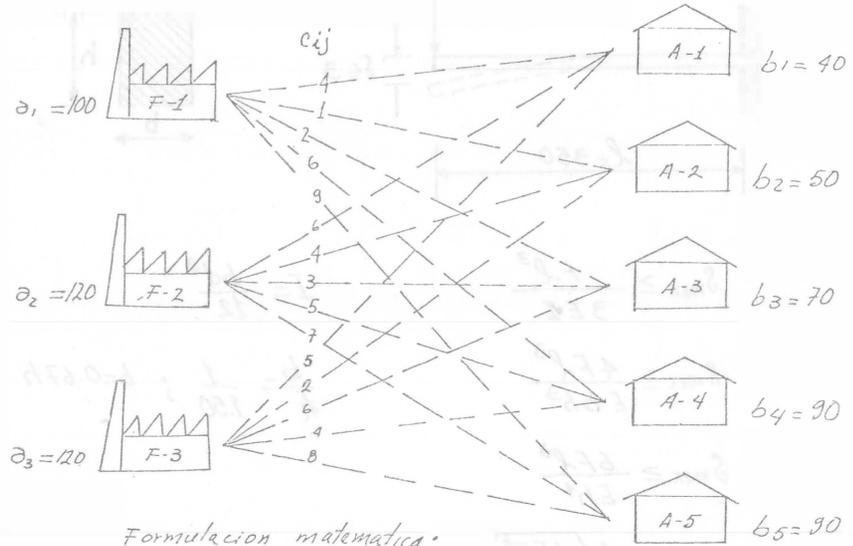
$$\sum_{i=1}^n X_{ij} = b_j \quad \text{para } j=1,2,\dots,m \quad (n+3) \text{ a } (n+m+2)$$

Cont. recibida en el destino j de todos los orígenes = Cont. requiere en el destino j

$$X_{ij} \geq 0 \quad \text{para } i=1,2,\dots,n \quad j=1,2,\dots,m \quad (n+m+3) \text{ a } (n+m+1+m)$$

(No tiene sentido físico que las variables adquieran valores negativos).

Ejemplo:



Formulación matemática:

(1) Minimizar: $Z = 4X_{11} + X_{12} + 2X_{13} + 6X_{14} + 9X_{15} + 6X_{21} + 4X_{22} + 3X_{23} + 5X_{24} + 7X_{25} + 5X_{31} + 2X_{32} + 6X_{33} + 4X_{34} + 8X_{35}$

Sujeta a las restricciones:

- (2) $\sum_{i=1}^n a_i = \sum_{j=1}^m b_j$ $100 + 120 + 120 = 40 + 50 + 70 + 90 + 90 = 390$
- (3) $X_{11} + X_{12} + X_{13} + X_{14} + X_{15} = 100$
- (4) $X_{21} + X_{22} + X_{23} + X_{24} + X_{25} = 120$
- (5) $X_{31} + X_{32} + X_{33} + X_{34} + X_{35} = 120$
- (6) $X_{11} + X_{21} + X_{31} = 40$
- (7) $X_{12} + X_{22} + X_{32} = 50$
- (8) $X_{13} + X_{23} + X_{33} = 70$
- (9) $X_{14} + X_{24} + X_{34} = 90$
- (10) $X_{15} + X_{25} + X_{35} = 90$

Solución factible

Destinos.

		1 (40)	2 (50)	3 (70)	4 (90)	5 (90)	
Orígenes	1 (100)	40	50	10	-	-	230
		4	1	2	6	9	
2 (120)		160	50	20	-	-	480
		-	-	60	60	-	
3 (120)		6	4	3	5	7	840
		-	-	180	300	-	
		5	2	6	30	90	
		-	-	-	4	8	
		-	-	-	120	720	

x_{ij}
 c_{ij}
 $c_{ij} x_{ij} \rightarrow \Sigma$

Total de costo 1550

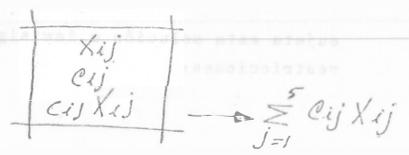
Solución óptima

Destinos

		1 (40)	2 (50)	3 (70)	4 (90)	5 (90)	
Orígenes	1 (100)	40	20	40	-	-	260
		4	1	2	6	9	
2 (120)		160	20	80	-	-	720
		-	-	30	5	90	
3 (120)		6	4	3	-	7	420
		-	-	90	-	630	
		5	30	-	90	8	
		-	2	6	4	-	
		-	60	-	360	-	

Total de costo 1400

Disposición de datos



En las dos últimas décadas los avances en el procesamiento electrónico de información y en la tecnología asociada al tema, han sido fundamentales para el desarrollo de nuevos procedimientos de solución de problemas en infinidad de actividades relacionadas con el trabajo intelectual, siendo la Ingeniería uno de los campos en que su influencia es de la mayor trascendencia.

Como objeto de señalar una de las innumerables formas en que la investigación de Operaciones y el Cómputo Electrónico, pueden intervenir en la consideración de decisiones de una Empresa Constructora se presenta una metodología en la selección del equipo necesario para efectuar movimientos de terracerías en la construcción de un camino.

Se pretende con ello despertar inquietudes para utilizar estas técnicas que representan ventajas económicas de fundamental importancia; las referencias bibliográficas que se citan al final del texto fueron elegidas bajo el mismo criterio.

En la presentación de esta metodología se ha seguido el siguiente esquema que consta de cuatro capítulos:

- 1) Se plantea formalmente el "problema de transporte" que consiste en determinar las cantidades de objetos que es necesario enviar desde cada uno de los puntos donde se obtienen o producen, hacia cada uno de los puntos donde se requieren o utilizan, de tal forma que el costo total de transporte sea el mínimo posible.

- 2) Se plantea el problema de la determinación de los movimientos de terracerías en la construcción de un camino en términos del problema de transporte, por lo que su solución óptima se encuentra en la solución al mencionado problema de transporte.
- 3) Para aclarar el procedimiento anterior se muestra un ejemplo para un tramo del camino Tijuana-Matamoros y se compara con los resultados obtenidos por los métodos tradicionales.
- 4) Finalmente se plantea en base a la aplicación ordenada y sistemática de la solución anterior, un procedimiento para determinar el equipo de movimientos de terracerías en la construcción de un camino de tal forma de encontrar el menor costo posible.

En el desarrollo de este artículo se ha procurado omitir notaciones y procedimientos matemáticos complicados con objeto de lograr una mayor facilidad en la comprensión del concepto que se desea exponer.

A. Problema de Transporte.

El planteamiento del problema de transporte es el siguiente:

- a) Se dispone de un total de unidades de un determinado artículo localizados en n diferentes orígenes,
- b) existen en cada uno de esos orígenes las siguientes cantidades de este artículo: $a_1, a_2, \dots, a_j, \dots, a_n$;
- c) los artículos se enviarán a m diferentes destinos,
- d) requiriéndose en cada uno de esos destinos las cantidades $b_1, b_2, \dots, b_j, \dots, b_m$;
- e) además se conoce el costo unitario c_{ij} que resulta de producir y/o enviar un artículo de cada origen i a cada destino j , esto es, se conoce lo que cuesta obtener un artículo en cada uno de los m - destinos según cada uno de sus n orígenes posibles.

La solución al problema consiste en:

- f) Determinar las cantidades x_{ij} de ese artículo que se deben enviar de cada uno de los orígenes i a cada uno de los destinos.
- g) De tal manera que el costo total de transporte sea mínimo, o sea, que el problema consiste en minimizar la "función objetivo":

$$Z = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m c_{ij} x_{ij}$$

sujeta esta solución a las siguientes hipótesis o restricciones:

- h) Hay una variación lineal en el costo de transporte en función del número de unidades transportadas, o sea que si el costo de enviar una unidad del origen i al destino j es c_{ij} , entonces el costo de enviar x_{ij} unidades será $x_{ij} c_{ij}$.
- l) El total de artículos disponibles en los n orígenes debe ser igual al total de artículos requeridos en los m destinos, esto es

$$\sum_{i=1}^n a_i = \sum_{j=1}^m b_j, \text{ y en consecuencia}$$

- m) La cantidad enviada desde cada origen i será igual a la cantidad a_i disponible, y la cantidad recibida en cada destino j será igual a la cantidad b_j requerida.

El problema de Transporte planteado por Hitchcock -- (1941) e independientemente por Koopmans (1947) y resuelto por G.B. Dantzig (1947) queda enmarcado dentro de los problemas de programación lineal relativos a la distribución o uso eficiente de un conjunto de recursos limitados y relacionados entre sí, buscando generalmente maximizar los beneficios derivados de su utilización o minimizar los costos de su aprovechamiento; se caracterizan por el gran número de soluciones que satisfacen las condiciones básicas planteadas, debiéndose seleccionar entre ellas a la que, de mejor manera, satisface el objetivo deseado.

Para un problema de esta naturaleza la cantidad de soluciones posibles y la dificultad para evaluarlas en forma adecuada, impide pensar en aplicar las técnicas de programación lineal para obtener su solución, si no se cuenta con un computador electrónico que realice este trabajo; las primeras soluciones favorables para problemas de este tipo se obtuvieron en 1952 con el uso de la máquina SEAC del National Bureau of Standards (E.U.A.), a partir de entonces esta técnica se ha convertido en una importante herramienta de las matemáticas modernas, aplicable a una gama amplísima de actividades y el algoritmo que la resuelve se ha programado para una gran cantidad de computadores.

B. Movimiento de Terracerías como un Problema de Transporte.

Analizando el problema de movimiento de terracerías se observa que puede ser planteado como "Problema de Transporte" de acuerdo con las siguientes consideraciones siguiendo cada uno de los incisos presentados en el capítulo anterior.

En efecto:

- a) El artículo que va a ser transportado son m^3 de tierra que se encuentran en cada uno de los cortes del camino a construir, así como también en "todos" los posibles bancos de material con lo que se integran los n orígenes de nuestro problema
- b) se conoce el volumen de m^3 disponibles tanto en cada uno de los cortes por efectuar, como en cada uno de "todos" los posibles bancos, esto es, se conocen las cantidades a_i de m^3 disponibles en cada origen i ,
- c) los m^3 de tierra servirán para la construcción de terraplenes, por lo que serán requeridos en cada una de la m secciones de terraplén que se presenten en el proyecto
- d) se conocen las cantidades b_j de m^3 que se necesitan en cada una de las m secciones de terraplén,
- e) se conoce el costo unitario c_{ij} que resulta de enviar un m^3 de tierra de cada corte i (o sección de corte) a cada una de las secciones de terraplén j y además puede evaluarse el costo de obtención y envío de un m^3 de tierra de cada banco también a cada sección de terraplén. Obsérvese que este costo está en función del equipo que pretende emplearse

en la construcción del camino y de la distancia que existe entre el punto de origen y el de destino del material; a reserva de abundar posteriormente en estos temas, para efecto de continuar la exposición supóngase que el costo de recibir un m^3 de tierra en cada sección de terraplén según cada uno de sus n posibles orígenes puede obtenerse fácil y rápidamente.

La solución de nuestro problema de movimiento de terracerías consiste entonces en:

- f) determinar las cantidades x_{ij} de m^3 de tierra que hay que enviar y/o obtener de cada corte y cada banco de materia i , a cada sección de terraplén j ;
- g) de tal manera que el costo total de transporte sea mínimo o sea hacer mínima la función objetivo.

$$Z = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m c_{ij} x_{ij}$$

Por otra parte, se observa con ciertas tolerancias razonables y de acuerdo con las consideraciones que a continuación se indican, que nuestro problema cumple con las hipótesis y restricciones del problema de transporte, esto es:

- h) dentro de las limitaciones del análisis, podemos considerar que si el costo de enviar un m^3 de tierra del origen i al destino j es c_{ij} el costo de enviar $x_{ij} m^3$ será $c_{ij} x_{ij}$,
- l) como el total de m^3 de tierra disponible en los cortes y en los bancos siempre será superior a los m^3 de tierra requeridos para la formación de terraplenes, se crea un terraplén ficticio para lograr que

$$\sum_{i=1}^n a_i = \sum_{j=1}^m b_j$$

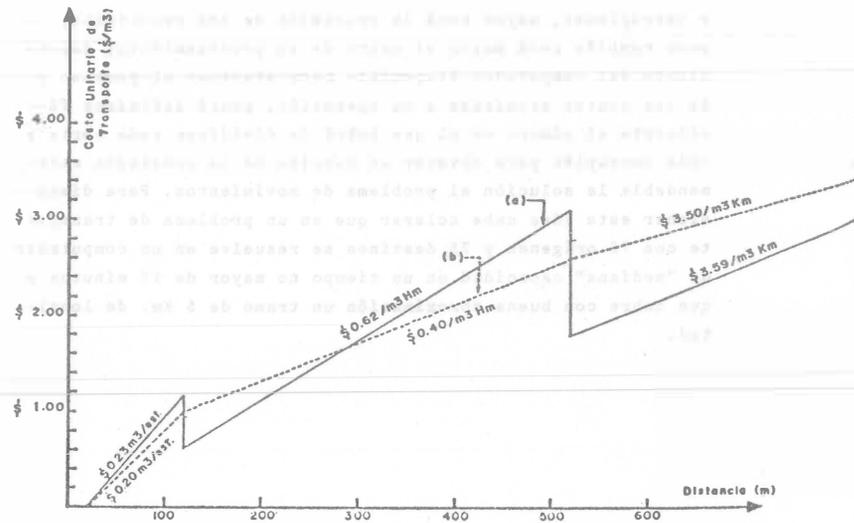
asignándole costos nulos de transporte a ese terraplén con lo cual se incluye en la solución la posibilidad de no utilizar material proveniente de los bancos a menos de que sea conveniente, puesto que si la solución indica el envío de material de bancos a este terraplén ficticio, ello implica que esos volúmenes no son utilizados. Para cubrir la posibilidad de desperdiciar material de corte y compensar esos volúmenes con material de banco, pueden crearse tantos terraplenes ficticios como desperdicios posibles existan, cumpliendo siempre con la restricción de igualdad entre oferta y demanda y asignando los costos de transporte por acarreo de desperdicio que procedan, si el material proviene de cortes en cajón, y costos nulos para material proveniente de cortes en balcón y de bancos;

m) entonces la cantidad de m^3 por enviar de cada origen i será igual a la cantidad a_i disponible y la cantidad recibida en cada sección de terraplén j será igual a la cantidad requerida b_j .

El planteamiento del movimiento de terracerías en esta forma parece ser bastante laborioso y tal vez incosteable, pero si enmarcamos esta solución dentro del método Fotogramétrico Electrónico para proyecto de Vías Terrestres existen

te en la Secretaría de Obras Públicas y también desarrollado en diversas empresas consultoras, observamos que la mayor parte de los datos son ya obtenidos a través de procesos de cómputo electrónico y que quedan almacenados en memorias auxiliares (discos o cintas magnéticas) para su procesamiento posterior con los datos complementarios proporcionados por el proyectista de vías terrestres o el contratista de construcción. En realidad la única información que necesita proporcionarse, es la relativa a los costos de transporte tal como se indica en la Fig. No. 1 y la ubicación y el volumen disponible de todos los posibles bancos de material así como también la ubicación y el volumen máximo depositable de las zonas de posible desperdicio; datos que en cualquier caso tanto el proyectista como el constructor deben conocer para orientar en forma adecuada sus decisiones.

Fig. 1 Costos Unitarios de Transporte de Terracerías.



C. Ejemplo.

Para ilustrar el procedimiento descrito se desarrolla a continuación un ejemplo tomado del proyecto del camino Tijuana-Matamoros, tramo El Porvenir-Ojinaga, del Km. 28+800 al -- Km. 29+640.

En la Fig. No. 2 se muestra el diagrama de curva masa que contiene además los movimientos definidos por el proyectista así como los volúmenes de corte y terraplén. Como complemento a lo anterior el proyectista indica que se podría disponer de material de un banco ubicado a 500 m. der. de la estación 33+000. Los volúmenes disponibles en los cortes y en el banco, así como los requeridos para terraplén se muestran en la tabla No. 1.

Se observa que arbitrariamente cada estación de corte ha sido considerada como un origen y cada estación de terraplén como un destino; mientras mayor sea el número de cortes y terraplenes, mayor será la precisión de los resultados, -- pero también será mayor el costo de su procesamiento; dependiendo del computador disponible para efectuar el proceso y de los costos asociados a su operación, podrá definirse fácilmente el número en el que habrá de dividirse cada corte y cada terraplén para obtener en función de la precisión recomendable la solución al problema de movimientos. Para dimensionar esta idea cabe aclarar que en un problema de transporte con 75 orígenes y 75 destinos se resuelve en un computador de "mediana" capacidad en un tiempo no mayor de 15 minutos y que cubre con buena aproximación un tramo de 5 Km. de longitud.

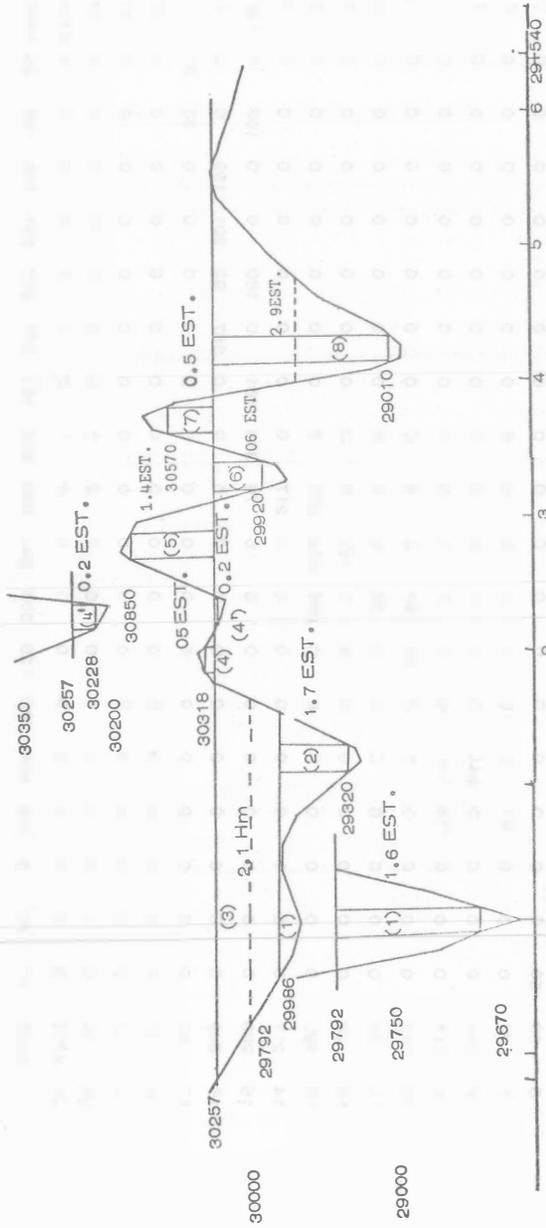
Se observa por otra parte en la tabla No. 1 que se ha creado un terraplén ficticio de 4712 m³ de capacidad requerida para igualar la oferta y la demanda.

Los costos de transporte proporcionados por el proyectista son indicados en la Fig. No. 1 (a) correspondientes a los precios unitarios según las Especificaciones de la Secretaría de Obras Públicas. Estos costos fueron modificados según se indica en la Fig. No. 1 (b) para ser congruentes con el proyecto convencional, toda vez que los precios S.O.P., -- simplificados para su fácil aplicación y que consideran implícitamente el procedimiento tradicional para determinar movimientos de terracerías, ocasionarían soluciones incorrectas ya que, como puede deducirse de la gráfica No. 1 (a) el costo de transporte a una distancia de 130 m (por ejemplo) es menor que el costo de transporte a una distancia de 90 m, a lo cual es cierto solo bajo determinadas condiciones de utilización de equipo. De estos costos unitarios de transporte se obtiene la matriz de costos C que se muestra en la tabla NO. 2; obsérvese que los costos de transporte asociados al terraplén ficticio son nulos.

Con estos datos se procedió a su procesamiento en un computador CDC 3300 mediante la programación del algoritmo -- "de la esquina noroeste" de Dantsig obteniéndose los resultados que se muestran en la tabla No. 3 y que representan gráficamente en la Fig. No. 3.

Se observa de estos resultados que las diferencias son poco significativas; al respecto es necesario considerar que los volúmenes de movimientos de terracerías son mucho mayores que las del ejemplo y que una comparación realmente de validez implicaría la realización de un estudio estadístico de cierta importancia para determinar cual es el porcentaje promedio de "deficiencia" del proyectista con respecto al óptimo.

VOLUMEN DE TERRAPLEN, CORTE Y BANCOS



326

CURVA MASA Y MOVIMIENTO DE TERRACERIAS (CONVENCIONAL)

UBICACION	CORTE		TERRAPLEN	
	Origen No.	Voluman	Destino No.	Voluman
28+880 a 28+900			1	124
28+900 a 28+920			2	154
920 940			3	118
940 960			4	110
960 980			5	102
28+980 29+000			6	50
29+000 29+020	1	57		
020 040	2	70		
040 060	3	2		
060 080			7	87
28+080 29+100			8	244
29+100 29+120			9	217
120 140	4	203		
140 160	5	406		
160 180	6	392		
29+180 29+200	7	126		
29+200 29+220			10	142
220 240			11	26
240 260	8	386		
260 280	9	344		
29+280 29+300			12	122
29+300 29+320			13	780
320 340			14	217
340 360	10	580		
360 380	11	359		
29+380 29+400			15	985
29+400 29+420			16	849
420 440	12	161		
440 460	13	367		
460 480	14	252		
29+480 29+500	15	201		
29+500 29+520	16	189		
520 540	17	136		
540 560	18	34		
560 580			17	67
29+580 29+600			18	60
29+600 29+620			19	47
29+620 29+640			20	52
Bco a 500 m der. de est. 33 + 000	19	5000		
Terraplén ficticio			21	4712
Sumas iguales		9265		9265

FUNCION OBJETIVO 433626

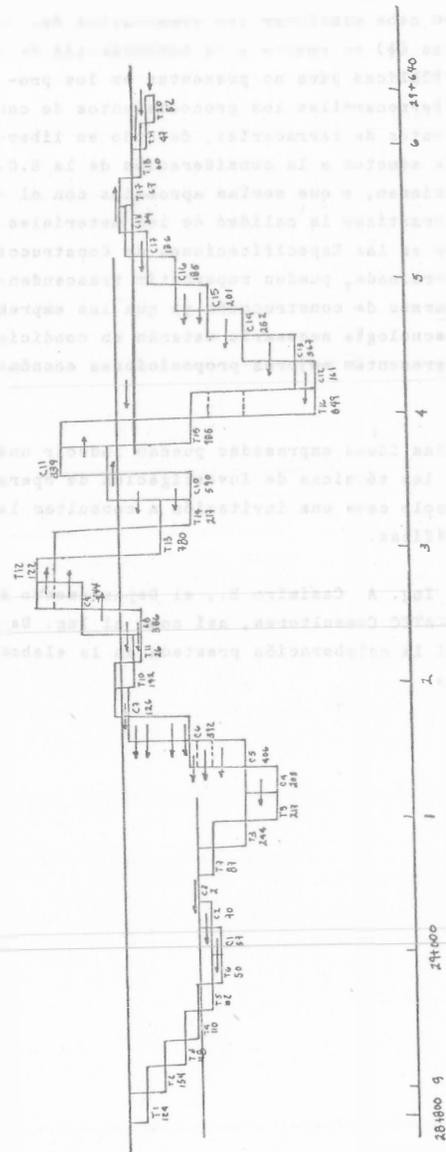
COSTOS UNITARIOS DE TRANSPORTE

Terraplén/Corte	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
1	124	100	108	116	148	156	164	172	196	204	236	244	267	274	281	288	295	302	309	1081
2	154	80	100	108	140	148	156	164	188	196	228	236	260	267	274	281	288	295	302	1074
3	118	60	80	100	132	140	148	156	180	188	220	228	252	260	267	274	281	286	295	1067
4	110	40	60	80	124	132	140	148	172	180	212	220	244	252	260	267	274	281	288	1060
5	102	20	40	60	116	124	132	140	164	172	204	212	236	244	252	260	267	274	281	1053
6	50	0	20	40	108	116	124	132	156	164	196	204	228	236	244	252	260	267	274	1046
7	87	40	20	0	40	60	80	100	124	132	164	172	196	204	212	220	228	236	244	1018
8	244	60	40	20	20	39	60	80	116	124	156	164	188	196	204	212	220	228	236	1011
9	217	80	60	40	0	20	40	60	108	116	148	156	180	188	196	204	212	220	228	1004
10	142	132	124	116	60	40	20	0	20	40	108	116	140	148	156	164	172	180	188	969
11	26	140	132	124	80	60	40	20	0	20	100	108	132	140	148	156	164	172	180	962
12	122	164	156	148	116	108	100	80	20	0	40	60	108	116	124	132	140	148	156	941
13	780	172	164	156	124	116	108	100	39	20	20	40	100	108	116	124	132	140	148	934
14	217	180	172	164	132	124	116	108	60	40	0	20	80	100	108	116	124	132	140	927
15	985	204	196	188	156	148	140	132	108	100	20	0	20	40	60	80	100	108	116	906
16	849	212	204	196	164	156	148	140	116	108	40	20	0	19	40	60	80	100	108	899
17	67	274	267	260	228	220	212	204	180	172	140	132	108	100	80	60	40	20	0	843
18	60	281	274	267	236	228	220	212	188	180	148	140	116	108	100	80	60	40	20	836
19	47	288	281	274	244	236	228	220	196	188	156	148	124	116	108	100	80	60	40	829
20	52	295	288	281	252	244	236	228	204	196	164	156	132	124	116	108	100	80	60	822
21	4712	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	9265	57	70	2	203	406	392	126	386	344	580	359	161	367	252	201	189	136	34	5000

FUNCION OBJETIVO 433626

SOLUCION AL PROBLEMA DE TRANSPORTE

Terraplén/Corte	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
1	124	0	0	0	0	0	48	76	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
2	154	0	0	0	0	0	154	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
3	118	0	0	0	0	0	118	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
4	110	0	0	0	0	38	72	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
5	102	7	70	2	0	23	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
6	50	50	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
7	87	0	0	0	87	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
8	244	0	0	0	0	244	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
9	217	0	0	0	116	101	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
10	142	0	0	0	0	0	0	50	92	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
11	26	0	0	0	0	0	0	0	26	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
12	122	0	0	0	0	0	0	0	122	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
13	780	0	0	0	0	0	0	0	268	222	290	0	0	0	0	0	0	0	0	
14	217	0	0	0	0	0	0	0	0	217	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
15	985	0	0	0	0	0	0	0	0	73	359	161	0	160	0	0	103	0	129	
16	849	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	367	92	201	189	0	0	
17	67	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	33	34	0	
18	60	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	60	
19	47	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	47	
20	52	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	52	
21	4712	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4712	
	9265	57	70	2	203	406	392	126	386	344	580	359	161	367	252	201	189	136	34	5000



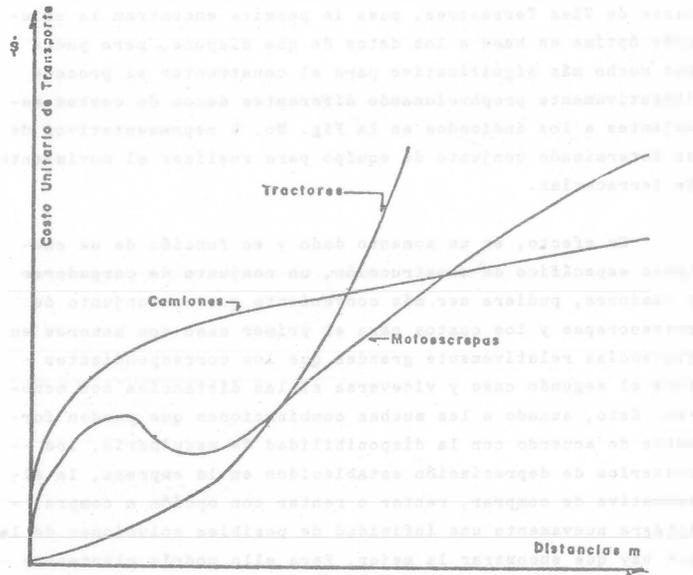
Compensación de terracerías por medio del problema de transporte

D. Determinación del Equipo de Transporte.

El método descrito puede ser importante para el proyectista de Vías Terrestres, pues le permite encontrar la solución óptima en base a los datos de que dispone, pero puede ser mucho más significativo para el constructor si procede iterativamente proporcionando diferentes datos de costos semejantes a los indicados en la Fig. No. 4 representativos de un determinado conjunto de equipo para realizar el movimiento de terracerías.

En efecto, en un momento dado y en función de un contrato específico de construcción, un conjunto de cargadores y camiones, pudiera ser más conveniente que un conjunto de motoescrepas y los costos para el primer caso son menores en distancias relativamente grandes que los correspondientes para el segundo caso y viceversa si las distancias son menores. Esto, aunado a las muchas combinaciones que pueden formarse de acuerdo con la disponibilidad de maquinaria, los criterios de depreciación establecidos en la empresa, la alternativa de comprar, rentar o rentar con opción a compra, integra nuevamente una infinidad de posibles soluciones de las que hay que encontrar la mejor. Para ello podría plantearse un método de selección basado quizá en los principios de la Programación Dinámica que, por sencillez de exposición, se omite, pero que para efectos de comprensión del concepto basta con mencionar la posibilidad de comparar el costo que resulta de utilizar diversos equipos de construcción, encontrándose para cada conjunto de equipo la mejor forma de efectuar ese movimiento, que lógicamente será distinto al propuesto en el proyecto.

Fig. 4.- Costos Unitarios del Movimiento de Terracerías para Diversos Equipos de Construcción.



A este respecto cabe mencionar los comentarios del -- Ing. Fernando Espinosa (†) en cuanto a la conveniencia de la Secretaría de Obras Públicas para no presentar en los proyectos de Caminos y Ferrocarriles los procedimientos de construcción para movimientos de terracerías, dejando en libertad al contratista de someter a la consideración de la S.O.P. los que más le convinieran, y que serían aprobadas con el -- único requisito de garantizar la calidad de los materiales. Estas ideas enfocadas en las Especificaciones de Construcción por unidad de obra terminada, pueden repercutir trascendentalmente en los concursos de construcción ya que las empresas que cuenten con la tecnología necesaria estarán en condiciones ventajosas para presentar mejores proposiciones económicas.

Se espera que las ideas expresadas puedan inducir una mayor utilización de las técnicas de investigación de operaciones y finalmente solo cabe una invitación a consultar las referencias bibliográficas.

Se agradece al Ing. A. Casimiro Z., al Departamento de Vías Terrestres de ICATEC Consultores, así como al Ing. Dagoberto Flores de PSI la colaboración prestada en la elaboración de este artículo.

SIMULACION

Otra clasificación de modelos

determinísticos estático
estocásticos dinámico

- Concepto de Simulación

- Metodología

- Definición de objetivos
- Obtención y revisión de datos, análisis del problema
- Diseño del experimento
- Construcción del modelo
- Validación (calibración del modelo)
- Simulación
- Análisis e interpretación de resultados

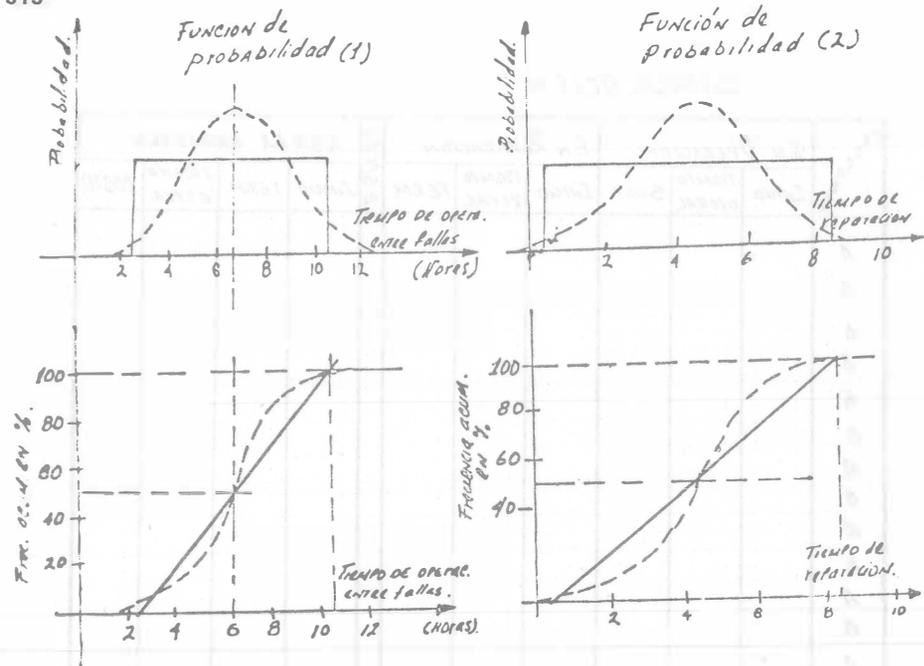
Problema de selección de equipo

Se necesita efectuar un movimiento de tierras en un volumen de 400,000 m³ de un banco a un tiradero; la longitud de acarreo es de 1.200 m.

Se ha analizado el problema y se recomienda efectuar el movimiento utilizando un cargador Michigan de 3 1/2 yd³ y 8 camiones fletados, cuando se presenta una opción interesante que conviene analizar.

Características de la opción.

- Cargadores de la misma capacidad a un costo horario efectivo de ----- \$ 160,00/hr vs \$ 200,00/hora del primero.
- Los cargadores son defectuosos; el tiempo promedio entre fallas es de 6.5 horas según función de probabilidad (1) y el tiempo de compostura promedio es de 4.5 horas según función de probabilidad (2). Esta información se garantiza ampliamente.
- En compensación, el fabricante ofrece enviar sin costo para el constructor, otro cargador igual por el cual sólo se pagará el costo horario efectivo, de manera que cuando uno esté descompuesto entra el otro en operación.
- El fabricante también ofrece proporcionar a un mecánico y cubrir las reparaciones que surjan durante el desarrollo del trabajo.
- El constructor tiene la obligación con los fletados de pagar \$ 60,00/ hora en caso de descompostura del cargador, en compensación por tiempo de espera.



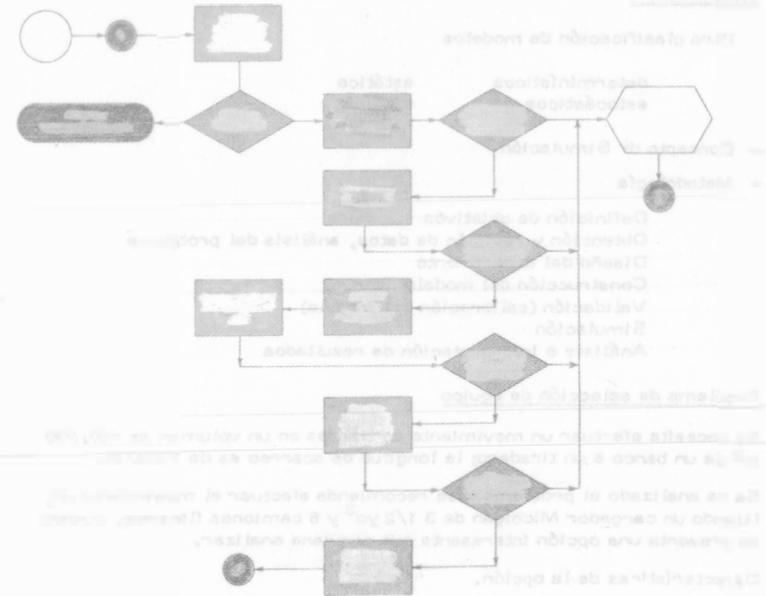
1°	2°	3°	OPERACION	REPARACION
A	A	A	3	1
		S	4	2
	S	A	5	3
		S	6	4
S	A	A	7	5
		S	8	6
	S	A	9	7
		S	10	8

SIMULACION

CARRANOS	EN OPERACION			EN REPARACION			ESPERA	ESPERA CAMIONES			
	INICIO	TIEMPO OPERAC.	SUSP.	INICIO	TIEMPO REPAR.	TERM.		INICIO	TERM.	TIEMPO ESPER.	COSTO
A											
B											
A											
B											
A											
B											
A											
B											
A											
B											
A											
B											
A											
B											

Bibliografía

1. Invitación a la Investigación de Operaciones - A. Koufmann Arnold.
2. Principles of Operations Research - Harrey M. Wagner Prentice-Hall, Inc.
3. New Power for Management (Computer Systems and Management Science) - David B. Hertz - Mc Graw Hill.
4. Introduction to Operations Research - C.W. Churchman, R.L. Ackuff, E.L. Arnoff - John Wiley
5. El Desafío Amecono - J.J. Servan Schreiber - Plaza 8c Jams S.A.
6. Las Técnicas Modernas de Fotogrametría y Cómputo Electrónico Aplicadas al Diseño de Carreteras en México - Gerardo Cruickshank García - Revista Fotogrametría, Fotointerpretación y Geodesia No. 2, Nov-Dic 1970
7. Movimiento de Terracerías y Costo Mínimo - José Piña G.-Revista Ingeniería Civil



INSTRUCCIONES

La primera parte de estos apuntes utiliza el sistema denominado EDUCACION PROGRAMADA. Rogamos al lector atender las siguientes instrucciones para obtener el mejor aprovechamiento :

- 1) Cubriendo la columna de la derecha con la tira que se anexa, lea cada uno de los temas.
- 2) Escriba la respuesta en el espacio marcado o en una hoja por separado, cuando así se requiera. (Es esencial que no se concrete usted a pensar la respuesta, DEBE ESCRIBIRLA).
- 3) Revise su respuesta, moviendo la tira hacia abajo, descubriendo la respuesta correcta en la columna de la derecha.
- 4) Si su respuesta es correcta pase al siguiente tema.
- 5) Si su respuesta no es correcta, lea el tema nuevamente y trate de comprender por qué está usted equivocado.

PROCEDIMIENTO

Cada tema deberá ser resuelto en orden. NO ALTERE EL ORDEN, a menos que así se le indique. Si tiene dificultad en un determinado punto debe regresar al lugar donde este punto apareció por primera vez y revisar los temas relacionados con él.

CONVENCIONES

- _____ = Escriba la palabra solicitada.
- _____ = Anote la letra que se requiere.
- ...(si/no) = Subraye o circule la alternativa correcta.
- _____ = Escriba las palabras que se requieran.
- () = Ponga el número correcto

EL CONTROL

ING. JOSE CARREÑO ROMANI

1.- GENERALIDADES.

- 1.- Control es el proceso que determina que también se está llevando a cabo una actividad u horizándola y si es necesario aplicando las medidas correctivas apropiadas, de manera que la ejecución esté de acuerdo con lo planeado. (sin respuesta)
- 2.- La comparación entre lo planeado y lo ejecutado es lo que constituye la base del control y la determinación del estándar o patrón que es la esencia de dicha comparación, es el primer paso a seguir. control
- 3.- El control es pues, un proceso que requiere de la determinación del estándar en primer lugar y después de la comparación el estándar planeado y el trabajo ejecutado y por último el de llevar a cabo la acción correctiva en caso necesario. proceso estándar
- 4.- La identificación de los objetivos que se realiza en la función de la norma el primer paso del control que consiste en la planeación determinación estándares
- 5.- Entonces la definición de la cantidad de trabajo a realizar en una jornada, es lo que constituye la determinación de un estándar para la valuación del desempeño del trabajador. La definición de un modelo de comportamiento o acción es lo que constituye un estándar (sí/no) estándar sí
- 6.- La valorización de lo ejecutado y lo planeado, sería una etapa de la comparación entre el estándar y lo que se está realizando. En caso de que exista una diferencia entre lo planeado y lo ejecutado es cuando se debe tomar la acción correctiva. planeado ejecutado acción correctiva
- 7.- Principio de Control.- Para que un control sea efectivo debe cubrir y regular el funcionamiento planeado. Es decir se debe buscar y lograr que la actividad se esté realizando de acuerdo con lo planeado. control planeado

8.- Se analizarán en seguida los diferentes tipos de modelos, patrones o como los hemos llamado _____ que son más usados: Cantidad, Calidad, Uso del tiempo y Costo.

estándares

9.- La determinación del volumen medio esperado de producción, de acuerdo a la actuación de los empleados más eficientes es lo que define un estándar de _____.

cantidad

10.- El especificar las sumas de dinero a gastar en la adquisición de materias primas o publicidad es lo que implica un _____.

estándar de costo

11.- El establecimiento de un programa a seguir en la realización de ciertas actividades constituye la implantación de un estándar de _____.

uso del tiempo

12.- Por último, el definir las tolerancias que se pueden especificar en la realización de las actividades que permiten lograr los objetivos organizacionales es lo que define un estándar de _____.

calidad

13.- Para poder comparar los resultados obtenidos se cuenta con los estándares de _____, y _____ que nos indican si podremos o no lograr, por ese medio, los _____ de la empresa.

cantidad, calidad, uso del tiempo, costo objetivos

14.- El establecimiento de puntos estratégicos de control nos permite el lograr una mejor _____ entre el estándar definido y lo que se está realizando. Cuando surgen diferencias en la comparación se dice que existe una excepción.

comparación

15.- El control administrativo es más fácil concentrando la atención sobre las excepciones • variaciones entre lo planeado y lo _____ es lo que nos dice el Principio de Excepción. Se puede decir que donde el Principio de _____ es válido, debemos colocar un punto _____ de control.

ejecutado o realizado
excepción estratégico

16.- Lo anterior significa que el esfuerzo control está dirigido a los lugares donde una _____ tiene lugar, es decir en el punto donde lo realizado no se conforma con el _____ o patrón definido.

excepción
estándar

17.- En los sitios de excepción es donde se debe colocar un _____ de control y donde se debe aplicar el tercer paso del proceso control, es decir la toma de la acción _____.

punto estratégico
correctiva

18.- La determinación de los sitios donde existe una _____ es básica para lograr un buen control, ya que el incluir todas las factas de una empresa en él, consume demasiado tiempo y esfuerzo, por lo que resulta muy costoso.

excepción

19.- El concentrar el control en _____ estratégicos ahorra tiempo y esfuerzo y es una práctica muy unida al Principio de _____. Cuando al comparar estándares y funcionamiento no existe ninguna desviación o _____ el control de esa actividad pasa a segundo término y solo requiere de revisiones periódicas.

puntos
excepción
excepción

20.- En resumen: La _____ surge cuando al comparar el funcionamiento o resultados obtenidos y los _____ existe alguna diferencia y es el sitio donde debemos establecer un _____ de control y llevar a cabo la toma de la _____ correctiva.

excepción
estándares
punto estratégico
acción

DISPOSITIVOS DE CONTROL.

21.- Una vez establecidos los estándares y que se han medido y comparado éstos con los resultados para poder llevar a cabo la acción _____ se utilizan varios _____ de control que son :

correctiva
dispositivos

- Presupuesto
- Informes estadísticos de control
- Análisis del punto no pérdida-no ganancia
- Reportes especiales de control
- Auditoría interna

22.- El presupuesto es el _____ de control que se utiliza con más frecuencia. Cuando el presupuesto sirve para corregir y revisar el trabajo que se está ejecutando forma parte del proceso de _____ mientras que su determinación como recurso para el logro de objetivos lo hace parte del proceso de la función _____.

23.- El presupuesto entonces es de gran importancia como dispositivo de _____ y como parte integrante del proceso de la _____. La definición del estándar costo es base común para coordinar las actividades de la empresa y forma parte del dispositivo _____.

24.- El dispositivo que se basa en la determinación de los costos, es el de _____. Pero el dar importancia a la reducción de costos solamente, puede tener como consecuencia que esto afecte al estándar (cantidad/calidad/uso del tiempo) _____.

25.- El segundo dispositivo de control consiste en la elaboración de reportes periódicos de las actividades realizadas, con el fin de estudiar la historia de la marcha de la empresa y es lo que implican los _____.

26.- El hecho de que los informes _____ de control sirvan de base para que se les compare con otros informes previos, significa que es importante que se elaboren en forma _____ (continua/no continua) _____.

27.- El análisis del punto no pérdida no ganancia es otro de los _____ que más se usa. El uso de gráficas que muestran el porcentaje de utilización de una planta contra ingresos y gastos pueden utilizarse para el análisis del punto _____.

28.- La determinación de las utilidades o pérdidas de la empresa, es otro ejemplo de lo que se puede lograr al utilizar el dispositivo de _____.

dispositivo

control

planeación

control

planeación

presupuesto

presupuesto

calidad

informes estadísticos

estadísticos

continua

dispositivos de control

no pérdida - no ganancia

análisis del punto no pérdida no ganancia

29.- Los reportes especiales de control son el _____ cuarto dispositivo de _____. Estos _____ son los que investigan casos particulares en un tiempo y lugar definido.

30.- De acuerdo a lo anterior estos reportes se realizan en forma (continua/no continua) _____ y por el hecho de referirse a situaciones particulares donde se presume existe alguna desviación, constituyen una aplicación directa del Principio de _____.

31.- Cuando se realizan investigaciones periódicas, sobre actividades generales se está utilizando el dispositivo de _____ de control. En cambio investigaciones acerca de los procedimientos, funcionamiento de un área específica de trabajo se usan para elaborar _____.

32.- El último dispositivo de control mencionado es el de la _____ interna. Así por ejemplo cuando la central de adiestramiento del personal revisa las operaciones de las unidades subsidiarias se está llevando a cabo una _____.

33.- Los cinco _____ son: presupuesto, informes estadísticos de control, análisis del punto no pérdida-no ganancia, reportes especiales de control y auditoría interna.

34.- Los dos dispositivos que tienen que ver con los análisis monetarios, costos y flujo de fondos son: _____ y el _____.

35.- El dispositivo que se elabora en forma no continua y que está relacionado con el Principio de Excepción es el de _____ de control.

36.- Los dispositivos que se realizan en áreas extensas y en forma más o menos periódica son: la _____ y los _____ de control.

control, reportes especiales

no continua

excepción

informes estadísticos

reportes especiales

auditoría

auditoría interna

dispositivos de control

presupuesto, análisis del punto no pérdida-no ganancia

reportes especiales

auditoría interna, informes estadísticos

37.- Para que en toda empresa no se pierda la -
continuidad en el flujo de las actividades es nec-
sario que se utilicen como forma de control, los
_____ antes mencionados.

dispositivos

2.- SISTEMAS DE CONTROL Y CONTROL DE
LA ACTUACION HUMANA

38.- Los sistemas de control son aquellos que se
utilizan para determinar si los objetivos y metas
de la organización definidos en la función _____
se están ejecutando correcta-
mente. Dichos sistemas se auxilian de los _____
de control para cumplir su
cometido.

planeación

dispositivos

39.- El control centralizado es el _____
de control que se lleva a cabo en áreas específi-
cas de una empresa. Así el control de presupue-
stos departamentales a cargo del staff de finanzas
es lo que constituiría un _____.

sistema

control cen-
tralizado.

40.- El control personal es el que incluye el che-
queo y correcciones que realiza un supervisor a
un trabajador o grupo de ellos. Así el sistema -
de control que se realiza en áreas más específi-
cas y es de primera línea primordialmente es el
de control _____.

personal

41.- Los sistemas de _____ y control _____ son -
los que se deben ejercer de acuerdo a las teorías
clásicas de la Administración. Es lógico pensar
que los datos así obtenidos fluyen hasta (los nive-
les superiores/los niveles más bajos) _____.

control centralizado
personal

los niveles
superiores

42.- El tercer sistema es el auto-control. El in-
dividuo que instituye cambios en sus propios mé-
todos de trabajo con el fin de lograr mayor éxito
está practicando el _____.

auto-control

43.- La supervisión realizada por los niveles al-
tos de la empresa sobre áreas extensas de traba-
jo es lo que implica un _____ control cen-
tralizado. El perfeccionamiento del
individuo debido a un supervisor que chequea su -
trabajo constituye la meta a alcanzar del _____ control
personal. El deseo de supera-
ción personal, la automotivación y la iniciativa -
del individuo para ir perfeccionando sus méto-
dos de trabajo son consecuencia del _____ auto-control.

control cen-
tralizado

control
personal

auto-control

44.- Desde el punto de vista de la Teoría y (uni-
dad anterior) el sistema de control mejor es el -
_____. Según la -
Teoría X que establece que el hombre es incapaz
de lograr nada por sí mismo, sería necesario el
uso de los controles _____ y

auto-control

centralizado
personal

45.- Porque fomenta el sentido de responsabili-
dad y brinda una cierta libertad en la elección -
de los métodos de trabajo y estrategias a seguir
el sistema de control ideal sería el _____ auto-control.

auto-control

CONSECUENCIA DE LA APLICACION DE LOS SISTEMAS DE CONTROL

46.- El éxito de los _____ de con-
trol se basa, en que sean aceptados por los indi-
viduos a quienes se aplica. Por desgracia los -
estudios del comportamiento humano han demos-
trado que el hombre generalmente (acepta/rech-
za), _____ los sistemas de control.

sistemas

rechaza

47.- Los sistemas de control producen en el hom-
bre un rechazo que se traduce en un incumpl-
miento del deber. El _____ o
resistencia a dichos sistemas se debe general-
mente a las siguientes causas:

rechazo

- 1) El control tiende a romper la ima-
gen propia de la persona.
- 2) El no aceptar los objetivos de la -
empresa.
- 3) La creencia de que los estándares -
exigidos son demasiado altos.

4) No gustarle que se asigne el control a determinados grupos de la organización.

48.- El hecho de que la mayoría de los reportes o informes de control, acusan sólo las deficiencias en la actuación de la persona, hacen que sean (aceptados/rechazados) _____ ya que tienden a _____ la imagen de la propia persona.

rechazados
romper

49.- Ahora suponiendo que el individuo acepta el control como un medio para corregir sus deficiencias es necesario, además, que los objetivos de los sistemas de control le hagan sentir que vale la pena.

(sin respuesta)

50.- Así otra de las razones por las que se rechazan los sistemas de control es porque existe incompatibilidad entre los _____ de la persona y los de la organización.

objetivos

51.- Si un empleado siente que lo que le están exigiendo es demasiado para sus aptitudes o habilidades, puede deberse a que los _____ son muy altos y por ello (admite/no admite) _____ que se le controle.

estándares
no admite

52.- Por ejemplo la fijación de volúmenes de venta a un vendedor basados en su desempeño anterior es más fácilmente (aceptada/rechazada) _____ que si se aplica un volumen estándar sin tener en cuenta la experiencia.

aceptada

53.- Se estableció que un individuo rechaza los _____ de control cuando no le gusta, que para tal efecto, hayan asignado a un determinado _____. Es de esperarse que un control ejercido por los mismos compañeros se (acepta/rechaza) _____ en tanto que un control proveniente de un staff de "afuera" sea aceptado/rechazado) _____

sistemas
grupo
acepta
rechazado

54.- Se han visto hasta ahora, las razones por las que se _____ un sistema de control, que trae como consecuencia un incumplimiento del deber. Un individuo no cumple con su _____, ante la percepción del peligro.

rechaza
deber

55.- Cuando aquellos a quienes se aplica un sistema de control sienten que éste constituye una amenaza para ellos, se dice que hay _____

percepción del peligro

56.- La percepción del _____ nace cuando se insiste en el castigo en vez de la ayuda y del apoyo para alcanzar las metas y/o los _____ cuando existe falta de confianza en las relaciones entre superior y subordinado, personal staff y de línea, etc.

peligro
objetivos

57.- Las amenazas y castigos, así como la falta de confianza o comunicación entre los jefes y los _____ es lo que hace que aparezca la _____ y con ello la falta de _____ del deber.

subordinados
percepción del peligro
cumplimiento

58.- Se puede concluir que los sistemas de control tienden a provocar y a acentuar la conducta que tratan de evitar que es la falta de _____ la razón de ello es que las presiones para cumplir con el deber en una atmósfera de falta de _____ en las relaciones y de castigos hacen percibir el _____.

cumplimiento del deber
confianza
peligro

59.- Desgraciadamente la ausencia del peligro no garantiza el cumplimiento del _____. El cumplimiento del deber puede lograrse con sentido de dedicación a la causa.

deber

60.- Como ya vimos el objeto de todo control es lograr la determinación de un _____ o patrón para evaluar el trabajo. Entonces el éxito del control consiste en la determinación del nivel del estándar apropiado, ni muy alto porque puede ser inalcanzable y por ello _____ ni tan bajo que no se logran las metas y los _____ organizacionales.

estándar
rechazados
objetivos

61.- Sin embargo la reacción favorable del individuo no estará determinada por la meta-objetivo en sí sino por la percepción que de ella tenga de acuerdo a sus sentimientos, necesidades y actitudes de ahí que el estudio de las Ciencias del _____ humano son básicas en la administración.

comportamiento

- 62.- El cumplimiento del deber, según se dijo en el cuadro 59, se logra con sentido de _____ a la causa y ello se logra cuando el individuo logra la _____ de las metas u objetivos.
- 63.- Mayor será la _____ a la causa cuando más compatibles sean las _____ u _____ de la empresa con los sentimientos, inquietudes, aspiraciones y necesidades del hombre que en ella trabaja.
- 64.- Teniendo en mente estas ideas, se puede entrar al estudio de lo que está constituyendo el sistema de control moderno y que se basa en lograr una mayor _____ a alcanzar las metas y objetivos de la empresa. A este sistema se le conoce por sistema orgánico de control.
- 65.- El sistema _____ de control viene siendo la forma de promover una mayor _____ a la causa de la empresa basado en la idea de que imponiendo a los demás determinados objetivos y normas atractivos se logra su aceptación.
- 66.- El establecimiento de los _____ y las _____ debe hacerse en base a una exploración conjunta y abierta de la realidad. Así la exposición y discusión de los criterios de la empresa para competir con éxito en cualquier ocasión son la base para el _____ de los objetivos y las normas.
- 67.- Esto puede parecer engorroso y lento, pero se basan en la convicción de que el tiempo empleado en lograr la identificación de los objetivos, actividad propia de la función _____ estará compensado de sobra con el tiempo que se ahorrará en la solución de problemas posteriores.
- 68.- Así definidos en forma concreta y conjunta todos los objetivos, metas y normas a seguir y por haber sido determinados con el concurso de todos los miembros de la empresa, teniendo en cuenta todos los puntos de vista y sugerencias, será (fácil/difícil) _____ poderse dedicar por entero a la causa.
- 69.- El sistema orgánico de control basado en lo antes expuesto tendría una aplicación _____ (igual/muy distinta) a los sistemas convencionales, ya que si se ha logrado la entera _____ al logro de los _____, lo primero, para realizar un _____ efectivo, será proporcionar ayuda a los subsistemas (departamentos) en su esfuerzo por alcanzar los niveles acordados en común.
- 70.- La función de las unidades administrativas en el sistema _____ será la de proporcionar a cada uno de los niveles de la empresa la información relativa a su funcionamiento para que pueda utilizarla a este fin.
- 71.- Así cada subsistema tendrá que dar cuenta de sus actividades al sistema inmediato superior, periódicamente indicando el desarrollo alcanzado, la exposición de los problemas encontrados y de los planes para resolverlos. Ello elimina la utilización de grupos especiales de control que hacen (más caro/más barato) _____ el control.
- 72.- Con ello también se evita en gran parte la vigilancia directa, en el sentido estricto de la palabra, ya que el problema no consiste en obtener un cumplimiento pasivo, sino en capacitar a todas las secciones a lograr los _____ propuestos.
- 73.- Así el sistema _____, motiva al empleado a ir corrigiendo sus errores y a ejercer sobre sí mismo un _____ control de sus movimientos. El auto-control es la mejor manera de responsabilizar al individuo y lograr el _____ de su deber y su mayor _____ a tratar de alcanzar los objetivos de la empresa.
- 74.- El _____-control desarrollado en base al estudio de situaciones particulares, producto, a su vez de las necesidades e inquietudes del individuo y que se ejerce por medio de informes de subsistemas al sistema superior, a base de confianza y sinceridad es lo que constituye el _____ de control.
- dedicación
percepción
dedicación metas objetivos
dedicación
orgánico
dedicación
objetivos normas
establecimiento.
planeación
fácil
muy distinta
dedicación objetivos control
organico de control
más caro
objetivos
orgánico de control
auto
cumplimiento dedicación
auto
sistema orgánico

CONTROL DE CANTIDADES

El controlar las cantidades es muy usual en la Industria de la Construcción. Conocida desde la planeación la cantidad de una obra determinada por unidad de tiempo (hora, día, mes) que se requiere producir es muy fácil utilizar esa cantidad planeada como estándar. A medida que se desarrolla la obra pueden irse afinando los estándares.

En el proceso de planeación se determina primero un estándar ideal o técnico, esto es la cantidad de obra que puede producirse con un 100% de eficiencia, luego se aplican factores producto de la experiencia para llegar al estándar práctico, o de otra manera, si se tienen datos estadísticos de obras anteriores con el mismo proceso productivo pueden tomarse estos datos para determinar los estándares reales o prácticos.

Establecidos los estándares por unidad de tiempo se procede a establecer los puntos de control; normalmente se van controlando las cantidades por lapsos acordes con el control contable de la obra. Así pueden establecerse controles diarios, semanales o mensuales.

La ventaja de ligar el control de cantidades a la contabilidad de costos es que se tendrán puntos de control iguales para cantidades y costos lo cual es muy útil puesto que la producción real en un determinado plazo junto con el costo real nos dará el costo por unidad de obra ejecutada que es un dato que interesa primordialmente al constructor.

Otra característica del control de cantidades es que los puntos de control son diferentes dependiendo del nivel jerárquico que toma de decisiones usando el control. Así por ejemplo en una planta de agregados el jefe de la planta recibe un informe de producción por turno, el superintendente de pavimentación recibiría un informe condensado de producción semanal y el superintendente general este mismo informe pero mensual. Estos sucede desde luego si no hay desviaciones significativas. Si las hay el sistema de control debe ser capaz de alertar hasta un nivel que pueda tomar las decisiones que corrijan aquellas fallas del proceso que estaban provocando una falta de producción respecto a los estándares.

Esto se hace en diferentes formas. El superintendente de pavimentación puede por ejemplo decirle al jefe de la planta que debe avisarle si la producción de cualquier turno de 8 hrs. es inferior en 10% al estándar por turno. El superintendente general podrá enterarse si la producción semanal es 10% inferior al estándar semanal. Esto desde luego facilita la operación organizada de control.

Es muy común que al reporte de control se le añadan una serie de datos estadísticos que sirvan para tomar decisiones en caso de que exista alguna desviación.

Siguiendo el ejemplo de la planta de agregados el reporte debería contener aquellos datos que permitan conocer las causas de alguna posible desviación. Por ejemplo el número de horas paradas de la máquina por cualquier causa indicando dichas causas o no, demoras causadas por deficiencias en el suministro, deficiencias en el almacenamiento, fallas en el personal, etc.

Si todos estos datos se llevan a lo largo del trabajo esto permitirá que además de llevar el control y facilitarse las decisiones se pueda revisar periódicamente las causas de las demoras para poder, por ejemplo, replanear el proceso o si es conveniente, fijar estándares más altos en beneficio de la economía de la obra modificando el proceso completo, parte del proceso o simplemente aumentando el estándar en función de la experiencia acumulada si parece lo indicado.

En realidad el control es un proceso de retroalimentación, estes, un sistema que toma muestras, las compara con el estándar y en caso de desviaciones significativas actúa sobre el proceso de producción para regresarlo a la producción planeada.

El reporte de control permite pues a los diferentes funcionarios que manejan el proceso tomar decisiones. Estas decisiones son de diferente tipo y podríamos dividir las en dos :

- a) Decisiones de Emergencia.
- b) Decisiones Preventivas.

Como ejemplo de decisiones de emergencia podría mencionarse el hecho de que una máquina trituradora tenga problemas mecánicos y esto origine una producción inferior al estándar. Otro ejemplo sería que una máquina se descomponga por rotura de una pieza. En estos casos la decisión inmediata será proceder a la reparación.

Como ejemplo de decisión preventiva puede mencionarse la siguiente: las horas perdidas por descompostura de una máquina, tienen tendencia a aumentar. Analizando la causa pueden presentarse varios casos :

- a) La máquina está fuera de la vida económica
- b) El mantenimiento es defectuoso
- c) La operación es defectuosa
- d) Algún mecanismo de la obra tiene un efecto importante

El atacar este problema y tomar decisiones respecto a él será una decisión preventiva si se toma antes de que ésta causa de demora provoque que la producción quede abajo del estándar.

Es costumbre que para poder tomar estas acciones preventivas se usen cartas de control, que indiquen en forma gráfica y durante lapsos grandes las variaciones reales del comportamiento de la producción, demoras, etc.

CONTROL DE COSTOS

Este sistema de control es muy usual en lo que a construcción se refiere, ligado íntimamente al control de cantidades como ya se indicó.

Este control consiste en ordenar en diferentes cuentas los costos correspondientes a los insumos que se van utilizando en la obra.

El conjunto de estas cuentas se denomina catálogo de cuentas de costos, y pueden dividirse de acuerdo con las necesidades del control. Así por ejemplo puede llevarse una cuenta de costos para producción de agregados, otra cuenta de costos para elaboración de concreto asfáltico, una más para colocación de concreto revestido, etc., es usual que se subdividan estas cuentas de costos en sub cuentas, en función del tipo de insumo, así pues cada una de estas cuentas podría llevar las siguientes sub cuentas:

- a) Obra de Mano
- b) Materiales
- c) Maquinaria
- d) Acarreos
- e) Destajistas

El control de costos compara las cantidades erogadas por cada una de las cuentas y sub cuentas con las supuestas y cuando hay una desviación importante tomará una decisión para corregir esta desviación.

El estándar en el caso de control de costos puede elaborarse a base de presupuestos mensuales o, relacionando un control de cantidades con el de costos en base a los costos unitarios supuestos en la planeación.

Así por ejemplo se puede presuponer cuánto se va a gastar en una determinada empresa por concepto de maquinaria para agregados, y usar esta cantidad como estándar y contra ella comparar el costo real. Puede también fijarse un costo unitario como estándar por m³ de agregado por ejemplo y con los datos reales de cantidades de costos dividiendo la cantidad erogada realmente en el mes entre la cantidad producida realmente en el mes en m³ tendríamos el costo unitario real que se compararía con un costo unitario supuesto. En ambos casos, si hay desviaciones se deberá contar con un mecanismo en la organización de la obra que tome decisiones de inmediato para corregir las deficiencias que presente el mecanismo de producción, con objeto de hacer que el costo real sea igual o menor que un costo estimado.

La información del control de costos se puede presentar en base a listados que nos indican las cantidades realmente erogadas en cada una de las cuentas y sub cuentas, se puede presentar en gráficas, o pueden presentarse exclusivamente aquellos costos que se disparan del presupuesto (control por excepción).

Como se puede ver estas cuentas de costos pueden sofisticarse y pueden ampliarse hasta llegar a un control muy detallado. La experiencia en construcción indica que es muy difícil llegar a un gran detalle ya que normalmente en los datos de campo se originan errores que hacen inútil este control tan detallado. Es más frecuente que se tengan cuentas por actividades generales y en caso de tener que tomar una decisión se hace un análisis de detalle de esa cuenta particular dividiéndola con el criterio del ingeniero en sub cuentas.

La contabilidad de costos implica una buena organización contable de la obra, ya que esta contabilidad de costos deberá estar ligada a la contabilidad general de la empresa para que dé siempre datos reales.

Desde luego se deberán llevar cuentas de los costos directos, así como de indirectos y gastos generales de la empresa con objeto de tener siempre un panorama completo y tomar decisiones que conduzcan a la obra y a la empresa al objetivo cuantitativo predefinido.

Los estándares deben modificarse y revisarse continuamente, ya que es muy frecuente que haya variaciones en el proyecto en las cantidades de obra y en los métodos de construcción que evidentemente modifican el estándar.

Para llevar adecuadamente el control de costos es indispensable que el ingeniero que hace uso de este control tenga conocimientos básicos de contabilidad, lo que le permitirá interpretar adecuadamente los resultados de las diferentes cuentas que tiene que supervisar.

Existen diferentes métodos para llevar el control de costos, que usan desde sistemas manuales hasta computadoras electrónicas, en general el uso de computadoras está restringido a aquellas áreas de trabajo en donde se tenga una máquina cercana, ya que la transmisión de datos masivos por teléfono o radio no ha sido resuelta satisfactoriamente en México. Esto es muy importante ya que la información debe ser oportuna para que las decisiones que se tienen que tomar en base a esa información también lo sean.

El control presupuestal permite llevar el control de cantidades y costos al mismo tiempo, y desde luego permite tomar las decisiones que se requieran tanto en el área de producción como en otras áreas tales como compras, manejo financiero, cobranzas, etc.

Para poder llevar un control presupuestal se requieren los siguientes requisitos.

Un sistema de planeación que permita la elaboración de un presupuesto completo que servirá de estándar para el control.

Un sistema idóneo de contabilidad y costos de la empresa.

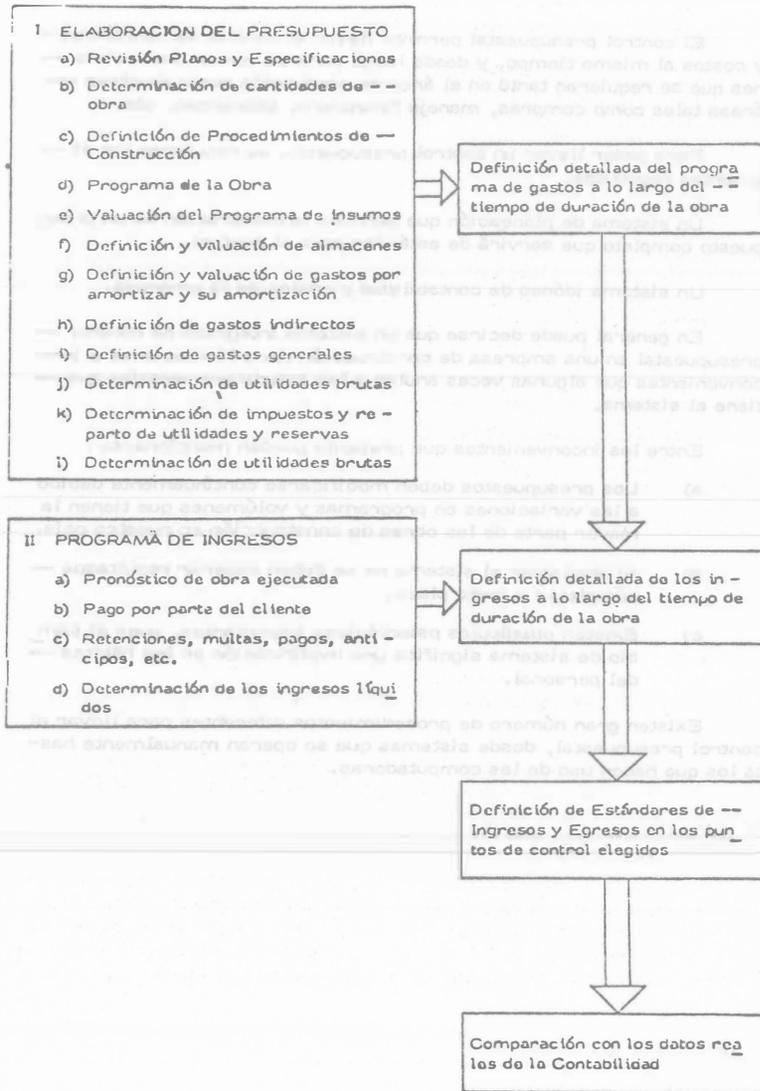
En general puede decirse que un sistema integrado de control presupuestal en una empresa de construcción tiene limitaciones e inconvenientes que algunas veces anulan a las indudables ventajas que tiene el sistema.

Entre los inconvenientes que presenta pueden mencionarse :

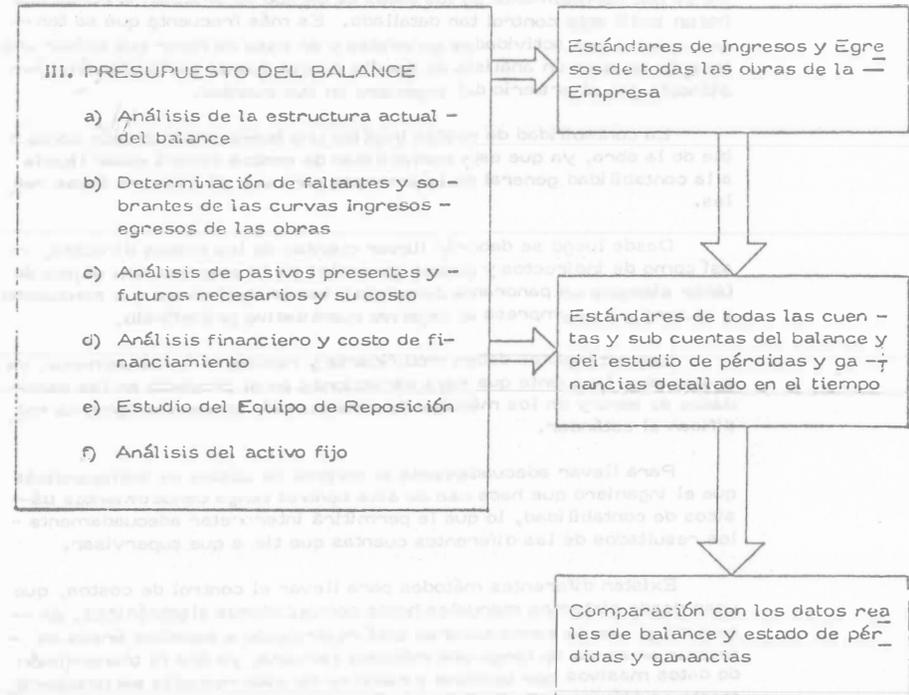
- a) Los presupuestos deben modificarse continuamente debido a las variaciones en programas y volúmenes que tienen la mayor parte de las obras de construcción en nuestro país.
- b) Al implantar el sistema no se deben esperar resultados completos a corto plazo.
- c) Existen obstáculos psicológicos importantes, pues el cambio de sistema significa una modificación en los hábitos del personal.

Existen gran número de procedimientos diferentes para llevar el control presupuestal, desde sistemas que se operan manualmente hasta los que hacen uso de las computadoras.

El control presupuestal a nivel de obra podría definirse como sigue:



El control presupuestal a nivel de empresa podría esquematizarse así:



Como en los casos anteriores desviaciones significativas originan de inmediato decisiones correctivas.

CORRECCION DE DESVIACIONES

El establecimiento de los medios adecuados para corregir las desviaciones de los estándares es probablemente la etapa más importante de todo control.

Si el "aviso" no es oportuno y no llega rápidamente a la persona capaz de tomar las decisiones correctivas se pierden total o parcialmente las ventajas del control.

La empresa puede mejorar sistemas de construcción modificar su organización para definir mejor las funciones y responsabilidades de cada puesto, mejorando así la coordinación de sus actividades, o modificar los sistemas de dirección de la empresa, en función de los reportes de control debidamente evaluados.

Como consecuencia del control de costos, puede reducirse la inversión real y mejorar la rentabilidad de la obra, o aumentar los beneficios del contratista, generalmente muy por encima del gasto necesario para ejercer el control. Cuando la decisión para ejecutar una obra se ha basado en hipótesis falsas respecto a los costos, el control de éstos generalmente revela prontamente este hecho, permitiendo así una oportuna reevaluación y corrección de los planes. Por supuesto que el control de costos no puede corregir los defectos en los estimados de costos, pero la misma experiencia derivada del control permitirá realizar estimados cada vez mejores.

REQUISITOS DE UN SISTEMA DE CONTROL DE COSTOS, DESDE EL PUNTO DE VISTA DE LA EMPRESA CONSTRUCTORA.

Los textos de administración señalan diversas exigencias para que un sistema de control opere adecuadamente. Se analizará cada una de ellas con referencia especial al control de los costos.

1. Los controles deben reflejar la naturaleza y las necesidades de la actividad. El sistema para controlar los costos de ingeniería de proyecto será indudablemente distinto del que se use para controlar los costos de construcción. Los sistemas e instrumentos adecuados para controlar los costos de construcción de una planta industrial son diferentes de los que deben usarse en la construcción de una presa. Los costos de operación y mantenimiento requieren

procedimientos de control especiales, y lo mismo puede decirse de los costos de producción en serie. Por lo tanto, los catálogos de cuentas de costos y los sistemas de información correspondientes tienen que diseñarse para las necesidades de cada empresa y las características de cada tipo de obras.

2. Los controles deben indicar rápidamente las desviaciones. Ya se hizo notar anteriormente la importancia del "tiempo de respuesta" de un sistema de control. Los sistemas de contabilidad tradicionales generalmente tienen un tiempo de respuesta exageradamente largo; debido a que tienen que satisfacer diversos requisitos legales, además de servir para el control financiero de la empresa, deben ser meticulosamente exactos y reportar únicamente transacciones completamente terminadas y debidamente documentadas. Por lo tanto, su funcionamiento es lento y un tanto inflexible. El control de los costos requiere el establecimiento de un sistema de información más ágil y flexible, que permita conocer rápidamente las desviaciones de los planes y apreciar con igual rapidez los efectos de las medidas correctivas. El procesamiento electrónico de datos constituye una valiosa herramienta para lograr sistemas de control de respuesta rápida. Es importante, sin embargo, que exista una fuente de datos común para el sistema contable y el de control de costos, de tal manera que exista armonía y complementación entre ellos.
3. Los controles deben mirar hacia adelante. A este respecto debe también señalarse que los sistemas contables están generalmente orientados al pasado, es decir, tienen el carácter de registros de las transacciones realizadas en el pasado. Por lo tanto, se concluye como en el punto anterior, que es necesario establecer sistemas de control de costos orientados al futuro o lo que es lo mismo, capaces de predecir las consecuencias de las desviaciones de los planes. Los sistemas de programación y control de obras por redes de actividades constituyen instrumentos idóneos para proyectar hacia el futuro el efecto de las desviaciones presentes.
4. Los controles deben señalar las excepciones en los puntos estratégicos. Se hace referencia aquí al principio de control por excepción, según el cual el ejecutivo debe concentrar su atención en los casos de excepción, es decir, en aquéllos en que lo logrado se aparta de las normas o planes establecidos. Los sistemas de programación por ruta crítica, al señalar claramente la secuencia de actividades cuyo cumplimiento es crítico para la consecución de la meta pre-fijada, facilitan la identificación de los puntos estratégicos. Para poder apreciar las desviaciones significativas en los costos, es indispensable que los presupuestos-

- y estimados de costo sean enteramente congruentes con el programa de obra aprobado y se elaboren mediante un análisis de las secuencias de operaciones por realizar. Podrá así advertirse fácilmente cuándo el costo se aparta en forma inconveniente del presupuesto y de los estándares prefijados.
5. Los controles deben ser objetivos. Es necesario subrayar aquí nuevamente la importancia de basar el control de costos en un buen estimado de costo. Sin él, la apreciación que pueda hacerse respecto a los costos observados en la obra se convierte en un proceso totalmente subjetivo y de escasa significación. Cuando el estimado de costo se integra con el programa de obra, de tal manera que se fija un costo directo para cada actividad, el control de costos adquiere máxima objetividad y oportunidad.
 6. Los controles deben ser flexibles. Con frecuencia, diversas circunstancias fuera de control del ejecutivo hacen que se tenga que cambiar los planes. Los sistemas de control de costos deben poder adaptarse fácilmente a estos cambios sin perder su validez y utilidad. Sucede en ocasiones que al elaborar un programa por C.P.M. se pretende darle un carácter estático e inflexible, que lo hace obsoleto rápidamente, debido a que no se ha previsto su frecuente revisión y actualización, de acuerdo con los cambios impuestos por las circunstancias. Los estimados de costo deben mantenerse consecuentemente actualizados para que siempre señalen en forma realista las metas alcanzables.
 7. Los controles deben reflejar el modelo de organización. En toda buena organización las responsabilidades de los diferentes niveles ejecutivos y de los diferentes puestos están perfectamente definidos. Es indispensable que los sistemas de control provean a cada ejecutivo de una información congruente con sus responsabilidades. Se infiere la necesidad de establecer reportes de costos adecuados a cada nivel administrativo. Así por ejemplo, el reporte que reciba el responsable de una fase de la obra será más detallado y más específico que el que reciba el superintendente general de la misma, y el que éste reciba, más detallado y menos general que el que se dé al gerente de la empresa constructora.
 8. Los controles deben ser económicos. Deben distinguirse claramente el volumen de información y el valor de la información. Dar mayor número de datos no significa necesariamente mejorar la información; por el contrario, en muchas ocasiones el exceso de información provoca incertidumbre, indecisión e incapacidad para interpretar adecuadamente la gran cantidad de datos que se reciben. Por lo tanto, hay que establecer un equilibrio adecuado entre la cantidad de datos que conviene generar y el costo de procesarlos y distribuirlos para convertirlos en información utilizable. En general sólo debe proporcionarse la información indispensable para que cada ejecutivo pueda tomar las decisiones que le competen.
 9. Los controles deben ser comprensibles. Los reportes de costos deben tener siempre una interpretación fácil y presentarse en forma inmediatamente utilizable. Resultan de poca utilidad los datos de costos que el ejecutivo deba todavía procesar y analizar para que adquieran significado.
 10. Los controles deben indicar una acción correctiva. Ya se expresó anteriormente que si no hay acción correctiva no existe control. Por lo tanto, los informes de costos deben presentarse de tal manera que se puedan apreciar claramente las causas de las desviaciones, los responsables de las mismas y las medidas que pueden adoptarse para corregirlas.

TECNICAS DE ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS APLICADAS A LA INDUSTRIA DE LA CONSTRUCCION.

1. INTRODUCCION

ING. JOSE CASTRO ORVAÑANOS

El motivo por el cual se decidió presentar este trabajo fue la observación de que las técnicas de análisis de tiempos - movimientos han sido empleadas con bastante éxito en la industria manufacturera y, en cambio, su aplicación en la industria de la construcción ha sido casi ignorada por completo.

Estas técnicas consisten en analizar la forma de realizar - las operaciones rutinarias para llevar a cabo una determinada tarea, con el objeto de encontrar una manera más fácil, económica y segura de llevarlas a cabo. Tratan de optimizar la efectividad de cada esfuerzo que se lleva a cabo. Toman como premisas de su aplicación:

1. "Cada peso ahorrado incrementa la ganancia o disminuye la pérdida".
2. "Siempre hay una mejor manera de hacer las cosas, una - óptima solución que no estamos aplicando".

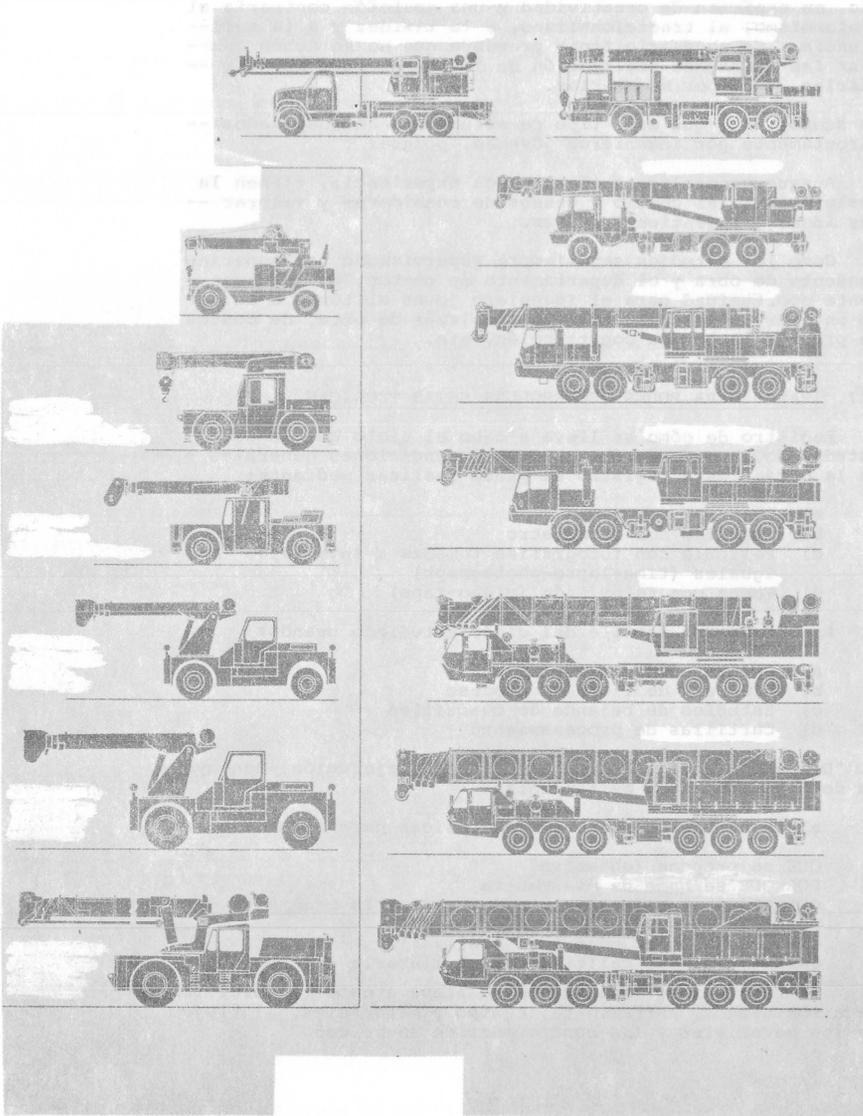
Ventajas resultantes de su aplicación:

1. No se pasan por alto puntos importantes.
2. Al analizar cada actividad, aislándola de los problemas cotidianos, es posible descubrir una mejor forma de realizarla.

El análisis de tiempos y movimientos se ha usado poco en la construcción, a pesar de la gran importancia de esta actividad, por los siguientes argumentos:

- a) Cada obra es diferente
- b) El personal no es de planta
- c) Las actividades no son repetitivas
- d) Las actividades duran poco

Además de lo anterior existe la tendencia en el constructor de responsabilizar al maestro de obra de la ejecución, dirección y selección de procedimientos, atribuyéndole una "genial habilidad" organizadora y planificadora.



Por otro lado, si tenemos presente que un 75% a 85% de todas las actividades de una obra consisten en el manejo y movimiento de materiales, y que observadores de la implantación de estas técnicas sostienen que los ahorros derivados de estos estudios se estiman conservadoramente en 8 a 10 veces el costo de su aplicación, puede concluirse que es indispensable aplicar estas técnicas en la industria de la construcción.

II. EL ELEMENTO HUMANO

El éxito de la aplicación de las técnicas de análisis de tiempos y movimientos en la industria de la construcción, depende en gran parte de la colaboración que preste el personal, por lo que es aconsejable involucrarlo en su aplicación, motivarlo lo más posible y hacerlo participe en la toma de decisiones, incrementando con esto su interés en aumentar la productividad.

Por lo anterior se comprende que es de sumo interés no desanimarlo, ni que pierda su iniciativa e imaginación.

Se recomienda para lograr involucrar al personal en la aplicación de estas técnicas, las reuniones informales en grupo, dirigidas por el encargado de estos estudios, acompañadas de exhibiciones de material fotográfico, procurando la participación espontánea y sincera de los asistentes y tratando de explotar la máxima: "Hágalo usted mismo". Los principales beneficios derivados de reuniones de este tipo son:

1. La creatividad e inventiva, generadas a través de la emulación mutua, la aportación de la experiencia de los participantes y la crítica constructiva.
2. La "psicología de la participación": la gente se considera como autora del nuevo método desarrollado, lo que conduce a una mayor cooperación y entusiasmo de los que intervendrán en la aplicación del nuevo plan de trabajo.

El principal obstáculo que se interpone en la realización de algún cambio es el problema humano ya que, en general, la gente es renuente al cambio. La principal causa de esto es el temor a la pérdida del prestigio, al fracaso, etc. -- La mejor forma de superarlo es el buen conocimiento y entendimiento de las cosas.

Es común el uso ineficiente de la mano de obra. Esto se debe a la mala o nula comunicación que se tiene con los obreros: las órdenes no son claras y específicas, ni tampoco -- se les indica la mejor manera de hacer las cosas.

Para tratar de descubrir una mejor manera de realizar las cosas se necesita además de tener una mente abierta al cam-

bio, en espíritu de creatividad y una posición contraria al conformismo, al tradicionalismo, a la timidez y a la suficiencia. Es necesario tener presente que no se deben cambiar las formas de realización de las cosas sólo por cambiarlas, sino por mejorarlas.

Es aconsejable que este tipo de estudios sean realizados -- directamente por ingenieros jóvenes, porque:

1. Aunque generalmente tienen poca experiencia, tienen la mente abierta al cambio y deseos de considerar y valorar -- las ideas y sugerencias nuevas.
2. Como los estudios son siempre supervisados por superintendente de obra y el departamento de costos, es una excelente oportunidad para el ingeniero joven el tener a la mano un acervo de experiencia de problemas de obra, de costos de procedimientos de construcción, etc.

III. PASOS PARA PODER DESARROLLAR ESTAS TÉCNICAS

1. Registro de cómo se lleva a cabo el ciclo que se está estudiando, enmarcado dentro de las condiciones generales de la obra. Este registro se puede realizar mediante:
 - a) Observación visual
 - b) Estudios con cronómetro
 - c) Película con fotografías tomadas a intervalos iguales (time-lapse-photograph)
 - d) Tomas con televisión (video-tape)
2. Analizar cada detalle del ciclo estudiado usando:
 - a) Deliberación analítica
 - b) Diagrama de flujo de proceso
 - c) Estudios de balance de cuadrillas
 - d) Cartillas de procesamiento
3. "Descubrimiento" de nuevos métodos de ejecución, con ayuda de las siguientes herramientas:
 - a) Hacer las seis preguntas básicas para cada detalle:
 - QUE se propone (objetivo)
 - POR QUE se hace de esa manera
 - CUANDO es el mejor momento de realizarla
 - DONDE es el mejor lugar para hacerla
 - COMO es la mejor manera de realizarla
 - QUIEN es el más calificado para llevarla a cabo
 - b) Evaluar el lugar donde se lleva a cabo la obra, los recursos usados, herramienta, equipo y materiales, el flujo de los materiales y las condiciones de seguridad.

c) Discusiones en mesas redondas con gente que participe directamente en la ejecución de la obra

d) Solicitar ideas de gerentes, superintendentes, magistros de obra, etc.

4. Desarrollo del mejor método:

a) Con un claro entendimiento del objetivo deseado, eliminar detalles no necesarios; reasignar recursos, simplificar procedimientos, etc., para hacer las cosas más fáciles, rápidas y económicas.

b) Escribir una versión detallada del nuevo método propuesto

c) Vender el nuevo método al patrón, superintendente, maestro, trabajadores, etc.

5. Implantación del nuevo método:

a) Una vez aceptado, ponerlo, en práctica de inmediato.

b) No dejar de poner atención en la ejecución del nuevo método para comprobar que se han aprendido hasta los pequeños detalles.

c) Dar crédito y reconocimiento a quien se lo merezca.

IV. REGISTRO DE ACTIVIDADES

Las conclusiones de los estudios deben hacerse basadas en los hechos observados y no en los "deducidos".

1. Estudios con cronómetro

Ventajas Los más baratos y más rápidos de realizar en el campo. Útiles cuando es uno o muy pocos los elementos observados.

Limitaciones.

a) Siempre existe un error acumulativo, cada vez que el cronómetro se para, se lee y se vuelve a echa a andar (el error es más importante mientras más cortas sean las duraciones de las actividades observadas)

b) El observador decide al momento de tomar lecturas, cuándo empieza y cuando termina una cierta actividad, o en qué instante separar dos actividades o ciclos. Esto puede ser grave cuando el estudio lo realiza más de un observador, cosa que es necesario en obras grandes.

c) Es bastante largo, lo que puede originar un cambio de las condiciones de la obra y con ello, una falsedad en la información recabada. Por ejemplo, para registrar una actividad que involucra 10 elementos (hombres, máquinas, etc.), se requerirá de la observación de: 10 elementos X 5 observaciones/elemento = 50 ciclos.

Es probable que las condiciones hayan variado considerablemente entre la 1a. observación y la 50a.

d) El estudio se limita a lo estrictamente observado, por lo que resulta incompleto, especialmente en lo relacionado con la interdependencia de las actividades

e) Debido al volumen de información que el observador debe ir anotando un muy poco tiempo, es usual que descuide su objetivo y la precisión en los datos tomados. Para contrarrestar esto es recomendable dedicar un tiempo del observador exclusivamente a ver los trabajos, sin tomar ninguna nota, para que norme el criterio de sus observaciones en función de las condiciones en las que realmente se está llevando a cabo el trabajo.

f) Al darse cuenta los obreros de la realización de este estudio, adoptan una posición distinta a la normal. Esto es debido a que los trabajadores se sienten considerados como simples máquinas, a quienes se trata de explotar al máximo, consideran que los estudios se hacen con el objeto de bajar el monto de los destajos que se les están pagando, etc.

2. Estudios con fotografías tomadas a intervalos constantes de tiempo (time-lapse photography).

Ventajas.

a). Relativamente barato: un rollo de 100 pies dura 3 h 30 m, con fotos cada 3 seg. (40 fotos/pie)

b). Capaz de tomar nota de varias actividades de un gran número de componentes a la vez.

c) Capaz de tomar nota de la interrelación de los componentes.

d) Es una colección de observaciones permanentes y de fácil comprensión.

e) Los supervisores y maestros de obra pueden estudiar y mejorar su trabajo con la sola visualización de la película.

f) Las fotografías pueden servir para fines de enseñanza, descripciones de algún problema o estudios de seguridad

g) Descubre muchos vicios o trabajos innecesarios que se hacen por rutina y pasan desapercibidos normalmente, o a --

los cuales no se les da la importancia que realmente tienen.

h) Los datos observados son irrefutables; la gente en ocasiones no quiere cambiar sus procedimientos tradicionales, alegando que los estudios no tiene validez por estar basados en observaciones equivocadas. Con este procedimiento aceptan los cambios al ver el estudio fotográfico y en ocasiones sugieren ellos mismos mejoras importantes y con ello se vuelven colaboradores del sistema

i) Archivo de experiencias obtenidas en distintas obras.

Equipo

A) Cámara de cine con solenoide, dispositivo para fijar la frecuencia de las fotografías (timer), fuente de energía y trípíé.

b) proyector con contador de fotografías y velocidad de proyección regulable, para adelante y en reversa.

3. Estudios con video-tape

Esta en desarrollo el equipo para su aplicación a la construcción.

Es recomendable que no se re-use la cinta magnética, porque se pierden experiencias pasadas.

Tiene la ventaja sobre la fotografía de que la información tomada en el campo puede analizarse de inmediato, sin tener que esperar al revelado del material filmado. En resumen, podría asignársele a esta forma de recolección de datos, las mismas ventajas que las correspondientes a los estudios con time-lapse.

V. MÉTODOS DE ANALISIS

Los sistemas de análisis gráficos constituyen un método de registro y de comunicación.

Los más útiles y usados en construcción son los diagramas de:

1) Balance de cuadrillas (Crow blance chart)

Es un conjunto de barras verticales que parten de un mismo eje horizontal, construídas a escala y expresadas en del tiempo del ciclo. En cada barra se expresan las actividades que desarrolla un solo elemento del grupo estudiado (máquina u hombre), incluyendo en ellas el tiempo improductivo u ocioso, por lo que la inter-relación de cada uno de los recursos usados puede apreciarse el comparar las diversas barras a lo largo de una línea horizontal. De su observación se advierte, en muchos casos, algún cambio en la manera de realizar las cosas o de integrar más eficientemente una cuadrilla (Es importante hacer notar que con este estudio no se puede

analizar la eficiencia o rendimiento de los recursos usados)

Es importante tratar de tener siempre las cuadrillas balanceadas, porque al cambiar ciertas condiciones (entregas de material, nuevos o más elementos disponibles, más eficiencia individual) de algunos trabajadores, etc.) éstas se pueden desbalancear

Es necesario, al construir las barras, indentificar el % de cada tipo de actividad o tiempo ocioso con un determinado calor o asciurado. Figuras 1 y 2

2) Diagrama de flujo

Para su elaboración se usa la simbología convenida por la ASME (American Society of Mechanical Engineers) que aparece a continuación:

<u>Símbolos</u> <u>Usados</u>	<u>Nombre</u>	<u>Resultados</u>	
○	Operación	Producción	Generalmente las más
⇒	Transporte	Movimientos	costosas en construcción
□	Inspección	Verificación	
D	Retardos	Interferencia,	almacenamiento provisional
△	Almacenamiento		

Los métodos mencionados son más útiles cuando se aplican simultáneamente y sin olvidar las 6 preguntas a las que antes hicimos alusión:

¿Qué, por qué, cuándo, cómo, dónde y quién?

Para ilustrar los métodos de análisis descritos se muestra un ejemplo que consiste en el habilitado de madera para su uso en un tunel, propuesto por el Prof. Henry W. Parker (2) Fig. 1 y 2

VI. MODELOS DINAMICOS

Es posible también analizar actividades cíclicas de construcción, utilizando las herramientas que nos proporciona la Ingeniería de Sistemas, como puede ser la simulación de modelos dinámicos en los que se utilizan los principios de la Teoría de Colas.

Como ejemplo interesante del empleo de estas técnicas vale la pena mencionar el estudio que se realizó para la construcción del "Peachtree Center Plaza Hotel" cuya estructura de concreto, la más alta del mundo destinada a hotel, se levanta en Atlanta, Georgia.

Figura 1 MÉTODO ORIGINAL

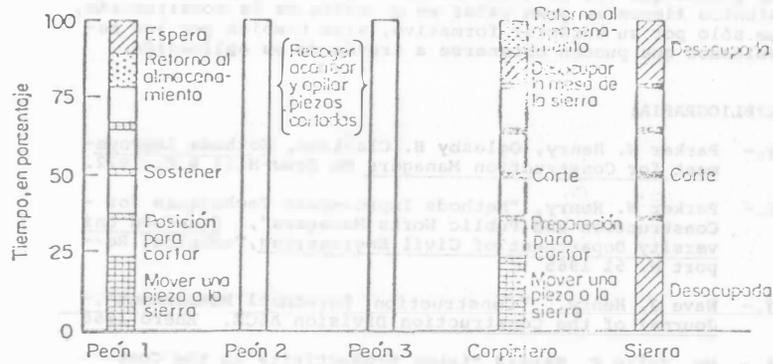


Diagrama de balance de recursos

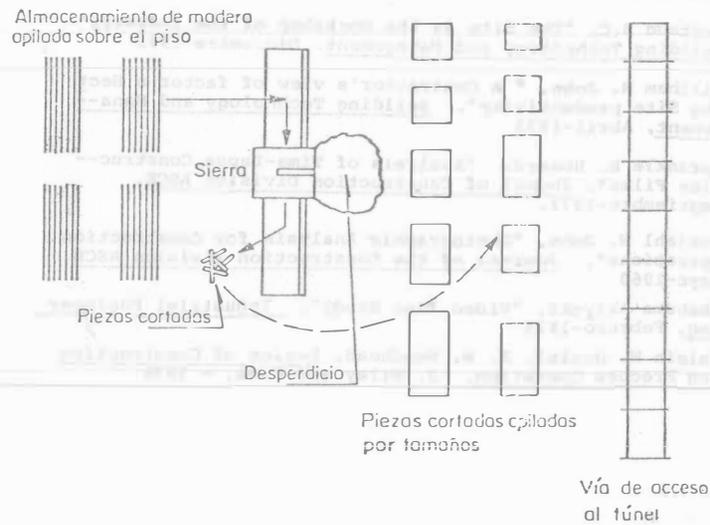


Diagrama de flujo

Figura 2 MÉTODO PROYECTADO (alternativa A)

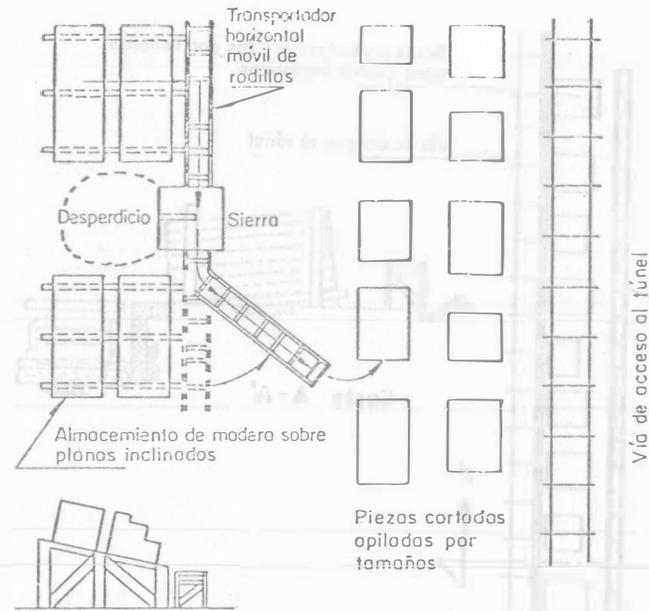


Diagrama de flujo

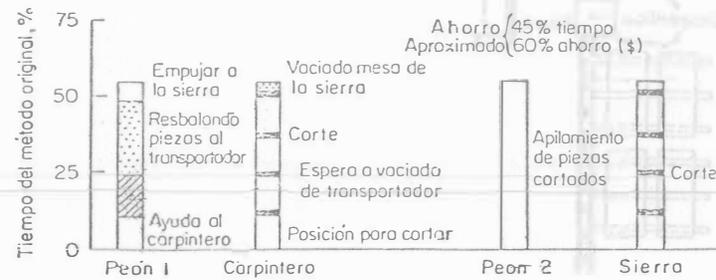
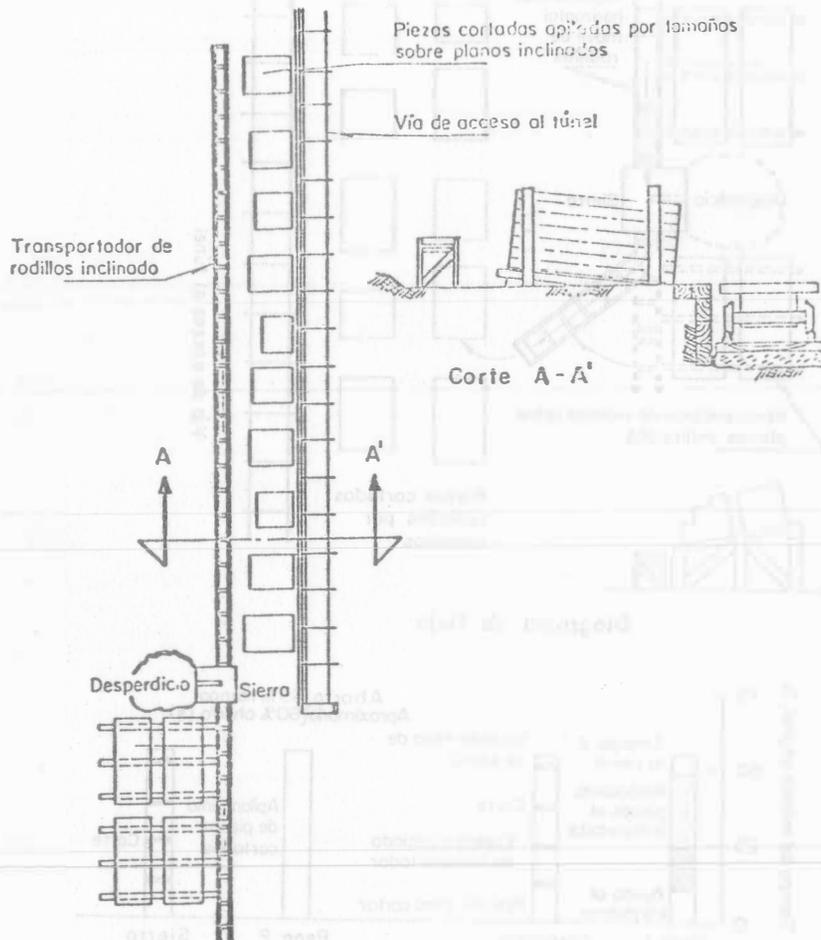


Diagrama de balance de recursos

Figura 3 METODO PROPUESTO (alternativa B)



VII. CONCLUSIONES

Se piensa que las técnicas de análisis de tiempos y movimientos tienen un gran valor en el medio de la construcción, no sólo por su carácter formativo, sino también por los resultados que pueden obtenerse a través de su aplicación.

BIBLIOGRAFIA:

- 1.- Parker W. Henry, Oglesby H. Clarkson, Methods Improvement for Construction Managers Mc Graw-Hill B.C. 1972.
- 2.- Parker W. Henry, "Methods Improvement Techniques for Construction and Public Works Managers", Stanford University Department of Civil Engineering, Technical Report N. 51 1965
- 3.- Nave J. Henry. "Construction Personnel Management", Journal of the Construction Division ASCE. Enero 1968
- 4.- Mc. Nally E. Harold "Labor Productivity in the Construction Industry", Journal of the Construction Division ASCE. Sept. 67
- 5.- Schader R. Charles. "Motivation of Construction Craftsmen"; Journal of the Construction Division ASCE. Septiembre 1972.
- 6.- Reynaud B.C. "The Site as the Workshop of the Industry" Building Technology and Management. Diciembre 1971
- 7.- Gillham M. John. "A Contractor's view of factor affecting Site productivity". Building Technology and Management, Abril-1972
- 8.- Sprinkle B. Howard. "Analysis of Time-Lapse Construction Films", Journal of Construction Division ASCE. Septiembre-1972.
- 9.- Fonjahl W. John. "Photographic Analysis for Construction Operations". Journal of the Construction Division ASCE Mayo-1960
10. Shahuma Akiyuki. "Video Time Study", Industrial Engineering, Febrero-1975
11. Halpin W. Daniel, R. W. Woodhead, Design of Construction and Precross Operation. J. Wiley and Sons, - 1976