



# DIVISION DE EDUCACION CONTINUA FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.

DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.

El presente curso de MOVIMIENTO DE TIERRAS que se imparte para los profesionales de Vías Terrestres adscritos a la:

DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

de la

SECRETARIA DE ASENTAMIENTOS HUMANOS Y OBRAS PUBLICAS

constituye el primer vínculo de colaboración entre el

CENTRO DE ACTUALIZACION PROFESIONAL

del

COLEGIO DE INGENIEROS CIVILES DE MEXICO

y la

DIVISION DE EDUCACION CONTINUA DE LA FACULTAD DE INGENIERIA

de la

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

puesto que este curso corresponde a los que tradicionalmente imparte esta última Institución.

El Centro de Actualización Profesional ha tomado la responsabilidad de implementar e impartir este curso dándole el enfoque necesario para lograr el objetivo final: el que los Ingenieros de Vías Terrestres estén actualizados e informados sobre las tecnologías aplicables a nuestro desarrollo.

Esta colaboración entre las Instituciones mencionadas será un aspecto importante para dar mayor eficiencia y eficacia a la labor conjunta de coadyuvar al desarrollo rápido y adecuado del país.

Noviembre, 1982

**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

# TEMARIO

INTRODUCCION.

PRINCIPALES FACTORES QUE INFLUYEN EN  
LA SELECCION DE EQUIPO.

METODOS DE SELECCION DE EQUIPO.

REEMPLAZO ECONOMICO DE EQUIPO DE  
CONSTRUCCION.

EQUIPO DE COMPACTACION.

EXPLORACION DE ROCAS.

CONTROL.

TRACTORES.

MOTOESCREPAS.

CARGADORES.

RETROEXCAVADORA.

EQUIPO DE TRITURACION.



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

MOVIMIENTO DE TIERRAS

INTRODUCCION

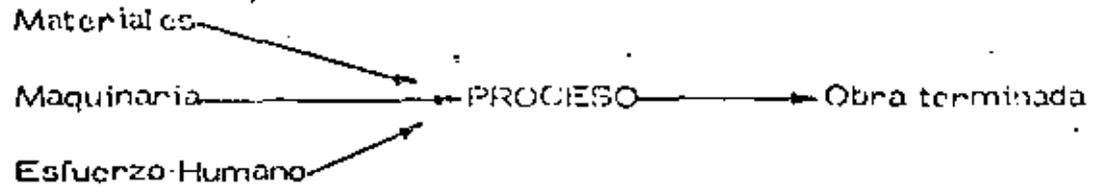
ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

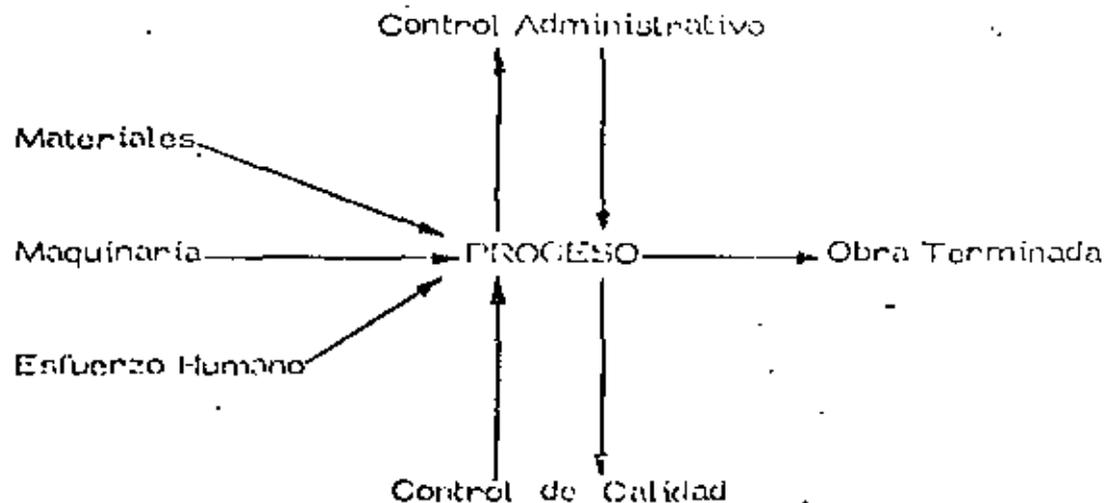


Como habíamos dicho antes el proceso puede ser uno o varios, pero también podríamos dividirlo en subprocesos, cada uno de los cuales producirán una parte de la obra, estos pueden ser simultáneos o en cadena, y es usual que estos subprocesos se analicen por separado para definir los procedimientos de 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; ateniéndose a una competencia en los precios para lograr este objetivo, sería una política empresarial.

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 creada 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 ¿Cree 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 confía 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 \_\_\_\_\_.

no

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).

producción

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

podrían

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.

financiera

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

sí

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)

personal

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 \_\_\_\_\_.

ventas  
producción  
finanzas  
personal

36 Los cuatro tipos de política basados en el área de trabajo que se han discutido son: \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_.

administrativo  
manera  
trabajo

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 \_\_\_\_\_ como se formó la política, y el área de \_\_\_\_\_ afectada.

general  
solicitada  
personal

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 \_\_\_\_\_.

39. Los administradores de la planta prefieren en una empresa de cierta concentración sus esfuerzos se concentran en el campo del equipo electrónico. Esto puede ser el resultado de una política \_\_\_\_\_ y de \_\_\_\_\_.

básica creada ventas

40. Debido a las exigencias del contrato sindical con la empresa, los supervisores deben usar sistemáticamente ciertos métodos de estudio de tiempos para determinar los estándares de producción. Esto puede describirse como un método \_\_\_\_\_ y de \_\_\_\_\_.

uso elemental en producción

B) PROCEDIMIENTOS Y ACTIVIDADES

Una descripción de procedimiento es más específica que una descripción de política en que el primero describe las actividades de paso de paso que debe realizarse en un tiempo específico. Por otra parte, un método específico describe la actividad de un determinado procedimiento.

procedimiento

41. Una descripción de política de reclutamiento puede referirse a la política, cuándo y por qué, en relación con el sistema de \_\_\_\_\_.

42. Las instrucciones de trabajo se refieren a las actividades de laboración, que pueden incluir actividades en los departamentos de ventas, contabilidad y producción, con un ejemplo en un \_\_\_\_\_.

procedimiento

43. Haga referencia a la figura 3.1 para un ejemplo de un procedimiento. En este caso el sistema de reclutamiento se refiere a \_\_\_\_\_.

contratación

Figura 3.1 ESQUEMA DE UN PROCEDIMIENTO TIPO DE CONTRATACION.

1. Entrevista preliminar
2. Solitud
3. Verificación de datos
4. Prueba de aptitud

5 Entrevista de trabajo

6 Aprobación del supervisor

7 Examen médico

8 Orientación

metodos

44 Comparados con los procedimientos de selección permitidos (mús/mús) el método de decisiones administrativas.

metodo

45 En contraste con un procedimiento de selección de cómo debe realizarse un procedimiento de selección se denomina \_\_\_\_\_

si

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

metodo procedimiento

47 La técnica específica de prueba usada en la realización de una prueba de aptitud es un \_\_\_\_\_, métodos que se encuentran de pasos en la función del empleo constituyen un \_\_\_\_\_

metodo de trabajo

48 El método se refiere a la técnica de análisis de trabajo y de trabajo. Históricamente el método de análisis de trabajo se refiere a métodos mecánicos. Ha sido un término que se refiere a \_\_\_\_\_

metodo procedimientos

49 Desde un punto de vista más amplio, el término eficiencia del trabajo se aplica a los esfuerzos por realizar un trabajo de manera más eficiente y económica. Por lo tanto, la simplificación del trabajo puede aplicarse tanto a métodos como a \_\_\_\_\_

si se relaciona con del trabajo

50 En los recientes, el equipo electrónico se ha visto relacionado, de manera muy importante, con la \_\_\_\_\_

b

51 ¿Cuál es la medida que se refiere a la medida (a) que se refiere a un cambio en un método particular o a un cambio en el método total, o (b) en un cambio en el procedimiento de trabajo que requiere la necesidad de un método? \_\_\_\_\_

procedimientos

52 Puesto que un cambio en un método de trabajo puede resultar en ciertos puntos de aplicación de los métodos, un cambio en un procedimiento, se requiere que los métodos de trabajo deberán comenzar con un estudio de los (métodos/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 \_\_\_\_\_ que en los \_\_\_\_\_.

métodos  
procedimientos

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

más fácil

55 En resumen, en la \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_ tenemos descritos tres niveles de planeación que están relacionados con el logro de los objetivos organizacionales, \_\_\_\_\_ con la determinación de \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_.

políticas  
procedimientos  
métodos

56 Una descripción cronológica de los pasos que se dan para lograr un objetivo, es en \_\_\_\_\_, mientras que la especificación de cómo debe darse el paso particular, es \_\_\_\_\_.

procedimiento

método

57 Los mejoramientos y la simplificación, tanto en los procedimientos como en los métodos, se dan \_\_\_\_\_.

simplificación  
del trabajo

### (C) TOMA DE DECISIONES

La habilidad para tomar decisiones es la clave para una planeación exitosa en todos los niveles. Esto implica más que la selección de un plan de acción, porque al menos debe 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 muy ordenada como se ve. El análisis exitoso depende del descubrimiento previo de \_\_\_\_\_, alternativas mientras que esta fase, a su vez depende de \_\_\_\_\_.

alternativas

esto

59 La función de la primera etapa de la toma de decisiones es el \_\_\_\_\_, el cual incluye y clarifica el problema.

clarificar

60 Un diagnóstico exitoso es el primer paso para lograr un objetivo organizacional. Esto se logra con una observación precisa de que los objetivos y el punto focal para la selección de \_\_\_\_\_.

planeación

objetivos

61 Después de escribir en los \_\_\_\_\_ organizacionales, el diagnóstico implica la identificación de los principales factores de éxito que implican que \_\_\_\_\_ . Su objetivo, debe servir que el describir un problema \_\_\_\_\_ (sí/no) necesariamente identifica los obstáculos.

no

62 Por ejemplo, el identificar un problema que implique la función del mercadeo está el nivel de la \_\_\_\_\_, mientras que el localizar las fallas específicas en el sistema interno de comunicación de la empresa es el nivel de la \_\_\_\_\_ identificación de los \_\_\_\_\_

efectos

objetivos

efectos

63 Además de definir los \_\_\_\_\_ organización, les e identificar los principales \_\_\_\_\_, la fase de diagnóstico de la toma de decisiones \_\_\_\_\_ implica el señalar los factores en la situación \_\_\_\_\_ que implican la acción siendo a aumentar o disminuir el número de posibles soluciones al problema? \_\_\_\_\_ (aumentar/disminuir)

efectos

probable

64 En la fase del diagnóstico de la toma de decisiones hay que tener cuidado para evitar "blor" en la alternativa que de hecho sea probable. Por ejemplo, el ejecutivo de mercado que acepta el método actual para distribuir el producto, con un factor fijo, es \_\_\_\_\_ (no halla alternativa) que considera un método alternativo mejor.

efectos

65 La primera fase del proceso de la creatividad organiza- cional ya en efectos, en la del \_\_\_\_\_, esta fase es seguida por el descubrimiento de los efectos de la creatividad.

alternativas

66 En esta segunda fase descubrir cuando \_\_\_\_\_ de acción donde el elemento de la creatividad es especialmente importante.

ef

67 Existen diferencias individuales memorias, entre las personas en lo relativo a poner en efecto creatividad? \_\_\_\_\_ (sí/no)

1

68 Dada la importancia de las diferencias individuales en la creatividad existen diversas variables organizacionales que afectan la posibilidad de la creatividad. Un factor obvio pero a menudo olvidado es que la recogencia de la creatividad creativa (lo hace o lo hace) \_\_\_\_\_ creatividad.

efectividad

69 De esta manera, el efecto de la creatividad organiza- cional nueva sugerencias con el fin de la creatividad organiza- cional de la \_\_\_\_\_ creatividad.

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 funciona no alabado las descend en el comportamiento creativo y la efectividad de actuar, ninguna de las cuales favorece la creatividad. De acuerdo con esto las personas que dentro de una organización trabajan bajo presión son \_\_\_\_\_ (más/menos) creativas, \_\_\_\_\_ (son/ no son) productivas.

manera

71 Comparando las organizaciones de investigación exitosas con las organizaciones de producción que han alcanzado el éxito, uno podría esperar encontrar \_\_\_\_\_ (similitudes/diferencias) en las \_\_\_\_\_ (estructuras/funciones).

estructuras

72 Finalmente el pensamiento creativo de los directores que se inspiran no puede ser registrado al tener que escribirlo y con ello extender el material de hechos. Esto significa el "tiempo para pensar", durante el cual puede observarse algún progreso patente, es \_\_\_\_\_ (es/no es) tiempo no todo para el pensamiento.

es

73 De esta manera, al mejorar los factores que afectan el clima de la creatividad, la creatividad mejorará cuando se trabajen particularmente los \_\_\_\_\_ (aspectos/aspectos) que \_\_\_\_\_ (son/ no son) apropiados, y cuando se haga disponible el \_\_\_\_\_ (material/material) adecuado para contestar los problemas.

aspectos que son apropiados (etc.)

74 Después del diagnóstico y del diagnóstico de las causas, la parte final del proceso de la \_\_\_\_\_ (creatividad/creatividad) es la generación de ideas y el desarrollo de planes para los posibles cursos de acción y en consecuencia, uno de los aspectos creativos.

parte final del proceso creativo

75 En el grado en que los administradores basan sus decisiones en conaciones o sentimientos internos, el desarrollo de la creatividad se basa en la institución. En este momento de la investigación, la tercera fase de la teoría de creatividad, la del \_\_\_\_\_ (desarrollo/desarrollo) de la creatividad está casi ausente.

desarrollo

76 El hecho de que la base para la elección de una alternativa no esté claro, ni cómo tomar la decisión, es una debilidad o un error que afecta la \_\_\_\_\_ (capacidad/capacidad) al tomar la decisión.

capacidad

77 El enfoque típico para la toma de decisiones de las organizaciones es el análisis de las alternativas. Este enfoque, al estar muy marcado asociado con el enfoque de la toma de decisiones, puede ser específicamente identificado en el proceso de la toma de decisiones.

identificar

análisis de hechos.

78. ¿El identificar y posiblemente clasificar las ventajas y desventajas relativas tomadas con cada una de las alternativas es un ejemplo del método del \_\_\_\_\_.

55

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

1. 0

80. Un método que confía en la cuantificación de todos los factores y que se ha encontrado que es el más usado en la toma de decisiones es el de la investigación de operaciones. ¿Alguna vez se ha hecho referencia a éste usando las primeras letras de las dos palabras, esto es \_\_\_\_\_.

n. método

81. Una de las características de la investigación de operaciones para analizar los esfuerzos en el desarrollo de soluciones constructivas de un modelo para un caso, es la necesidad de su interés en cuantificar todas las variables involucradas, el método usado en el enfoque de la I. O. es típicamente un modelo \_\_\_\_\_ (físico/matemático).

1. método

82. De esta manera, el enfoque de la investigación de operaciones para el análisis de la importancia de identificar y cuantificar todas las variables implicadas en una situación de toma de decisión y construir un modelo \_\_\_\_\_ para resolver la situación.

RESUMEN

el método (o métodos)

83. Antes de comenzar en una investigación de operaciones a cualquier nivel, deben identificarse los \_\_\_\_\_ organizacionales.

(Introducción a la Investigación de Operaciones)

procedimientos, métodos

84. La planeación se define como la selección y detección de \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_ para el logro del objetivo organizacional.

(Introducción a la Investigación de Operaciones)

el método (o métodos) de planeación

85. El método científico, que sirve como base para los procedimientos de planeación, consiste de los siguientes pasos: identificar los problemas de diferentes maneras, formular un objetivo, seleccionar los datos, traducción de los problemas en términos matemáticos, \_\_\_\_\_.

general

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 medios, es la política \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 7 al 17)

creadas  
limitadas  
las

87. Existen también las políticas que se forman basadas en la manera como se forman en \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_ las políticas \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 18 al 21)

de la política

88. ¿Qué tipo de formalización es la política administrativa que los administradores superiores no han conseguido con éxito las necesidades de política de la organización? Política \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 22 al 27)

ver  
clasificación  
de las políticas  
de la política

89. La tercera clasificación de las políticas que discutimos se basa en el área de trabajo que cubren. ¿Cuáles son las políticas que cubren \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_?

(Cuadros del 27 al 31)

financiera

90. La decisión de realizar un estudio de mercado de un producto nuevo es un ejemplo de la clasificación de la política de \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 32 al 34)

de la política  
de la política  
de la política

91. Cualquier política que se aplica a todos los empleados de los departamentos de clasificación que han sido designados. La decisión de que todos los administradores en la empresa deben ser responsables del cumplimiento de sus deberes de \_\_\_\_\_ como política \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 35 al 37)

de la política

92. Una descripción de cómo se ven las cosas en la empresa, por ejemplo, de líneas, cuáles son los tipos de políticas que se aplican normalmente en la empresa, y de la clasificación de \_\_\_\_\_.

método

93 Por contraste, la descripción detallada de cómo se realiza un paso de un procedimiento es el establecimiento de un \_\_\_\_\_

(Cuadros del 45 al 57)

Proceso de Alternativas

94 La selección de un plan de acción representa la culminación del proceso de toma de decisiones. Este proceso mismo está constituido por tres partes, \_\_\_\_\_ y \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 58 al 66)

Proceso de Toma de Decisiones

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 \_\_\_\_\_, cuando el nivel de \_\_\_\_\_ es apropiado y está disponible el \_\_\_\_\_ para \_\_\_\_\_ el problema.

(Cuadros del 67 al 70)

Proceso de Toma de Decisiones (10)

96 El hecho de que el hecho de que \_\_\_\_\_ sea una consecuencia de \_\_\_\_\_ es matemático y que \_\_\_\_\_ puede ser \_\_\_\_\_ de \_\_\_\_\_ de \_\_\_\_\_ de \_\_\_\_\_.

(Cuadros del 71 al 83)

### PREGUNTAS PARA DISCUSIÓN

1. Al contestar a una pregunta el presidente de una compañía dice "Mi único objetivo es obtener más clientes".  
Comente la pregunta.
2. ¿De qué manera la planeación afecta a la actividad principal en una organización dependiente de clientes y proveedores a diferentes niveles de la organización?
3. Las políticas se han eliminado y están cambiando. ¿Por qué no se utiliza un sistema de clasificación más simple?
4. ¿Cómo se diferencia la simplificación de los procedimientos en los métodos y la simplificación del trabajo. ¿Por qué debe preferirse en la mayoría de los casos el segundo?

## TOMA DE DECISIONES

El ingeniero que se ocupa del movimiento de tierras tiene que planear anticipadamente el equipo a utilizar en el proceso. Esto lo hace seleccionando varios tipos de métodos de movimiento de tierras que él sabe le producirán la obra de acuerdo con el diseño. Se le presentan, pues, varias alternativas, una de las cuales será elegida para realizar las obras. Esto constituye la toma de una decisión. Esta decisión es simplemente una selección entre dos o más cursos de acción. Lo mismo dentro pues que la selección del equipo en movimiento de tierras es un tipo de la toma de decisiones.

La toma de decisiones puede realizarse intuitiva o analíticamente. En el primer caso la intuición normalmente se usa lo que ha ocurrido en el pasado y el tipo de este conocimiento se establece lo que se debe hacer en el futuro, como en el caso de las vías de acción, y en función de este conocimiento se toma la decisión. La decisión tomada analíticamente con este fin es un estudio de análisis y evaluación cuantitativa de el pasado y el futuro, y en consecuencia el estudio se selecciona la vía de acción más adecuada. Ambas formas de decisión se usan comúnmente en el movimiento de tierras.

## CLASIFICACIONES

Si queremos hacer la selección de una de las alternativas viables que se presentan y que solucionarán el problema, tendremos que analizarlas, es decir, que comparar las posibles soluciones. Se presenta el problema, se describen las alternativas, en función de qué, cómo y cuánto. El ingeniero entonces, considerando esto, determinará un objetivo u objetivos que le servirán para evaluar dichas vías de acción o alternativas viables.

La labor del ingeniero está esencialmente por determinar qué es el objetivo o los objetivos fundamentales a los que el costo de la alternativa debe ser una necesidad. Aún cuando no es raro que el costo de el ingeniero se refiera al problema y sea objetivos contradictorios, en el caso de la selección de una alternativa el ingeniero está en posición de poder seleccionar una alternativa.

La valoración de las alternativas se refiere a una valoración de tipo económico, habrá que determinar el costo de cada alternativa, el tiempo y el beneficio que proporcionará la alternativa, el tiempo y el costo del tiempo, para cada alternativa. De la información que se obtiene se hace un estudio de una manera de comparar las alternativas y se hace un estudio para tomar la decisión. El ingeniero también, con el tiempo, tiene un conocimiento profundo de los métodos y técnicas para determinar los costos físicos que son generados por el costo de una alternativa, así como los

derivado al tomar la solución propuesta por el.

La elección 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 el empresario y su finero es hacer máximas las utilidades.

## PROCESO DE DECISIÓN PARA TOMAR DECISIONES

Definición: El problema deberá ser una de las alternativas de un mismo, en el que se maneja toda la información que nos da un conocimiento profundo y completo del problema, con el objeto de poner a punto y valorar el mismo, lo que tendrá como consecuencia una selección más dispuesta de las alternativas alternativas. La solución que se formulará en la siguiente etapa de la toma de decisión. Esta definición y valoración del problema se ha de tomar en cuenta el objetivo.

En la etapa de la fase se toman todas las alternativas posibles de una alternativa de decisión. En este caso se trata de una etapa para evaluar las alternativas posibles lo preparadas al respecto de la información.

La etapa de la fase consiste en comparar las alternativas posibles con el objetivo en función del objetivo y al final de esta etapa se toma la mejor alternativa de decisión que se queda al objetivo pendiente.

Por último se considera una última fase de decisión que se refiere a la implementación de la cual se hace una descripción completa de la solución adoptada y su funcionamiento.

## DECISIÓN = RIESGO = INCIERTIDUMBRE

Se dice que una decisión se toma bajo riesgo cuando el individuo conoce y controla todos los resultados posibles y conoce todos los resultados de la decisión con certeza. El riesgo se refiere a la posibilidad de que una alternativa correspondiente a un solo resultado sea la mejor.

Se dice que una decisión se toma bajo incertidumbre cuando el individuo toma una decisión con resultados desconocidos de futuro, pero el individuo conoce las probabilidades de que se presente cada uno de ellos.

Se dice que la decisión se toma bajo incertidumbre cuando el individuo no conoce las características probabilísticas de los resultados.

## PROCESO - SISTEMAS

Ai analizar el proceso constructivo y plantearlo nos encontraremos 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 ellas influye en que el resultado final se acerque más o menos al 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 manejarlos con facilidad, encontrar como cada valor de la variable influye en la salida del proceso.

## DEFINICIONES

En la teoría de análisis de sistemas se definen los siguientes términos: 1) Variables, las que pueden provenir de la naturaleza o ser generadas por el sistema, de la naturaleza propia de la empresa, o de la interacción con el medio.

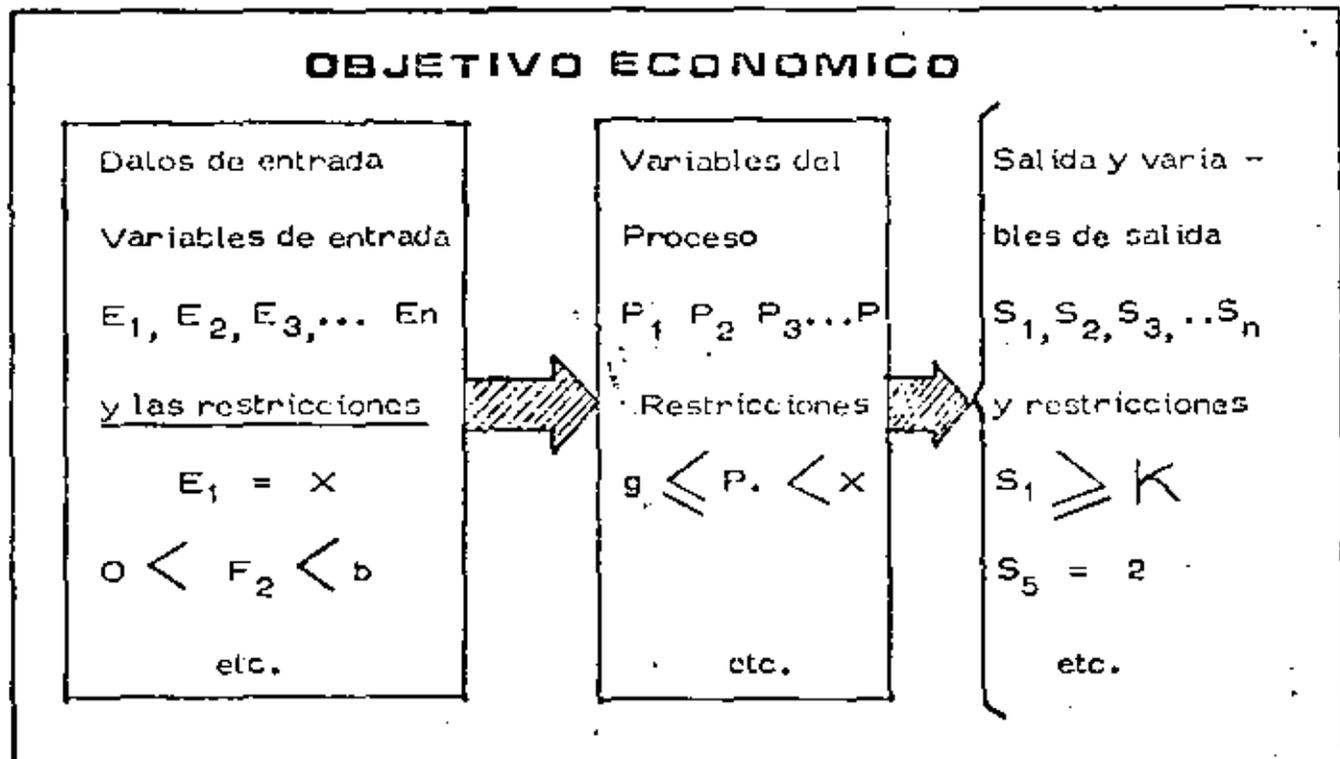
Es muy conveniente que el ingeniero no se limite a tratar el comportamiento, que le limitaría el encontrar soluciones alternativas para el problema, lo limitaría la aplicación de la técnica del ingeniero.

## SELECCION DE VARIABLES

No es fácil encontrar todas las variables, pero si se puede seleccionar algunas importantes en el proceso, se puede conseguir el efecto de las variables en particular, o de las que más influyen directamente en la salida evaluada en función del objetivo. Las variables se clasifican en:

- a) Controlables, aquellas que se pueden controlar directamente.
- b) Las que no pueden ser controladas directamente, pero que influyen en la salida.

Podemos para definir nuestro método de selección de variables la siguiente notación:

**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 a posteriori las actividades similares para buscar una optimización posterior. Por ejemplo todas las actividades que se refieren a compactación.

## DECISION CONSIDERANDO GASTOS INDIRECTOS

Puede considerarse el sistema obra completo, lo cual es complicado, pero más comunmente 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.

## 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 habían comentado, y solo es conveniente decir que las actividades serán 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.

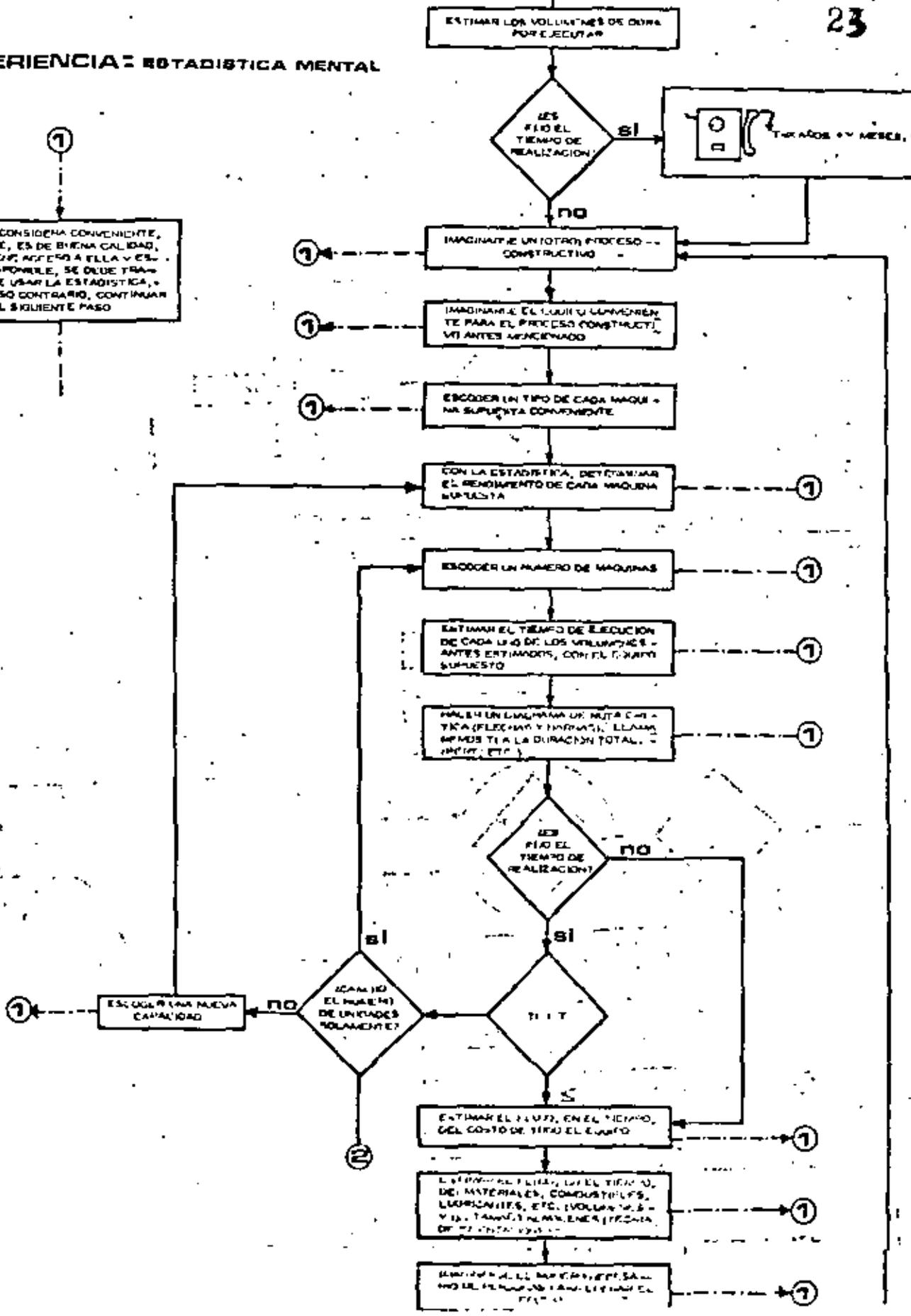
Esto puede hacerse fácilmente mediante redes de actividades.

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

EXPERIENCIA = ESTADISTICA MENTAL

①

SI SE CONSIDERA CONVENIENTE, EXISTE, ES DE BUENA CALIDAD, SE TIENE ACCESO A ELLA Y ESTA DISPONIBLE, SE ODE TRATAR DE USAR LA ESTADISTICA, EN CASO CONTRARIO, CONTINUAR CON EL SIGUIENTE PASO



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 plantarlos 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 holgu-- nas (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 zo-- nales en un programa total.

Después se procura una retroalimentación de estos datos al pro-- grama 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 pro-- cedimiento. La fig. # 6 muestra la gráfica de producción correspondien-- te 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.

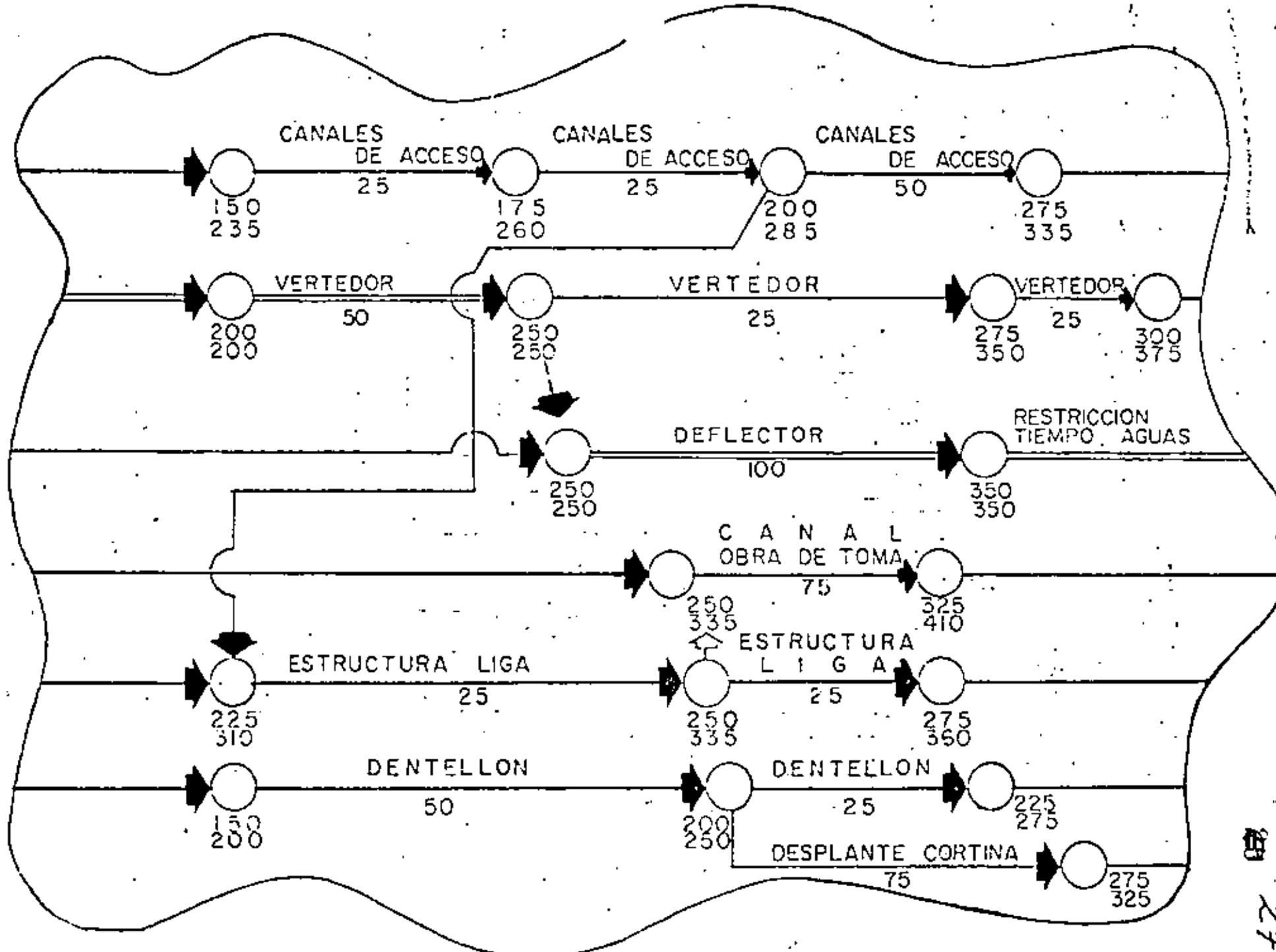


Fig.

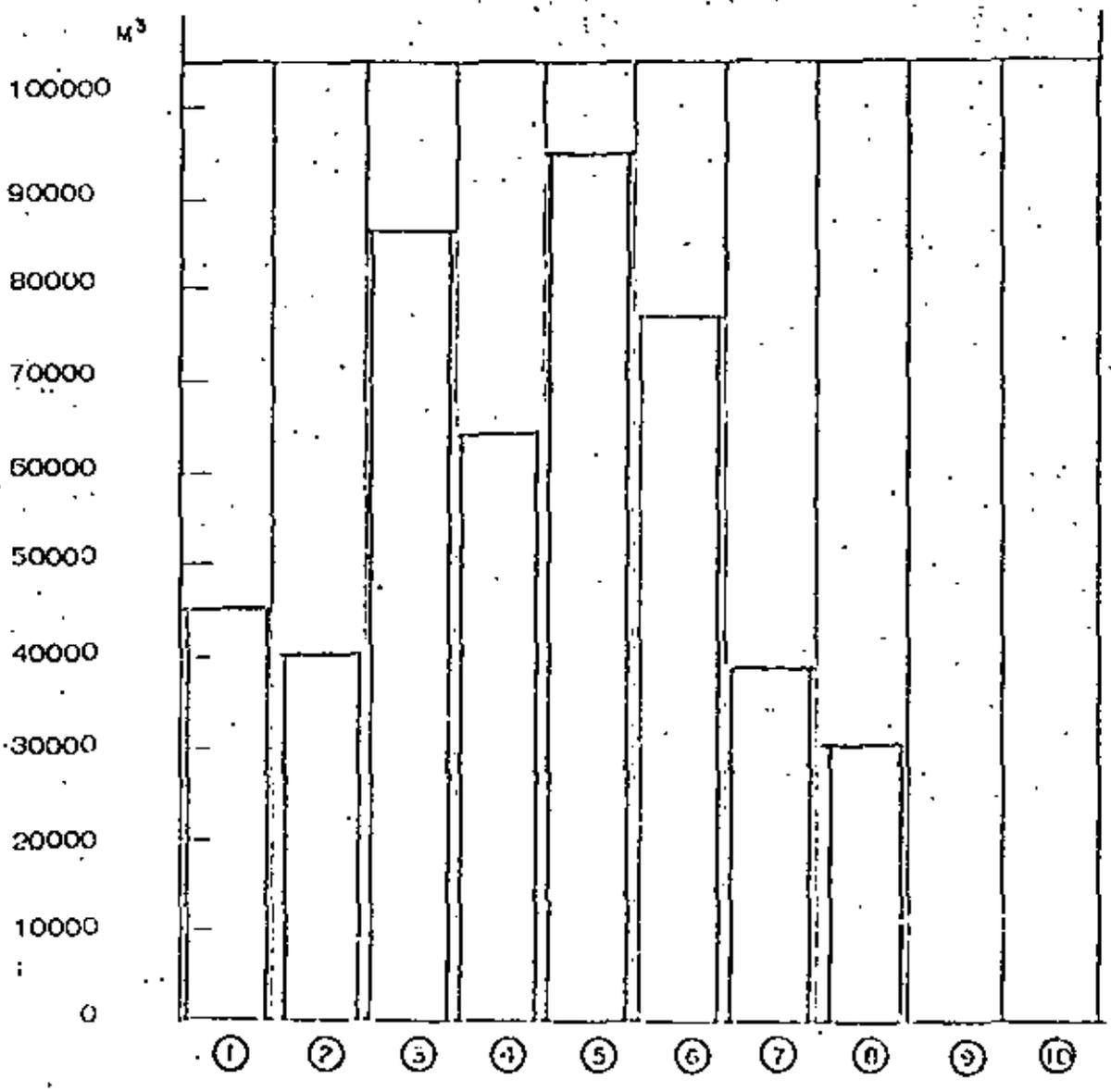


Fig. # 4

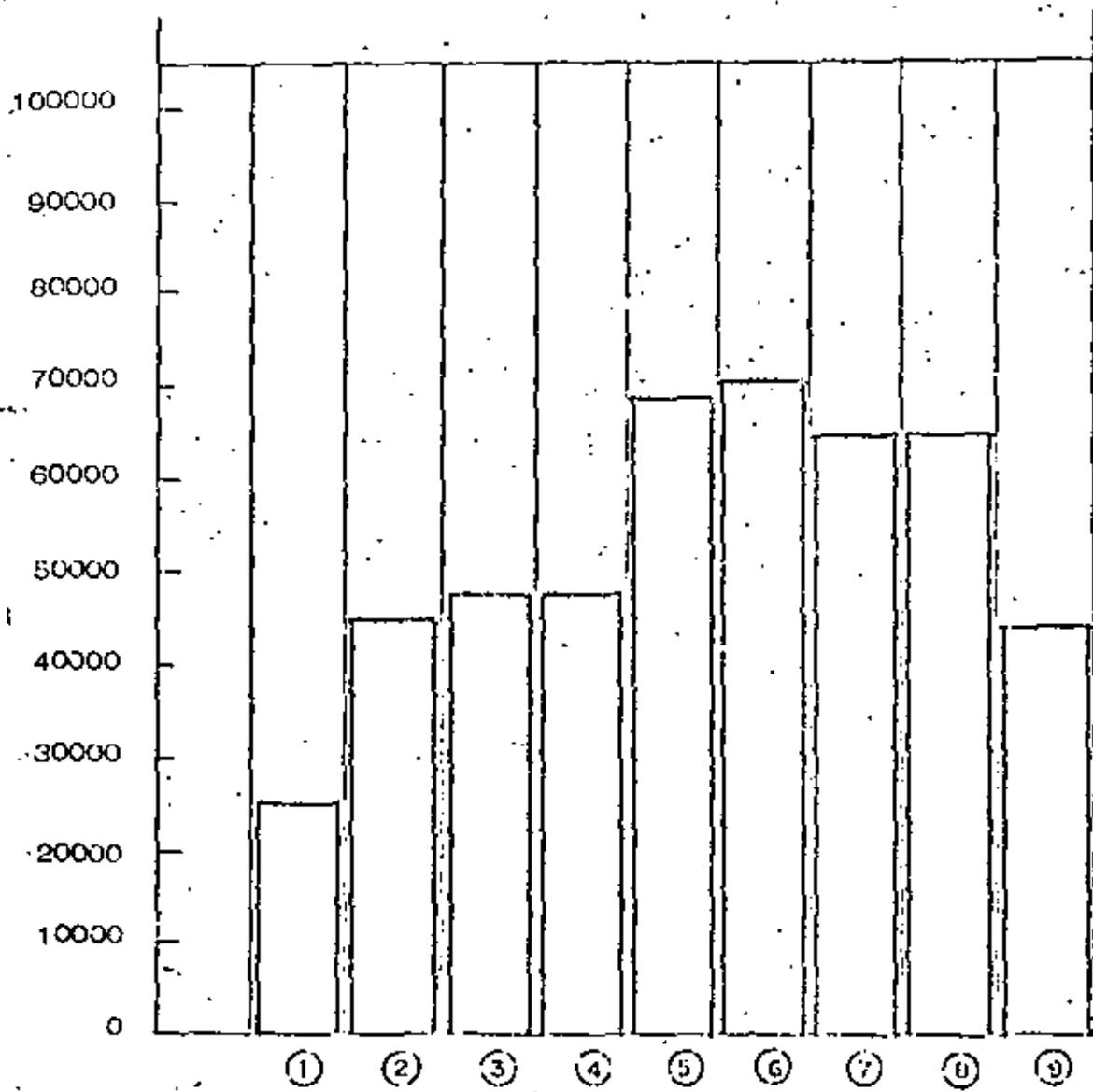


Fig. # 6

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 prontos a corregir cualquier problema que se presente en la implementación proveniente de que el encargado "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

dos regiones: la primera de 0 a  $t_1$ , donde el costo de la decisión atrasada no es muy importante; y de  $t_1$  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.

### Ejemplo:

Un D8H con una hoja recta 3' excava un material arenoso muy empaquetado y acarrea a una distancia de 90 mts., en una pendiente positiva del 4%.

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

De la gráfica de la producción ideal es de  $230 \text{ m}^3$  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		=	0.92

#### Producción real

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

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

Se puede verificar el problema anterior mediante la fórmula general:

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

#### Eficiencia 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	=	$L_h^2 = 4.00 \times (1.36)^2 = 7.39 \text{ m}^3$ suelto, dato 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:

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

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

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

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 mínima 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 trenetiro, por lo que se considera esta como velocidad media.

#### Tiempo del ciclo

$$\text{De ida} = \frac{90 \text{ m.}}{2.992 \text{ m.}} = 60 \text{ min.} \quad 1.80 \text{ min.}$$

De regreso =  $\frac{90 \text{ m.}}{8,400 \text{ m.}} \times 60 \text{ min.} = 0,64 \text{ min.}$

Tiempos fijos =  $\frac{0,05 \text{ min.}}{2,53 \text{ min.}}$

Producción =  $\frac{1,39 \text{ m}^3 \times 50 \text{ min/hr}}{2,53 \text{ min.}} = 146 \text{ m}^3 \text{ sueltos/hr.}$

Factores de corrección

- Operación 0,75
- Material difícil de cortar 0,80
- Peso volumétrico (ya considerado) --
- Eficiencia horaria (ya considerada) --
- Pendiente (ya considerada) --

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.

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 tractor de transmisión directa, los tiempos fijos son de 0,1 min.

Ejemplo:

Un tractor D7E equipado con arado 8D tipo paralelogramo de un solo diente, debe desgarrar roca con velocidad símica de 1,000 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 desgarró de ida y vuelta.

$$\text{Tiempo de recorrido} = \frac{100 \text{ M.}}{1500 \text{ M.}} \times \frac{60 \text{ min.}}{\text{hora}} = 4,00 \text{ min.}$$

$$+ \text{Tiempo fijo para dar vuelta} = \frac{0,25 \text{ min.}}{4,25 \text{ min.}}$$

Número de ciclos en una hora:

$$\frac{30 \text{ min./hora}}{4,25 \text{ min./ciclos}} = 11,7 \text{ ciclos/hora}$$

$$\text{Volumen desgarrado/ciclo} = 100 \times 0,9 \times 0,6 = 54 \text{ M}^3$$

$$\text{Prod./hora} = \frac{54 \text{ M}^3}{\text{ciclo}} \times 11,7 \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}} = 632 \frac{\text{M}^3}{\text{hora}}$$

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

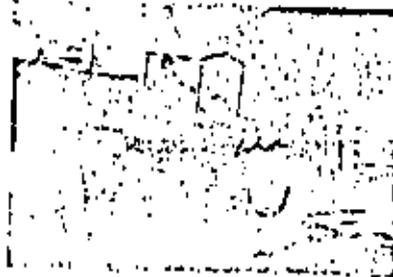
$$P = \frac{V \times a \times v \times h}{n} \times f$$

$$P = 1,500 \frac{\text{m.}}{\text{hora}} \times 0,90 \times 0,60 \times 1 = 810 \times f \frac{\text{M}^3}{\text{hora}}$$

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 evolución al problema se obtienen resultados diferentes que confirman la incertidumbre del rendimiento de un desgarrador.





**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

MOVIMIENTO DE TIERRAS

PRINCIPALES FACTORES QUE INFLUYEN EN  
LA SELECCION DE EQUIPO DE CONSTRUCCION

ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

PRINCIPALES FACTORES EN LA SELECCION  
DE EQUIPO DE CONSTRUCCION

1

INTRODUCCION.- Durante el proceso de toma de decisiones para seleccionar de manera óptima el equipo de construcción, intervienen una serie de factores que, estando relacionados entre sí, nos obligan a un análisis cuidadoso y ponderado de cada uno de ellos.

En este período de selección, podemos distinguir claramente dos etapas: En la primera de ellas, habremos de seleccionar la máquina o conjunto de máquinas que desde el punto de vista técnico sean susceptibles de poder utilizarse. En este caso, los factores que deberán interesarnos son entre otros; volúmenes por ejecutar, calidad del material: (atacabilidad, propiedades volumétricas, - estabilidad), geometría de la excavación, condiciones de la obra, etc.

Durante la segunda etapa, intervendrán importantemente factores tales como tipo de empresa, maquinaria con que cuenta, condiciones de mercado, costos de adquisición, - operación y mantenimiento del equipo, rendimientos, precio de reventa etc.

Cuando desde el punto de vista técnico dos o más equipos nos resuelven el problema, el análisis económico inclinará nuestra decisión hacia el empleo de alguno de ellos. Trataremos en esta parte, a manera de recordatorio, los factores relacionados con la primera etapa de selección.

VOLUMENES POR EJECUTAR

Los volúmenes por ejecutar, combinados con el plazo para la terminación de la obra, nos definirán la producción requerida.

Dicha producción dependerá de la capacidad de las máquinas empleadas y del programa para su utilización.

En la cuantificación de los volúmenes de material por mover, así como de las distancias económicas de acarreo, interviene el concepto de "Curva Masa", misma que explicaremos a continuación:

Curva Masa.- Es una gráfica dibujada en ejes cartesianos, donde las ordenadas representan volúmenes acumulados de excavación o relleno, según la línea sea ascendente o descendente, y las abscisas el cadenamiento sobre el eje del trazo.

La curva masa nos permite determinar la distribución económica de los volúmenes excavados y calcular el costo para llevar a cabo dicha distribución. Cuando el trazo no está obligado, (ya que si lo está este método no es de utilidad), el único impedimento para compensar rellenos y excavaciones, será la calidad de los materiales.

La curva se dibuja junto con el perfil del trazo, ya que el cadenamiento debe ir coincidiendo.

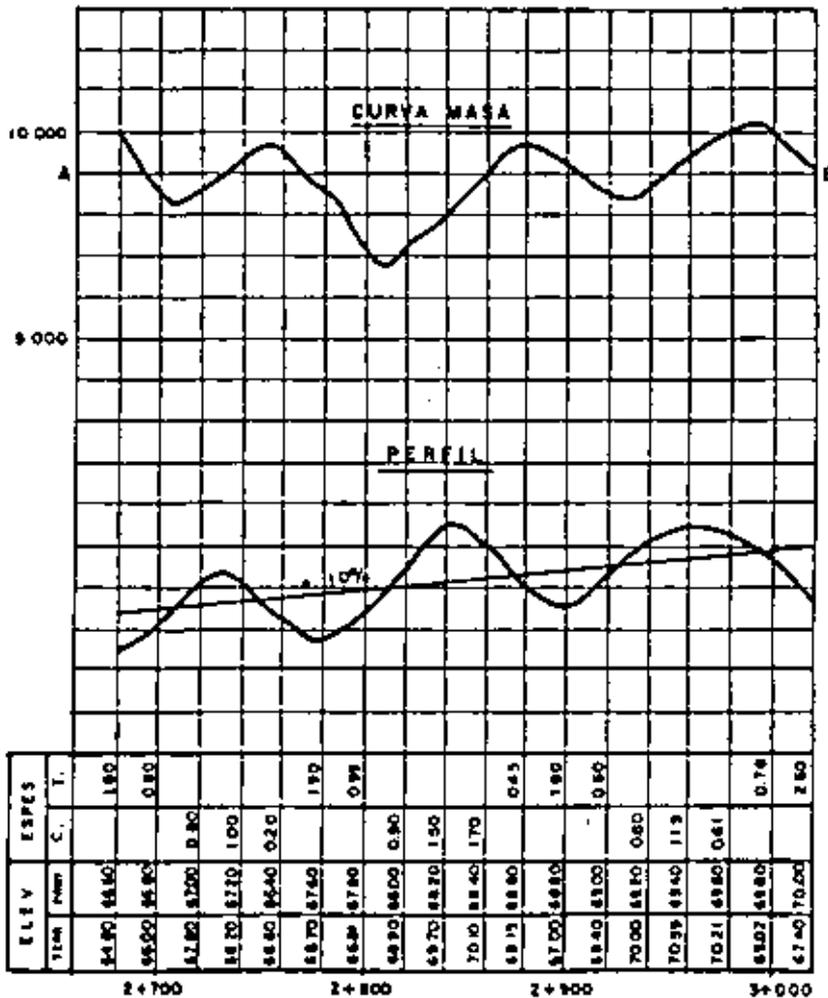
En la figura se muestra la forma típica de ordenar los datos antes mencionados, así como la curva masa resultante.

CURVA MASA \_\_\_\_\_  
 De Km \_\_\_\_\_ a Km \_\_\_\_\_  
 De la hoja N.º \_\_\_\_\_

Cebras \_\_\_\_\_  
 Residencia \_\_\_\_\_  
 Compensación \_\_\_\_\_  
 Fecha \_\_\_\_\_ de 19 \_\_\_\_\_

100 4

ESTACION	ELEVACIONES		ESPEORES		AREAS		A <sub>1</sub> + A <sub>2</sub>		MEN P TANCIA	VOLUMEN		VOLUMENES ADJUSTADOS		SUMA ALTERNADA VOLS AREAS		ORDENADA CURVA MASA
	TERMINO	COMIENZO	CORTE	TIERRAS	CORTE	TIERRAS	CORTE	TIERRAS		CORTE	TIERRAS	CORTE	TIERRAS	+	-	
2+680	64 80	64 80		1 80		8 2										10 000
700	66 00	66 80		0 80		8 9		271	100		271		271		271	9 729
720	67 60	67 00	0 60		4 5		4 5	6 9	100	4 5	6 9	12	5 4	8 9	5 5	9 69 4
73 4	68 55	67 14	1 41		7 1		11 6		7 0	8 1		1 2	9 7		9 7	9 78 1
74 0	66 20	67 20	1 00		5 2		12 3		3 0	3 7		1 2	4 4		4 4	9 83 5
74 0	66 40	66 40	0 20		1 4		6 6		10 0	6 6		1 2	7 9		7 9	9 91 4
76 0	65 70	67 60		1 90		22 0	1 4	22 0	100	1 4	22 0	1 2	1 7	22 0	20 5	9 71 1
80 0	66 81	67 80		0 99		6 4		28 4	100		28 4			28 4	28 4	9 42 7
82 0	66 10	68 00	0 90		5 2		5 2	6 4	100	5 2	6 4	1 2	6 2	6 4	2	9 42 5
84 0	69 70	68 20	1 50		8 3		13 5		100	13 5		1 2	1 6 7		1 6 7	9 56 7
85 0	70 82	68 50	2 32		11 6		20 1		5 0	10 0		1 2	1 2 0		1 2 0	9 70 7
86 0	70 10	68 40	1 70		8 7		20 3		5 0	10 3		1 2	12 4		1 2 4	9 83 1
88 0	68 15	68 60		0 45	2 4		8 7	2 4	100	8 7	2 4	1 2	10 4	2 4	8 0	9 91 1
90 0	67 00	68 80		1 80		6 3		8 7	100		8 7			8 7	8 7	9 82 4
92 0	66 40	69 00		0 60		2 8		3 1	100		9 1			9 1	9 1	9 73 3
94 0	70 00	69 20	0 80		4 1		4 1	2 8	100	4 1	2 8	1 2	4 9	2 8	2 1	9 75 4
96 0	70 38	69 40	1 19		5 7		9 8		100	9 8		1 2	11 8		11 8	9 87 2
98 0	70 21	69 60	0 61		5 4		9 1		100	9 1		1 2	10 9		10 9	9 98 1
3+000	69 02	69 80		0 78		3 1	3 4	3 1	100	3 4	3 1	1 2	4 1	3 1	10	9 99 1
020	67 40	70 00		2 60		11 4		14 5	100		14 5			14 5	14 5	9 84 6



## PROPIEDADES DE LA CURVA MASA:

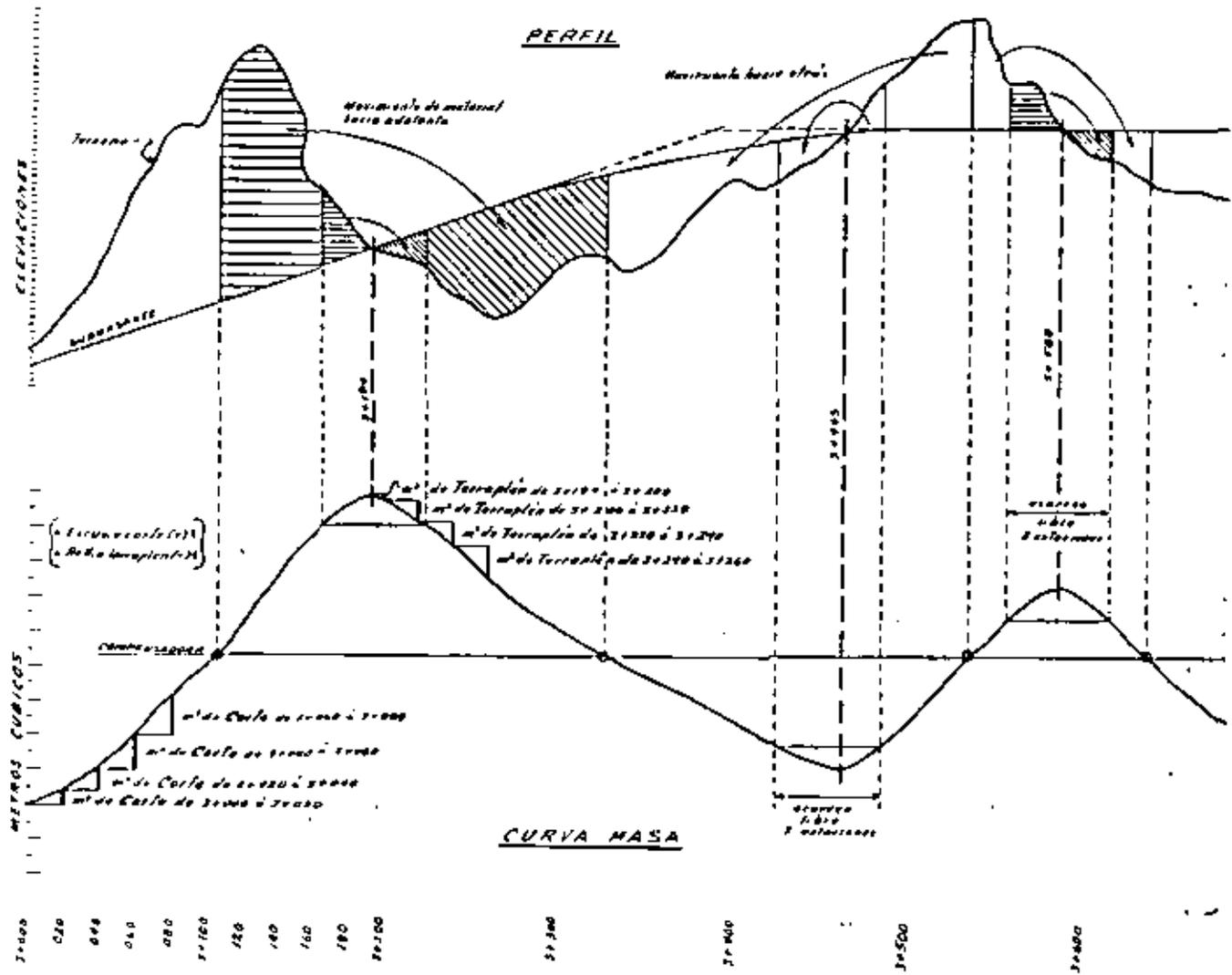
- 1).- Entre los límites de una excavación, la curva crece de izquierda a derecha: y decrece cuando hay terraplén.
- 2).- En las estaciones donde hay cambio de excavación a relleno (línea de paso), habrá un máximo, y viceversa; habrá un mínimo en los cambios de relleno a corte.
- 3).- Cualquier línea horizontal que corte a la curva -- masa, marcará puntos consecutivos entre los cuales habrá compensación, es decir, que entre ellos el volumen de corte iguala al de terraplén.
- 4).- La diferencia de ordenadas entre dos puntos, representará el volumen de terracería dentro de la distancia comprendida entre esos dos puntos.
- 5).- Cuando la curva queda encima de la línea horizontal compensadora que se escoge para ejecutar la construcción, los acarrees de material se harán -- hacia adelante, y cuando la curva quede abajo, los acarrees serán hacia atrás.
- 6).- El área comprendida entre la curva masa y una horizontal cualquiera compensadora, es el producto de un volumen por una distancia, y nos representa el volumen por la longitud media de acarreo, lo que se expresa en metros cúbicos-estación (en éste caso,

el término "estación" no se refiere a un punto, sino al tramo de 20 metros entre estaciones consecutivas cerradas) pues en el lenguaje de vías de comunicación se dice por ejemplo, que un punto dista de otro ocho estaciones, o sea 160 metros, con el fin de facilitar la nomenclatura y los cálculos.

Al estudiar un tramo, pueden trazarse varias compensadoras según resulte la curva masa obtenida, y entre una y otra quedarán tramos sin compensación (es evidente que las mejores compensadoras serán las que corten mayor número de veces a la curva). En los tramos sin compensar; si la curva asciende, habrá un volumen de excavación excedente sin posibilidad de emplearlo para rellenar, esto es, un desperdicio; si la curva desciende, indicará que hace falta material para terraplén, que no podemos obtener de la excavación; en este caso debe traerse material de otro lado o sea: efectuar un préstamo.

Tanto los volúmenes de desperdicio como los de préstamo, se miden en el dibujo.

Teniendo como datos los volúmenes de cortes y terraplenes, las diversas distancias entre ellos y los costos de acarreo, se puede resolver cual es la forma óptima de los movimientos para que tengan el mínimo costo.



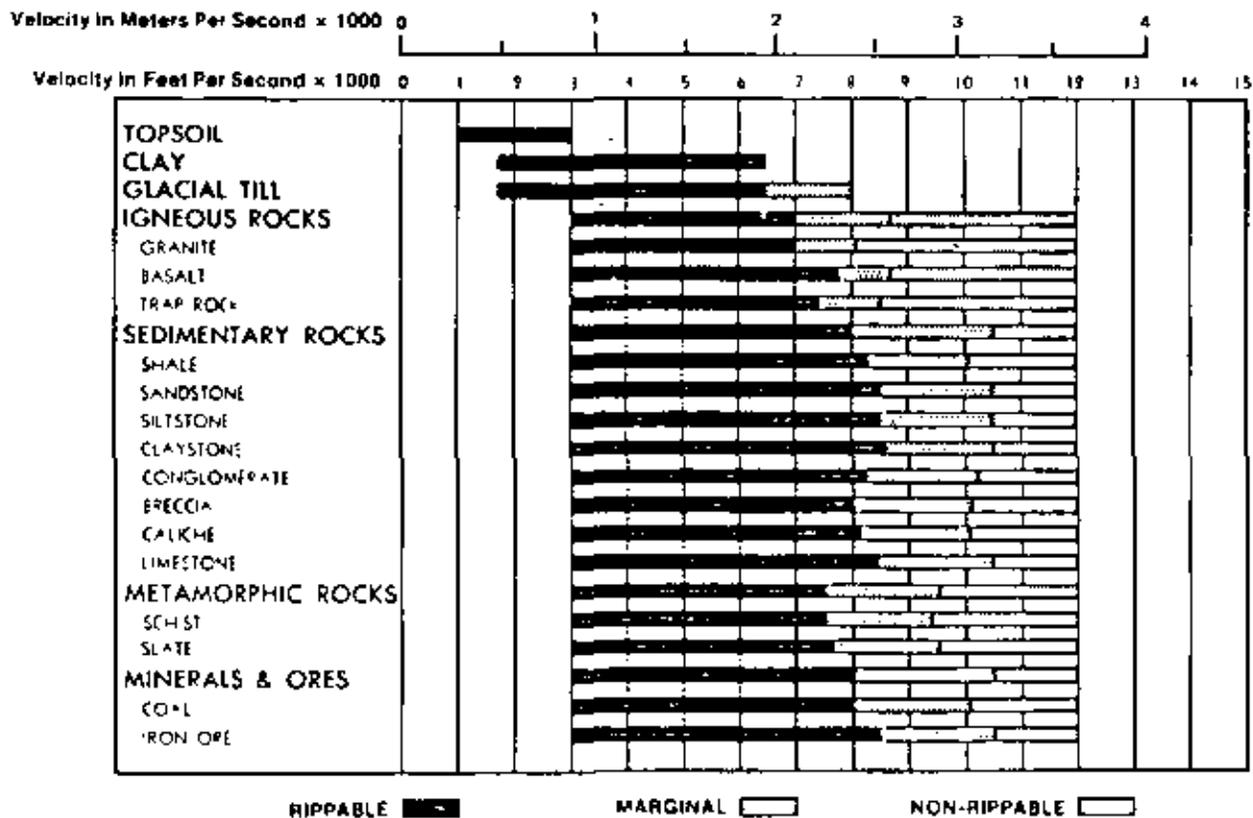
## ATACABILIDAD:

Todo problema de movimiento de tierras, está condicionado esencialmente por la naturaleza del terreno por extraer, que determina entre otras cosas: el método de trabajo - por adoptar, el tipo de máquinas a emplear, el rendimiento de las máquinas elegidas, y por tanto, el precio del movimiento de tierras.

Desde el punto de vista de las posibilidades de extracción, se distinguen dos grandes categorías de terrenos: Los terrenos sueltos, y los rocosos. Los terrenos sueltos, son aquellos que pueden extraerse sin disgregación previa; los rocosos, deben sufrir antes de su extracción, una disgregación, realizada algunas veces mediante explosivos, y otras mediante la acción de mazas rompedoras. A su vez, dentro de estas dos grandes categorías, se pueden establecer nuevas divisiones atendiendo a la consistencia y dureza del terreno.

En la literatura existente, se pueden encontrar diferentes clasificaciones de materiales en función de la mayor ó menor dificultad para excavarlos.

### TYPICAL CHART OF RIPPER PERFORMANCE AS RELATED TO SEISMIC WAVE VELOCITIES



La Secretaría de Asentamientos Humanos y Obras Públicas por ejemplo contempla en sus Especificaciones -- Generales de Construcción la clasificación de los materiales para determinar la forma de pago.

En este sentido, se han realizado esfuerzos para tratar de definir de la mejor manera posible, la dificultad de extracción de los materiales, encontrándose que, a la fecha los mejores resultados se han logrado con la utilización de métodos geosísmicos que permiten elaborar gráficas de arabilidad como la que se muestra en la figura.

En otro orden de ideas, podemos señalar que la dificultad para excavar un material depende no solamente de su dureza, sino también de su formación estratigráfica, -- siendo las rocas en estratos gruesos y compactos más duros y difíciles de extraer, que las rocas que se encuentran en capas delgadas y fisurables.

## MÉTODOS GEOSÍSMICOS PARA DETERMINAR LA ATACABILIDAD

Estos métodos, utilizan la velocidad de propagación de las ondas elásticas como parámetro característico de la naturaleza del terreno. Se llaman ondas elásticas o sísmicas, a aquellas que se transmiten cuando un punto del terreno sufre una sacudida.

Hay dos métodos: Método sísmico por reflexión, y método sísmico por refracción.

El primero, consiste en producir una sacudida en el suelo y medir el tiempo necesario para la propagación de la onda entre el punto en que ésta se ha producido y los captosres superficiales próximos a este punto, después de su reflexión entre dos capas del terreno de diferente naturaleza. Como captosres, se utilizan cierto número de sismógrafos.

Este método por reflexión, da resultados más exactos que el otro, pero exige que la sacudida se produzca a una profundidad considerable, siendo por tanto de utilidad en investigaciones petrolíferas; para estudios a pequeña profundidad, es más fácil el empleo del método sísmico por refracción, cuyo principio fundamental puede exponerse someramente como sigue:

Consideremos dos terrenos homogéneos horizontales separados por una superficie horizontal MN. Si se produce una sacudida en un punto O de la superficie, da lugar a un tren de ondas esféricas. Como en óptica, pueden considerarse rayos normales a las superficies de los puntos de ondas y que se propagan a una velocidad  $V_1$  en el terreno superior de altura H, refractándose después en la línea de separación MN, y propagándose en el terreno inferior a una velocidad  $V_2$ . Aquí, se hace la hipótesis de que  $V_2$ , es superior a  $V_1$ . Primeramente puede escribirse como en óptica:

$$\frac{\text{SEN } i_1}{\text{SEN } i_2} = \frac{V_1}{V_2}$$

También como en óptica, hay un ángulo de incidencia límite tal que:

$$\text{SEN } i_0 = \frac{V_1}{V_2}, \text{ a partir del cual}$$

hay reflexión total, pero en este caso el fenómeno sísmico no obedece ya a las leyes de óptica, sino que parece que el rayo límite se desplazara en la superficie de contacto entre los dos medios, dando lugar en todos los puntos de ésta, a rayos en reflexión total como -- A'A, B'B, etc. Este fenómeno, demostrado por la experiencia, puede al parecer demostrarse matemáticamente.

Siendo así, el tiempo exigido por la onda directa para recorrer el trayecto  $\overline{OA} = x$ , es igual a:

$$t = \frac{x}{v_1}$$

El tiempo invertido por el rayo que ha sufrido la reflexión total para recorrer el camino  $\overline{OMA'A}$  vale:

$$t_2 = \frac{2 \overline{OM}}{v_1} + \frac{\overline{MA'}}{v_2} = \frac{x}{v_2} + \frac{2H \cos i_0}{v_1}$$

Se comprueba que para:

$$x > 2H \sqrt{\frac{v_2 + v_1}{v_2 - v_1}} = x_0$$

Se tiene:  $t_2 < t_1$

Es decir, que la onda refractada llega antes que la onda directa.

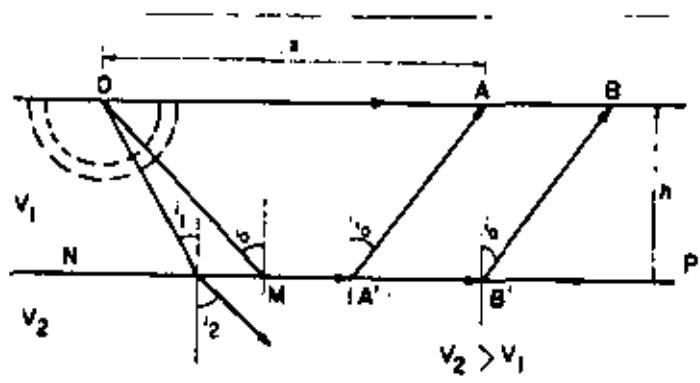
Para  $x = x_0$  se tiene  $t_1 = t_2$ ; de la relación procedente se obtiene:

$$H = \frac{x_0}{2} \sqrt{\frac{V_2 - V_1}{V_2 + V_1}}$$

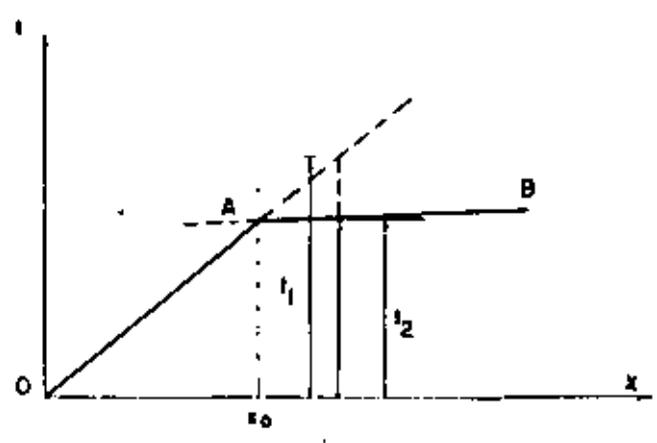
conociendo  $V_1$  y  $V_2$  y determinando experimentalmente  $x_0$ , se puede obtener  $H$ .

Esta teoría, es aplicable a varias capas, entendiéndose que las velocidades de las diferentes capas crecen desde la superficie hacia abajo. El método operatorio, puede resumirse de la forma siguiente: Sobre una misma alineación, se dispone cierto número de sismógrafos y se provoca en un punto la perturbación inicial mediante una carga de explosivos. Se registran en una misma banda las ondas recibidas por los diferentes sismógrafos, así como el momento del impulso eléctrico que provoca la explosión para obtener el tiempo origen.

Se mide en los sismogramas el tiempo transcurrido hasta que el sismógrafo ha recibido la primera onda y se traza el gráfico de tiempos en función de las distancias de los sismógrafos a la perturbación inicial, gráfico que se aproxima mucho a una recta, ver figura anexa.



METODO SISMICO POR REFRACCION



GRAFICA DE LOS TIEMPOS DE PROPAGACION

La parte OA, corresponde para la primera onda a

$$\chi < \chi_0.$$

La parte AB, corresponde para la primera onda percibida

a

$$\chi > \chi_0.$$

Las dos curvas se cortan en A, que da  $x_0$ .

La pendiente de OA, da  $V_1$

La pendiente de AB, da  $V_2$

Se observa que las velocidades de propagación tienen - valores poco variables de un lugar a otro para una misma roca compacta, aumentando la velocidad con la profundidad.

## ABUNDAMIENTO

Cuando un suelo se excava, acarrea y se coloca o cuando se fragmenta roca, sufre cambios considerables en su volumen. Debido a estos cambios es necesario especificar si el volumen se mide en estado natural, en estado suelto o en rellenos después de su colocación.

El volumen en banco, es el volumen del material medido "in situ", o sea en estado natural antes de su explotación. El volumen en estado suelto es el volumen del material después de que ha sido quitado de su estado natural y depositado en montones, camiones o escrepas. El volumen de relleno es el volumen del material después de que ha sido colocado y compactado.

El incremento del volumen del material debido a su explotación, se define como Abundamiento (A) y se expresa como porcentaje del volumen en banco. Los valores de abundamiento varían considerablemente para diferentes tipos de materiales. Para convertir los  $m^3$  en banco a  $m^3$  sueltos, la medida se aumenta en el porcentaje de Abundamiento.

$$A(\%) = \left[ \frac{\text{Vol. Banco}}{\text{Vol. Suelto}} - 1 \right] 100$$

Debido a la dificultad de cuantificar los volúmenes en campo, se acostumbra obtener el Abundamiento en función de pesos volumétricos, que son de más fácil cuantificación. Dicho cálculo se efectúa mediante la siguiente fórmula:

$$A(\%) = \left[ \frac{B-s}{s} \right] 100 = \left[ \frac{B}{s} - 1 \right] 100$$

donde:

B = peso volumétrico en banco

s = peso volumétrico suelto

Ejemplo: Si tenemos un suelo con un peso volumétrico en banco de  $1780 \text{ kg/m}^3$  y su peso volumétrico suelto es de  $1630 \text{ kg/m}^3$  su abundamiento será de:

$$A(\%) = \left[ \frac{1780}{1630} - 1 \right] 100 = 0.092 \times 100 = 9.2\%$$

#### FACTOR DE ABUNDAMIENTO

Por la dificultad de cubicar el material en banco, se acostumbra hacer la conversión en el papel, de  $\text{m}^3$  sueltos que se están acarreado a  $\text{m}^3$  en banco.

$$FA = \frac{1 \text{ m}^3 \text{ banco}}{1 \text{ m}^3 \text{ banco} + \% \text{ Abundamiento}} \quad \text{ejemplo si el } ^{17}$$

abundamiento es del 25%

$$FA = \frac{1}{1 + 0.25} = \frac{1}{1.25} = 0.8 \text{ o } 80\%$$

## REDUCCION VOLUMETRICA

21

Cuando se coloca tierra en un relleno y se compacta con los métodos de construcción modernos, usualmente se tendrá un volumen menor que en su estado natural. Esta reducción en volumen es el resultado del incremento del peso volumétrico. Esta reducción del volumen a partir del volumen medido en banco se define como Reducción Volumétrica y se expresa como porcentaje de volumen original inalterado.

$$RV(\%) = \left[ \frac{\text{Vol. en terraplén}}{\text{Vol. en banco}} - 1 \right] \times 100$$

$$\text{Factor de Contracción (FC)} = \frac{\text{Vol. en terraplén}}{\text{Vol. en banco}} \quad \text{ó}$$

$$\frac{\text{Vol. en terraplén}}{\text{Vol. en m}^3 \text{ sueltos} \times \text{FA}}$$

$$\text{Porcentaje de Contracción (\% C)} = (1.00 - \text{FC}) \times 100$$

Debido a la dificultad de cuantificar los volúmenes en campo, se acostumbra obtener el coeficiente de Reducción Volumétrica en función de pesos volumétricos que son de más fácil cuantificación. Dicho cálculo se efectúa mediante la siguiente fórmula:

$$RV(\%) = \left[ \frac{T - B}{T} \right] 100 = \left[ 1 - \frac{B}{T} \right] 100$$

donde:

T = peso volumétrico en terraplén

B = peso volumétrico en banco

Ejemplo : Si tenemos un suelo con un peso volumétrico en banco de  $1630 \text{ kg/m}^3$  y su peso volumétrico en terraplén es de  $1820 \text{ kg/m}^3$  su Reducción volumétrica será de:

$$RV(\%) = \left[ 1 - \frac{1630}{1820} \right] 100 = (0.1043) 100 = 10.43\%$$



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

**MOVIMIENTO DE TIERRAS**

**METODOS PARA LA SELECCION  
DE EQUIPO**

**ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982**



**centro de  
actualización  
profesional**



**DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES**

SELECCION DE EQUIPO DE CONSTRUCCION

DESARROLLO DE UN PROBLEMA

EL PROBLEMA HA SIDO SIMPLIFICADO PARA FACILITAR SU  
USO DIDACTICO.

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 M<sup>3</sup>, DE UN BANCO DE PRESTAMO A UN TIRADERO.

LA EMPRESA CUENTA CON 6 MOTOESCREPAS TEREX TS-14 Y 2 CARGADORES MICHIGAN DE 3 1/2 YD<sup>3</sup>, 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<sup>3</sup> DE ACARREO EN MOTOESCREPA TEREX TS - 14

DATOS :

MATERIAL	LIMO ARENOSO SECO
PESO VOLUMETRICO EN BANCO	1600 KG/M <sup>3</sup>
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 <sup>3</sup>
PESO DE LA MAQUINA VACIA	24.1 TON
PESO DE LA MAQUINA CARGADA	$24.1 + 1.6 \times 0.8 \times 15 = 43.3$ TON
COSTO DIRECTO HORA MAQUINA	\$ 1,330.65
(VER LA SIGUIENTE HOJA)	
MOTOESCREPAS DE TIRO Y EMPUJE	

CONSTRUCTORA X	Máquina: <u>Motoescrpa</u>	Hoja No: <u>1/2</u>
	Modelo: <u>Terex TS-14</u>	Calculó: <u>EMS</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:  $D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{4840830 - 519583}{10000} = \$ 432.12$

b) Inversión:  $I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} \times i = \frac{4840830 + 519583}{2 \times 2000} \times 0.18 = 241.22$

c) Seguros:  $S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} \times s = \frac{4840830 + 519583}{2 \times 2000} \times 0.02 = 26.80$

d) Almacenaje:  $A = KD = \frac{0.10 \times 432.12}{1} = 43.21$

e) Mantenimiento:  $M = QD = \frac{0.75 \times 432.12}{1} = 324.09$

Suma Cargos Fijos por Hora \$ 1,067.44

## II. CONSUMOS.

a) Combustible :  $E = e P_c$   
 Diesel :  $E = 0.20 \times 224 \text{ HP. op.} \times \$ 1.00 / \text{lt.} = \$ 44.80$   
 Gasolina:  $E = 0.24 \times \underline{\hspace{2cm}} \text{ HP. op.} \times \$ \underline{\hspace{2cm}} / \text{lt.} =$

b) Otras fuentes de energía :  $\underline{\hspace{2cm}} =$

c) Lubricantes:  $L = a P_e$   
 Capacidad carter:  $C = \frac{2 \times 16}{100} \text{ litros}$   
 Cambios aceite :  $t = \underline{100} \text{ horas}$   
 $a = C/t + \begin{cases} 0.0035 \\ 0.0030 \end{cases} \times 224 \text{ HP. op.} = \underline{1.1} \text{ lt/hr.}$   
 $L = \underline{1.1} \text{ lt/hr} \times \$ \underline{11.50} / \text{lt.} = 12.65$

d) Llantas:  $LI = \frac{VII \text{ (valor llantas)}}{H_v \text{ (vida económica)}}$   
 Vida económica:  $H_v = \underline{2500} \text{ horas}$   
 $LI = \frac{355\ 000}{2\ 500 \text{ horas}} = \underline{142.00}$

- Suma Consumos por Hora  $\$ \underline{199.45}$

## II. OPERACION .

Salario base :  $\$ \underline{240.00}$

Salario real +  
 operador :  $\underline{382.55}$

Sal/turno-prom:  $\$ \underline{382.55}$

Horas/turno-prom.: (H)

$H = 8 \text{ horas} \times \underline{0.75} \text{ (factor rendimiento)} = \underline{6.00} \text{ horas}$

Operación =  $O = \frac{S}{H} = \frac{\$ 382.55}{6.00 \text{ horas}} = \$ \underline{63.76}$

Suma Operación por Hora  $\$ \underline{63.76}$

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (HMD)  $\$ \underline{1,330.65}$

## S O L U C I O N

- A. RESISTENCIA AL RODAMIENTO : 15 kg/por cada tonclada 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

a) Máquina cargada = 10 x 43.3 = 0.4 ton

b) Máquina vacía = 90 x 24.1 = 2.2 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

a) Máquina cargada =  $0.4 \times 1.05 = 0.4 \text{ ton}$

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. Anexo A

G. VELOCIDADES:

a) Máquina cargada = 37 km/h (6a. velocidad)

b) Máquina vacía = 26 km/h (5a. velocidad)

H. VELOCIDADES MEDIAS:  $0.65 \times \text{VELOCIDAD}$

a) Máquina cargada = 25 km/h

b) Máquina vacía = 17 km/h

I. TIEMPOS :

a) Máquina cargada = 0.9 min

b) Máquina vacía = 1.3

Tiempo fijo = 1.3

Total = 3.5 min

J. COSTO DEL METRO CUBICO DE MATERIAL MOVIDO, EN BANCO :

Tiempo total = 3.5 min

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 =  $17.1 \times 12 = 205.2 \text{ m}^3/\text{h}$

Costo por  $\text{m}^3 = \frac{\text{Costo horario}}{\text{Producción real}} = \frac{1330.65}{205.2 \times 0.75} = \underline{\underline{8.65}}$

CALCULO DEL COSTO POR M<sup>3</sup> DE ACARREO USANDO CARGADOR FRONTAL MICHIGAN  
MODELO 8-111-A Y CAMIONES

DATOS :

MATERIAL	LIMO ARENOSO SECO
PESO VOLUMETRICO	1600 KG/M <sup>3</sup>
ALTITUD S.N.M.	2000 M
LONGITUD DE ACARREO	370 M
CAMION ALQUILADO A	\$ 4.50 + 3.00/M <sup>3</sup> ABUND.
COEFICIENTE DE ABUNDAMIENTO	1.25 O SU RECIPROCO 0.8
CAPACIDAD DEL CUCHARON	3.5 YD <sup>3</sup>
COSTO DIRECTO HORA-MAQUINA	\$ 851.66

(DESARROLLADO EN LA HOJA SIGUIENTE)

CONSTRUCTORA X	Máquina: <u>Cargador Frontal</u> Modelo: <u>Michigan</u> Datos Adic: <u>3,5 yd<sup>3</sup></u>	Hoja No: <u>1/2</u> Calculó: <u>EMS</u> Revisó: <u>F.F.L.</u> Fecha: <u>Mayo 1979</u>
OBRA: <u>Movimiento de Tierras</u>		

## DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$ <u>2'577,976.00</u>	Fecha cotización: <u>Mayo/79</u>
Equipo adicional - Jantas <u>163,143.00</u>	Vida económica (Ve): <u>5</u> años
Valor inicial (Va): <u>2'594,833.00</u>	Horas por año (Ha): <u>2000</u> hr/año
Valor rescate (Vr): <u>10% = \$ 275,797.60</u>	Motores <u>Diesel</u> de <u>290</u> HP.
Tasa interés (i): <u>18%</u>	Factor operación: <u>0.70</u>
Prima seguros (s): <u>2%</u>	Potencia operación: <u>203</u> HP. op.
	Coefficiente almacenaje (K): <u>0.10</u>
	Factor mantenimiento (Q): <u>1.00</u>

## I. CARGOS FIJOS.

$$a) \text{ Depreciación: } D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{2594833 - 275798}{10000} = \$ 231.90$$

$$b) \text{ Inversión: } I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} = \frac{2594833 + 275798}{2 \times 2000} \times 0.18 = 129.18$$

$$c) \text{ Seguros: } S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} = \frac{2594833 + 275798}{2 \times 2000} \times 0.02 = 14.35$$

$$d) \text{ Almacenaje: } A = KD = 0.10 \times 231.90 = 23.19$$

$$e) \text{ Mantenimiento: } M = QD = 1.00 \times 231.90 = \underline{\underline{231.90}}$$

Suma Cargos Fijos por Hora \$ 630.52



## S O L U C I O N

$$\text{CAPACIDAD DEL CUCIARON} = 3.5 \times 0.76 = 2.7 \text{ M}^3$$

$$\text{FACTOR DE CARGA} = 1.0$$

$$\text{VOLUMEN POR CICLO} = 2.7 \text{ M}^3 \times 0.8 = 2.1 \text{ M}^3/\text{CICLO}$$

$$\text{TIEMPO DEL CICLO (CICLO BASICO)} 35.0 \text{ SEG} = 0.58 \text{ MIN}$$

$$\frac{35 \text{ SEG}}{60 \text{ SEG}} = 0.58 \text{ MIN}$$

$$\text{CICLOS/HORA} = \frac{60 \text{ MIN/HORA}}{0.58 \text{ MIN/CICLO}} = 103 \text{ CICLOS/HORA}$$

$$\text{PRODUCCION} = 2.1 \text{ M}^3/\text{CICLO} \times 103 \text{ CICLOS/HORA}$$

$$= 216 \text{ M}^3/\text{H}$$

$$\frac{851.66}{216 \times 0.75} = 5.26$$

COSTO ACARREO

$$\frac{4.50}{0.8} = 5.63$$

COSTO TOTAL

$$\text{CARGA} \text{ --- } 5.26$$

$$\text{ACARREO} \text{ --- } \underline{5.63}$$

$$10.89$$

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 SU - - PERINTENDENTE CONFIESA QUE SE COMPROMETIO A RENTAR LAS MOTOESCREPAS- PUESTO QUE LE SIGNIFICAN UNA GANANCIA INTERESANTE.

EL SUPERINTENDENTE QUE CREE EN LA TOMA DE DECISIONES CUANTITATIVA -- OBTIENE DEL GERENTE LOS SIGUIENTES DATOS :

GANANCIA NETA DE MOTOESCREPA/MES = 20,000

TIEMPO DE EJECUCION :  $2 \times 6 \times 2 \times 25 \times 162 = 97,200 \text{ M}^3/\text{MES}$

$$\frac{800,000}{97,200} = 8.2 \text{ MESES}$$

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.

8'

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 ( 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 <sup>3</sup>
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 <sup>3</sup>
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: _____ Datos Adic: <u>Cap. = 6.00 m<sup>3</sup></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>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):	<u>0</u> % = \$ _____	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 \$ 87.90

II. CONSUMOS.

a) Combustible : E = e Pc

Diesel : E = 0.20 x 147 HP. op. x \$ 1.00 /lt. = \$ 29.40

Gasolina: E = 0.24 x \_\_\_\_\_ HP. op. x \$ \_\_\_\_\_ /lt. =

b) Otras fuentes de energía : \_\_\_\_\_ =

c) Lubricantes: L = a Pe

Capacidad carter: C = 6 litros

Cambios aceite : t = 70 horas

a = C/t + { 0.0035 x 147 HP. op. = 0.60 lt/hr. / 0.0030

L = 0.60 lt/hr x \$ 11.50 /lt. = 6.90

d) Llantas: Ll = VII (valor llantas) / Hv (vida económica)

Vida económica: Hv = 1500 horas

Ll = 23,364 / 1 500 horas = 15.58

Suma Consumos por Hora \$ 51.88

II. OPERACION.

Salario base : \$ 180.00

Salario real - operador : 288.36

Sal/turno-prom.: \$ 288.36

Horas/turno-prom.: (H)

H = 8 horas x 0.75 (factor rendimiento) = 6.00 horas

Operación = O = S / H = \$ 288.36 / 6:00 horas = \$ 48.06

Suma Operación por Hora \$ 48.06

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (HMD) \$ 187.84

$$\text{TIEMPO DEL CICLO DEL CARGADOR} = \frac{35 \text{ SEG}}{60 \text{ SEG}} = 0.58 \text{ MIN}$$

PARA CARGAR UN CAMION DE 6 M<sup>3</sup> SON NECESARIOS 3 CICLOS DE OPERACION DEL CARGADOR; ES DECIR, SON NECESARIOS -----  
 0.58 MIN x 3 = 1.74 MIN PARA CARGAR 6.0 M<sup>3</sup> .

$$\text{TIEMPO DE DESCARGA} = 30 \text{ SEG} = 0.5 \text{ MIN}$$

$$\text{TIEMPO TOTAL DEL CICLO DEL CAMION} = 2.24 + 1.74 + 0.5 = \underline{\underline{4.48 \text{ MIN}}}$$

NUMERO DE VIAJES POR HORA

$$\frac{60 \times 0.75}{4.48} = \frac{45}{4.48} = 10.04$$

$$\text{VOLUMEN POR HORA} = 10.04 \times 6.0 = 60.24 \text{ M}^3$$

$$\text{COSTO POR M}^3 = \frac{187.84}{60.24 \times 0.8} = \underline{\underline{3.90}}$$

NUMERO DE CAMIONES

$$\text{PRODUCCION DEL CARGADOR} = 216 \times 0.75 = 162 \text{ M}^3$$

$$\frac{162}{48.19} = 3.36 = 4 \text{ CAMIONES}$$

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

$$\text{ACARREO} = 4.64$$

$$\text{CARGA} = \underline{\underline{5.26}}$$

$$\text{TOTAL} = \underline{\underline{\$9.90}}$$

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 CAMION

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		5.26
		<u>10.34</u>
- UT. MOTOESCREPAS		1.23
		<u>9.11</u>

## LAS ALTERNATIVAS SON

A) MOTOESCREPAS	8.65
B) CARGADOR Y CAMIONES ALQUILADOS	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 SUPERINTEN  
DENTE. 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

$$\text{DE IDA : } t = \frac{370 \times 60}{20 \ 000} = 1.11 \text{ MIN}$$

$$\text{DE REGRESO: } t = \frac{370 \times 60}{35 \ 000} = 0.63$$

$$\text{TOTAL} = 1.74 \text{ MIN}$$

$$\text{TIEMPO TOTAL DEL CICLO} = 1.74 + 1.74 + 0.5 = 3.98 \text{ MIN}$$

$$\text{NUMERO DE VIAJES POR HORA} = \frac{45}{3.98} = 11.31$$

$$\text{VOLUMEN POR HORA} = 11.31 \times 6 = 67.86 \text{ M}^3$$

$$\text{COSTO POR M}^3 = \frac{187.84}{67.86 \times 0.8} = \$ 3.46$$

$$\text{NUMERO DE CAMIONES} = \frac{\text{PRODUCCION DEL CARGADOR}}{\text{VOL. POR HORA X COEF. DE ABUNDAMIENTO}}$$

$$\frac{162 \text{ M}^3}{54.29} = 2.98 = 3 \text{ CAMIONES}$$

141

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

ACARREO = 3.49

CARGA = 5.26

\$ 8.75

- UT. MOTOESCREPAS \$ 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 M<sup>3</sup> ES DE

$$\frac{600,000}{800,000} = 0.75$$

EL COSTO TOTAL ES PUES + 7.52

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, DICIEンドOLE 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 NÓ 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.

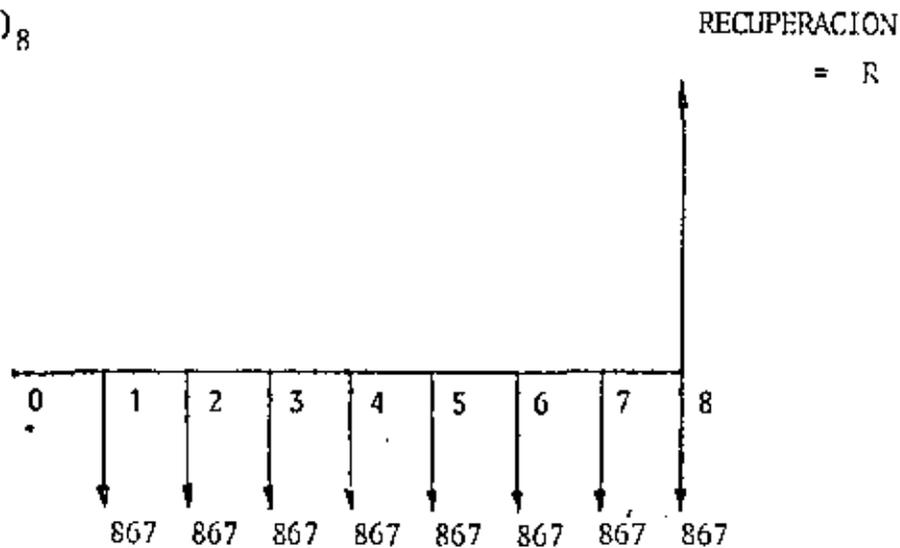
EL SUPERINTENDENTE CONSIDERA QUE SI HAY DIFERENCIA EN LOS DOS SISTEMAS DE EGRESO, POR LO QUE DECIDE REALIZAR UN ESTUDIO DE VALOR ACTUALIZADO.

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)<sub>8</sub>



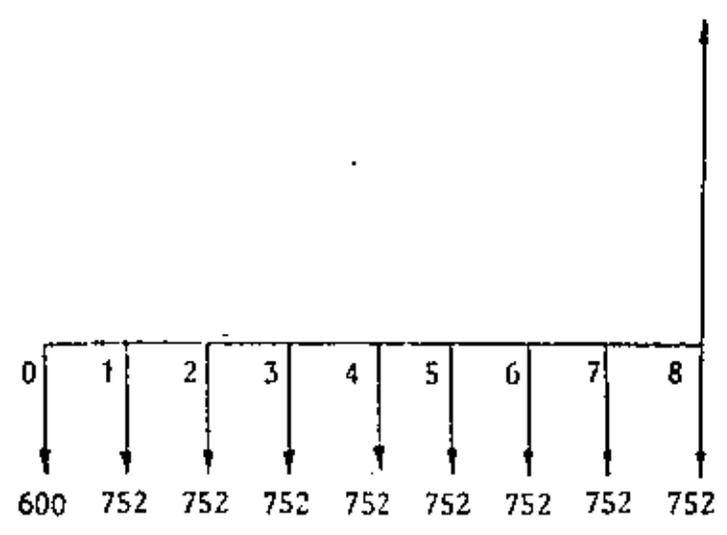
EN MILES DE PESOS

$$\text{COSTO/MES} = \frac{8.67 \times 800,000}{8} = 867,000$$

CASO (II)<sub>8</sub>

RECUPERACION

= R



$$\text{COSTO/MES} = \frac{7.52 \times 800,000}{8} = 752,000$$

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)<sub>8</sub> INTERES 1%

$$867,000 \times 7.652 = 6'634,284.00$$

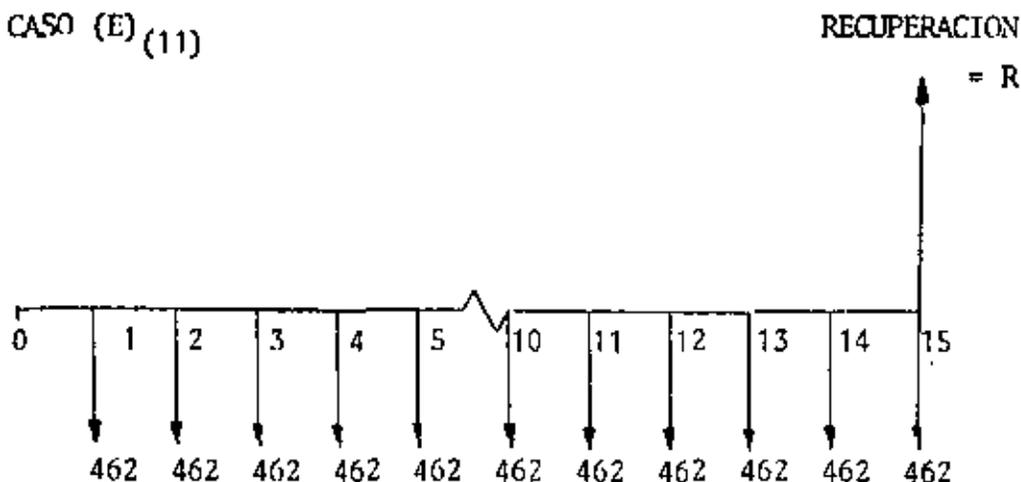
CASO (H)<sub>8</sub> INTERES 1%

$$600,000 + 752,000 \times 7.652 = 6'354,304.00$$

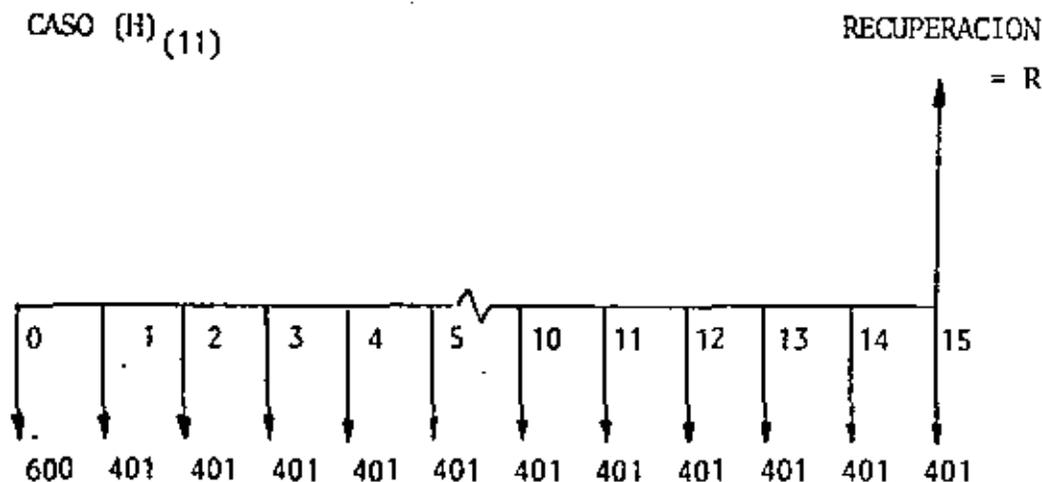
LE CONVIENE SELECCIONAR LA ALTERNATIVA DE COSTO ACTUALIZADO MINIMO, QUE SIGUE SIENDO LA (H).

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)<sub>(11)</sub>

$$\text{COSTO/MES} = \frac{8.67 \times 800,000}{15} = 462,400.00$$

CASO (H)<sub>(11)</sub>

$$\text{COSTO/MES} = \frac{7.52 \times 800,000}{15} = 401,066.66$$

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)<sub>11</sub> 11 MENSUAL

$$462,400 \times 13.865 = 6'411,176.00$$

CASO (H)<sub>11</sub> 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 E<sub>8</sub> INTERES 1 1/2% MENSUAL

$$867,000 \times 7.846 = 6'490,362.00$$

CASO H<sub>8</sub> 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 E<sub>11</sub> INTERES 1 1/2% MENSUAL

$$462,400 \times 13.344 = 6'170,266.00$$

CASO H<sub>11</sub> 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 -----

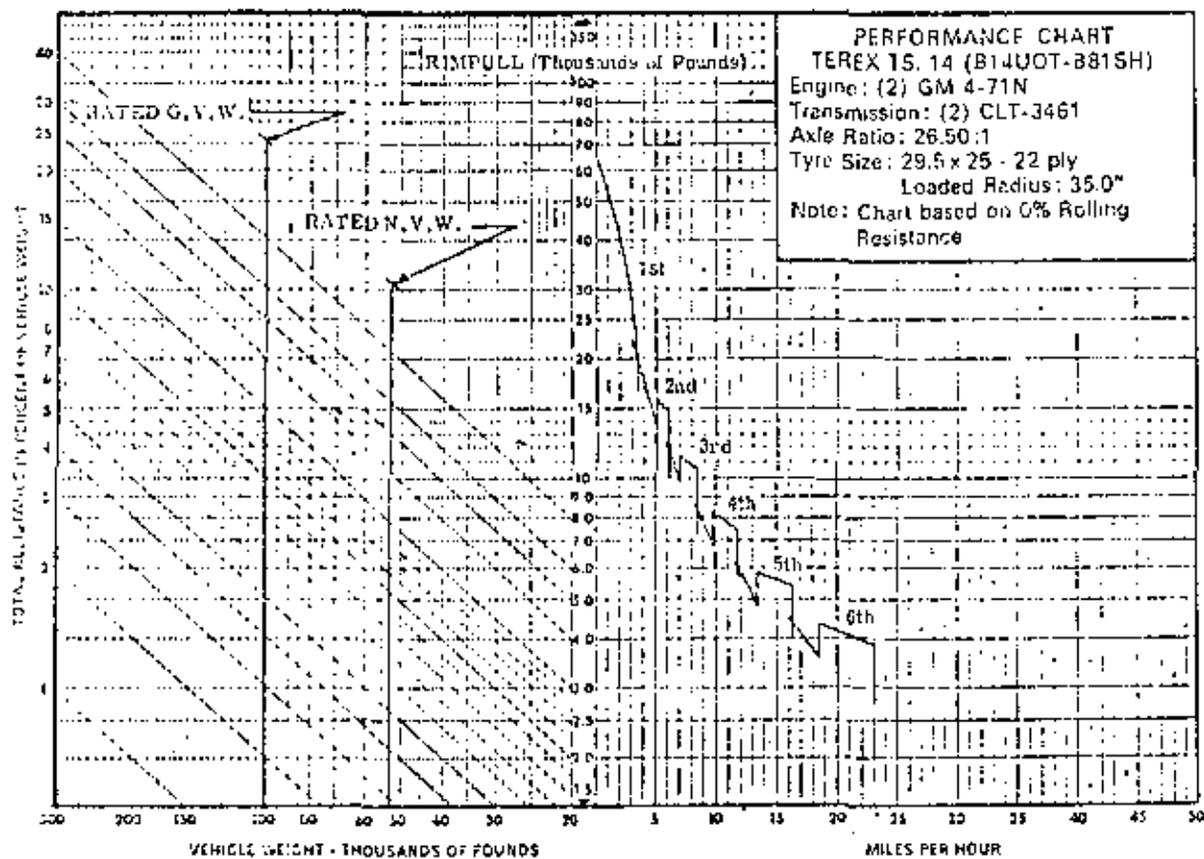
TIEMPO E INTERES, DENTRO DE LOS RANGOS ESTUDIADOS. PODREMOS PUES -

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.

## Anexo A



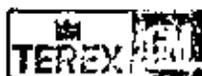
## INSTRUCTIONS:

1. FIND VEHICLE WEIGHT ON LOWER LEFT HORIZONTAL SCALE
2. READ UP TO SLANTED TOTAL RESISTANCE

3. FROM INTERSECTION READ HORIZONTALLY TO THE RIGHT TO INTERSECTION WITH PERFORMANCE OR RETARDER CURVE
4. READ DOWN FOR VEHICLE SPEED

$$1 \text{ Ton} = 2200 \text{ lb}$$

$$1 \frac{\text{Milla}}{\text{h}} = 1.609 \frac{\text{Km}}{\text{h}}$$



TEREX Division, Hudson, Ohio, U.S.A. 44236  
 General Motors Scotland Limited, Lanarkshire, Scotland  
 Diesel Division, General Motors of Canada Limited, London, Ontario

A N E X O I

## 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 METODO 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 ambito 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.

a) Puesto que

$$u(L_1) > u(L_2) \text{ cuando } L_1 > L_2$$

entonces

$$u(L_1) > u^1(L_2) \text{ cuando } L_1 > L_2$$

b) Puesto que

$$u(L_3) = (1-p) u(L_1) + p u(L_2)$$

$$\text{cuando } L_3 \sim [(1-p), L_1; p, L_2]$$

Entonces una posible función utilidad es  $u(x) = a + b x$

En efecto, si

$$A) X_1 > X_2$$

$$u(X_1) > u(X_2)$$

$$b) \text{ si } X_3 \sim [p, X_1; (1-p), X_2]$$

entonces

$$u(X_3) = p u(X_1) + (1-p) u(X_2)$$

entonces:

$$a + b X_3 = p(a + b X_1) + (1-p)(a + b X_2)$$

$$X_3 = p X_1 + (1-p) X_2$$

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.

TABLAS DE INTERES COMPUESTO  
FACTORES DE ACTUALIZACION

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	0.6337	3.037
5	0.9515	4.853	0.5674	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	4.963
9	0.9143	8.566	0.3606	5.328
10	0.9053	9.471	0.3220	5.650
11	0.8963	10.368	0.2875	5.938
12	0.8874	11.255	0.2567	6.194
13	0.8787	12.134	0.2292	6.424
14	0.8700	13.004	0.2045	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	7.366
20	0.8195	18.046	0.1037	7.460
21	0.8114	18.857	0.0926	7.542
22	0.8034	19.660	0.0826	7.613
23	0.7954	20.456	0.0733	7.674
24	0.7876	21.243	0.0659	7.724
25	0.7798	22.023	0.0588	7.764
26	0.7720	22.795	0.0525	7.795
27	0.7644	23.560	0.0469	7.816
28	0.7568	24.316	0.0419	7.828
29	0.7493	25.066	0.0374	7.832
30	0.7419	25.808	0.0334	7.828
31	0.7346	26.542	0.0298	7.816
32	0.7273	27.270	0.0266	7.796
33	0.7201	27.990	0.0238	7.768
34	0.7201	27.703	0.0212	7.732
35	0.7050	29.409	0.0169	7.680
40	0.6717	32.835	0.0107	7.504
45	0.6391	36.095	0.0061	7.323
50	0.6060	39.195	0.0035	7.138
75	0.4741	52.567		
100	0.3697	63.020		

## 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 sí 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 presentan 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 pasados 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 principiando 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    I I

# 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 pueda 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 pueda 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: -----  
 $P(\bar{A}) = 1 - P(A)$ .

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)  $P(\bar{R}) = 1 - \frac{6}{15} = \frac{9}{15}$

### 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.

$$P(R \cup B) = P(F) + P(B) = \frac{2}{5} + \frac{4}{15} = \frac{10}{15} = \frac{2}{3}$$

### 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?

$$\begin{aligned} P(R \cap B) &= P(R) P(B/R) \\ &= \left(\frac{6}{15}\right) \left(\frac{4}{14}\right) \end{aligned}$$

### 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.- Tirar 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 calor 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  $\sum P(x_i) = 1$ , 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	2/36

**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:

$$\begin{aligned} \mu_x &= 2(1/36) + 3(2/36) + 4(4/36) + 6(5/36) + 7(6/36) + \\ &+ 8(5/36) + 9(4/36) + 11(2/36) + 12(1/36) = 252/36 = 7 \end{aligned}$$

Momento con respecto a la media: se define cuando  $h(x) = (x - \mu_x)^n$ , entonces:

$$E \left[ (x - \mu_x)^n \right] = \sum_{i=a}^b (x_i - \mu_x)^n P(x_i)$$

Si  $n = 2$ , se obtiene la variancia de la v.a.d.  $x$  y se representa por:

$$\sigma_x^2 = E \left[ (x - \mu_x)^2 \right] = \sum_{i=a}^b (x_i - \mu_x)^2 P(x_i)$$

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 Aleatoria Continua (v.a.c.):

Densidad de Probabilidad. - Para este caso se define la distribución de probabilidad por medio de una función  $f(x)$ , llamada densidad de probabilidad, la que debe cumplir con las siguientes restricciones.

$$a) f(x) \geq 0 \forall x$$

b) El área bajo la curva definida por la función  $f(x)$  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  $(c, d)$  está dada por:

$$P(c \leq x \leq d) = \int_c^d f(x) dx$$

Distribución de Probabilidad Acumulada:

La d.p.a.  $F(x)$  de la v.a.c.  $x$  está definida por:

$$F(x) = P(x \leq a) = \int_{-\infty}^a f(x) dx$$

Esperanza Matemática 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.  $x$

$$\mu_x = E[x] = \int_{-\infty}^{\infty} x f(x) dx$$

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. Distribución Binomial o de Bernoulli.

Supongamos efectuar "n" experimentos independientes tales -- que el resultado de cada uno de ellos es un éxito o un fracaso; la probabilidad de un éxito 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:

$$\underbrace{pppp \dots p}_{x} \underbrace{qqqq \dots q}_{n-x} = p^x q^{n-x} \quad (1)$$

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.

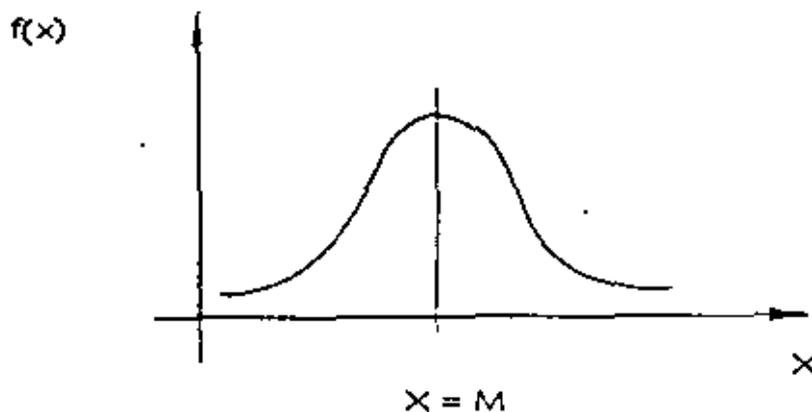
1. Distribución Normal.

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  $\mu_x = m$

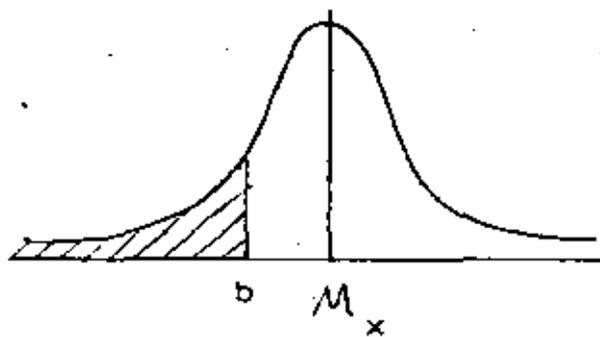
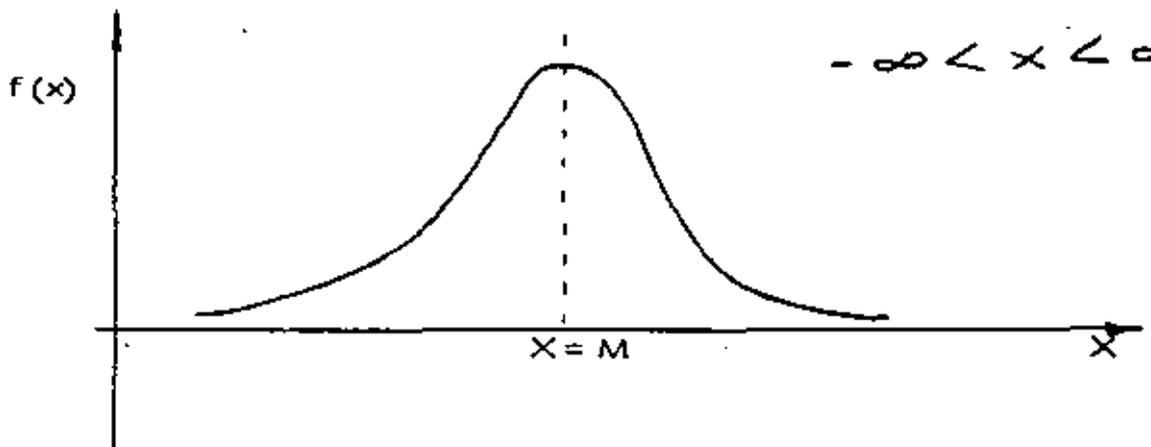
La variancia de la distribución es  $\sigma_x^2 = S^2$

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

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi} \sigma} e^{-\frac{(x-m)^2}{2\sigma^2}}$$

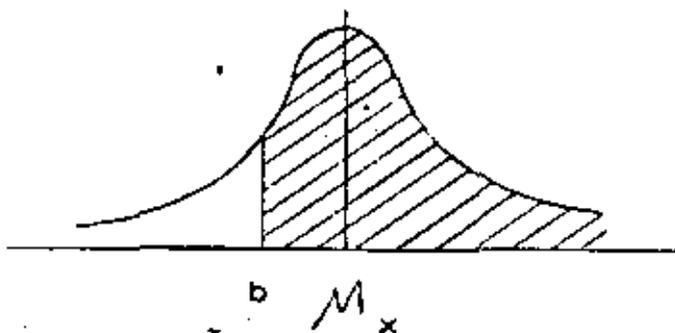
$$-\infty < x < \infty$$



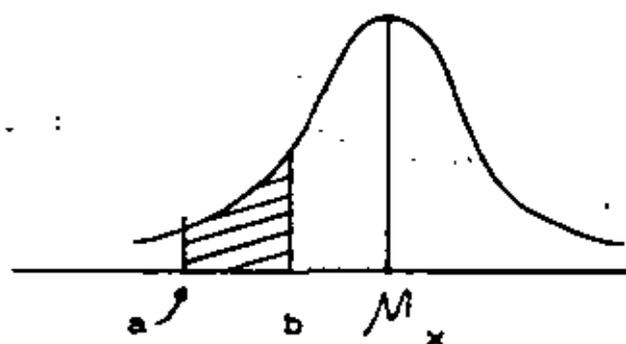
$$M_x = m$$

$$\sigma^2 = S^2$$

$$P(x < b) = \int_{-\infty}^b f(x) dx$$



$$P(x > b) = \int_b^{\infty} f(x) dx$$



$$P(a \leq x \leq b) = \int_a^b f(x) dx$$

## 2.- Distribución Gamma y Exponencial.

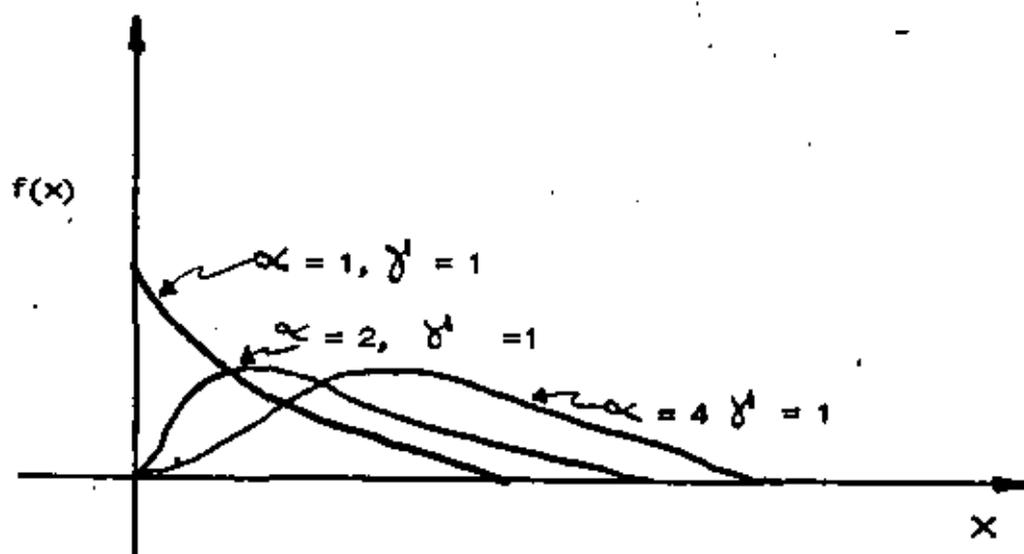
Se dice que la v.a.x. tiene distribución gamma si su d.p. es de la forma :

$$f(x) = \frac{1}{\Gamma(\alpha) \gamma^\alpha} x^{\alpha-1} e^{-\frac{x}{\gamma}}$$

$$x > 0, \alpha > 0, \gamma > 0$$

$\Gamma(\alpha) = \int_0^{\infty} x^{\alpha-1} e^{-x} dx$  recibe el nombre de función gamma.

$$\mu_x = \alpha \gamma \quad \sigma_x^2 = \alpha \gamma^2$$



Si  $\gamma = 1$  a la función gamma se le llama distribución exponencial.

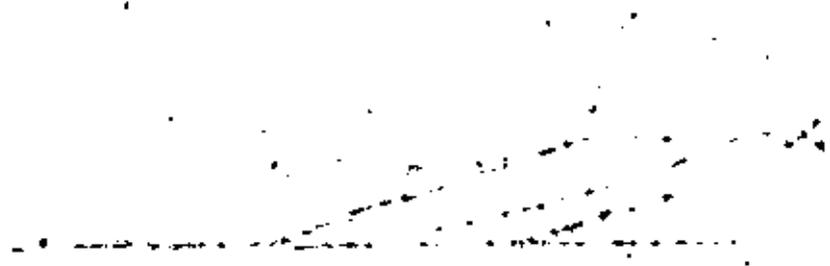
$$f(x) = \frac{1}{\gamma} e^{-\frac{x}{\gamma}}$$

$$\mu_x = \gamma \quad \sigma_x^2 = \gamma^2$$

(2) T. ...

C. ...

**A N E X O III**



...

...

## ANÁLISIS 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, GUBERNAMENTALES 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 FORMALMENTE 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 FUTURO DE LA DECISION TOMADA HOY.
9. AL TOMAR DECISIONES SE DEBE DISTINGUIR ENTRE UNA BUENA DECISION Y UN BUEN RESULTADO.

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 separada 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 críti

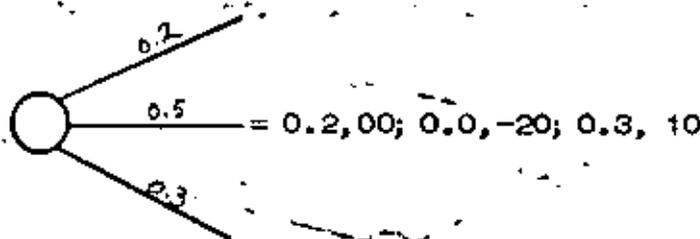
cas para la alternativa. A esta distribución de probabilidad del beneficio, se le llama la lotería del beneficio para la alternativa.

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 Posóptica

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  $A \succ B$

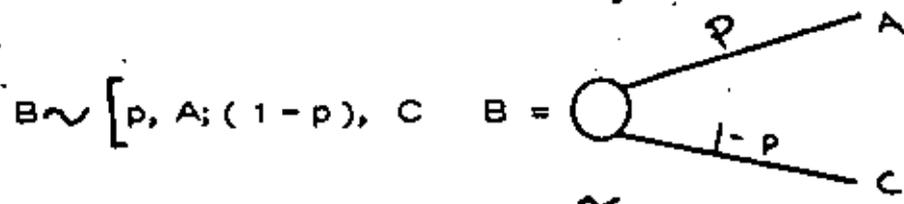
A indiferente a B se presenta mediante  $A \sim B$

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  $B \sim B^{\sim}$  ( $B^{\sim}$  es el equivalente de la certeza para dicha lotería).

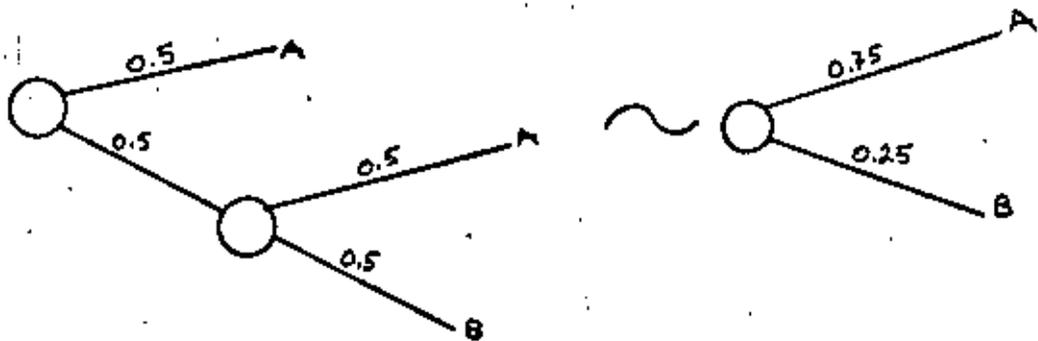
d) La ley de la sustituibilidad expresa que en cualquier lotería  $B$  puede ser sustituido por  $B$ .

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

$$u(L_3) = (1-p) u(L_1) + p u(L_2)$$

2. Cualquier transformación lineal de la función  $u(x)$  produce igual utilidad de las loterías.

Sea  $u^1(x) = \alpha + \beta u(x)$

a) Puesto que

$$u(L_1) > u(L_2) \text{ cuando } L_1 > L_2$$

entonces

$$u(L_1) > u^1(L_2) \text{ cuando } L_1 > L_2$$

b) Puesto que

$$u(L_3) = (1-p) u(L_1) + p u(L_2)$$

$$\text{cuando } L_3 \sim [(1-p), L_1; p, L_2]$$

Entonces una posible función utilidad es  $u(x) = a + b x$

En efecto, si

$$A) X_1 > X_2$$

$$u(X_1) > u(X_2)$$

$$b) \text{ si } X_3 \sim [p, X_1; (1-p), X_2]$$

entonces

$$u(X_3) = p u(X_1) + (1-p) u(X_2)$$

entonces:

$$a + b X_3 = p(a + b X_1) + (1-p)(a + b X_2)$$

$$X_3 = p X_1 + (1-p) X_2$$

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

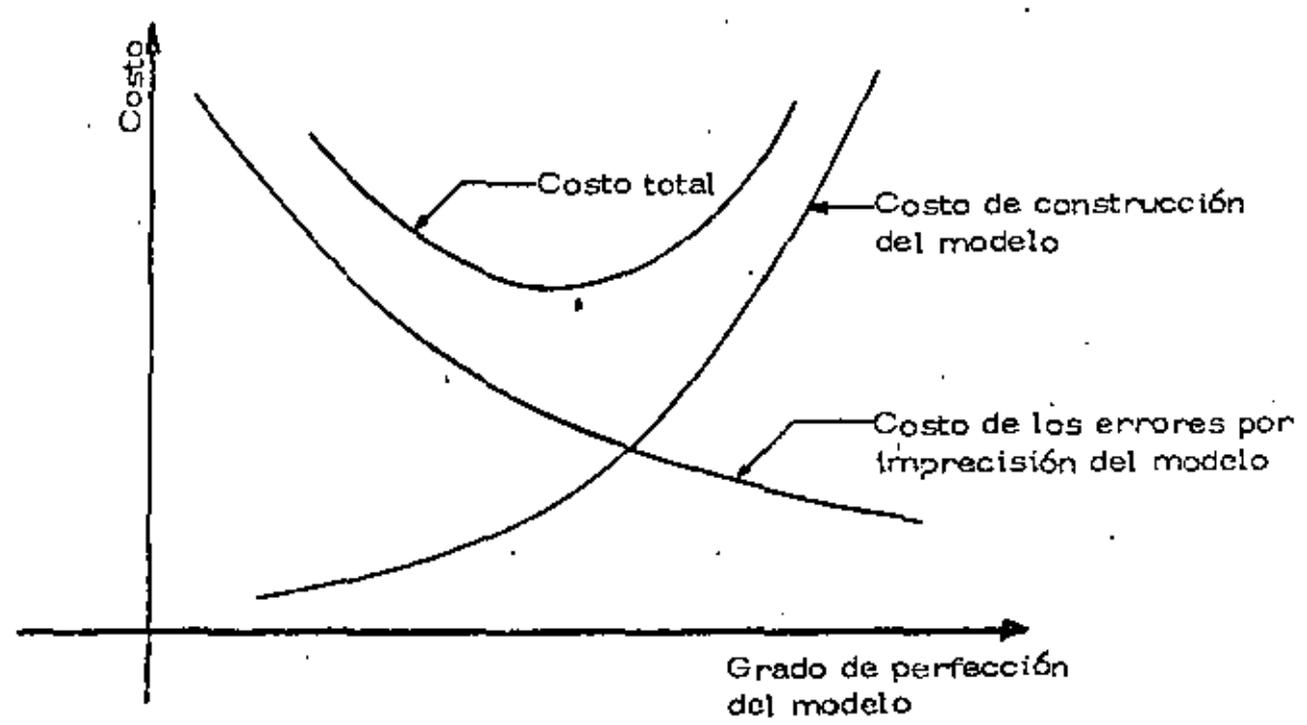
Por la forma de representación

- 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

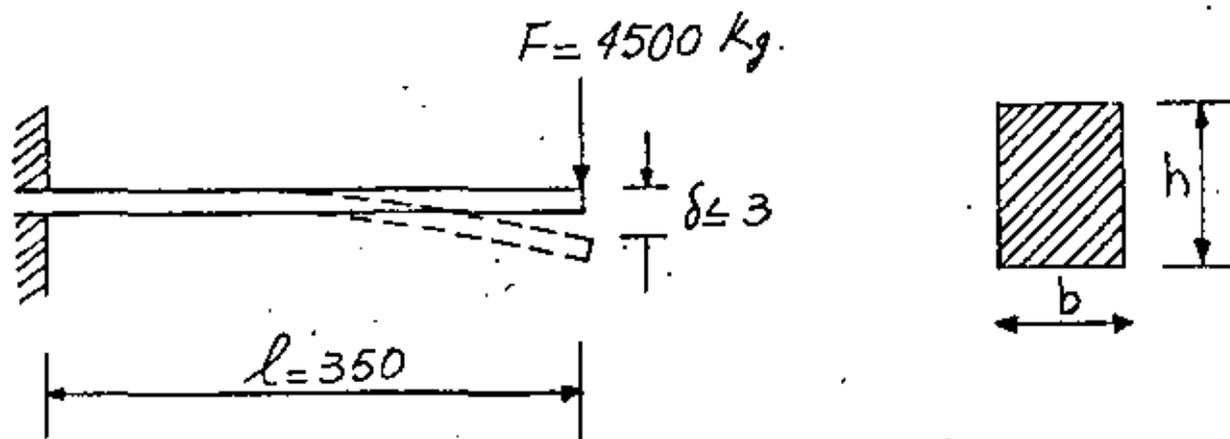
- Objetivos de la formación matemática del ingeniero
- Evolución de las herramientas para el manejo matemático de problemas
- Concepto de sistemas
- Limitaciones para el empleo del instrumental matemático
- Dimensionamiento económico de los problemas de movimiento de tierras
- Costo y valor de la información

#### 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/altura sea de 1:1.5



$$\delta_{\max} \geq \frac{Fl^3}{3EI}$$

$$I = \frac{bd^3}{12}$$

$$\delta_{\max} \geq \frac{4Fl^3}{Ebh^3}$$

$$\frac{b}{h} = \frac{1}{1.50}; \quad b = 0.67h$$

$$\delta_{\max} \geq \frac{6Fl^3}{Eh^4}$$

$$h \geq \sqrt[4]{\frac{6Fl^3}{E\delta_{\max}}}$$

$$f_{\max} \geq \frac{6M}{bh^2}$$

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"

- a) Se tienen  $n$  orígenes posibles de un determinado artículo.  
 b) En cada uno de ellos se produce una cantidad conocida de artículos:

$$a_1, a_2, a_3, \dots, a_i, \dots, a_n$$

- c) Los artículos se deben transportar a  $m$  diferentes destinos.  
 d) En cada destino se requiere una cantidad definida de tales artículos:

$$b_1, b_2, b_3, \dots, b_j, \dots, b_m$$

- e) 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 :

- f) 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.  
 g) 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  $Z = \underbrace{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m c_{ij} X_{ij}}_{\text{Costo total de transporte.}}$  (1)

Sujeta a las restricciones:

$$\underbrace{\sum_{i=1}^n a_i}_{\text{Total de disponibilidades}} = \underbrace{\sum_{j=1}^m b_j}_{\text{Total de requerimientos.}} \quad (2)$$

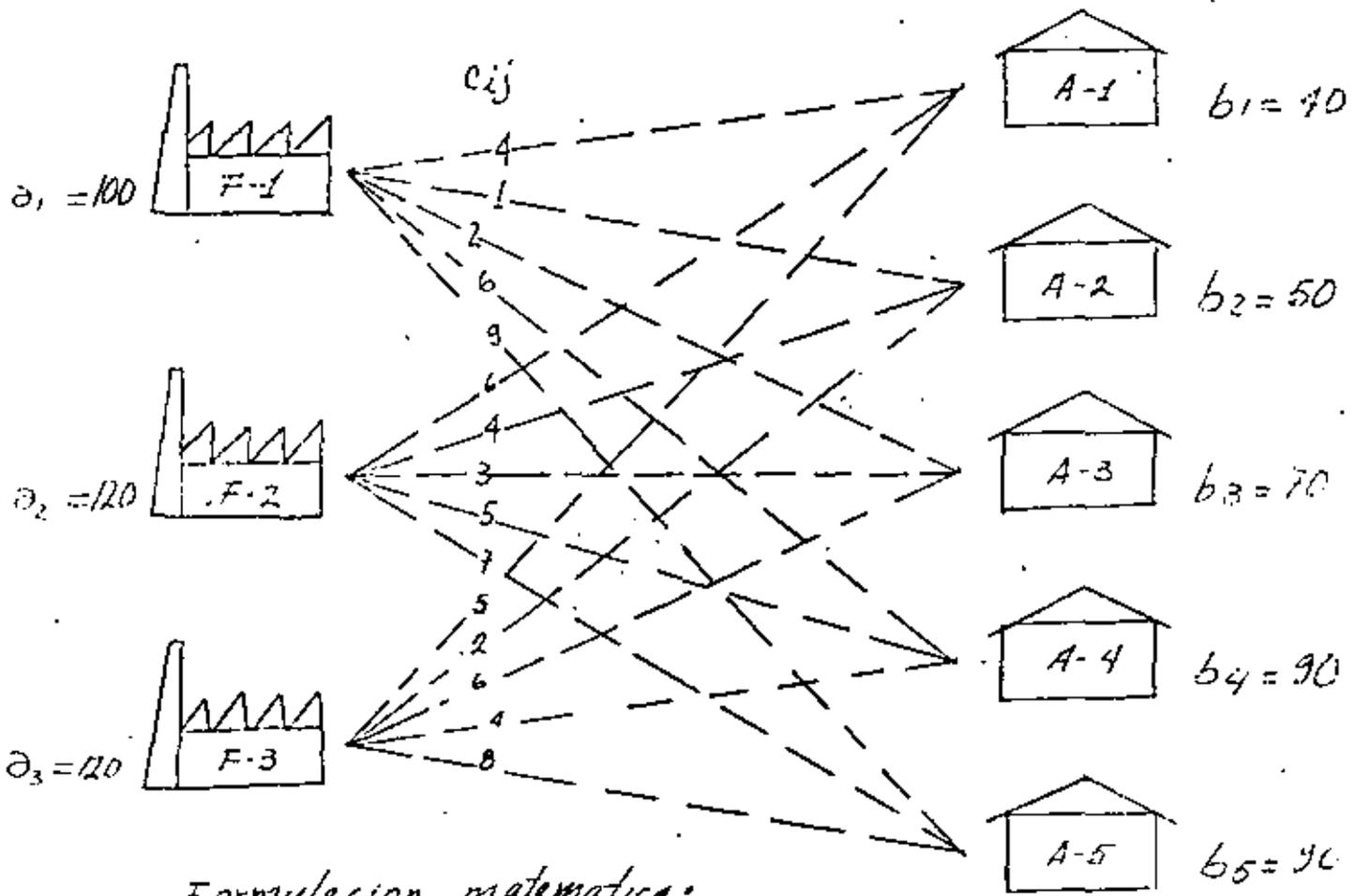
$$\underbrace{\sum_{j=1}^m X_{ij}}_{\text{Cant. enviada del origen } i \text{ a todos los destinos}} = \underbrace{a_i}_{\text{Cant disp. en el origen } i} \quad \text{para } i=1,2,\dots,n \quad (2) \text{ a } (n+2)$$

$$\underbrace{\sum_{i=1}^n X_{ij}}_{\text{Cant. recibida en el destino de todos los orígenes}} = \underbrace{b_j}_{\text{Cant. requerida en el destino } j} \quad \text{para } j=1,2,\dots,m \quad (n+3) \text{ a } (n+m+2)$$

$$X_{ij} \geq 0 \quad \text{para } i=1,2,\dots,n \quad j=1,2,\dots,m \quad (n+m+3) \text{ a } (n+m+31)$$

(No tiene sentido físico que las variables adquieran valores negativos).

Ejemplo:



Formulacion matematica:

(1) Minimizar:  $Z = 4x_{11} + x_{12} + 2x_{13} + 6x_{14} + 9x_{15} + 6x_{21} + 4x_{22} + 3x_{23} + 5x_{24} + 7x_{25} + 5x_{31} + 2x_{32} + 6x_{33} + 4x_{34} + 8x_{35}$

Sujeto a las restricciones.

(2)  $\sum_{i=1}^n a_i = \sum_{j=1}^m b_j$        $100 + 120 + 120 = 40 + 50 + 70 + 90 + 90$       340

(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)	
Origenes 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
		—	—	100	300	—	
	(120)	—	—	—	30	90	840
		5	2	6	4	8	
		—	—	—	120	720	

$X_{ij}$   
 $C_{ij}$   
 $C_{ij} X_{ij} \rightarrow \Sigma$

Total de costo 1550

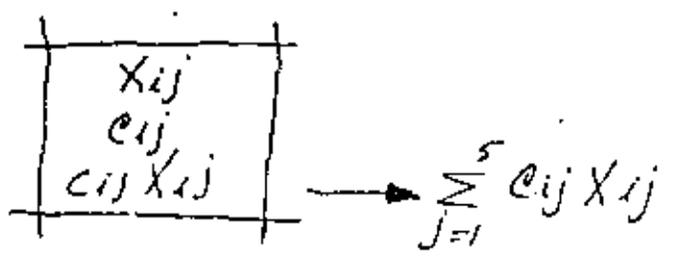
### Solución óptima

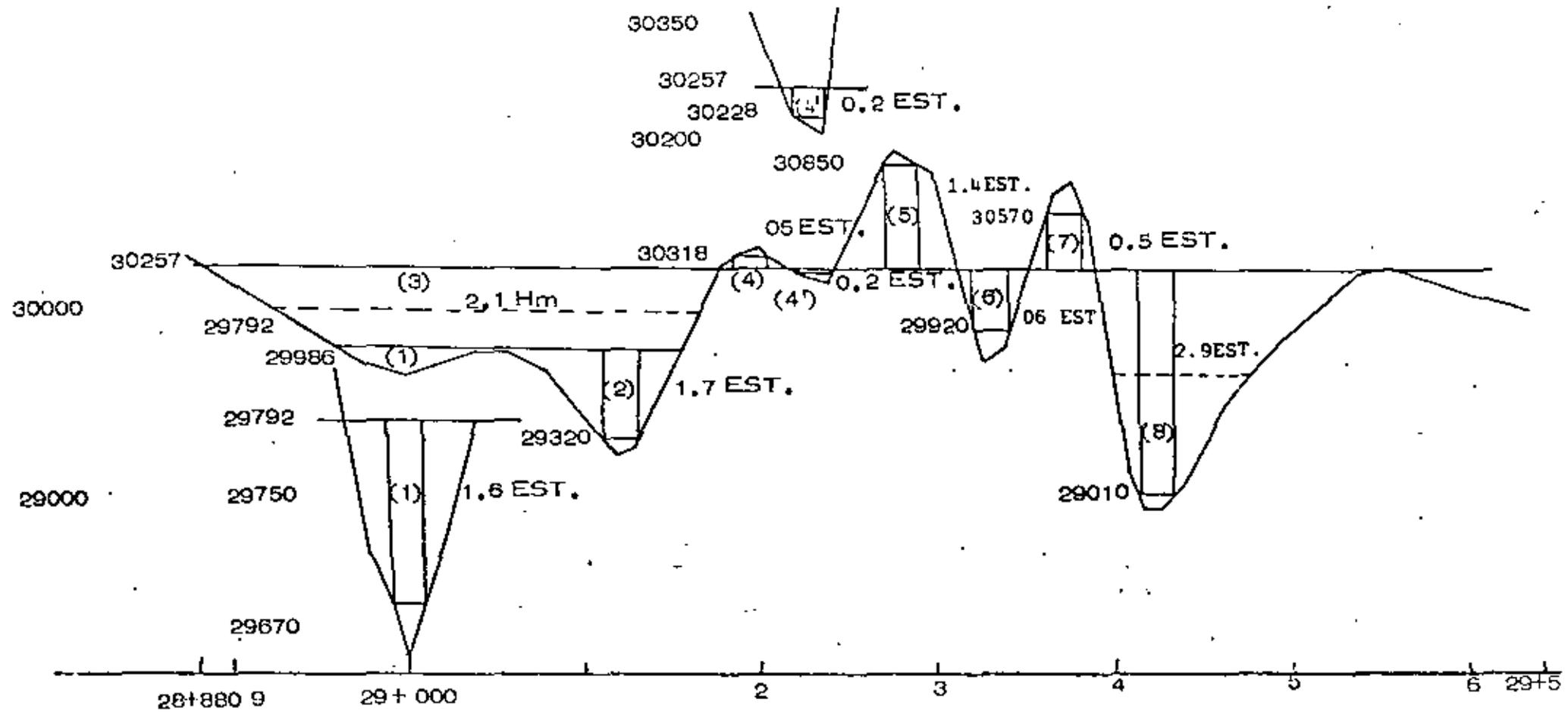
Destinos

		1 (40)	2 (50)	3 (70)	4 (90)	5 (90)	
Origenes 1	(100)	40	20	40	—	—	260
		4	1	2	6	9	
2	(120)	160	20	80	—	—	720
		—	—	30	—	90	
3	(120)	6	4	3	5	7	420
		—	—	90	—	630	
	(120)	—	30	—	90	—	420
		5	2	6	4	8	
		—	60	—	360	—	

Total de costo 1400

Disposicion de datos

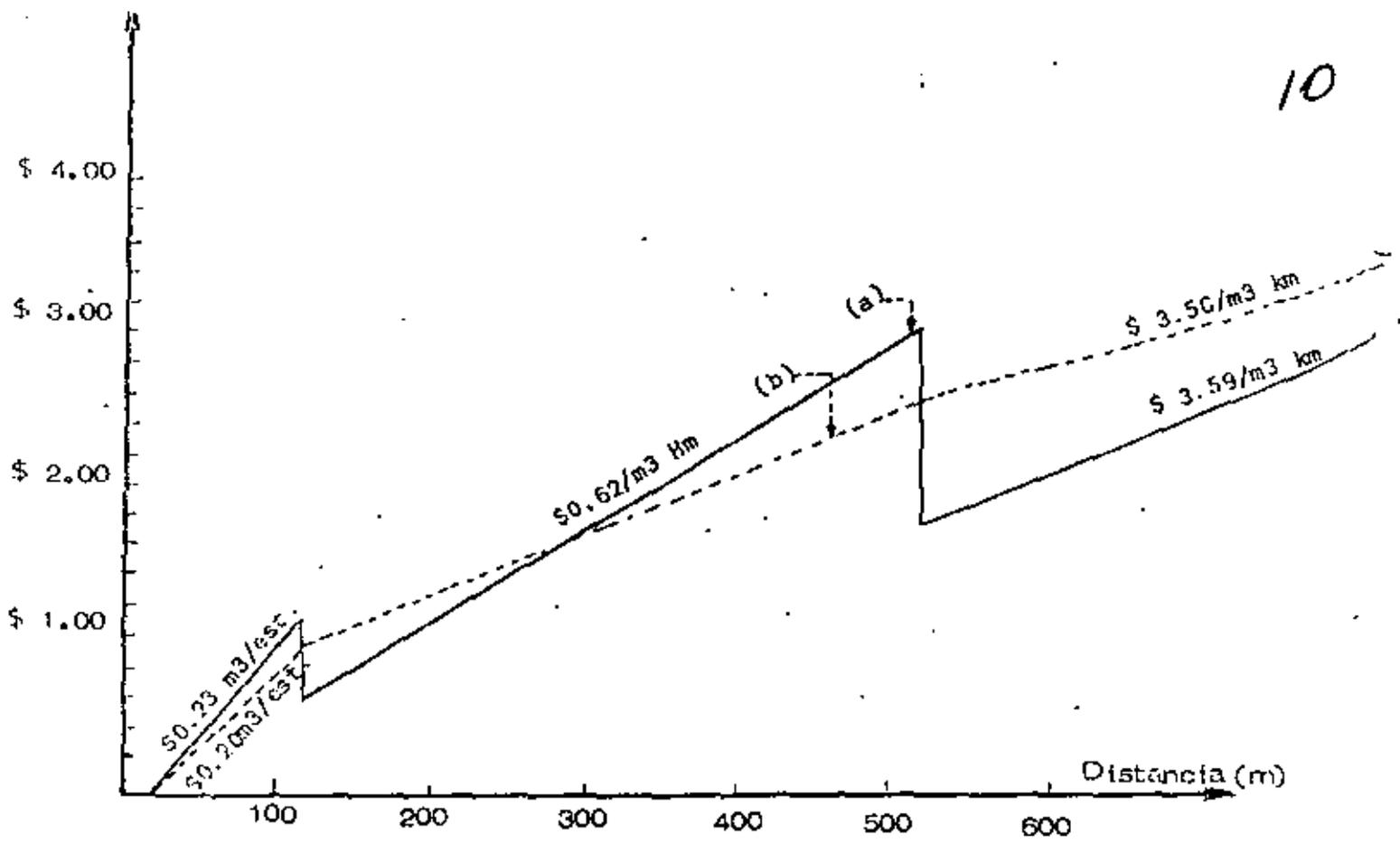




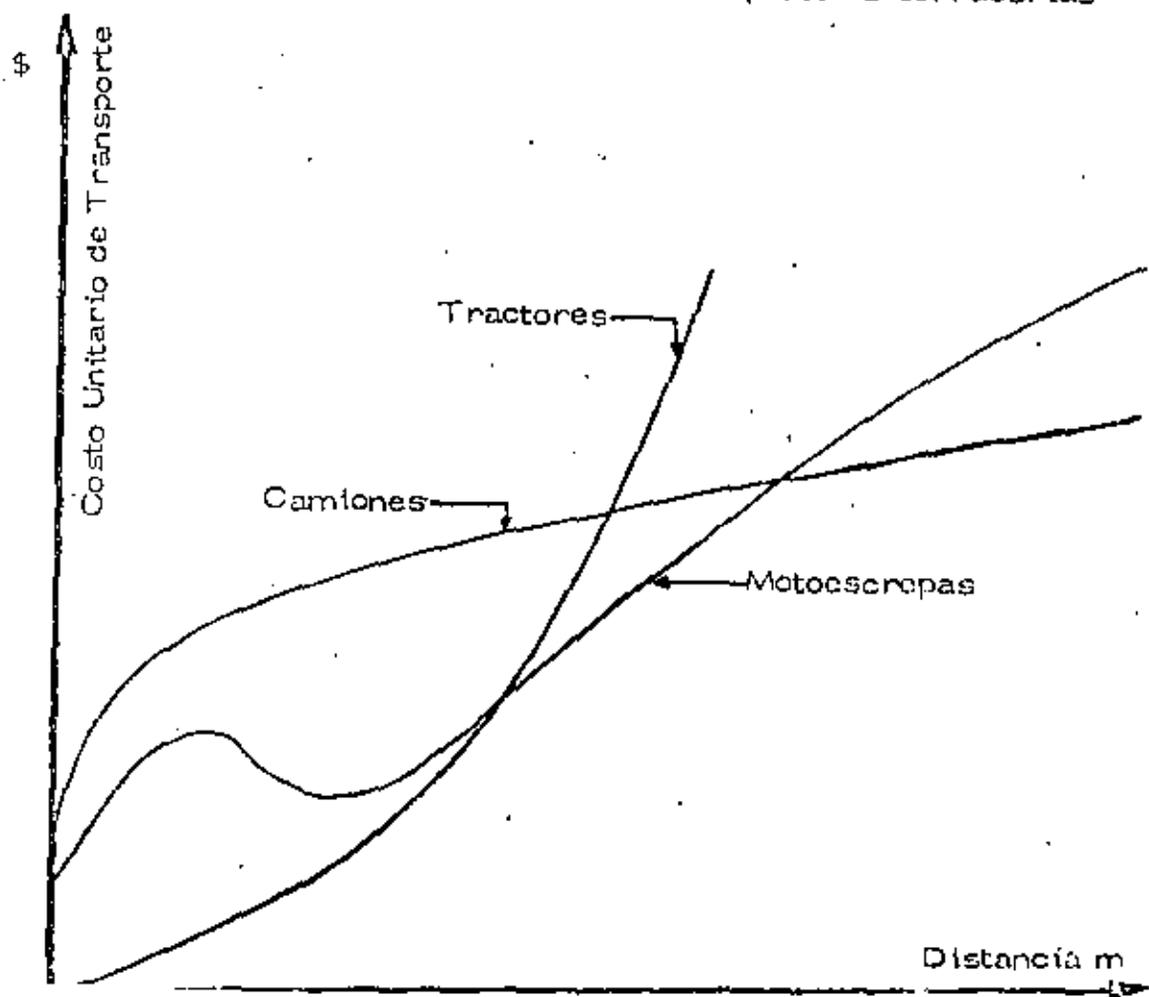
CURVA MASA Y MOVIMIENTO DE TERRACERIAS (CONVENCIONAL)

## VOLUMEN DE TERRAPLEN, CORTE Y BANCOS

UBICACION	CORTE		TERRAPLEN	
	Origen No.	Volumen	Destino No.	Volumen
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	128		
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



Costos Unitarios de transporte de terracerías

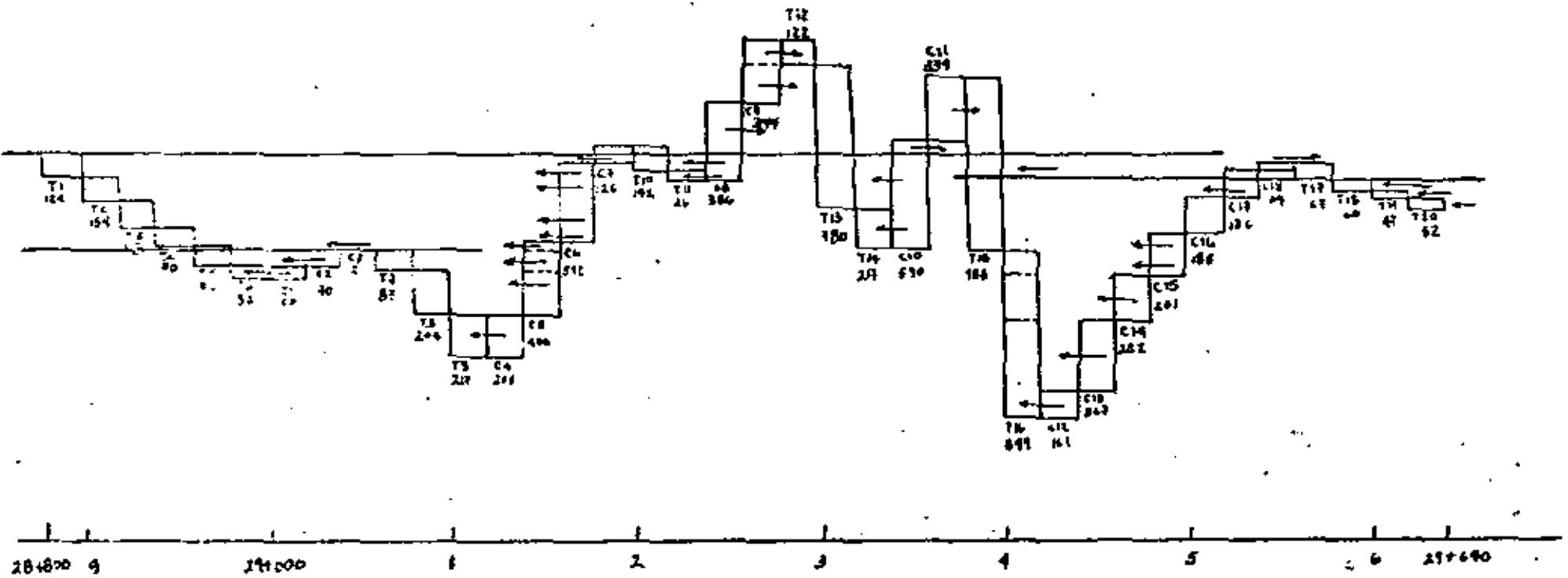


FUNCION OBJETIVO 433626

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	288	295	1067
4	110	40	60	80	124	132	140	148	172	180	212	220	244	252	260	267	274	291	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	845
18	60	281	274	267	236	228	220	212	188	180	148	140	116	108	100	80	60	40	20	838
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

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	0
2	154	0	0	0	0	0	154	0	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	0
4	110	0	0	0	0	38	72	0	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	0
6	50	50	0	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	0
8	244	0	0	0	0	244	0	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	0
10	142	0	0	0	0	0	0	50	92	0	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	0
12	122	0	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	0
14	217	0	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	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	0
17	67	0	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	0	60
19	47	0	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	0	52
21	4712	0	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	366	544	580	659	151	367	252	201	189	136	34	5000



Compensación de terracerías por medio del problema de transporte

## 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

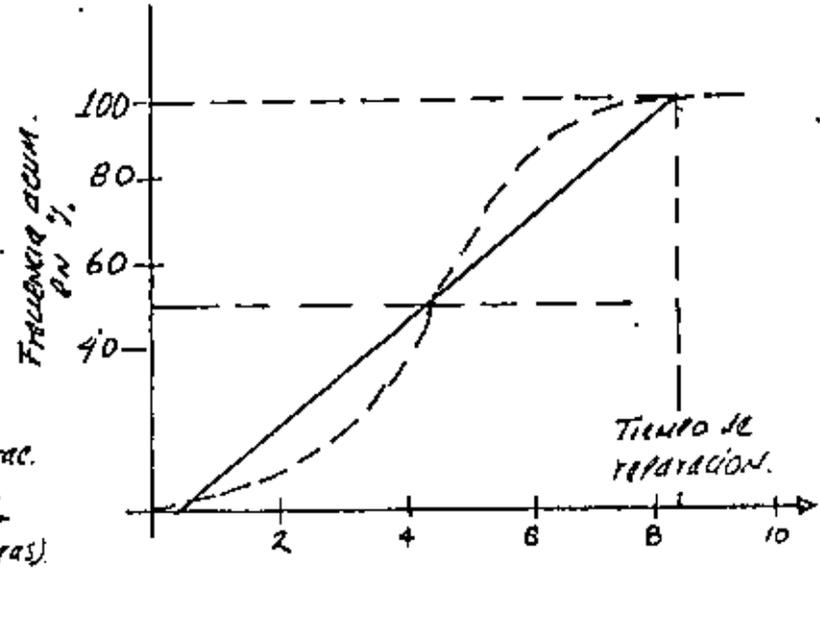
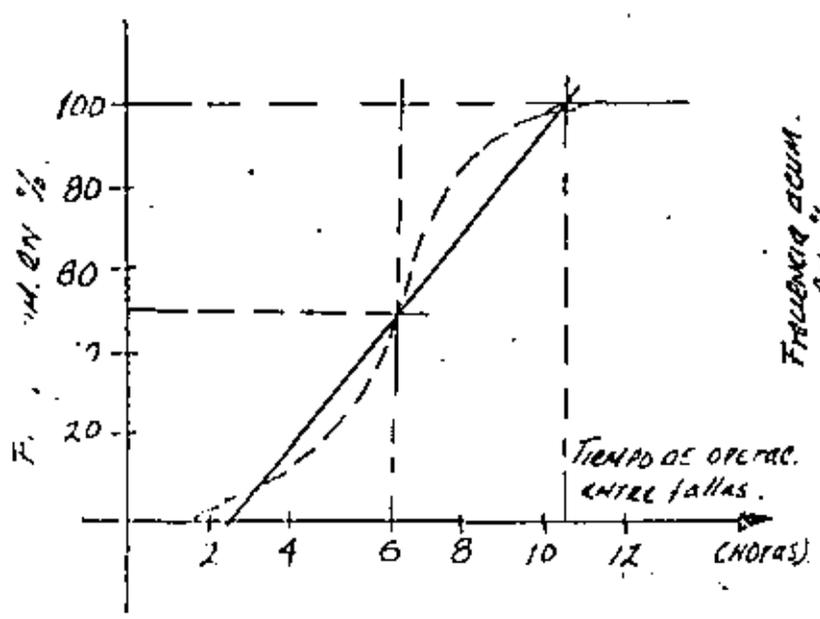
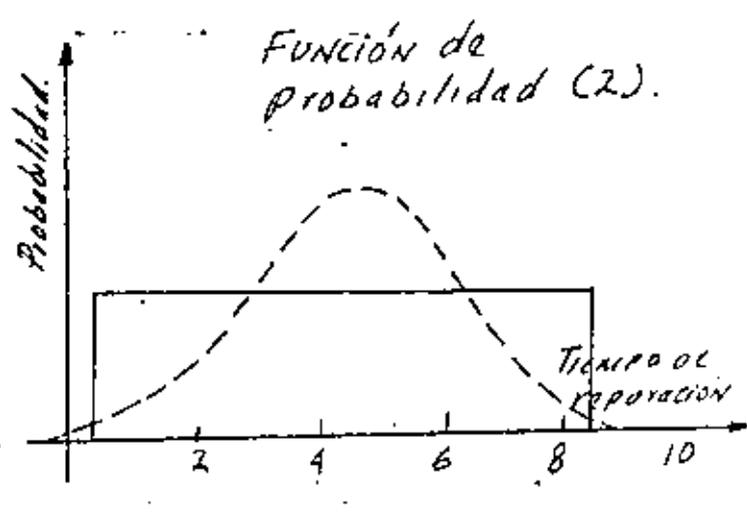
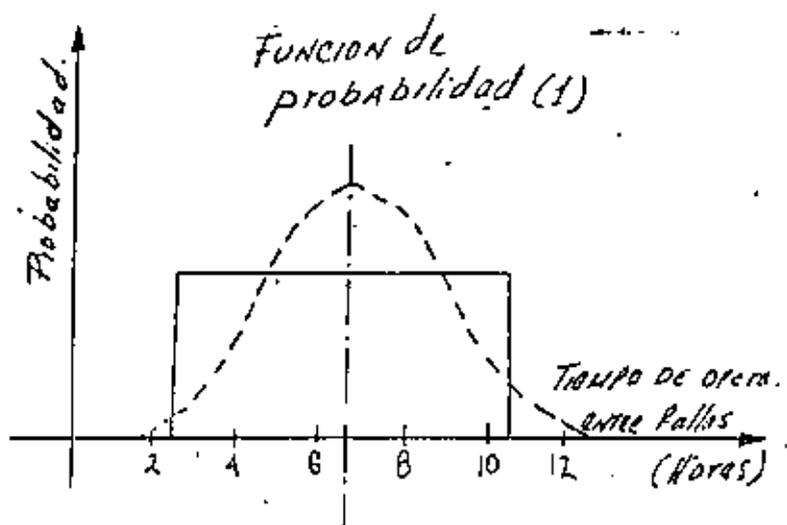
### Problema de selección de equipo

Se necesita efectuar un movimiento de tierras en un volumen de 400,000 m<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup> y 8 camiones flateros, 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 composición 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 entre 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 flateros de pagar \$ 60.00/hora en caso de descomposición del cargador, en compensación por tiempo de espera.



1º	2º	3º	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

CARRAÑO	EN OPERACION			EN REPARACION			ESPERE	ESPERA CAMIONES			
	INICIO	TIEMPO OPERAL	SUSP.	INICIO	TIEMPO REPAR.	TERM.		INICIO	TERM.	TIEMPO ESPEL	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 Amerconco - 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



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

**MOVIMIENTO DE TIERRAS**

**REEMPLAZO ECONOMICO DE EQUIPO DE  
CONSTRUCCION**

**ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982**



**centro de  
actualización  
profesional**



**DIRECCION GENERAL DE CAMINO RURALES**

## REEMPLAZO ECONOMICO DE EQUIPO DE CONSTRUCCION

Ing. Ernesto Mendoza Sánchez.

### INTRODUCCION

La reposición o reemplazo de maquinaria en el momento económicamente oportuno, es uno de los problemas con que invariablemente se enfrentan las dependencias oficiales y empresas privadas poseedoras de equipo.

Sin lugar a dudas, la tendencia general de los propietarios de maquinaria, es reemplazarla en función de una serie de circunstancias que, la mayoría de las veces, nada tiene que ver con un estudio cuidadoso sobre la determinación del momento óptimo de reemplazo.

La iniciación de un nuevo trabajo, las oportunidades que se presentan en el mercado de maquinaria y el tener capital extra disponible, son algunos de los factores que pueden influir para que un propietario decida reemplazar el equipo que posee; esto ocasiona, la mayoría de las veces, una pérdida en la inversión, por reemplazar el equipo antes de haber alcanzado la recuperación máxima. Por otra parte, una política contraria a la anterior; retener la máquina por tiempo indefinido, evidentemente conllevará gastos excesivos de mantenimiento. El problema de reemplazo de equipo ante estas dos

posibilidades, deberá enfocarse hacia la determinación de un punto de equilibrio, donde los costos acumulados sean mínimos ó donde el rendimiento de la inversión sea máxima tomando en consideración la influencia que tienen todos los factores que intervienen durante la vida económica de la maquinaria.

### COSTOS

Si, como hemos señalado, un procedimiento para la determinación del tiempo óptimo de reemplazo está en función de los costos que se van teniendo a lo largo de la vida útil del equipo, será fundamental implementar un mecanismo mediante el cual podamos tener la información relacionada con cada una de las máquinas, directamente de la obra.

El establecimiento de un sistema de información de costos, adecuado al tamaño y tipo de la empresa, redundará en análisis de costos muy provechosos: las bitácoras del equipo, el tener formatos estandarizados y fáciles de llenar, adecuados a cada uno de los niveles que manejan la información, desde su inicio hasta los niveles gerenciales y de dirección, son algunos de los elementos que conyugarán a tener un registro completo y fidedigno de los costos, asociados a cada una de las máquinas ó grupos de máquinas que la empresa posee.

Una vez integrado el banco de información con los datos de las máquinas, podremos aplicar los métodos que se ejemplificarán más adelante y tener con ello un punto de referencia más

concreto que oriente nuestra toma de decisión en relación con el reemplazo de equipo.

Los costos que se generan en obra, conviene clasificarlos de la siguiente manera:

- 2.1 Operación
- 2.2 Consumos
- 2.3 Mantenimiento menor
- 2.4 Rentas
- 2.5 Llantas
- 2.6 Taller mecánico

2.1 Operación.- Es el costo total derivado de las erogaciones que se hacen por concepto de pago de salarios al personal encargado de la operación de las máquinas. Se determina en base a la listas de raya, identificando a los operadores y ayudantes directamente encargados de cada máquina.

2.2 Consumos.- Son las erogaciones realizadas por concepto de combustibles, lubricantes, filtros y elementos de desgaste de sustitución frecuente como son cuchillas, gavilanes, tornillos, tuercas, etc. Se determina en base al reporte de cargos que acumula mensualmente el almacén en función de los vales de salida.

2.3 Mantenimiento Menor.- Son los costos ocasionados por materiales, refacciones, mano de obra y equipo auxiliar, necesarios para llevar a cabo todas las operaciones de rutina, servicios y mantenimiento que se requieren para conservar en condiciones de trabajo a las máquinas durante su vida útil, y que no están considerados en el punto anterior. Se determinan en la misma forma que los consumos, teniendo

cuidado en la formulación de los vales, para asociar los con la máquina correcta y evitar errores en los cargos.

2.4 Rentas.- Son los costos derivados de los conceptos de depreciación, inversión, obsolescencia y reposición del equipo, más los correspondientes al mantenimiento mayor o correctivo, expresados como porcentaje de la depreciación. Se determinan en base a los cargos por rentas estimadas en las oficinas centrales, a las horas de trabajo reportadas para cada equipo mayor y en base al equipo menor y vehículos existentes en obras, según inventario físico.

2.5 Llantas.- Es el costo debido a la disminución del valor original de las llantas como consecuencia del uso, más los cargos por las refacciones, materiales y equipo auxiliar necesario para hacer las reparaciones de las llantas (cámaras, válvulas, corbatas, birlos). Se determina de acuerdo al reporte de horas trabajadas mensualmente por cada equipo mayor, agregándosele los costos de operación que se reciben como cargos en las pólizas del almacén que contabiliza los vales de salida correspondientes.

2.6 Taller Mecánico.- Los costos originados por este concepto, conviene desglosarlos en: mano de obra, equipo auxiliar y herramientas y mantenimiento.

El costo de mano de obra incluye el personal que trabaja en el taller de maquinaria y cuyo sueldo no puede cargarse directamente a ninguna máquina. Se determina en la misma forma que el costo de operación, y no incluye gastos generales como son salarios de aprendices mecánicos y auxiliares de maquinaria.

El segundo grupo, incluye los costos originados por rentas de equipo auxiliar, refacciones, materiales, combustibles y lubricantes necesarios para mantener en condiciones de trabajo el equipo auxiliar y vehículos al servicio del taller mecánico, más la amortización de la herramienta al servicio del taller.

Finalmente, debemos tomar en cuenta el costo de los materiales diversos que no pueden cargarse a las máquinas y que son para el servicio del taller. Se obtienen directamente de los reportes de consumos utilizados por el taller de la obra.

Ante la dificultad de asignar con toda exactitud el costo del taller mecánico a cada una de las máquinas que atiende, debe buscarse la manera de prorratearlo; una manera de hacerlo es la siguiente: tomando como base de prorrateo el porcentaje del personal del taller mecánico que se encuentra al servicio de equipo menor y vehículos, se divide el costo total en dos partes: una correspondiente a todo el equipo menor y vehículos, y la restante a todo el equipo mayor. El costo aplicable a su vez al equipo mayor se prorratea entre cada máquina tomando como base su costo horario; esto es, se divide el costo horario de cada máquina entre la suma de los costos horarios de todas las máquinas mayores para obtener el factor de prorrateo. Este factor se multiplica en cada caso por el costo aplicable al equipo mayor, obteniendo el costo mensual que por concepto de taller mecánico le corresponde a cada máquina. En forma similar, se debe asignar la parte proporcional que corresponde al equipo menor.

Los costos anteriormente descritos, tratados a nivel obra, se integran en la empresa para los efectos de análisis de reemplazo de equipo, de la siguiente manera:

COSTOS A NIVEL DE OBRA

- OPERACION
- CONSUMOS
- MANTENIMIENTO MENOR
- LLANTAS
- TALLER MECANICO
- MANTENIMIENTO MAYOR
- DEPRECIACION
- COSTO DE CAPITAL
- INNOVACIONES TECNOLOGICAS
- EQUIPO INPRODUCTIVO PARADO

MÉTODOS UTILIZADOS

EN EL REEMPLAZO DE EQUIPO

Se presentan a continuación los métodos de análisis frecuentemente utilizados, haciendo usos de ejemplos de aplicación; en ellos, por simplificar, utilizaremos exclusivamente los costos de depreciación y mantenimiento; involucrando, posteriormente, los factores restantes: inversión, obsolescencia y máquina parada.

MÉTODO DE COMPARACION SIMPLE

Se utiliza en el caso, muy particular, que se presenta cuando nos enfrentamos a la alternativa de invertir una cantidad importante en mantenimiento correctivo para que una máquina siga trabajando, o venderla y adquirir una nueva que ejecute el trabajo.

Se ilustra a través del siguiente ejemplo:

COSTOS A NIVEL DE EMPRESA

MANTENIMIENTO TOTAL

- DEPRECIACION
- INVERSION
- OBSOLESCENCIA
- MÁQUINA PARADA

DURACION DEL TRABAJO POR EJECUTAR	1 año
MAQUINA USADA	
Costos del mantenimiento mayor	\$ 200,000
Mantenimiento preventivo mensual	50,000
Valor de rescate actual	210,000
Valor de rescate al final del trabajo	130,000

#### MAQUINA NUEVA

Valor de adquisición	\$ 600,000
Mantenimiento preventivo mensual	15,000
Valor de rescate al final del trabajo	400,000

#### SOLUCION

##### ALTERNATIVA DE CONSERVAR LA MAQUINA USADA

$$\begin{aligned} \text{COSTO MAQUINA USADA} &= 200,000 + 50,000 \times 12 - 130,000 \\ &= 200,000 + 600,000 - 130,000 = 670,000 \end{aligned}$$

##### ALTERNATIVA DE COMPRAR MAQUINA NUEVA

$$\begin{aligned} \text{COSTO MAQUINA NUEVA} &= (600,000 - 210,000) + 35,000 \times 12 - 400,000 \\ &= 390,000 + 420,000 - 400,000 = 410,000 \end{aligned}$$

La alternativa de comprar una máquina nueva tiene costo menor, y por lo tanto es la económicamente más adecuada; sin embargo, debemos observar que la diferencia entre una y otra alternativas es realmente poca, por lo que quizá fuesen otros factores, inherentes a la situación económica y política de la empresa o del propietario, los que determinarían la decisión final.

#### METODO DE LOS COSTOS PROMEDIOS ACUMULADOS

Supongamos que somos propietarios de un camión que costó \$200,000.00 y deseamos determinar el tiempo óptimo de reposición; o sea, al cabo de cuántos años habremos de venderlo para comprar uno nuevo.

Para encontrar la solución al problema consideraremos únicamente, como ya lo habíamos señalado, los costos de depreciación y mantenimiento.

Fijemos primeramente, como ritmo de depreciación, la consideración de que el camión pierde cada año la mitad de su valor, hasta llegar al quinto año en que se presenta un valor de rescate que permanecerá constante para cualquier momento subsecuente en que decidamos venderlo, inclusive como chatarra.

De acuerdo a lo anterior, la depreciación de nuestro camión en función del valor de rescate es:

AÑO	V <sub>t</sub>	D = V <sub>0</sub> - V <sub>t</sub>
0	800,000	0
1	400,000	400,000
2	200,000	600,000
3	100,000	700,000
4	50,000	750,000
5	25,000	775,000
6	25,000	775,000

Por otra parte, necesitamos determinar los costos de mantenimiento esperados. Es aquí donde debemos utilizar los datos estadísticos correspondientes a los camiones que la empresa haya tenido anteriormente. En nuestro caso, de los reportes de utilización de camiones similares, obtenemos los siguientes costos de mantenimiento.

AÑO	COSTO DE MANTENIMIENTO
1	130,000
2	160,000
3	187,000
4	240,000
5	307,000
6	373,000
7	450,000
8	550,000

Con la información anterior, preparamos la tabla 1, (valores en miles de pesos).

AÑO	DEPRECIACION	MANTENIMIENTO	COSTO TOTAL ANUAL	COSTO ACUMULADO	COSTO ANUAL MEDIO
(1)	(2)	(3)	(4)=(2)+(3)	(5)	(6)=(5) ÷ (1)
1	400	130	530	530	530
2	200	160	360	890	445
3	100	187	287	1,177	392
4	50	240	290	1,467	367
5	25	307	332	1,799	360
6	0	373	373	2,172	362
7	0	450	450	2,622	375
8	0	550	550	3,162	395

TABLA 1

Observando la tabla 1, vemos que el costo anual medio mínimo se presenta en el quinto año; la política óptima de reemplazo en estas condiciones será reemplazar nuestro camión cada cinco años.

No debemos referirnos al costo total mínimo (columna 4) para decidir sobre el reemplazo, ya que este valor corresponde -- exclusivamente al tercer año, y no toma en consideración la "historia completa" del camión.

Es interesante observar que en la solución del problema, estamos suponiendo que el costo de adquisición de un camión -- nuevo es constante en cualquier momento; si esto fuera cierto, en realidad nuestra política óptima de reemplazo estaría determinada por la combinación costo de adquisición-reventa-

Costo de utilización; esto es, en el ejemplo: si compramos un camión con dos años de uso pagaríamos por él \$200,000.00 y lo podríamos vender al final de este mismo año en \$100,000.00, teniendo un costo de mantenimiento de \$187,000.00. El costo anual sería:

$(200,000 - 100,000) + 187,000 = \$187,000.00$  valor que, además de ser el mínimo de la columna 6, es inferior a los \$360,000.00, obtenidos en la columna 6.

Lo recomendable sería comprar camiones usados de dos años y venderlos después de un año de utilización.

Una segunda posibilidad, es la de estudiar, además del momento óptimo de reemplazo, la alternativa de reemplazar por otra máquina de diferentes características a la que se posee; incluso lo anterior a través del siguiente ejemplo.

Supongamos que un contratista tiene la necesidad de estar utilizando continuamente, camiones de 10 toneladas de capacidad.

Los camiones tipo "A" que actualmente posee, tienen un costo de \$35,000 dls. cada uno y un año de uso.

Sus registros de trabajos anteriores le indican que el mantenimiento y operación anuales son de \$16,000 para el primer año, incrementándose después en \$2,000 por cada año subsecuente.

Un nuevo tipo de camiones "B", cuestan \$30,000 y sus costos de operación y mantenimiento son también de \$16,000 para el primer año, pero debido a mejoras tecnológicas, el incremento posterior es de \$1,200 por año.

Si los camiones se deprecian de acuerdo al criterio de cargos decrecientes; (recuérdese que, según el criterio de cargos decrecientes, el equipo se deprecia cada año el 40% de su valor remanente), planteemos las siguientes interrogantes:

1. ¿Cuándo deben ser reemplazados los camiones tipo "A"?
2. ¿Qué tipo de camión debemos utilizar en el reemplazo?

La información requerida para resolver el problema, está contenida en las tablas 2 y 3, que muestran los costos anuales medios acumulados para los camiones tipo "A" y tipo "B" respectivamente.

CAMIONES TIPO "A" (1 AÑO DE USO)

ANO	ANOS A PARTIR DEL PRIMERO	DEPRECIACION	RENTA Y COSTO OPERACION ANUAL	COSTO ANUAL	COSTO ACUMULADO	COSTO ANUAL MEDIO
1						
2	1	2,400	18,000	20,400	20,400	20,400
3	2	5,040	20,000	25,040	51,440	25,720
4	3	3,024	22,000	25,024	76,464	25,488
5	4	1,814	24,000	25,814	102,278	25,570
6	5	1,089	26,000	27,089	129,367	25,873
7	6	653	28,000	28,653	158,020	26,337

CANIONES TIPO "B"

AÑO	DEPRECIACION	MANTENIMIENTO Y OPERACION	COSTO ANUAL	COSTO ACUMULADO	COSTO ANUAL MEDIO
1	15,600	16,000	31,600	31,600	31,600
2	9,360	17,200	26,560	58,160	29,080
3	5,516	17,400	24,016	82,176	27,392
4	3,370	19,600	22,970	105,146	26,286
5	2,022	20,800	22,822	127,968	25,594
6	1,213	22,000	23,213	151,181	25,197
7	728	23,200	23,928	175,109	25,016
8	436	24,400	24,836	199,945	24,993
9	262	25,600	25,862	225,807	25,090

TABLA 3

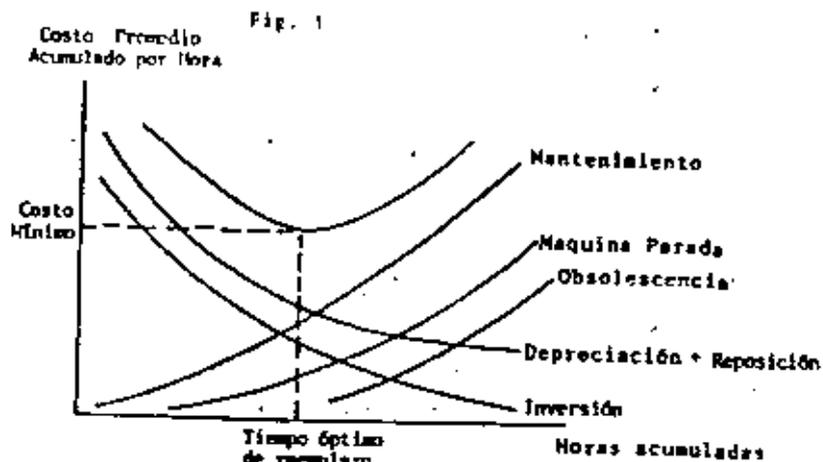
Del análisis de las tablas 2 y 3 y según las consideraciones que hasta aquí se han expuesto, se desprende que lo más conveniente es reemplazar los caniones tipo "A" a la edad de 4 años, empleando para el reemplazo los caniones tipo "B".

COSTO PROMEDIO ACUMULADO POR HORA

Para finalizar con la aplicación de este método, veamos un ejemplo donde intervengan tres factores adicionales que hasta ahora no se han considerado: costo de inversión, máquina parada y obsolescencia, realizando además el análisis por hora acumulativa trabajada. En resumen, consideraremos cinco factores por separado y su influencia en el costo acumulativo por hora:

1. Costo de depreciación y reposición
2. Costo de inversión
3. Costo de mantenimiento y reparación
4. Costo de máquina parada
5. Costo de obsolescencia

El criterio para determinar el tiempo de reposición más económico, consiste en saber si el costo acumulativo por hora se hace progresivamente mayor o menor, agregándole horas-máquina, (fig. 1).



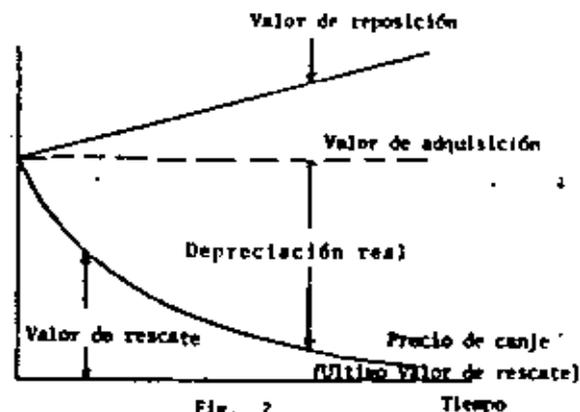
En el ejemplo a desarrollar, vamos a suponer una máquina con precio original de \$200,000 dólares y 2000 horas efectivas de trabajo al año.

Antes de iniciar el análisis recordemos que tanto costo como horas son acumulativas, esto es, si el costo acumulativo por hora fuera de \$11.65 dólares en el cuarto año no significa solamente las horas acumuladas durante el cuarto año han costado \$11.65, sino que todas las horas acumuladas durante el primero, segundo, tercero y cuarto años, han costado dicha cantidad por hora.

### 1. Costo de depreciación y reposición

El costo de depreciación es la pérdida debida a la baja del valor actual de una máquina causada por el uso y por su antigüedad. Es simplemente la diferencia entre el precio inicial de compra y el precio de venta o canje (Fig. 2).

El costo de reposición a su vez, es el resultado del aumento en precio de la nueva maquinaria.



Examinando el índice de precios de venta de equipo pesado de construcción, podemos determinar el porcentaje aproximado de incremento anual por este concepto, y extrapolar el resultado (en el ejemplo se tomó el 15% de incremento anual).

El cálculo correspondiente a la obtención del costo de depreciación y reposición se muestra en la tabla 4.

En el primer renglón se muestra el ritmo de depreciación seleccionado (depreciación real), expresado como un porcentaje del valor de adquisición; este porcentaje aplicado a una máquina con valor de \$200,000 dólares, nos de los valores que aparecen en el segundo renglón.

Sobre la base de un 15% de incremento anual en los costos de reposición del equipo, obtenemos, a partir de los \$200,000.00 actuales, el costo de reposición esperado en los próximos 8 años (renglón 3).

El costo de depreciación más reposición, será simplemente la diferencia de ordenadas entre el costo de reposición y el costo de depreciación, quedando el resultado en el renglón 4, va acumulado. Este resultado se divide entre las horas acumuladas del renglón 5. obteniéndose el costo de reposición y depreciación por hora acumulada (renglón 6).

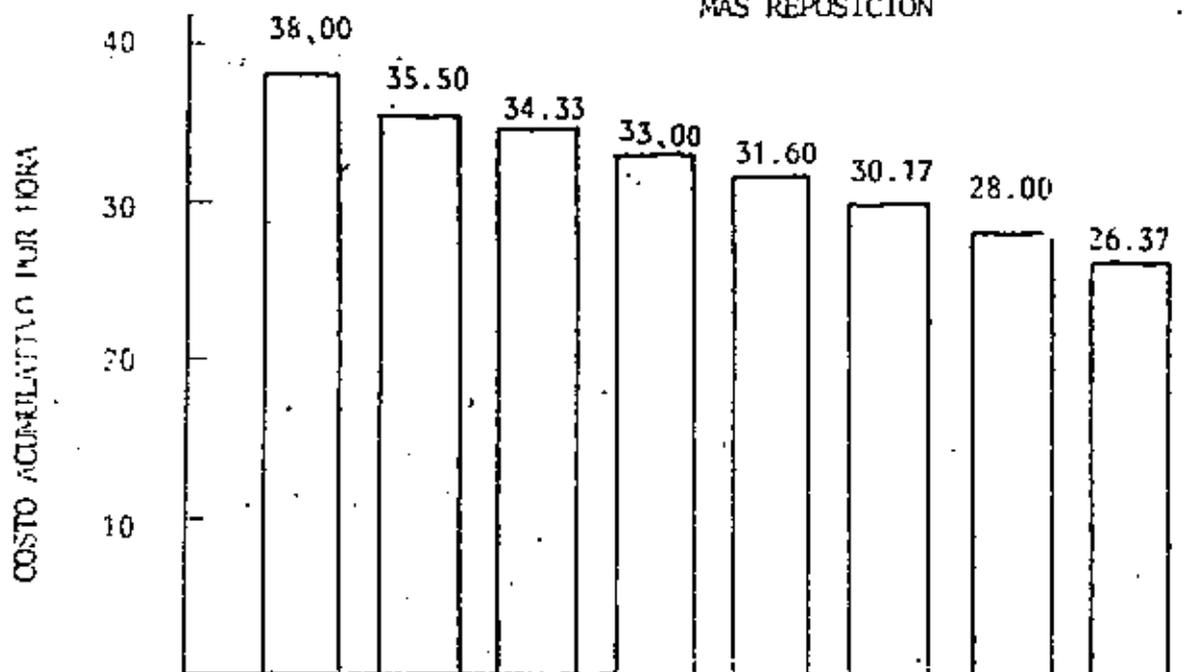
Graficando los resultados observamos que si los únicos costos a considerar fueran los de depreciación y reposición, la política a seguir sería retener indefinidamente la máquina (fig. 3).

OSTIO DE REPOSICIÓN Y REPOSICIÓN  
(100,000 COSTO INICIAL DE LA MÁQUINA, 2000 HORAS DE TRABAJO ANUALES)

CONCEPTO	AÑO							
	1	2	3	4	5	6	7	8
VALOR DE RESCATE (A DEL INICIO ORIGINAL)	775	591	425	281	175	91	51	51
VALOR DE RESCATE DE UNA MÁQUINA DE \$2 000,000 DÓLS.	\$154,000	\$118,000	\$ 84,000	\$ 56,000	\$ 34,000	\$ 18,000	\$ 10,000	\$ 10,000
COSTO DE REPOSICIÓN (15% ANUAL POR AÑO)	\$230,000	\$260,000	\$290,000	\$320,000	\$350,000	\$380,000	\$410,000	\$440,000
COSTO DE DEPRECIACIÓN + REPOSICIÓN (ACUMULADO)	\$ 76,000	\$142,000	\$206,000	\$264,000	\$316,000	\$362,000	\$392,000	\$422,000
HORAS DE TRABAJO ADMINISTRATIVO	2 000	4 000	6 000	8 000	10 000	12 000	14 000	16 000
COSTO DE DEPRECIACIÓN Y REPOSICIÓN POR HORA ADMINISTRATIVA	\$ 38.00	\$ 35.50	\$ 34.33	\$ 33.00	\$ 31.60	\$ 30.17	\$ 28.00	\$ 26.37

TABLA 4.

Fig. 3. COSTO DE DEPRECIACION MAS REPOSICION



## 2. Costo de Inversión

Se interpreta como el costo del capital; es el cargo equivalente a los intereses que ocasiona el capital invertido en la compra de equipo.

Se calcula como el promedio del valor de adquisición más el valor de rescate, multiplicado por la tasa de interés considerada, entre el número de horas acumuladas.

$$I = \frac{V_a + V_r}{2 H_a} i$$

Los cálculos correspondientes a este concepto, se muestran en la tabla 5.

En el primero y segundo renglones, se han obtenido los valores de la inversión al principio y al final de cada año respectivamente, a partir del ritmo de depreciación considerado,

Con estos valores calculamos la inversión promedio para cada año.

Sobre este valor, se consideró en el ejemplo una tasa de -- interés del 36% dando por resultado los valores del renglón 4.

Finalmente, este costo de inversión se acumula y se divide entre las horas acumulativas de trabajo, para obtener el cos to por inversión por hora acumulada (renglón 7).

Graficando los resultados (fig.4) observamos que el costo de inversión por hora acumulativa disminuye a medida que la máquina envejece, lo que aconseja también, retener indefinidamente la máquina.

C O S T O D E I N V E R S I O N

CONCEPTO	AÑO							
	1	2	3	4	5	6	7	8
INVERSION AL PRINCIPIO DE AÑO	\$200,000	\$154,000	\$118,000	\$ 84,000	\$ 56,000	\$ 34,000	\$ 18,000	\$ 18,000
INVERSION AL FIN DE AÑO	154,000	118,000	84,000	56,000	34,000	18,000	18,000	18,000
PROMEDIO ANUAL DE INVERSION	177,000	136,000	101,000	70,000	45,000	26,000	18,000	18,000
COSTO DE INVERSION (36%)	63,720	48,960	36,360	25,200	16,200	9,360	6,480	6,480
COSTO ACUMULATIVO DE LA INVERSION	63,720	112,680	149,040	174,240	190,440	199,800	206,280	212,760
HORAS ACUMULATIVAS DE TRABAJO	2,000	4,000	6,000	8,000	10,000	12,000	14,000	16,000
COSTO DE LA INVERSION POR HORA ACUMULADA	31.86	28.17	24.84	21.78	19.04	16.65	14.75	13.30

TABLA 3

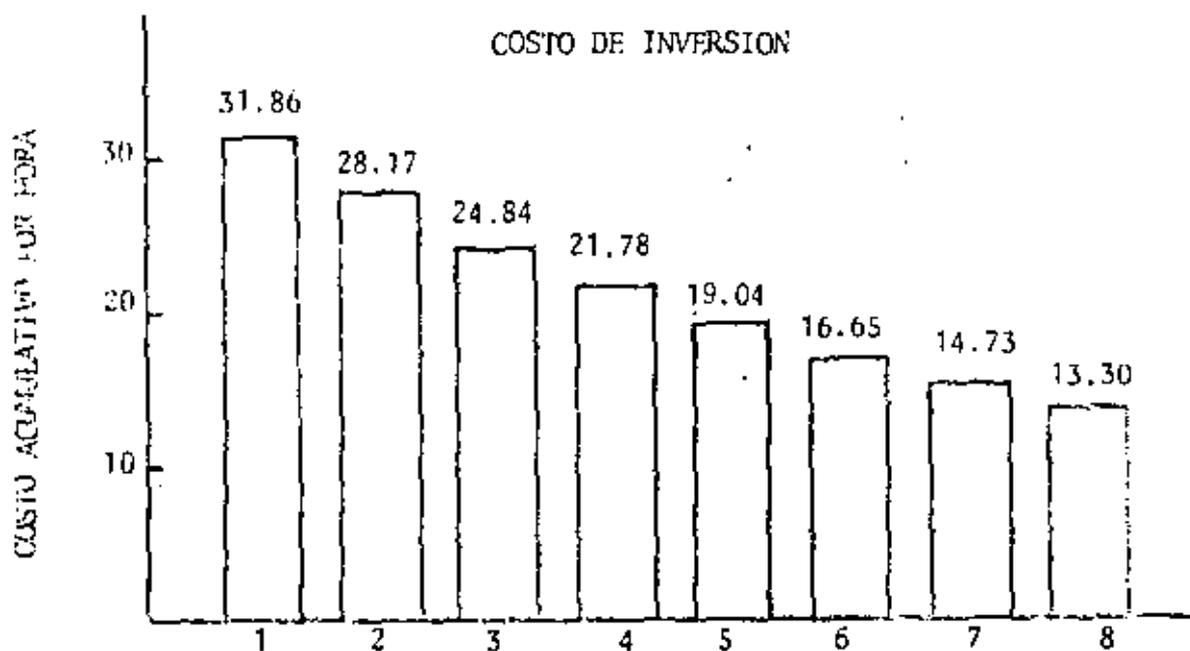


Fig. 4.

### 3. Costos de Mantenimiento y Reparaciones

Constituyen uno de los costos más significativos, corresponden a las erogaciones realizadas para mantener la maquinaria en condiciones de trabajo.

A falta de información, podemos calcularlas aprovechando la estadística basada en promedios de cientos de máquinas; sin embargo, lo más conveniente es que cada propietario lleve -- sus propios registros de costos.

Los datos correspondientes a nuestro ejemplo se muestran en la tabla 6, en el renglón 1.

Estos valores se acumulan (renglón 2) y se dividen entre las horas acumulativas de trabajo (renglón 3), para obtener el costo de mantenimiento y reparación por hora acumulada.

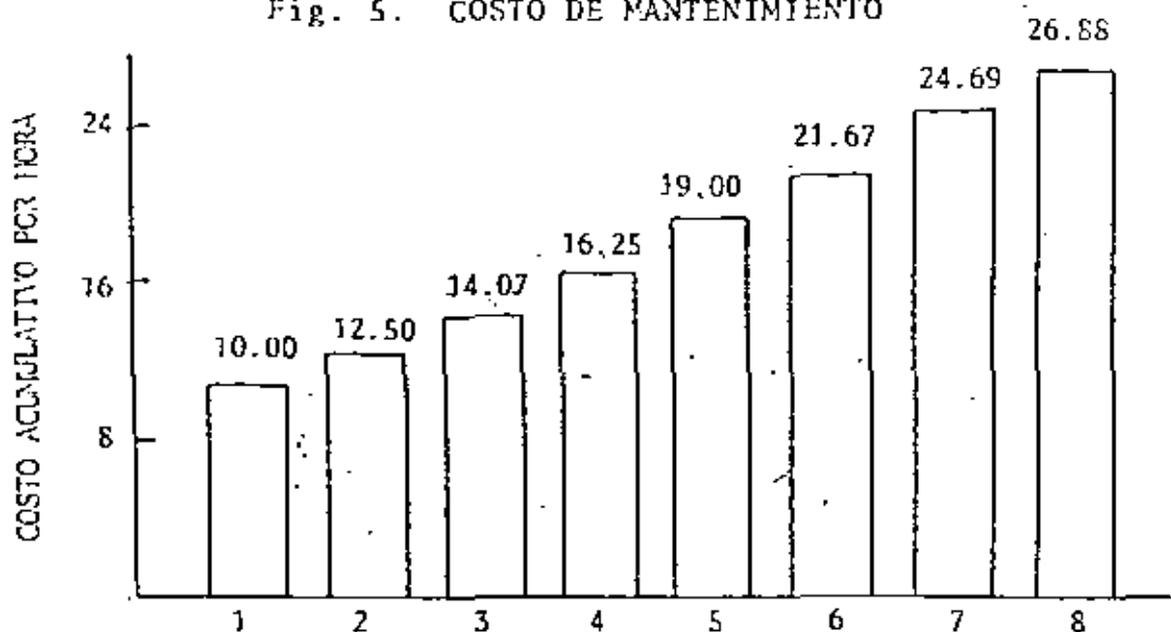
Graficando los resultados vemos que si los únicos costos considerados fueran los de mantenimiento y reparaciones, habría mos de cambiar cada año nuestras máquinas (fig. 5).

COSTO DE MANTENIMIENTO Y REPARACION

CONCEPTO	AÑO							
	1	2	3	4	5	6	7	8
COSTO DE MANTENIMIENTO Y REPARACION	20,000	30,000	35,000	45,000	60,000	70,000	80,000	90,000
COSTO ACUMULATIVO DE MANTENIMIENTO Y REPARACIONES	20,000	50,000	85,000	130,000	190,000	260,000	340,000	430,000
DEVALUACION ACUMULATIVA DEL TRABAJO	2,000	4,000	6,000	8,000	10,000	12,000	14,000	16,000
COSTO DE MANTENIMIENTO Y REPARACION POR HORA ACUMULADA	10.00	12.50	14.17	16.25	19.00	21.67	24.29	26.88

TABLA 6.

Fig. 5. COSTO DE MANTENIMIENTO



#### 4. Costo de Máquina Parada

Conservadoramente, podemos considerar el valor de estos costos, como el equivalente al costo horario de una máquina similar que sustituyera a la nuestra en caso de descompostura.

Decimos que es una manera conservadora, porque el hecho de que la máquina se pare por fallas mecánicas, ocasiona la mayoría de los casos que otras máquinas u otros frentes de producción se vean afectados. Por otra parte, es inoperante tener una máquina ociosa, exclusivamente para sustituir a la nuestra cuando esta falle.

No deben considerarse en este concepto, los tiempos en que la máquina se pare por factores ajenos a ella misma; como pueden ser la falta de tramo, ó traslados de un frente a otro, o de una obra a otra.

En términos generales, se considera que la eficiencia de un equipo no es del 100%, y existe una regla empírica de considerar un 3% de diferencia para los dos primeros años y después una disminución del 2% durante seis años:

	1	2	3	4	5
Eficiencia o disponibilidad	97%	94%	92%	90%	88%
100% eficiencia	2000 hr				
Disponibilidad	1940	1880	1840	1800	1760

TABLA 7.

Los cálculos para la determinación del costo por máquina parada, se muestran en la tabla 8.

Considerando los porcentajes de disponibilidad descritos -- (renglón 1), se calculan las horas que tendríamos la necesidad de utilizar una máquina sustituto.

El costo de máquina parada, se calcula multiplicando las horas no trabajadas, por el costo de rentar una hora un equipo similar equivalente (renglón 4).

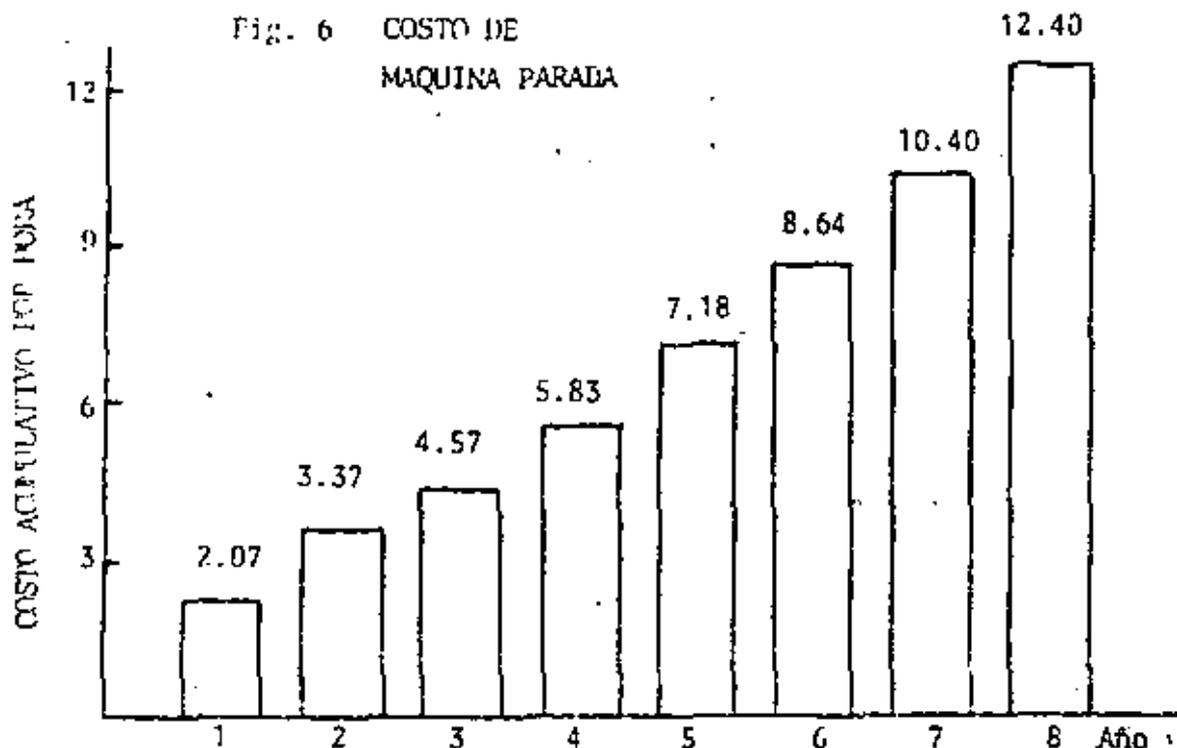
Estos costos se acumulan y se dividen entre las horas acumuladas, obteniendo el costo por hora acumulativa por concepto de máquina parada (renglón 7).

Al graficar los resultados, observamos que la recomendación sería cambiar la máquina cada año, si solamente tomásemos en cuenta este concepto (fig. 6).

COSTO POR MAQUINARIA PARADA

CONCEPTO	AÑO							
	1	2	3	4	5	6	7	8
DISPONIBILIDAD	97%	94%	92%	90%	88%	86%	83%	80%
HORAS QUE SE DEBEN RECORRAR	60	120	160	200	240	280	340	400
COSTO POR CADA HORA	\$ 69.00	\$ 78.00	\$ 87.00	\$ 96.00	\$105.00	\$114.00	\$123.00	\$132.00
COSTO DE TIEMPO PERDIDO	4,140	9,360	13,920	19,200	25,200	31,920	41,820	52,800
COSTO ACUMULATIVO DE TIEMPO PERDIDO	4,140	13,500	27,420	46,620	71,820	103,740	145,560	198,360
HORA ACUMULATIVA DE TIEMPO PERDIDO	2,070	4,000	6,000	8,000	10,000	12,000	14,000	16,000
COSTO ACUMULATIVO POR HORA DE TIEMPO PERDIDO	2.07	3.37	4.57	5.83	7.18	8.64	10.40	12.40

TABLA 8.



### 5. Costo por obsolescencia

Se considera en este factor, el efecto que producen las innovaciones tecnológicas; con el consecuente incremento en la capacidad de producción que pueden tener los equipos con mejoras de diseño.

La capacidad productiva del equipo, aumenta en términos generales en un promedio del 5% anual. Este aumento no es necesariamente una curva suave, sino que puede aumentar bruscamente con la introducción de un nuevo modelo.

Basándonos en lo anterior vamos a considerar que se introduce solamente un nuevo modelo del equipo en cuestión cada tres años, con un 15% de aumento en el potencial productivo.

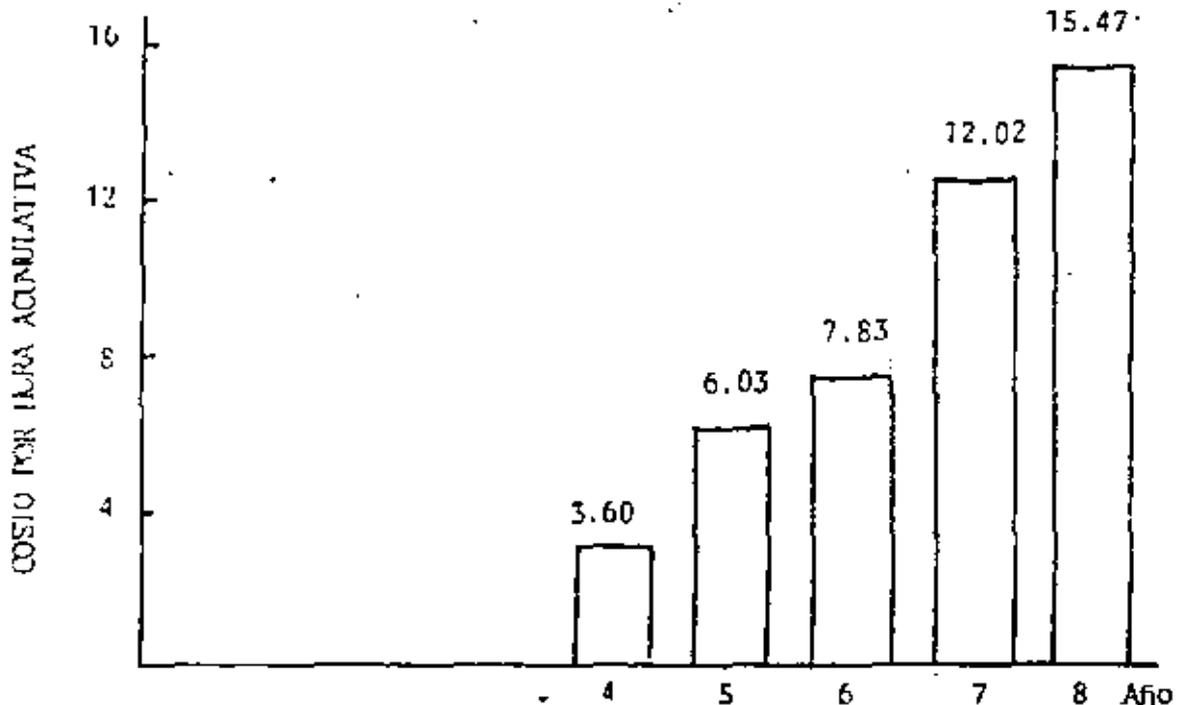
Las horas adicionales de operación requeridas con el equipo obsoleto para producir lo mismo que la máquina nueva, es lo que se considera como costo de obsolescencia (tabla 9).

Los efectos adversos del equipo anticuado, son determinantes, como lo muestra la figura 7, que aconseja reemplazar el equipo año con año.

COSTO DE OBSOLESCENCIA

CONCEPTO	AÑO							
	1	2	3	4	5	6	7	8
INCLUIDO EN LA PRESUPUESTO				151	151	151	301	301
TARIFAS QUE NECESITA PARA DEJAR LA OPERACION DE UNA MAQUINA USANDO MODELO				300	300	300	600	600
COSTO POR LERA				\$96.00	\$105.00	\$114.00	\$123.00	\$132.00
COSTO DE OBSOLESCENCIA POR AÑO				28,800	31,500	34,200	73,800	78,200
COSTO ACUMULATIVO DE OBSOLESCENCIA				28,800	60,300	94,500	168,300	247,500
TARIFAS DE TRABAJO ADICIONALES				8,000	10,000	12,000	14,000	16,000
COSTO DE OBSOLESCENCIA POR LERA ACUMULATIVA				3.60	6.03	7.87	12.02	15.47

Fig. 7 COSTO POR OBSOLESCENCIA



I T E M S	A N O							
	1	2	3	4	5	6	7	8
COSTO DE FINANCIACION	158.00	335.50	334.33	333.00	331.60	330.17	328.00	326.37
COSTO DE INTERES	31.06	28.17	24.84	21.78	19.04	16.65	14.75	13.30
COSTOS DE MANTENIMIENTO Y REPARACIONES	10.00	12.50	14.17	16.25	18.00	21.67	24.28	26.89
COSTO POR TIEMPO PERDIDO DE LA MAQUINA	2.07	3.37	4.57	5.83	7.18	8.64	10.10	12.40
COSTOS DE GASTOS DE ESTADIA				3.50	6.03	7.87	12.02	15.47
TOTAL COSTO AL CREDITO POR AÑO	21.93	78.54	77.91	82.46	82.85	85.00	89.44	94.42

TABLA 10.

S U M A R I O

Analizando el ejemplo, encontramos que algunos factores favorecen retener la máquina, mientras otros aconsejan reemplazarla cada año.

La tabla 10, muestra el resumen correspondiente a cada uno de los factores involucrados, algunos que se han graficado en la figura 8.

Del análisis de la gráfica, y el resumen correspondiente, se concluye que la máquina deberá ser reemplazada al final del tercer año. Esto no significa sino una guía en la política a seguir, pues habrá casos en que cambiar la máquina cada dos años sea más provechoso para la Empresa y otros en los que este plazo pueda extenderse en más de tres.

AN. DE REVISION	HORAS ACUMULADAS	COSTO ACUMULATIVO POR HORA	DIFERENCIA	PRODUC.
1er. AÑO	2,000 HRS.	81.93	4.02	\$ 8,040
2o. AÑO	4,000 HRS.	79.54	1.63	6,520
3er. AÑO	6,000 HRS.	77.91		
AÑO MAS ECONOMICO PARA REPARAR LA MAQUINA				
4o. AÑO	8,000 HRS.	80.46	2.52	20,400
5o. AÑO	10,000 HRS.	82.85	4.94	49,200
6o. AÑO	12,000 HRS.	85.00	7.09	85,080
7o. AÑO	14,000 HRS.	89.44	11.53	101,620
8o. AÑO	16,000 HRS.	94.42	16.51	244,160

TABLA 11.

SUMARIO

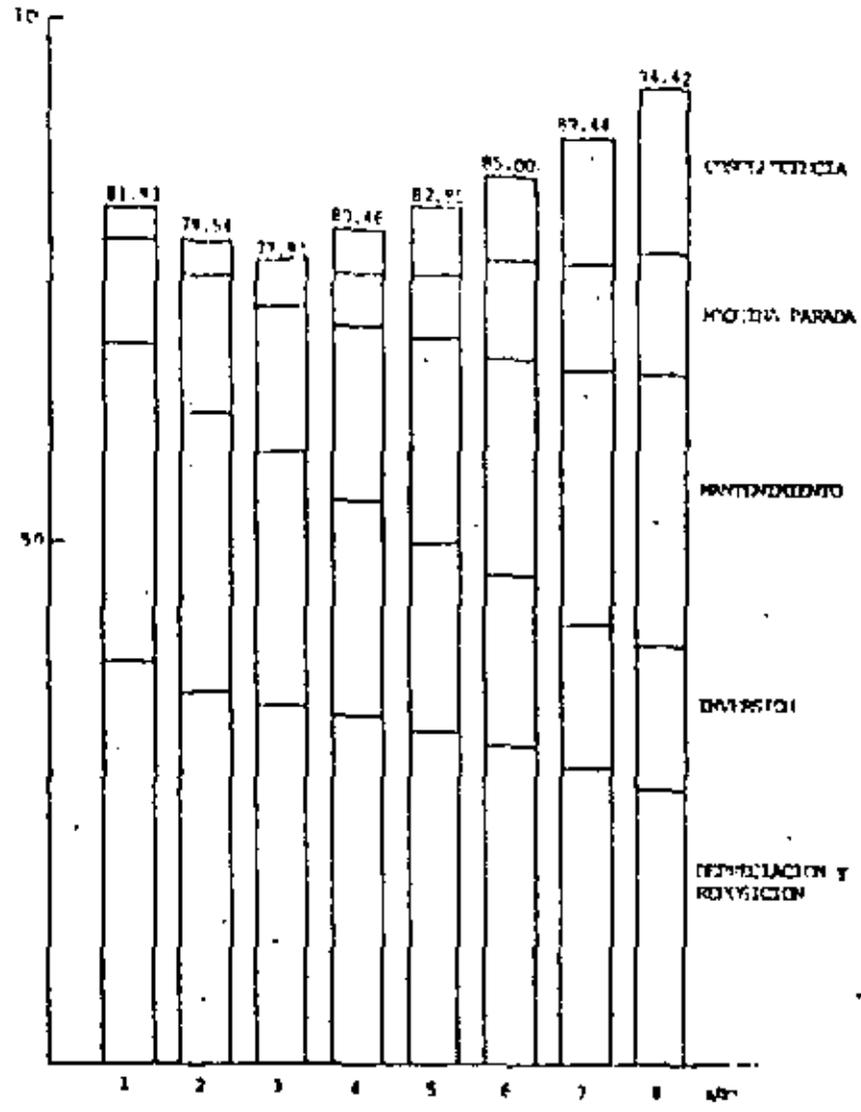


Fig. 8.

En la tabla II, muestra las pérdidas que ocasionaría el cambiar la máquina antes o después del año de reposición.

La diferencia en costo por hora de un año a otro puede parecer pequeña, pero debemos recordar que los costos obtenidos son acumulativos, y que se acumulan 2000 horas por cada año de operación así que por ejemplo, los \$2.55 dils. por hora que se pierden al reemplazar un año más tarde máquina, en realidad significa una pérdida de \$2.55 dils. por 2000 horas acumuladas, que nos dan \$20,400 dils. de pérdida.

Asimismo, es posible incurrir en pérdidas si se reemplaza demasiado pronto, debido al efecto compuesto de los costos acumulativos por hora. Es importante hacer notar, que en términos generales, el propietario de una máquina se verá afectado con pérdidas mayores si cambia su máquina años más tarde que años antes. En conclusión, estas pérdidas se pueden evitar, llevando un registro de los costos de cada máquina y aplicando los efectos de todos los factores ya descritos, correctamente.

#### MAXIMO RENDIMIENTO DE LA INVERSION

Es importante analizar, basados en los costos promedio acumulados, para qué año se obtiene el rendimiento máximo del capital invertido en Equipo.

Si, en el ejemplo visto anteriormente, fijamos un ingreso promedio de \$100.00 dils. por hora efectiva de trabajo, el rendimiento de la inversión para cada año quedaría determinado por:

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(\text{Ingreso horario} - \text{costo acumulado}) \text{ horas acumuladas}}{\text{Inversión promedio anual} \times \text{número de años acumulados}}$$

Esto es:

Para el 1er año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 81.93)2000}{200,000 + 154,000} = 0.2042$$

Para el 2º año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 79.52)4000}{200,000 + 178,000} = 0.2524$$

Para el 3er. año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 77.91)6000}{200,000 + 84,000} = 0.3114$$

Para el 4º. año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 80.46)8000}{200,000 + 56,000} = 0.3053$$

Para el 5º. año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 82.85)10,000}{200,000 + 34,000} = 0.2932$$

Para el 6º. año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 85.00)12,000}{200,000 + 18,000} = 0.2752$$

Para el 7º. año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 89.44)14,000}{200,000 + 18,000} = 0.1938$$

Finalmente, para el 8º. año

$$\text{Rend. Inv.} = \frac{(100 - 94.42)16,000}{200,000 + 18,000} = 0.1024$$

Como se ve, el rendimiento máximo de la inversión se obtiene también para el 3er. año, que sería el año en el cual nos resultaría más económico reemplazar el equipo.

En general, este criterio prevalece sobre el anterior ya que, al fin de cuentas, no tan solo nos interesará trabajar a costo mínimo, sino obtener el máximo beneficio de la inversión realizada.

METODO DEL VALOR ACTUALIZADO

En los ejemplos anteriores, hemos omitido tomar en cuenta el tiempo en que se gaste el dinero; lo cual no es correcto si pensamos que en algunas ocasiones habremos de pedirlo prestado y en otras nos abstendremos de utilizarlo en otro campo de actividad económica; en ambos casos, es necesario considerar un interés que represente "el costo del dinero".

Con el propósito de aplicar el método del valor actualizado al problema de reemplazo de equipo, desarrollemos primeramente las fórmulas que nos permitan actualizar las cantidades que intervienen, ya sea como ingresos o egresos, durante la vida útil del equipo de construcción que estamos analizando.

Es recomendable utilizar, en este tipo de análisis, un diagrama E-R (egresos y recuperaciones) sobre el cual se señale el flujo de efectivos de una inversión propuesta, siguiendo la convención de asignar signo positivo o flecha ascendente a los ingresos, y signo negativo o flecha descendente a los egresos, (esta consideración en algunos casos puede, por comodidad, invertirse) según se indica.

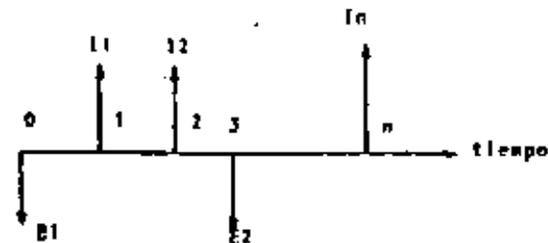


DIAGRAMA E-R

Atendiendo a lo anterior, podemos plantear la siguiente interrogante. ¿Cuál será el valor futuro "F" de una cantidad -- presente "C", al final de "n" periodos, a interés compuesto "i"?



El valor cronológico de C, será:

Para el primer año  $C_1 = C + iC = C (1 + i)$

Para el segundo año  $C_2 = C_1 + i C_1 = C (1+i) + iC (1+i)$   
 $= C + iC + iC + i^2C$   
 $= C (1+i + i^2) = C (1 + i)^2$

Por inducción, al final del enésimo periodo

$C_n = C (1 + i)^n$  , Si  $C_n = F$

$F = C (1 + i)^n$

(1)

el factor  $(1+i)^n$  recibe el nombre de factor de valor futuro pago simple, y es el factor por el cual se multiplica un pago simple para obtener su monto capitalizado a una fecha futura específica.

Si de la ecuación 1, despejamos C:

$$C = F \frac{1}{(1+i)^n} \quad (2)$$

El factor  $\frac{1}{(1+i)^n}$  recibe el nombre de factor de valor presente pago simple, y es el factor por el cual hay que multiplicar un pago futuro para obtener su valor actual. Obsérvese que, para tasas de interés mayores que cero, el valor presente siempre será menor que el valor futuro.

En algunos casos, es frecuente considerar lo que se conoce como serie uniforme de pagos; esto es, pagos de la misma magnitud que se realizan regularmente, ya sea al principio, o al final de cada uno de los periodos considerados:



Como veremos adelante, los gastos debido a mantenimiento y operación de la maquinaria, que en realidad se efectúan de manera irregular, pueden considerarse para efectos del estudio que nos ocupa, como realizados al final de cada periodo. El valor actual de una serie uniforme de pagos de final de periodo es, de acuerdo con la ecuación 2:

$$VA = X \frac{1}{(1+i)} + X \frac{1}{(1+i)^2} + \dots + X \frac{1}{(1+i)^n}$$

Si llamamos  $f = \frac{1}{1+i}$

$$VA = X f + X f^2 + X f^3 + \dots + X f^n \quad (3)$$

Dividiendo la ecuación (3) entre f

$$\frac{VA}{f} = X + X f + X f^2 + \dots + X f^{n-1} \quad (4)$$

Restando (4) - (3)

$$\begin{aligned} \frac{VA}{f} - VA &= X - X f^n \\ VA \left( \frac{1}{f} - 1 \right) &= X (1 - f^n) \\ VA \left( \frac{1-f}{f} \right) &= X (1 - f^n) \\ VA &= X \frac{f (1 - f^n)}{1-f} \end{aligned} \quad (5)$$

El factor  $\frac{f (1 - f^n)}{1-f}$ , se llama factor de valor actual serie uniforme, y es el factor por el cual habrá de multiplicarse la serie uniforme de pagos para obtener su valor presente.

Aplicando las consideraciones anteriores al problema de reemplazo de equipo, tenemos que si un equipo nuevo nos cuesta  $C$  y sus costos totales de utilización al cabo de 1, 2, 3, ...,  $n$  años es  $M_k$ , el costo total acumulado es:

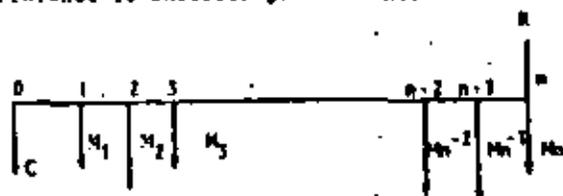
$$C + M_1 \quad \text{para el primer año}$$

$$C + M_1 + M_2 \quad \text{para el segundo año}$$

$$C + M_1 + M_2 + M_3 + \dots + M_n \quad \text{para el año } n$$

Si el equipo se vende al cabo de " $n$ " años, obtendremos por él un valor de rescate al que designaremos con  $R$ .

Representando lo anterior gráficamente



El valor actualizado de estas cantidades es:

$$VA = C + M_1 f^1 + M_2 f^2 + \dots + M_n f^n - R f^n \quad \text{o sea}$$

$$VA = C + \sum_{k=1}^n M_k f^k - R f^n$$

Por otra parte, una vez actualizado el costo total acumulado, el costo medio anual no se puede calcular como en el primer ejemplo, es decir, no se puede dividir el costo total acumulado entre el número de años, pues esto equivaldría a considerar las mismas condiciones para todos los años, situación contraria al principio de actualización que estamos involu-

crando.

Dado que los costos erogados no se efectúan regularmente durante todos los años, sino de una manera irregular, el costo anual medio está dado en realidad por una cantidad  $X$  que habría que erogar durante  $n$  años para financiar este cargo  $VA$ , todo ello al final de cada período.

Esta cantidad  $X$ , será igual, según la fórmula (5) desarrollada anteriormente es:

$$X = VA \cdot \frac{1 - f}{f(1 - f^n)}$$

$$\text{Siendo } VA = C + \sum_{k=1}^n M_k f^k - R f^n$$

El valor mínimo de este cargo anual  $X$  es el que nos dará la selección conveniente del año económico de reemplazo.

Una manera práctica de aplicar lo anterior, es tabulando los valores involucrados, lo cual se presenta en la tabla 12, en la cual se ha considerado un interés del 10%. Al analizar los resultados, vemos que aún cuando los datos del ejemplo son semejantes al primer caso presentado en estas notas, el año económico de reemplazo se corre del quinto al sexto. Esto se explica si nos referimos a la figura 1, ya que al aplicar el valor actual del dinero las curvas de depreciación y mantenimiento cambian desplazando el punto de costo mínimo hacia la derecha. Ver también tabla 13 y figura 9.

Extrapolando este razonamiento; si aumentamos la tasa de interés, encontraremos que el año económico de reemplazo o sea la vida económica del equipo, se va alargando. Esto explica entre otras cosas, la situación que se está dando actualmente: "Conservar casi indefinidamente la maquinaria de construcción".

Año	i=20%	i=30%	i=40%
	X	Y	Z
1	671	779	859
2	576	644	715
3	507	549	634
4	470	529	599
5	453	509	569
6	445	499	558
7	446	497	553.7
8	452	498	553.4

TABLA 13.

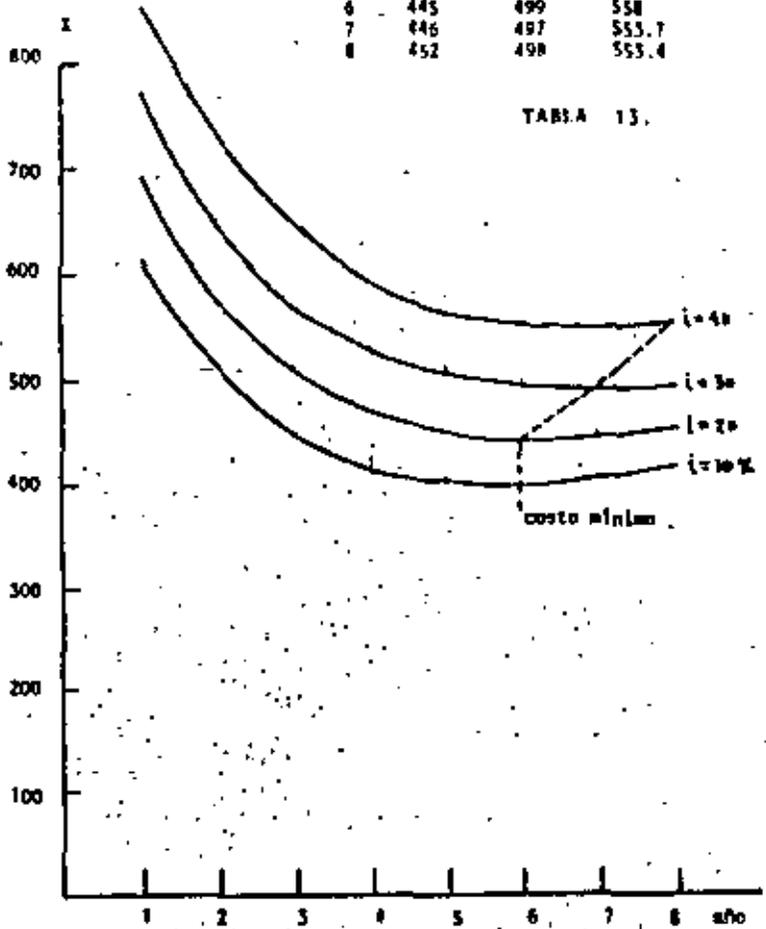


Fig. 9.

COSTOS PROMEDIOS ACUMULADOS  
(valor actualizado)

METODO DE VALOR ACTUALIZADO

AÑO	C	R	M	$\frac{R}{i}$	$R \cdot \frac{1-i^n}{i}$	$\frac{M}{i}$	$M \cdot \frac{1-i^n}{i}$	VP	1-i	$1-i^n$	$(1-i^n) \cdot X$	X
1	800	400	150	0.9091	364	118	118	554	0.0909	0.0909	0.0909	610
2	800	200	160	0.8264	165	132	250	885	0.0909	0.1736	0.1736	510
3	800	100	187	0.7513	75	140	390	1115	0.0909	0.2487	0.2487	448
4	800	50	240	0.6830	34	164	554	1320	0.0909	0.3170	0.2882	416
5	800	25	307	0.6209	15	191	745	1530	0.0909	0.3791	0.3446	408
6	800	25	373	0.5645	14	211	956	1742	0.0909	0.4355	0.3959	400
7	800	25	450	0.5132	13	231	1187	1974	0.0909	0.4868	0.4425	406
8	800	25	540	0.4665	12	247	1434	2222	0.0909	0.5335	0.4850	416

TABLA 12.

## COMPACTACION EN EL CAMPO

### 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 lo 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, tales 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 el 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.

## 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 de la mitad de sus partículas, en peso, son finas.

### 1) 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 éstas.

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 fracción gruesa (retenida en la malla 200) no pasa la malla No. 4, y es del grupo genérico S, en caso contrario.

a) Material prácticamente limpio de finos, bien graduado. Símbolo W (well graded). En combinación con los símbolos genéricos, se obtienen los grupos GW y SW.

b) Material prácticamente 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), teniendo así los grupos MH, CH, 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.

## III. COMPACTACION

### 1. DEFINICION

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.

## SISTEMA UNIFICADO DE CLASIFICACION DE SUELOS INCLUYENDO IDENTIFICACION Y DESCRIPCION

PROCEDIMIENTO DE IDENTIFICACION EN EL CAMPO				SIMBOLOS DEL GRUPO (1)	NOMBRES TÍPICOS	INFORMACION NECESARIA PARA LA DESCRIPCION DE LOS SUELOS							
<b>SUELOS DE PARTICULAS GRUESAS</b> Más de la mitad del material es retenido en la malla N° 200 (Ø)	<b>ARENAS</b> Más de la mitad de la fracción gruesa es retenida en la malla N° 40. Para clasificación visual puede usarse un curso de 0.75 mm comp. equivalente a la abertura de la malla N° 4.	PROCEDIMIENTO DE IDENTIFICACION EN LA FRACCION QUE PASA LA MALLA N° 40		<b>GW</b> Gravas bien graduadas, mezclas de grava y arena, con poco o nada de finos	Darse el nombre seguido de entre los paréntesis, el material de grava y arena, tamaño máximo, angulosidad, características de dureza y dureza de las partículas gruesas, nombre de la grava, cualquier otro información de esta grava pertinente y el símbolo entre paréntesis.								
		<b>ARENAS CON FINOS</b> (ARENAS LIMITADAS) Más de la mitad de la fracción gruesa es retenida en la malla N° 40 y la fracción fina es mayor de 10%.	(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)			<b>GP</b> Gravas mal graduadas, mezclas de grava y arena, con poco o nada de finos	Para los suelos no alterados úpréguese esta información sobre estratificación, compactación, cementación, condiciones de humedad y características de drenaje.						
			(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)					<b>GM</b> Gravas limpias, mezclas de grava, arena y limo	<b>EJEMPLO</b> Arena limosa con grava, como un 20% de grava de partículas duras, angulosas y de 15 cm. de tamaño máximo, arena gruesa a fina de partículas redondeadas o subangulosas, alrededor de 15% de finos no plásticos de baja resistencia en estado seco, compacto y húmedo en el lugar, arena aluvial. (SM)				
			(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)							<b>GC</b> Gravas arcillosas, mezclas de grava arena y arcilla			
			(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)								<b>SW</b> Arenas bien graduadas, arenas con grava con poco o nada de finos		
			(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)									<b>SP</b> Arenas mal graduadas, arenas con grava con poco o nada de finos	
			(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)										<b>SM</b> Arenas limosas, mezclas de arena y limo
(ARENAS CON FINOS) (ARENAS LIMITADAS)		<b>SC</b> Arenas arcillosas, mezclas de arena y arcilla	Arenas arcillosas, mezclas de arena y arcilla										
<b>SUELOS DE PARTICULAS FINAS</b> Menos de la mitad del material pasa la malla N° 200.	<b>ARCILLAS</b> Límite líquido menor de 50	<b>ARCILLAS</b> Límite líquido mayor de 50	<b>RESISTENCIA EN ESTADO SECO</b> (Consistencia cerca del campo en seco)	<b>DELATANCIA</b> (Reacción al estado)	<b>TENACIDAD</b> (Consistencia cerca del límite plástico)	<b>ML</b> Limos inorgánicos, polvo de roca, limos arenosos o arcillosos ligeramente plásticos	Darse el nombre típico, indíquese el grado y carácter de la plasticidad, cantidad y tamaño máximo de las partículas gruesas, color del suelo húmedo, nombre local y geológico, cualquier otra información de esta grava pertinente y el símbolo entre paréntesis.						
			Nulo o ligera	Rápido a lento	Nulo			<b>CL</b> Arcillas inorgánicas de baja a media plasticidad, arcillas con grava, arcillas arenosas, arcillas limosas, arcillas pobres					
			Medio o alta	Nulo a muy lento	Medio				<b>OL</b> Limos orgánicos y arcillas limosas orgánicas de baja plasticidad				
			Ligero a medio	Lento	Ligero					<b>MH</b> Limos inorgánicos, limos micáceos o diatomáceos, limos elásticos			
			Ligero a medio	Lento a nulo	Ligero a medio						<b>CH</b> Arcillas inorgánicas de alta plasticidad arcillas francas		
			Alta a muy alta	Nulo	Alto							<b>DH</b> Arcillas orgánicas de media a alta plasticidad, limos orgánicos de media plasticidad.	
			Medio a alta	Nulo a muy lento	Ligero a medio								<b>EJEMPLO</b> Limo arcilloso, café, ligeramente plástico, porcentaje reducido de arena fina, muchos agujeros verticales de raíces, firme y seco en el lugar, limo (ML)
<b>SUELOS ALTAMENTE ORGANICOS</b>		Fácilmente identificables por su color, olor, asociación esponjosa y frecuentemente por su textura fibrosa.		<b>Pt</b>	Turba y otros suelos altamente orgánicos								

(\*) Clasificaciones de transición - Los suelos que poseen las características de dos grupos se designan con la combinación de los dos símbolos

(Ø) Todos los tamaños de las mallas en esta carta son los U.S. Standard.

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 o menos rápida, producida por medios mecánicos durante el proceso de construcción. -- (Fig. 1).

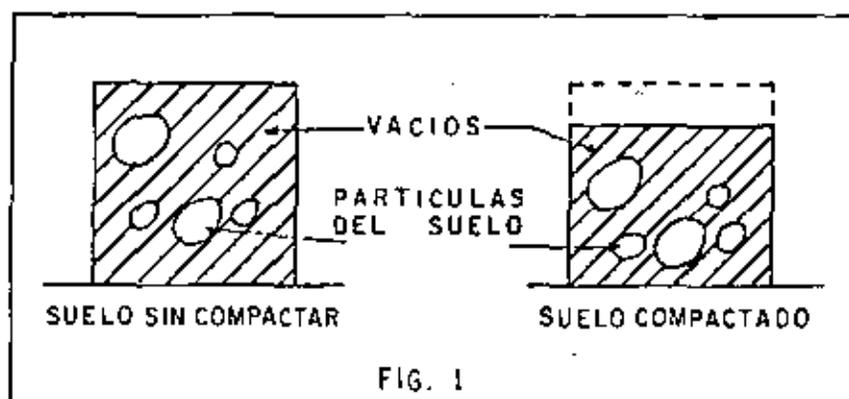


FIG. 1

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. PROPOSITO E IMPORTANCIA,

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 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 o 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 4 1/2" 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 cm<sup>2</sup>, el que se deja caer de 35 cm de altura (Fig. 2). Todo esto con el objeto de siempre dar al material la misma energía de compactación.

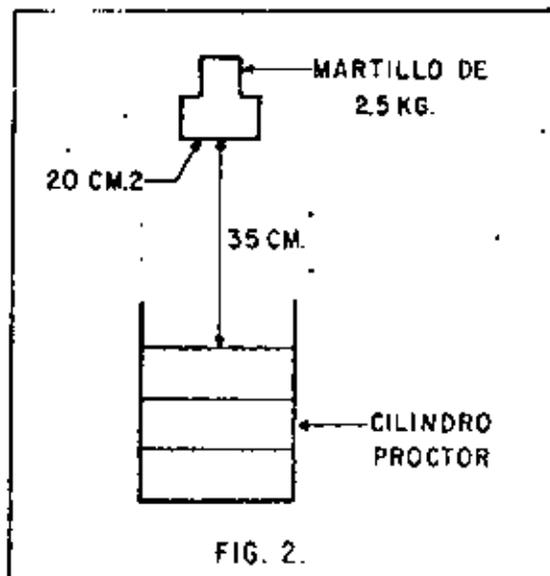


FIG. 2.

- 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).

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.), o 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 terraplén y la humedad óptima.

Por ejemplo: Si el proyectista especifica 95% Proctor en el caso de la gráfica, tenemos: P.V.S.M. = 1820 kg/m<sup>3</sup>

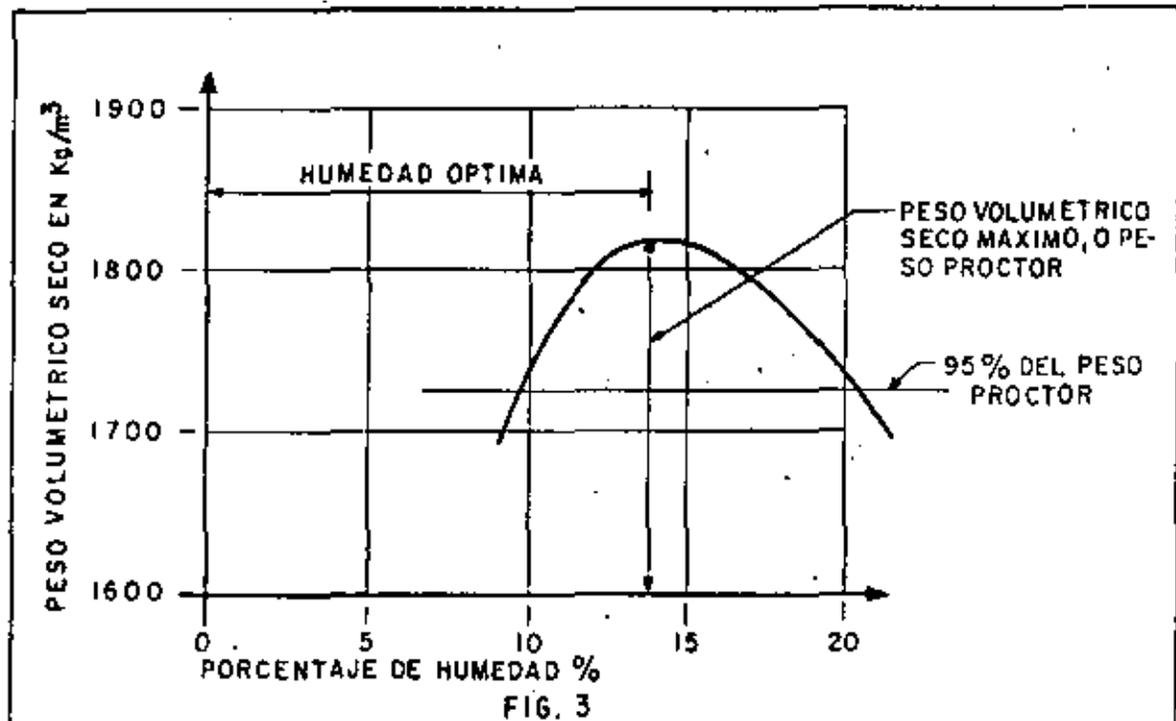
$$95\% \text{ de P.V.S.M.} = 0.95 \times 1820 = 1729 \text{ kg/m}^3$$

es decir el constructor debe obtener un peso volumétrico seco mínimo de 1729 kg/m<sup>3</sup> en ese material.

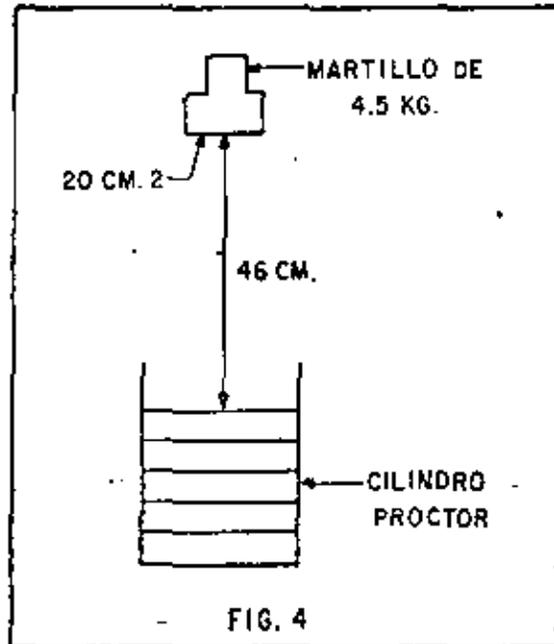
La razón de la existencia de un peso volumétrico máximo es que en todos los suelos, al incrementarse su humedad, se les proporciona un medio lubricante entre sus partículas, que permite un cierto acomodo de estas cuando se sujetan a un cierto trabajo de compactación. Si se sigue aumentando la humedad, 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 o 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 vio 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 46cm, dando 25 golpes por capa (Fig. 4).



En todos los aspectos las dos pruebas son semejantes, únicamente el trabajo de compactación se ha incrementado aproximadamente 4.5 veces.

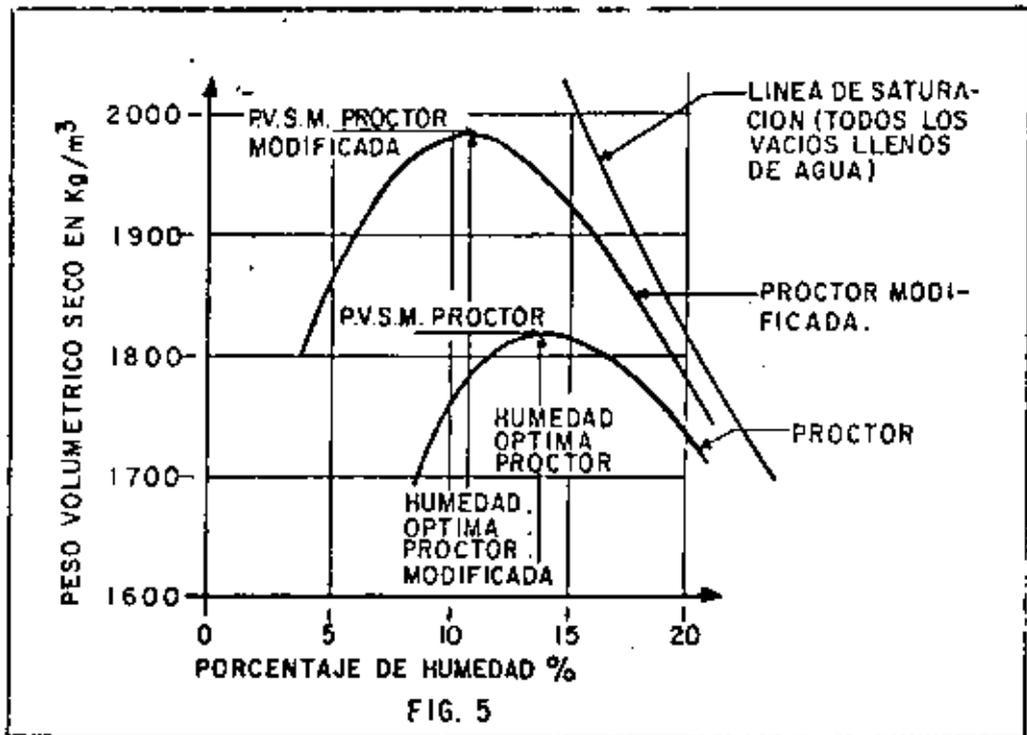
La gráfica siguiente es un ejemplo de la prueba proctor y la prueba proctor modificada efectuadas en el mismo material (Fig. 5).

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 30cm 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 Ton.
- f) Se aplica la carga gradualmente de tal manera que en cinco minutos se alcance una presión de 140,6 kg/cm<sup>2</sup>, 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/m<sup>3</sup>, y el diseñador ha pedido el 95% Porter, en la obra tendremos que alcanzar un peso volumétrico seco de:  $0.95 \times 2,000 = 1,900$  kg/m<sup>3</sup>.

#### 4. METODOS DE CONTROL.

Para medir en la obra si se ha alcanzado el peso volumétrico especificado hay varios métodos:

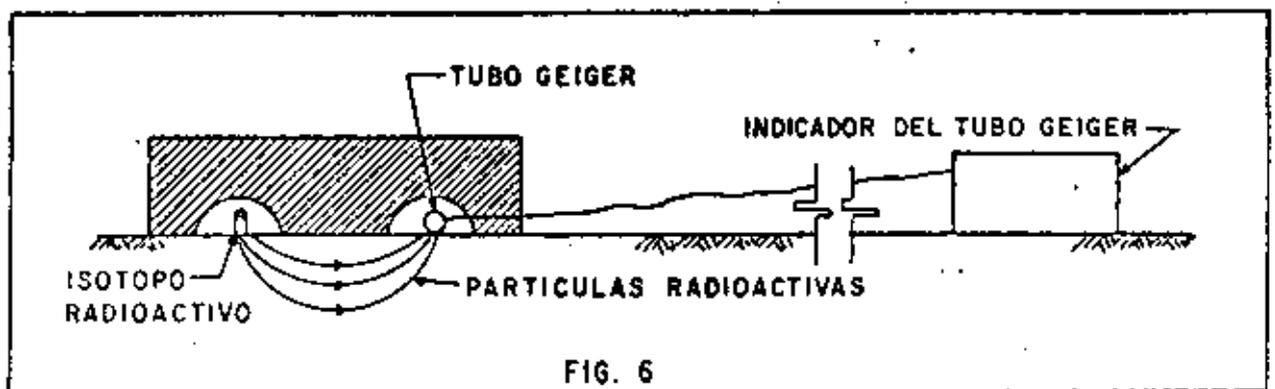
- A) Medida física de peso y volumen
- B) Mediciones nucleares
- C) O t r o s

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, o 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 seca 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 y un tubo Geiger (Fig. 6).

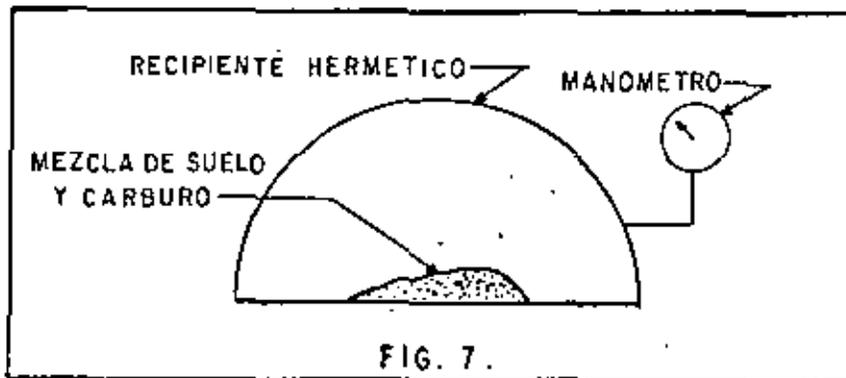


El bloque de plomo se coloca sobre la capa a probar, el número de partículas que llegan al tubo Geiger está en función de la masa del material que tienen que atravesar, es decir, es función del peso volumétrico, entonces la medida del indicador debe compararse con otra medida hecha en una capa que tenga 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. 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.



#### 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. 8).

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. 9).
- b) Si aumenta la presión, y el área permanece constante (Fig. 10) la profundidad del bulbo no aumenta significativamente, pero la presión, y por lo tanto la energía de compactación, sí aumenta.

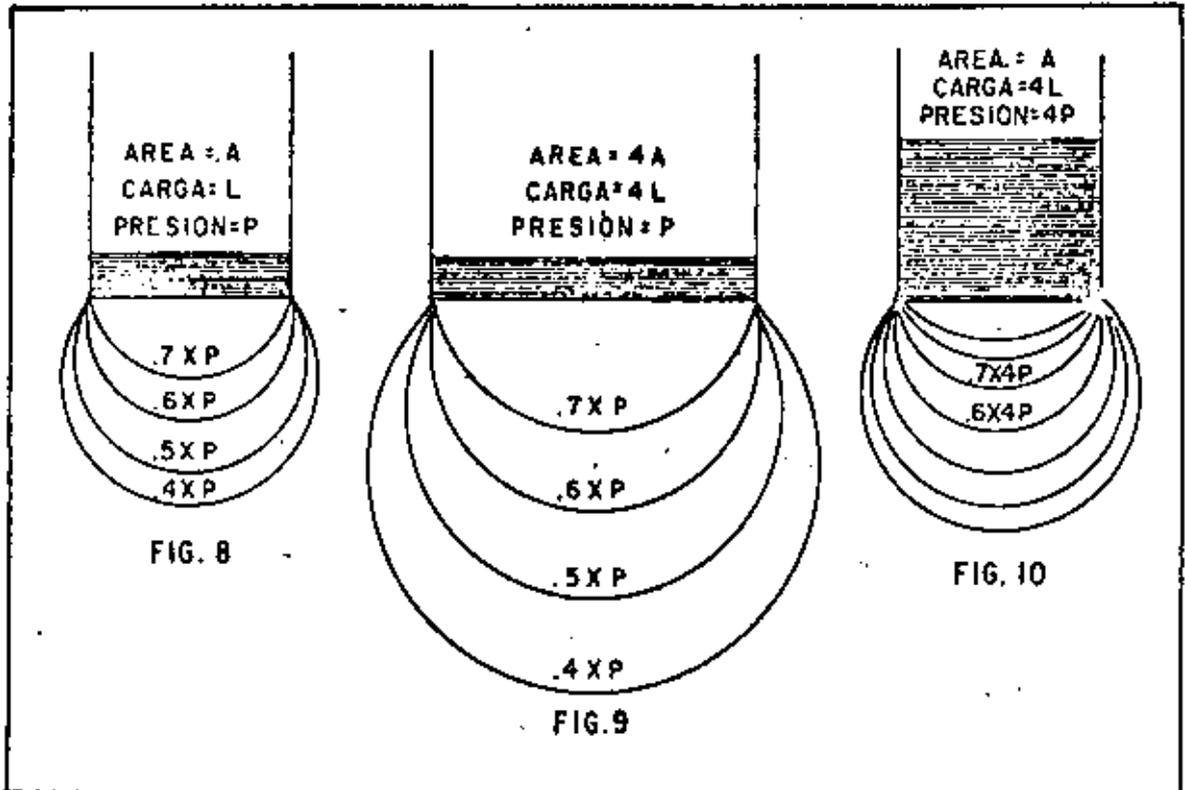
Si consideramos un cierto equipo de compactación, trabajando capas de un determinado espesor:

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 fue 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 o 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 o 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.

$$R = nF$$

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 o 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 o 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 o 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 Summer o Somers una enzima es: "cierta substancia 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 agrupan 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.

## V. EQUIPO DE COMPACTACION.

Hay una gran variedad de equipos de compactación, se describirán sus características básicas:

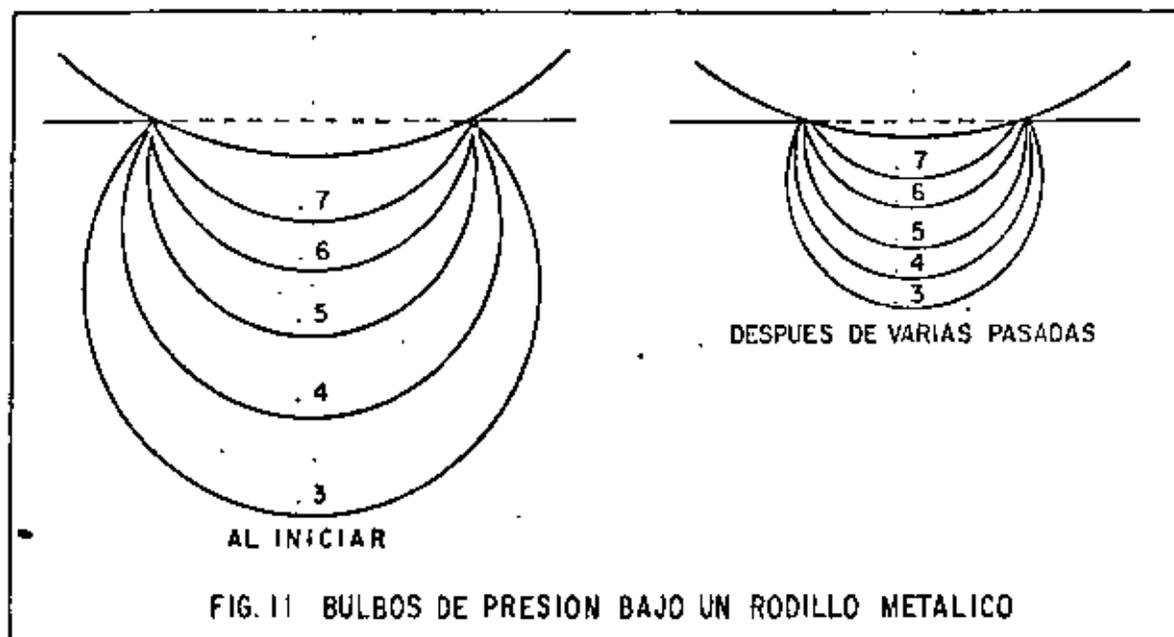
### 1. RODILLOS METALICOS.

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 o 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. 11). 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 (encarpetamiento).

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 compacidad 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 puenta, 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. 12).

B) Planchas de Tres Ruedas.- Son quizás de más antiguo diseño; estas planchas tienen dos ruedas traseras paralelas y una rueda delantera; las ruedas pueden ser huecas para ser lastradas o formadas por placas de acero roladas con atiesadores (Fig. 13).

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 tritura -

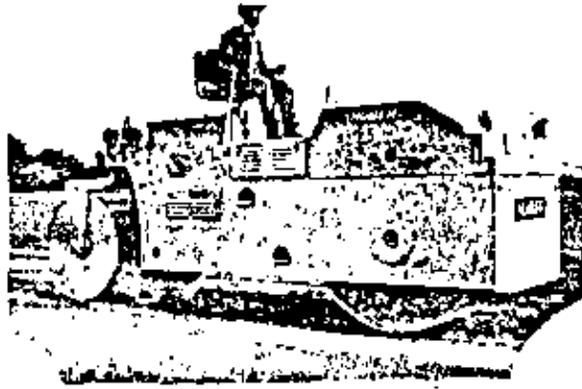


FIG. 5.2 PLANCHA EN TANDEM

dor puede ser necesario; su efectividad se ve mermada en materiales granulo plásticos, donde se tiende a un encarpetamiento; en materiales plásticos o hesivos no tienen gran aplicación.



FIG. 5.3 PLANCHA DE TRES RUEDAS

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 o 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 tal que las traseras trasiapan con las delanteras (Fig. 14).

Algunos de estos compactadores tienen montadas sus ruedas en forma tal que oscilan o "bailan" al rodar, lo que aumenta su efecto de amasamiento.

Estos compactadores proporcionan una presión de contacto semejante a la proporcionada por equipos de mayor peso y llantas grandes, tienen mayor maniobrabilidad, no empujan mucho material adelante de ellos, tienen poca profundidad de acción y poca flotación en materiales sueltos.

B) DE LLANTAS GRANDES.- Son generalmente arrastrados por tractor y pesan de 15 a 50 Ton. 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.

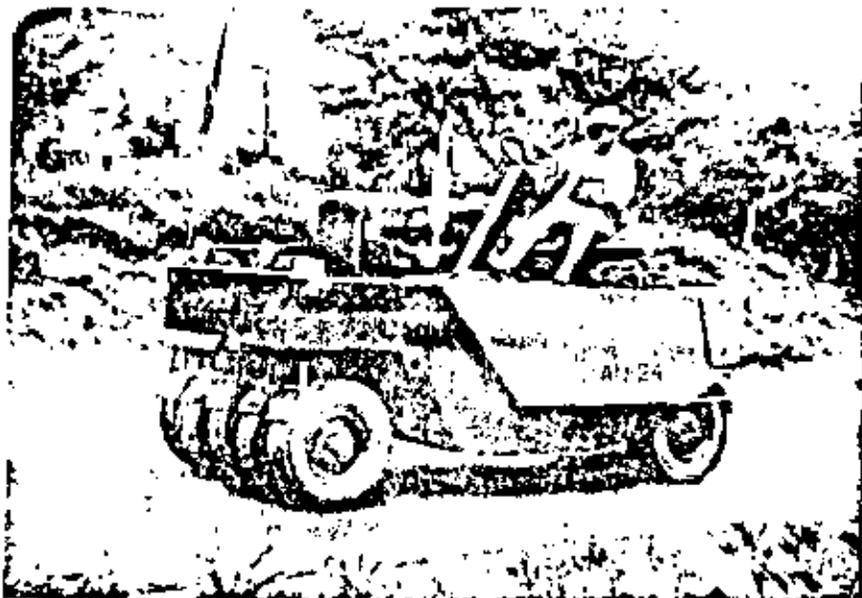
Su mejor aplicación es usarlos como compactadores de prueba.

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 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. 15):

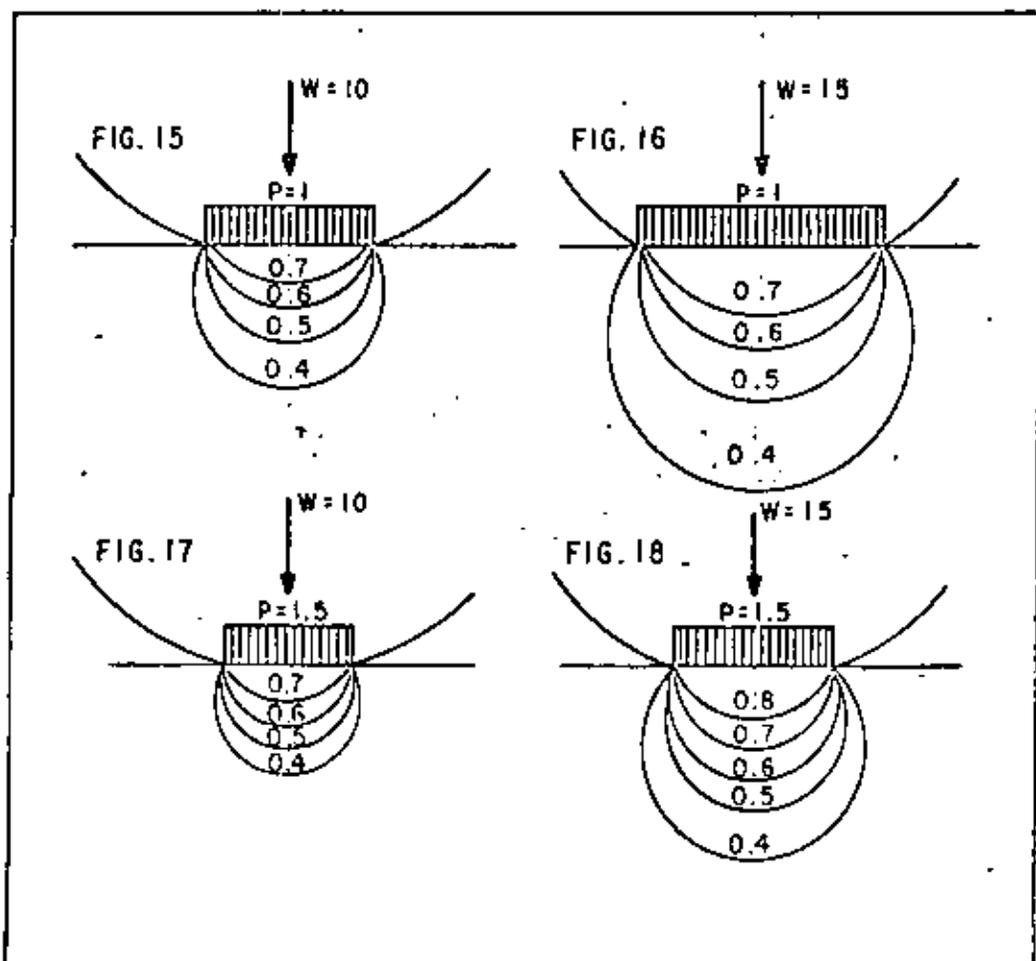


Podemos observar que si aumentamos el peso sin aumentar la presión (Fig. 16), aumentamos la profundidad del bulbo, pero no aumentamos la presión, esto nos permitiría trabajar capas relativamente mayores, pero el aumento de eficiencia es casi nulo, y las llantas durarán menos pues estamos aumentando el trabajo de deformación de la llanta.

Si aumentamos la presión sin aumentar la carga (Fig. 17) 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. 18), 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 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 ton) y pueden llegar hasta 80 psi en compactadores grandes. (de 10 a 60 ton).

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.

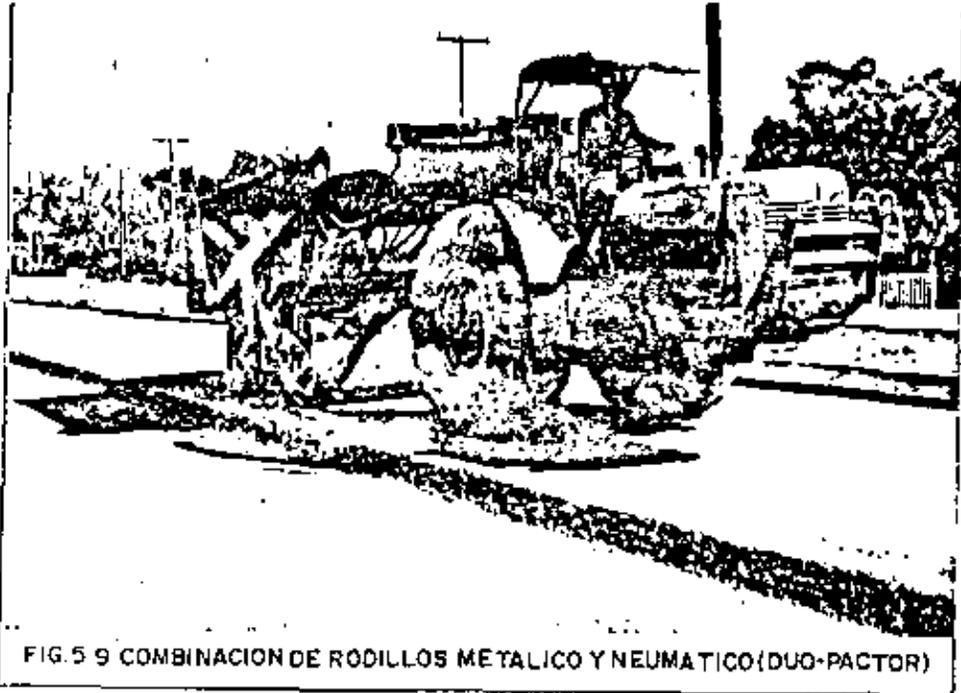


FIG. 5 9 COMBINACION DE RODILLOS METALICO Y NEUMATICO (DUO-FACTOR)

### 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. 20).

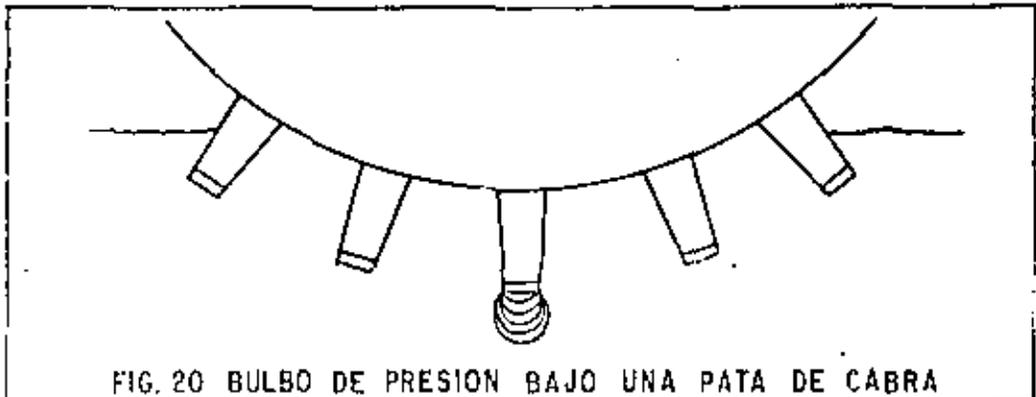


FIG. 20 BULBO DE PRESION BAJO UNA PATA DE CABRA

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.21).



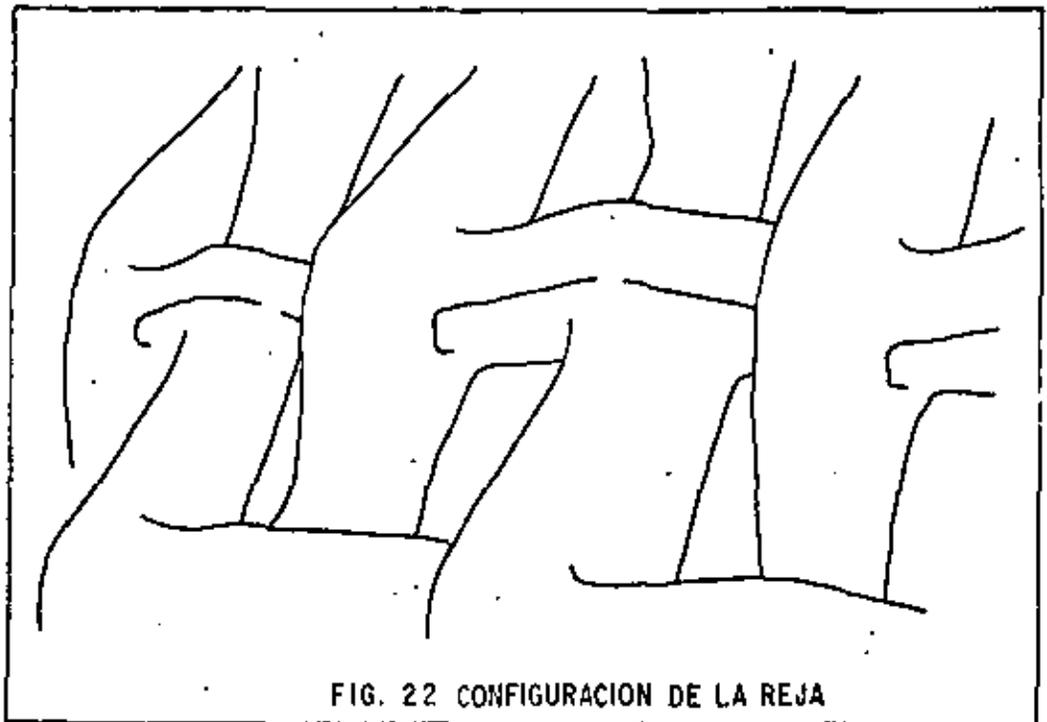
FIG.5.II RODILLO PATA DE CABRA

#### 4. RODILLO DE REJA.

Este compactador fue 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 guía 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 reja 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. 22).



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).

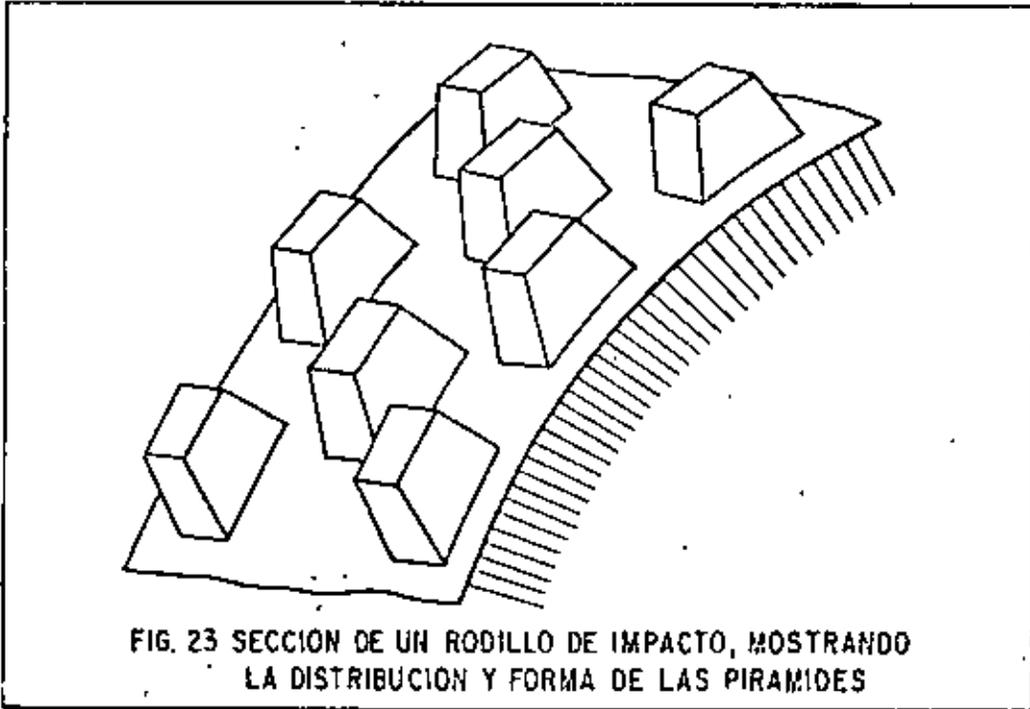
A causa de los problemas de limpieza del rodillo de reja, se diseñó un nuevo rodillo usando los mismos principios: el rodillo de impacto, este es un rodillo metálico, en el que se han fijado unas salientes en forma aproximada de una pirámide rectangular truncada (Fig. 23).

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 da las mismas ventajas, pudiéndose limpiar fácilmente por medio de dientes sujetos al marco.

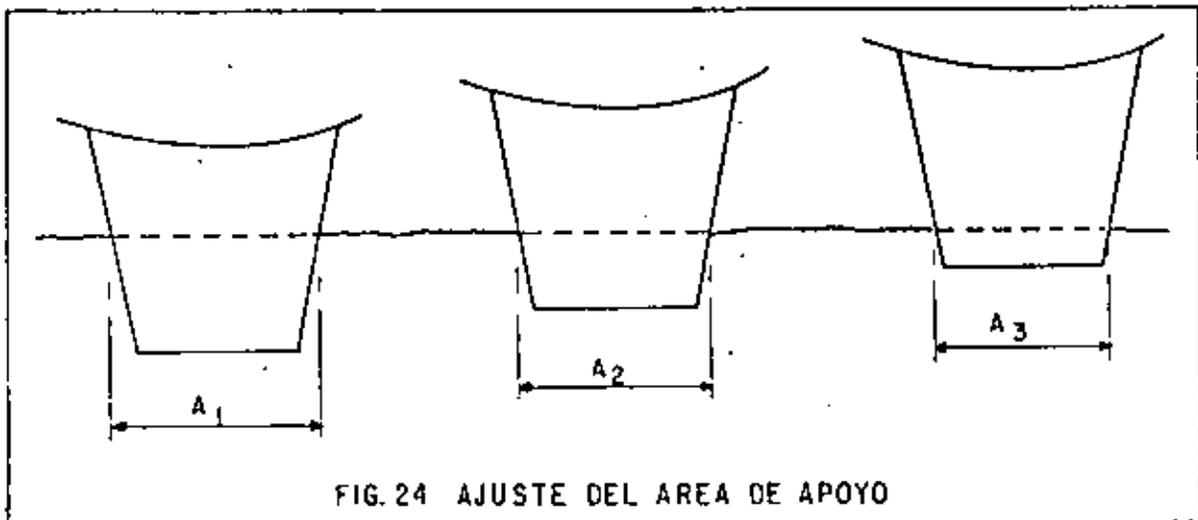
Estas salientes han sido diseñadas de tal manera que el área de contacto se incrementa con la penetración, ajustándose automáticamente la presión a la resistencia del suelo compactado (Fig. 24).

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. 25).

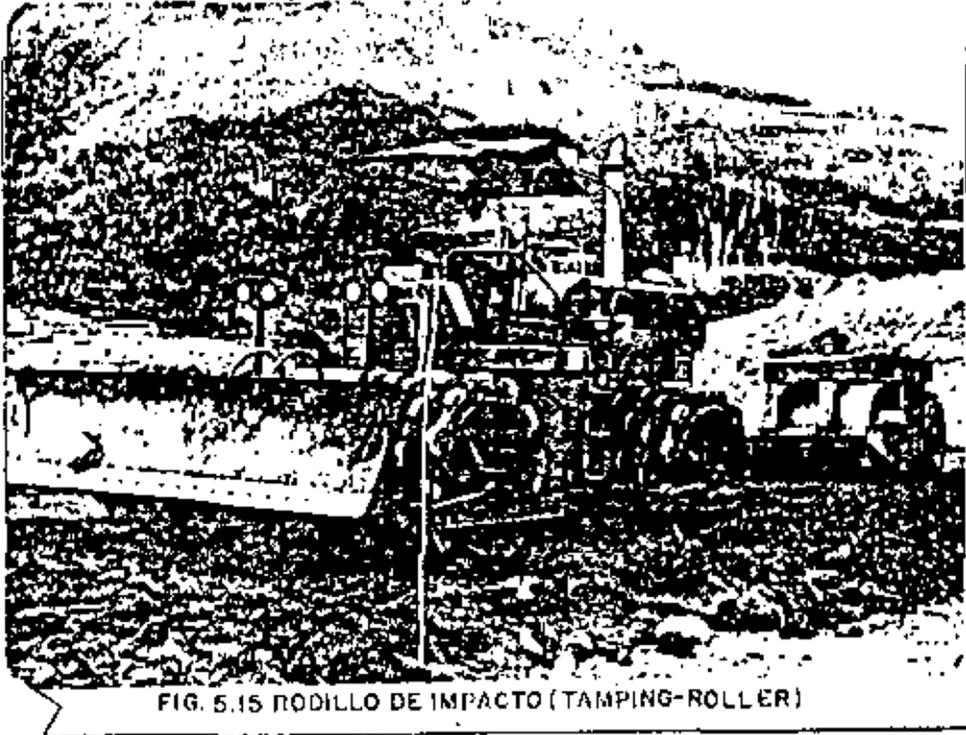


FIG. 5.15 RODILLO DE IMPACTO (TAMPING-ROLLER)

## 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 limitada a suelos granulares.

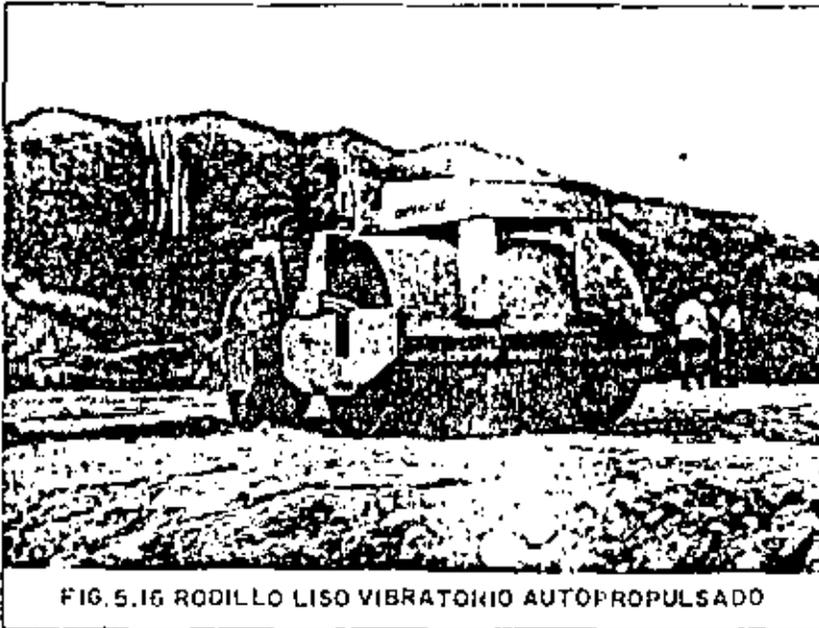
La vibración provoca un reacomodo de las partículas del suelo que resulta en un incremento del peso volumétrico, pudiendo alcanzar espesores grandes de la capa (0.80 m).

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. 26).

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 o 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.



## VI. 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.

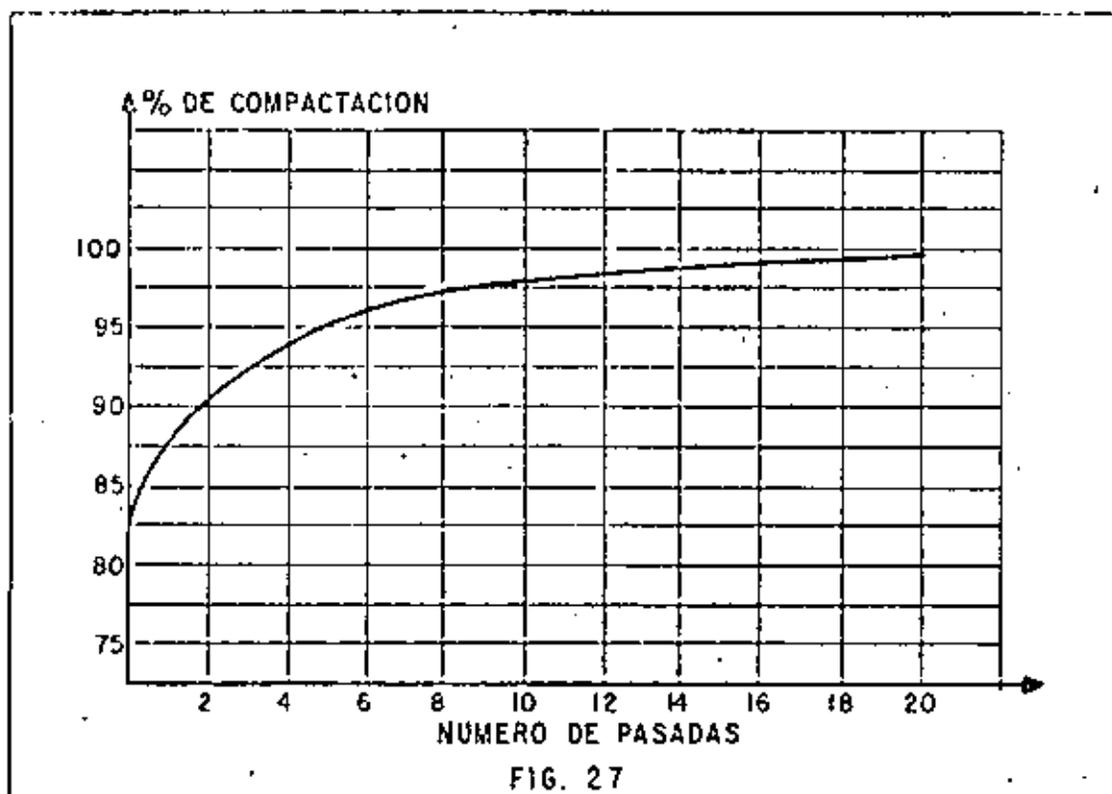
Es oportuno hacer notar aquí, que la forma de las partículas también tiene importancia en la compactación. Materiales con partículas de forma angulara son generalmente más fácilmente compactados por sus acunamientos, que materiales con partículas redondeadas.

3) **NUMERO DE PASADAS.** El número de pasadas que un equipo deba dar sobre un material dependerá de (Fig. 27):

- 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 o Semicompacto)
- C) Area 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 o 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<sup>2</sup> se densifica correctamente, tratemos de encontrar el espesor de capa.

$$\text{presión} = \frac{\text{Fuerza}}{\text{Área}}$$

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:

$$p_o = \frac{F}{3.14 e^2}$$

De donde:

$$e = \sqrt{\frac{F}{3.14 p_0}}$$

Suponiendo  $F = 1800 \text{ kg}$  y  $p_0 = 9 \text{ kg/cm}^2$

$$e = \sqrt{\frac{1800 \text{ kg}}{3.14 \times 9}} = 8 \text{ cm}$$

Recurriendo a los factores de influencia para diferentes profundidades - de la teoría de Boussinesq obtenemos:

Profundidad	Factor de Influencia	Presión
$e = 8 \text{ cm}$	$p_1 = 0.6 p_0$	$P_1 = 5.4 \text{ kg/cm}^2$
$2e = 16 \text{ cm}$	$p_2 = 0.3 p_0$	$P_2 = 2.7 \text{ kg/cm}^2$
$3e = 24 \text{ cm}$	$p_3 = 0.15 p_0$	$P_3 = 1.35 \text{ kg/cm}^2$
$4e = 32 \text{ cm}$	$p_4 = 0.09 p_0$	$P_4 = 0.81 \text{ kg/cm}^2$

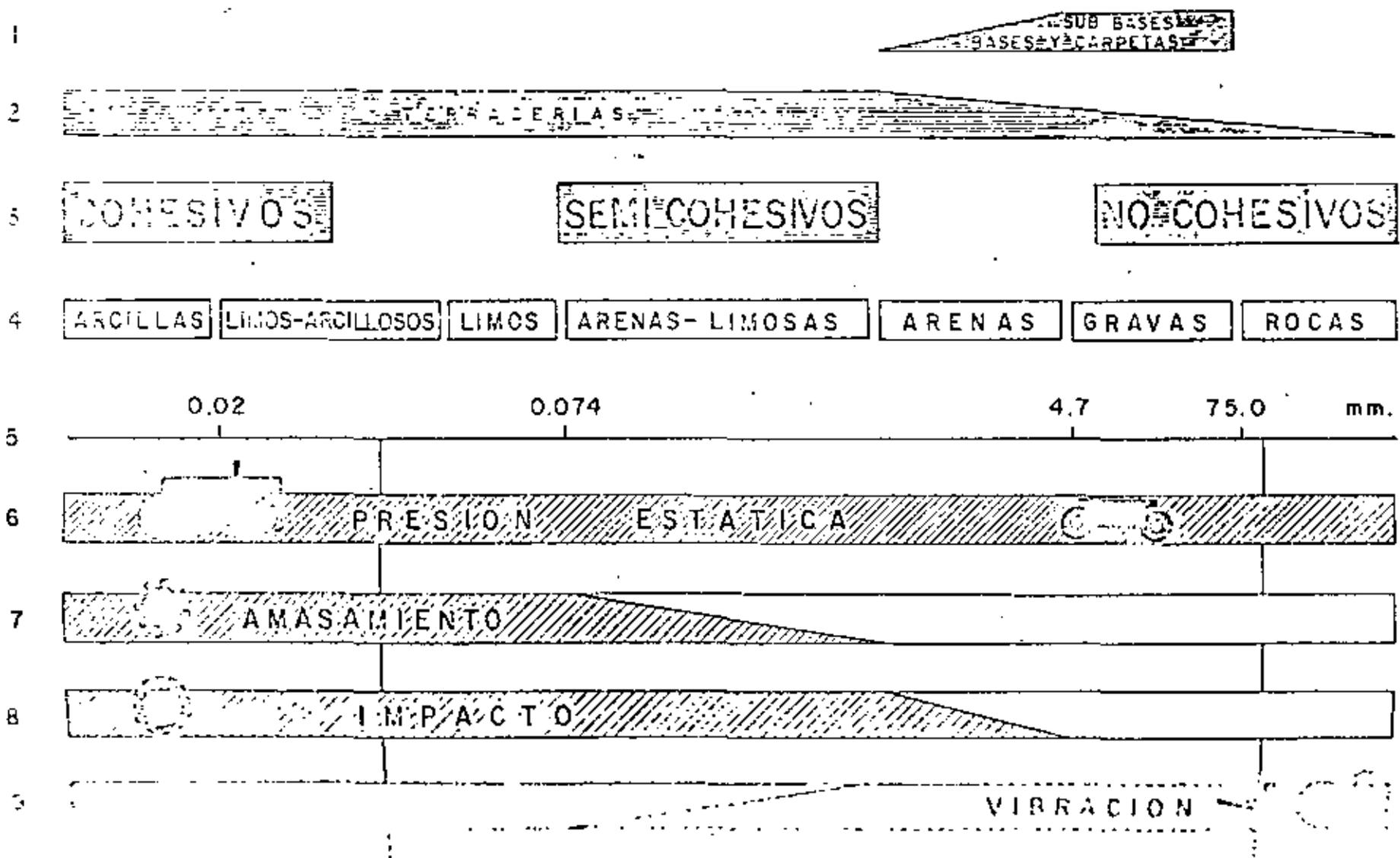
De lo anterior se concluye que para un material que requiere  $2.7 \text{ kg/cm}^2$  de presión para ser compactado eficientemente con un compactador de  $1800 \text{ kg}$  de carga por rueda y una presión de contacto de  $9 \text{ kg/cm}^2$  se puede usar un espesor de capa de  $16 \text{ cm}$ .

## 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 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 más importantes que deben tomarse en cuenta para esta selección son:

# SELECCION DE EQUIPO



- 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 materiales y su respectivo tamaño en mm. En el renglón 3 se clasifican en cohesivos, semicohesivos y no cohesivos, (los más finos son cohesivos y los granulares - no cohesivos) en los renglones 1 y 2 se indica su uso más 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 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 o 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 por compactar, 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.

#### VIII. REGLAS A SEGUIR EN CASO DE TENER PROBLEMAS CON LA COMPACTACIÓN.

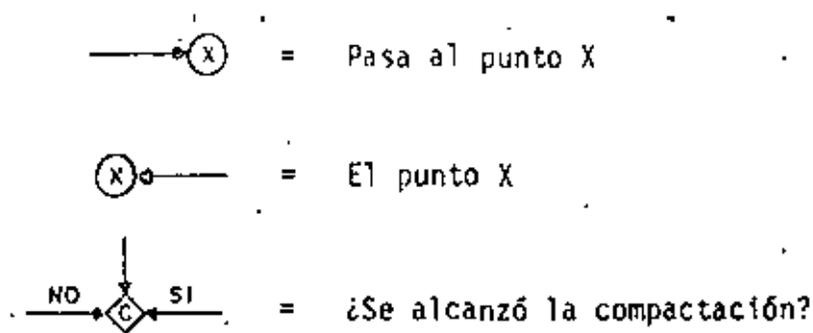
¿Qué hacer cuando el control nos indica una falla?

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 o una acción.

 = Una alternativa.



IX. RENDIMIENTO DEL EQUIPO DE COMPACTACION Y COSTO DE LA COMPACTACION.

1) RENDIMIENTO DE UN EQUIPO DE COMPACTACION.

Para determinar la producción horaria de un equipo de compactación se deben 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

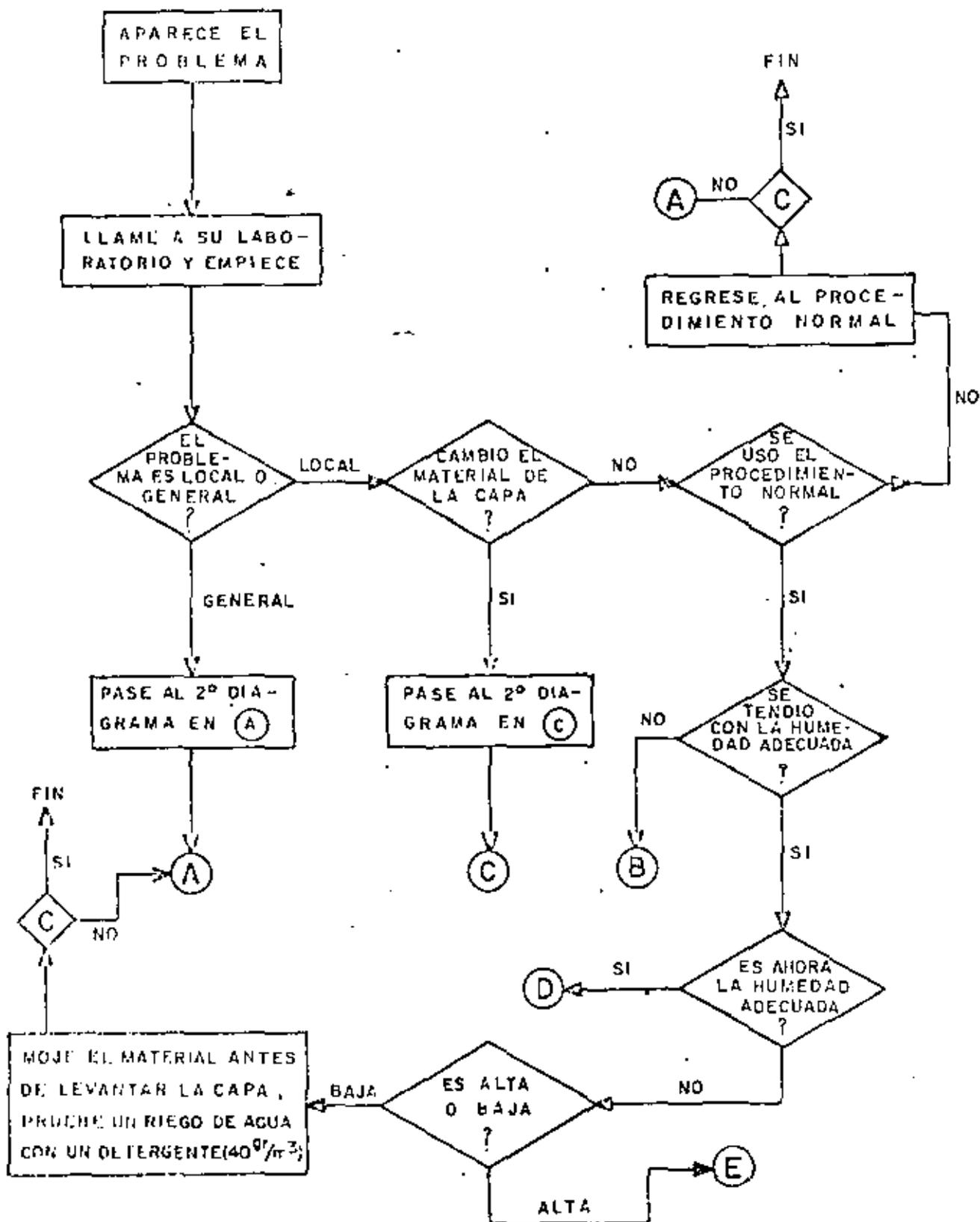
Para calcular la producción se determina primero el área cubierta en una hora con una pasada; dividiendo la cifra así obtenida entre el número de pasadas requeridas para obtener la compactación estipulada, resulta el área compactada de suelo por hora. Multiplicando esta última área por el espesor compactado de capa se obtiene el volumen compactado por hora.

La fórmula puede escribirse:

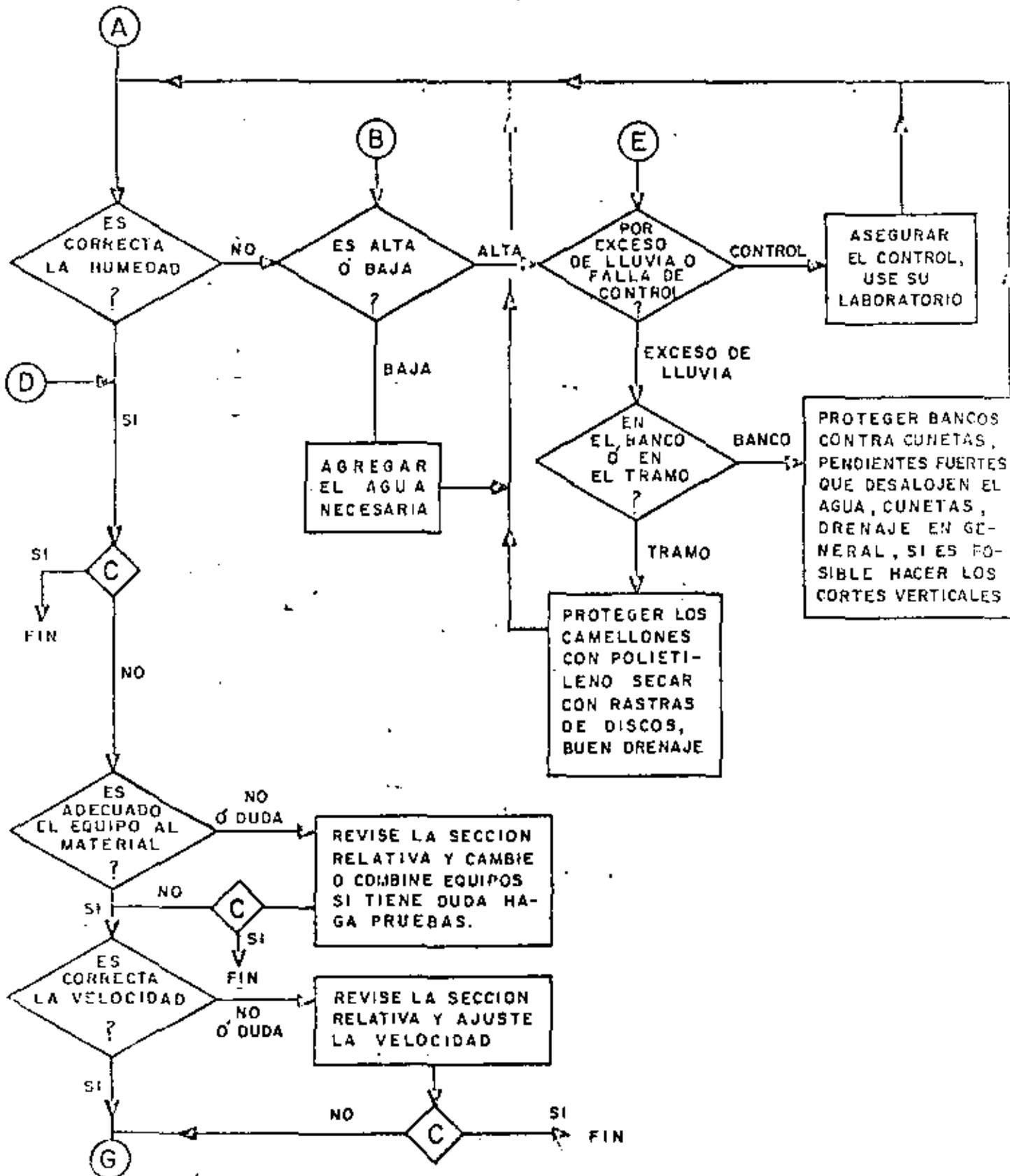
$$P = \frac{A \times V \times E \times 10 \times C}{N}$$

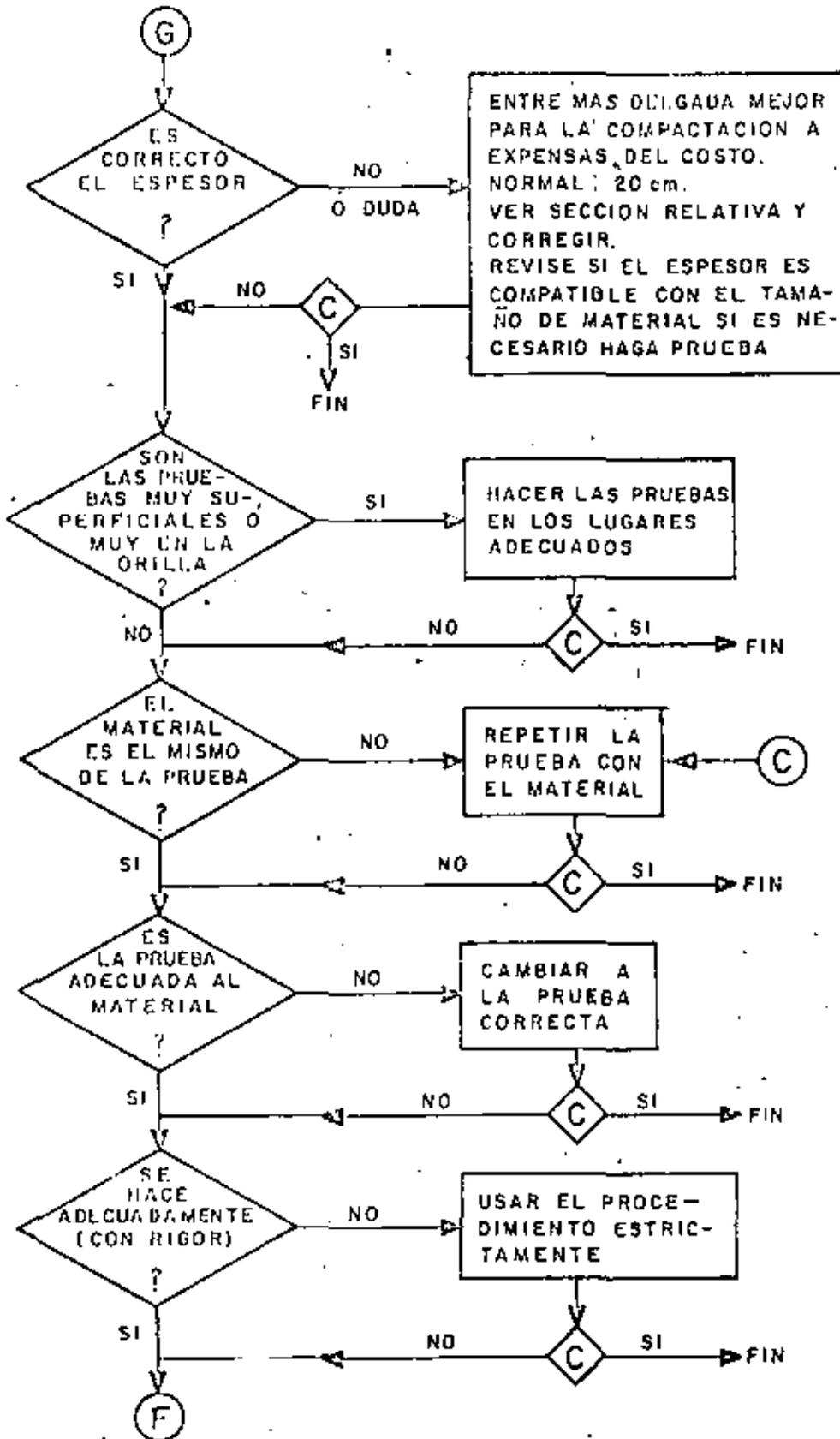
- P = Producción horaria (m<sup>3</sup>/h).
- A = Ancho compactado por la máquina (m)
- V = Velocidad (km/h)
- E = Espesor de capa (cm)
- N = Número de pasadas
- 10 = Factor de conversión
- C = Eficiencia (0.6 a 0.8)

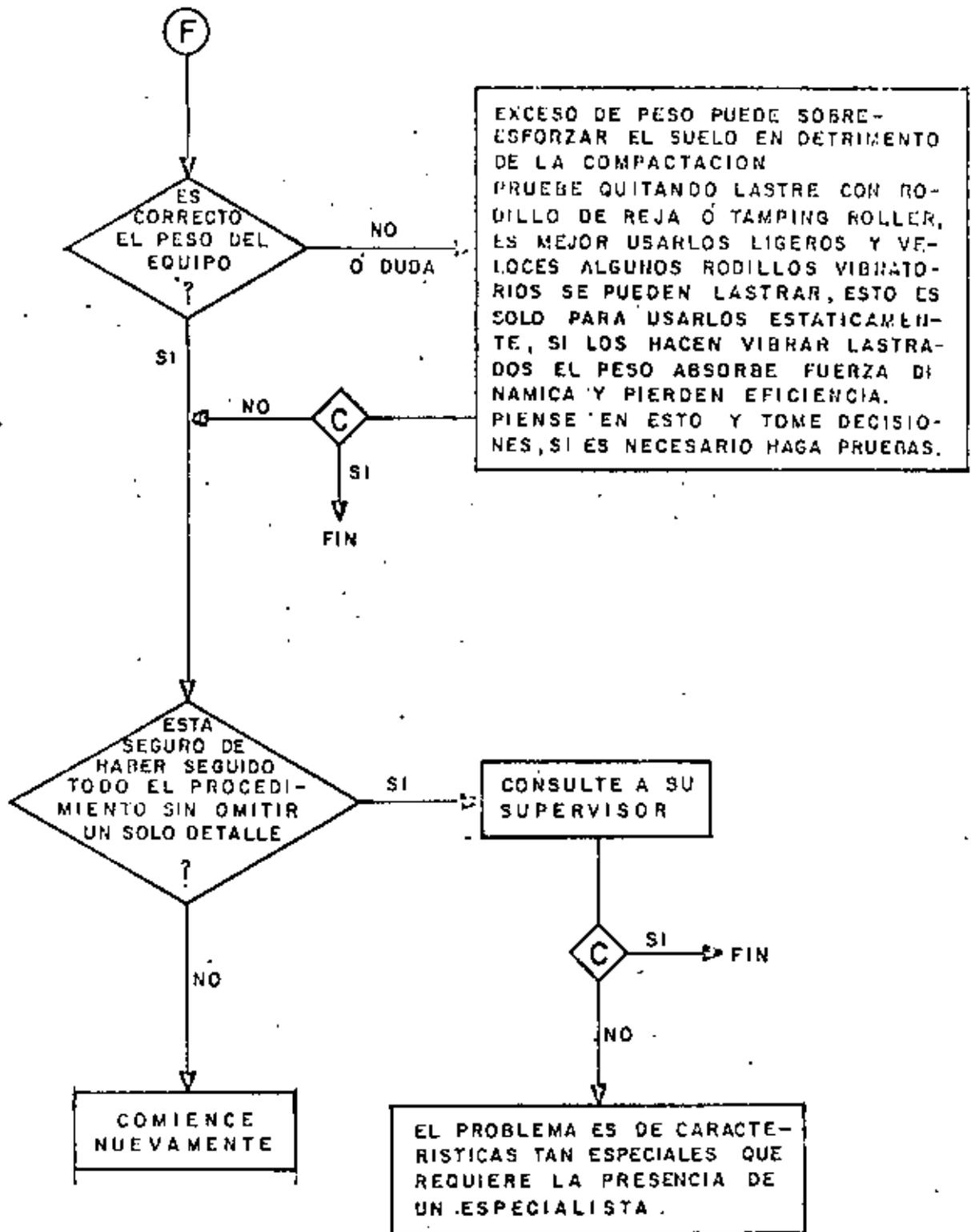
# PRIMER DIAGRAMA



# SEGUNDO DIAGRAMA

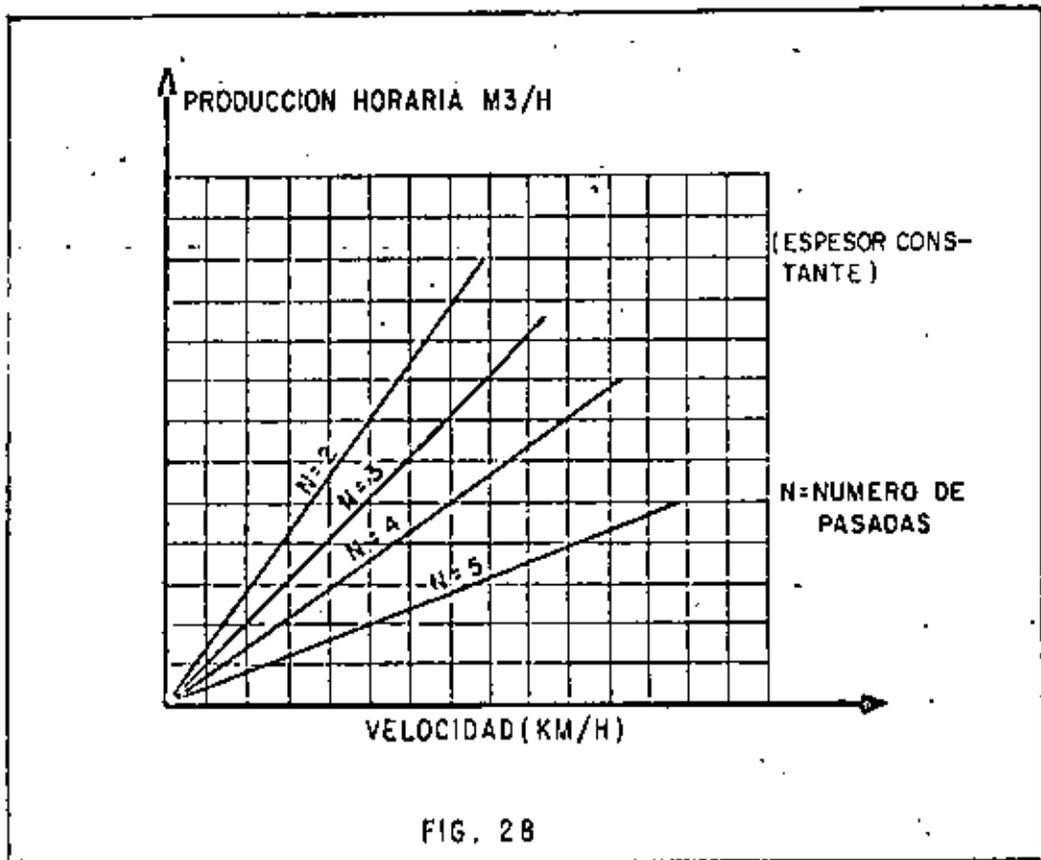






La eficiencia (C) afecta la capacidad teórica, reduciéndola por traslapos de pasadas paralelas, por tiempo perdido para dar vuelta y otros factores.

Conociendo los factores anteriores para cada equipo compactador, se pueden graficar, para espesor constante, las capacidades de producción como se indica en la gráfica (Fig. 28).



## 2) COSTO DE LA COMPACTACION.

Conociendo la capacidad de producción de un compactador y para conocer el costo del (m<sup>3</sup>) 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 costo horario de equipo de construcción.

Es decir se deben obtener:

A) Cargos fijos.

Depreciación  
Intereses  
Seguros  
Almacenaje  
Mantenimiento

B) Consumos

Combustibles  
Lubricantes  
Llantas

C) Operación

D) Transporte

Sumando.

- 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 (m<sup>3</sup>) compactado:

$$\text{Costo por m}^3 = \frac{\text{Costo Horario Equipo}}{\text{Producción Horaria Equipo}}$$

### E J E M P L O (1)

Se 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. DETERMINACION DE COSTOS HORARIO.

##### 1. Rodillo liso arrastrado por tractor agrícola.

PRECIO DE ADQUISICION RODILLO	\$ 180,000.00
PRECIO DE ADQUISICION TRACTOR	\$ 140,000.00
	<hr/>
	\$ 320,000.00

Se considera una vida útil del conjunto de 8000 Horas y un valor de rescate de cero.

Cargos fijos	\$ 102.00
Consumos	6.00
Operación	12.00
Transporte	3.00
	<hr/>
	123.00/HORA

##### 2. Rodillo sencillo vibratorio autopropulsado

PRECIO DE ADQUISICION	\$ 390.000.00
-----------------------	---------------

Se considera también una vida útil de 8000 Horas y un valor de rescate de cero.

Cargos fijos	\$ 112.00
Consumos	6.00
Operación	12.00
Transporte	3.00
	<hr/>
	\$ 133.00/HORA

3. Rodillo tandem vibratorio autopropulsado.

PRECIO DE ADQUISICION \$ 725,000.00

Haremos la misma consideración por lo que respecta a vida útil y valor de rescate que las alternativas anteriores.

Cargos fijos	\$ 205.00
Consumos	12.00
Operación	12.00
Transporte	3.00
	<hr/>
	\$ 232.00/HORA

II. DETERMINACION DE PRODUCCIONES HORARIAS.

1. Rodillo arrastrado por tractor agrícola.

Ancho	= 1.50 m
Velocidad	= 4 km/h.
Espesor	= 20 cm
Número de pasadas	= 4 para 95%
Coefficiente de reducción	= 0.7

$$p = \frac{1.50 \times 4 \times 20 \times 10 \times 0.7}{4}$$

$$p = 210 \text{ m}^3/\text{HORA}$$

2. Rodillo autopropulsado

Ancho	=	2.14 m
Velocidad	=	4 km/h
Espesor	=	20 cm
Número de pasadas	=	4 para 95%
Coefficiente de reducción	=	0.8

(Es de mayor maniobrabilidad y de mayor energía dinámica).

$$p = \frac{2.14 \times 4 \times 20 \times 10 \times 0.8}{4}$$

$$p = 342.4 \text{ m}^3/\text{HORA}$$

3. Rodillo tandem autopropulsado.

Ancho	=	1.50 m
Velocidad	=	4 km/h
Espesor	=	20 cm
Número de pasadas	=	2 (por ser dos rodillos)
Coefficiente de reducción	=	0.8

$$p = \frac{1.50 \times 4 \times 20 \times 10 \times 0.8}{2}$$

$$p = 480 \text{ m}^3/\text{HORA}$$

### III. DETERMINACION DE COSTO DE COMPACTACION.

	COSTO HORARIO	PRODUCCION	COSTO x M <sup>3</sup>
Caso 1	\$ 123.00/H	210 m <sup>3</sup> /h	\$ 0.59/m <sup>3</sup>
Caso 2	\$ 133.00/H	342.4 m <sup>3</sup> /h	\$ 0.39/m <sup>3</sup>
Caso 3	\$ 232.00/H	480 m <sup>3</sup> /h	\$ 0.48/m <sup>3</sup>

Se hace notar que a pesar de que la diferencias de valor de adquisición entre los casos (1) y (3) es de 26% aproximadamente, se obtiene un ahorro en el caso (3), del costo de compactación, cercano al 20%.

Suponiendo que se contara con un compactador de impacto autopropulsado, con costo horario de \$ 240.00 y se tratara de compactar el material granular del ejemplo, se obtiene:

Producción Horaria:

- Ancho = 1.94 m
- Velocidad = 9 km/Hora
- Espesor = 20 cm
- Número de pasadas = 8 pasadas (contando sus cuatro rodillos)
- Coefficiente de reducción = 0.8

$$\text{Producción} = \frac{1.94 \times 9 \times 20 \times 10 \times 0.8}{8}$$

$$\text{Producción} = 349.2 \text{ m}^3/\text{H}$$

$$\text{Costo por compactación} = \frac{\$ 240.00/\text{H}}{349.2 \text{ m}^3/\text{H}}$$

$$\text{Costo} = \$ 0.69/\text{m}^3$$

El costo obtenido demuestra una mala selección del equipo, ya que resultó mayor que los obtenidos para rodillos vibratorios.

El 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.

#### E J E M P L O (2)

MATERIAL POR COMPACTAR: Arena bien graduada

VOLUMEN POR COMPACTAR:  $800 \text{ m}^3$  sueltos/hora

FACTOR DE REDUCCION AL 95% = 0.85

##### A) PLANCHA TANDEM

Ancho rodillos = 2.00 m

Velocidad máxima de desplazamiento 7 km/h

Número de pasadas para obtener el 95% de compactación = 10

Espesor compacto de capa = 12 cm

Costo horario = \$ 68.00/h

##### B) RODILLOS VIBRATORIO AUTOPROPULSADO

Ancho rodillo = 1.50 m

Velocidad máxima de desplazamiento = 4 km/h.

Número de pasadas para obtener el 95% de compactación = 3

Espesor compacto de capa = 25 cm

Costo horario = \$ 180.00/hora

#### P R E G U N T A S

1. ¿Cuántas planchas tandem son necesarias para compactar  $800 \text{ m}^3$  sueltos por hora?.
2. ¿Cuántos rodillos vibratorios son necesarios para compactar  $800 \text{ m}^3$  sueltos por hora?.
3. ¿Cual equipo proporcionará una compactación más económica?

Se determinan primero las producciones horarias de los equipos.

A) PLANCHIA TANDEM

$$p = \frac{2.00 \times 7 \times 12 \times 10 \times 0.8}{10}$$

$$p = 134.4 \text{ m}^3/\text{h (compactos)}$$

B) RODILLO VIBRATORIO

$$p = \frac{1.50 \times 4 \times 25 \times 10 \times 0.8}{3}$$

$$p = 400 \text{ m}^3/\text{h (compactos)}$$

Como las producciones se han determinado en forma compacta y el volumen por hora por compactar está dado en m<sup>3</sup> sueltos, se debe convertir este último también a forma compacta.

$$\text{Volumen suelto} \times \text{factor de reducción} = \text{Vol compacto}$$

$$\begin{aligned} \text{Vol compacto} &= 800 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.85 \\ &= 680 \text{ m}^3/\text{h} \end{aligned}$$

R E S P U E S T A S :

1. Se necesitan tantas planchas como:

$$\frac{680 \text{ m}^3/\text{h}}{134.4 \text{ m}^3/\text{h}} = \text{No. de planchas}$$

$$\text{No. de planchas} = 5.06$$

Se pueden utilizar 5 unidades, pero con utilización óptima que frecuen-  
tamente resulta difícil de obtener.

Se recomienda usar 6 unidades.

2. Los rodillos vibratorios necesarios son:

$$\frac{680 \text{ m}^3/\text{h}}{400 \text{ m}^3/\text{h}} = \text{No. de rodillos}$$

$$\text{No. de rodillos} = 1.7$$

$$\text{No. de rodillos} = 2$$

Usando dos rodillos tendremos como factor de seguridad 0.3 de rodillo.

3. Determinación del costo de compactación:

A) Planchas tandem.

$$\text{Costo} = \frac{\text{Costo horario}}{\text{Producción}}$$

$$\text{Costo} = \frac{\$ 68.00/\text{h}}{134.4 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\text{Costo} = \$ 0.51/\text{m}^3$$

B) Rodillos vibratorios.

$$\text{Costo} = \frac{\$ 180.00/\text{h}}{400 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\text{Costo} = \$ 0.45/\text{m}^3$$

### 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 máxima de desplazamiento = 5 km/h
- Número de pasadas para obtener el 100% de compactación = 9
- Espesor compacto de capa = 18 cm
- Costo horario = \$ 180.00/h

El material por compactar es una arcilla limosa y el volumen total es de 900,000 m<sup>3</sup> compactos.

### PREGUNTA .

¿Se justifica la adquisición de un compactador de impacto con las siguientes características?

- Costo de adquisición = \$ 850,000.00
- Costo horario = \$ 230.00/h
- Producción horaria al 100% de compactación = 230 m<sup>3</sup>/h

¿Cuánto es el ahorro total por compactación?

Se debe determinar para cada equipo el costo de compactación.

A) Para rodillo vibratorio

$$\text{Producción} = \frac{1.50 \times 4 \times 18 \times 10 \times 0.8}{9}$$

$$\text{Producción} = 96 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{Costo compactación} = \frac{\$ 180.00/\text{h}}{96 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\text{Costo compactación} = \$ 1.88/\text{m}^3$$

B) Para compactador de impacto.

$$\text{Costo compactación} = \frac{\$ 230.00/h}{230 \text{ m}^3/h}$$

$$\text{Costo compactación} = \$1.00/\text{m}^3$$

Comparando un costo contra el otro, se observa que existe una diferencia de \$ 0.88/m<sup>3</sup> a favor del compactador de impacto.

Como el volumen por compactar es de 900,000 m<sup>3</sup>, el ahorro total por compactación es de \$ 792,000.00 el cual justifica ampliamente la adquisición del compactador de impacto, que en este caso específico, resultaría el adecuado para el material por tratar.

#### X. 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 o 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 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.



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

MOVIMIENTO DE TIERRAS

EXPLOTACION DE ROCAS

ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS Y TUNELAJES

### EXPLOTACION DE ROCA

Ing. Pedro Luis ALZARAS LOZANO

En la explotación de roca podríamos encontrar los siguientes casos importantes:

Roca graduada (en la que se piden requerimientos de tamaño).

Roca sin graduar (cortes) (en la que no se piden requerimientos de tamaño)

Para trituración  
Para envacamientos etc.

### PROCESOS PRINCIPALES

Extracción

Carga

Acarreo

con arado  
con explosivos

En distancias cortas para alimentar otra máquina (Quebradora).  
En distancias largas para pedraplén.

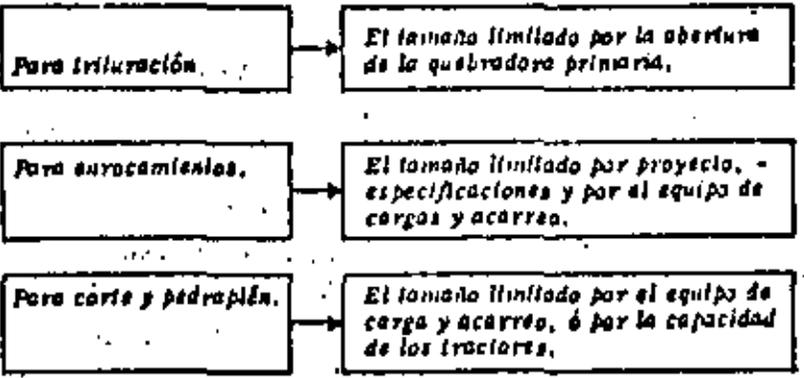
a corta distancia

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, lo que producirá una explosión. Si esta está confinada se aprovecha para separar la roca del banco (tronada)

#### RESERVA 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--

... explosivos. Estos explosivos se emplearon en una sub-  
terránea y a veces ocasionaron explosiones tan  
destructoras como las que en la actualidad son capaces de destruir a  
la humanidad.

En Europa, entre los años 1200 ; 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 in-  
ventor fué el monje Bertholdo 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 Inglate-  
rra 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 descubrirse la pólvora negra, el químico fran-  
cés 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 sub-  
stancias más peligrosas. El químico 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 Schoubein influyeron notablemente en el  
campo de los explosivos, el que abrió nuevos horizontes en esta in-  
dustria, 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 diatomeas  
(una tierra de diatomeas muy porosa). A Nobel se le debe, también,  
la gelatina explosiva, así como la introducción del ya olvidado fulmi-  
nato 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 Norrbm obtuvieron los explosivos de nitrato de  
amónico, precursores de los explosivos de seguridad. Turpin dió a  
conocer el ácido picrico. Esto, así como la salida al mercado de la  
pólvora sin humo, la laminay, etc., inició la erección de fábricas de  
pólvoras y explosivos en todo el mundo, dando así principio a una nue-  
va era en la que se ha tratado de sacar el mayor provecho a estas sub-  
stancias. Empresas muy poderosas se han dedicado al estudio y los re-  
sultados 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 construc-  
ción, 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 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 nitroglicérica 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 nitroglicérica 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 1

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	1.83
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	1.36
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	0.88	1.00

Tabla que muestra el número de cartuchos de determinada fuerza necesaria para igualar un cartucho de diferente fuerza.

### 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 la que toca a la resistencia al agua. En zonas secas esto no tiene mucha 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 1/2" x 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, varía desde algunas 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". Tanto 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 tabla con propiedades y uso de los explosivos.

TABLA II

TIPO	AGENTE EXPLOSIVO	FUERZA	VELOCIDAD	RESISTENCIA AL AGUA	EMANACION	USO
Dinamita Nitroglicerina	Nitroglicerina		Alta	Buena	Exceso de gases.	Trabajos a cielo abierto.
Extra	Nitroglicerina y amoníaco	20 a 60%	Alta	Regular	Exceso de gases.	Trabajos a cielo abierto.
Granulada	Amoníaco	25 a 65%	Baja	Muy mala	Exceso de gases.	Trabajos a cielo abierto (cavateras)
Gelatina	Amoníaco	30 a 75%	Muy alta	Buena a excelente.	Muy pocos gases a altas presiones y altas temperaturas.	Sismología. Trabajos en minas y subterráneos.
Fermitidos			Alta	Regular	Muy pocos gases.	Trabajos mineros (carbón)
Baja densidad	Amoníaco	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 hacer cargas explosivas, suministrar ó transmitir un estímulo que inicie una explosión, ó llevar una onda de choque 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 hilas ó cintas y sustancias impermeabilizantes. Su objeto es 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) Ignitacoid.

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 necesitara para encender una sola mecha.

Se surte en tres velocidades de combustión: De 26 a 33 segundos por metro; de 32 a 65 segundos por metro y de 13 a 18 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 sencilla ó de tipo pídora.

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 al 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.

### c) 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 9.8 segundos.

#### f) Estopines eléctricos de tiempo "MS".

Los estopines eléctricos de tiempo con retardo de milésimas 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 números indican el tiempo que tarda el disparo en producirse, en milésimas 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 trinitrato de pentacitrilo (Nipertita) 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 volátiles continuos dentro de un barrero, de modo que si se conecta el primer cartucho que se coloque en el barrero, 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 servicio satisfactorio en las operaciones donde el número de fulminantes que se fijan 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-

cción.

### 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 toda su amplitud 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 plexiglas en 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) Voltímetro para voladuras.

Este instrumento es una combinación del milímetro 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) Resistio.

Este instrumento se usa para probar la eficiencia de las máquinas explosoras de cremallera.

## YOLADURAS.

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 hacerse tronando parte de él, como si se tratara de una canchala 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 coque.

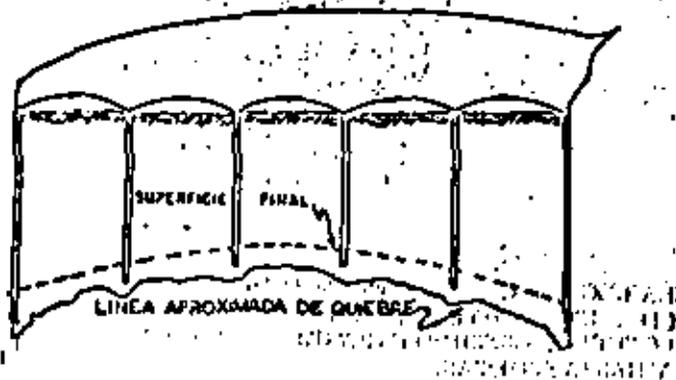
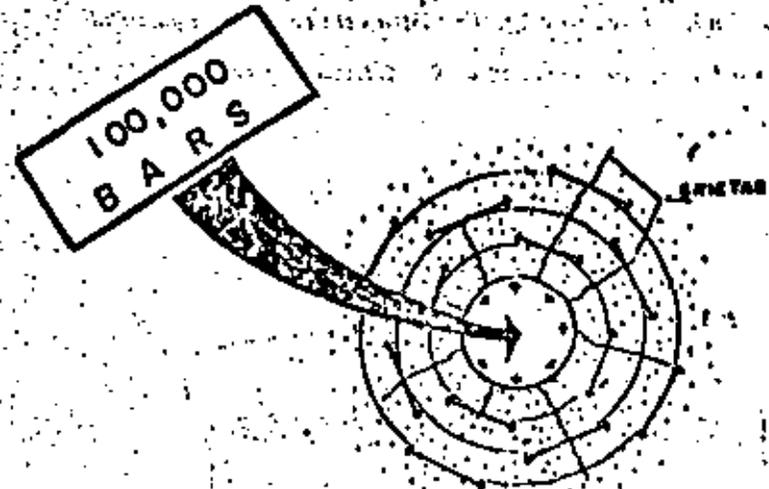


Figura 1



LAS BAREDES DE UN TUDO DE ACERO SOMETIDA A PRESION INTERNA, ESTAN SOMETIDAS A TENSION



LA ROCA ALREDEDOR DE UN BARRIL CON GASES A PRESION (DEL EXPLOSIVO) ESTA SOMETIDA A TENSION, SI LA PRESION ES SUFICIENTEMENTE GRANDE TAMBIEN LO SERA LA TENSION Y HARRA GRIETAS.

Para barrenación corta es recomendable los barrenos de  $1\frac{1}{2}$ " (3.81 cm) de diámetro en donde el pieble no debe pasar de la mitad del barrenno. El consumo de dinamita gelatina 40% en este tipo de barrenación es de 0.5 a 0.6 Kg/m<sup>3</sup> de roca.

En la construcción de terracerías en laderas deberá utilizarse los escombros ó vezagas del corte para completar la cama deseada, como se indica en la Fig. 2. Tanto en esta 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.

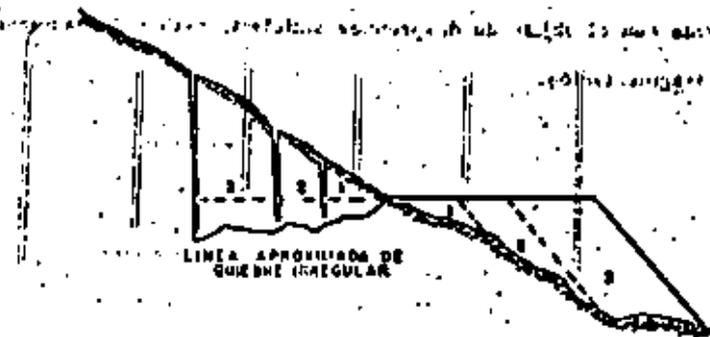


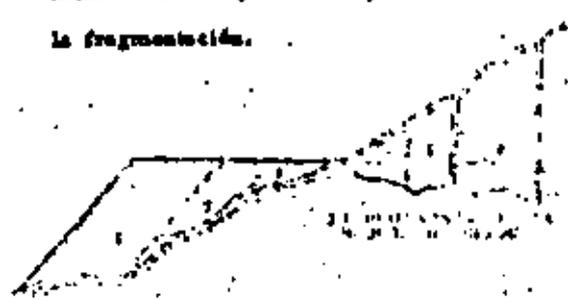
Figura 2.

Los siguientes ejemplos muestran lo anterior.

Método para reducir la vibración

El método de barrenos múltiples de un grupo de barrenos que se barren en un mismo tiempo ó en un tiempo muy corto, como se ilustra en el ejemplo de la Fig. 3, reduce la vibración y el ruido. Este método es muy útil en las voladuras de gran altura y en las voladuras de gran volumen de roca. Este método también puede utilizarse en las voladuras de gran altura y en las voladuras de gran volumen de roca. Este método también puede utilizarse en las voladuras de gran altura y en las voladuras de gran volumen de roca.

Para bancos comprendidos entre 8 y 15 metros de altura es recomendable disponer de 2 a 3 hilos de pozos simultáneos 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.

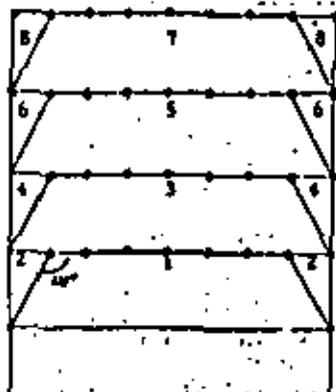


Figura No. 3

Todos los barrenos por hilera, excepto los de esquinas, se inician con un mismo número de retardos, con lo que, en el momento de la detonación, cada barrano 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.

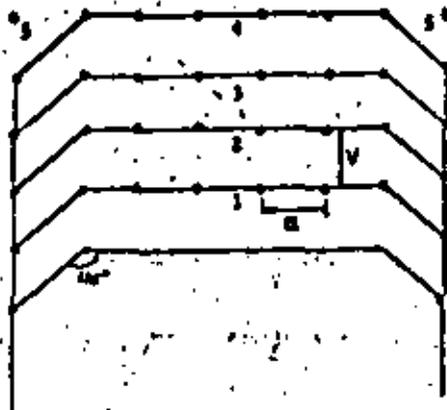


Figura No. 4

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 esquinas, se encienden con el mismo intervalo que los barrenos de esquinas de la hilera anterior. Con esta arreglo, se usa un menor número de intervalos en los estopines.

Otra 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 resaca 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 da como resultado que el barrano de la segunda hilera se pueda adelantar a los de enfrente, quedándose encerrado en el momento de encendido y efectuando una voladura defectuosa.

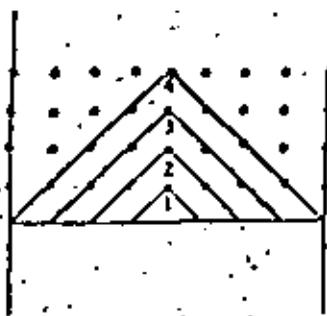


Figura No. 5

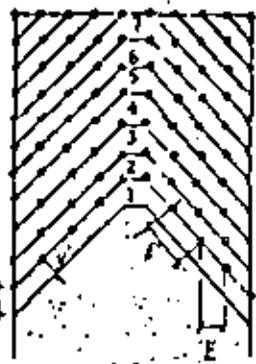


Figura No. 6

Para evitar lo anterior, se utiliza una plantilla como la mostrada en la figura 6.

Los dos batrenes que están ligeramente más comprimidados que los otros, se han dispuesto en la hilera de modo que, al desmenuzarse 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 para-especialmente 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; esto queda más claro si se toman en cuenta las ilustraciones de las figuras 7 y 7A, las cuales fueron determinadas experimentalmente.

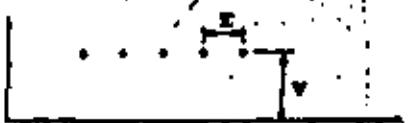


Fig. 7

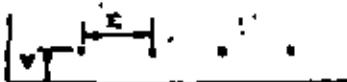


Fig. 7-A



El ángulo de inclinación de la línea de ataque es de 45°.

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, al encendido de hileros oblicuos al eje de la voladura implica que la proyección que tiene lugar en ángulos rectos con las hileros 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 reanga.

### DISÑO DE UNA VOLADURA

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  $0.4 \text{ kg/m}^3$ . (puede variar de  $0.2$  a  $0.6 \text{ kg/m}^3$ )
- 3) La carga del fondo del barrenos debe ser 2.7 veces mayor que la carga de la columna

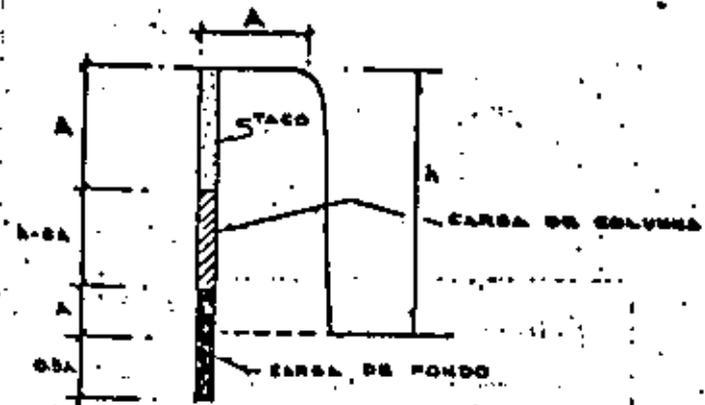


Figura 8.

y se distribuirá de acuerdo con la figura 8.

4) Un buen procedimiento para hacer pruebas consiste en hacer barrenos de  $0.50 \text{ m}$ . de profundidad y  $0.30 \text{ m}$ . de pala. Se repite varias veces el procedimiento, aumentando la carga hasta que sea suficientemente grande para fracturar la pala.

Si el centro de gravedad de la roca es lanzado hacia el frente de  $0$  a  $1 \text{ m}$ . se dice que la carga es la correcta. Lanzamientos mayores de la roca, a  $2$ ,  $4$ ,  $6$  y  $8 \text{ ms}$ . indican excesos de carga de  $10$ ,  $20$ ,  $30$  y  $40\%$  respectivamente.



Con esta carga se hacen pruebas un poco más grandes (3m. de profundidad),

- 2) La separación entre tarreas es aproximadamente  $1,3 A$ .
- 3) La pala depende de la carga por metro que se pueda concavir en el fondo y de la altura de la carga.
- La altura de la carga, a su vez, depende del diámetro del barrenos.

- 7) La relación entre el tamaño de la pala y el diámetro del barrenos (d), está dada por:

$$A \approx 40 d.$$

- 8) La relación del diámetro a la altura del banco es de 0,005 a 0,025.
- 9) Para voladuras de filas múltiples, conviene reducir la distancia entre barrenos, después del frontal según:

$$A_j = A - 0,05 \lambda.$$

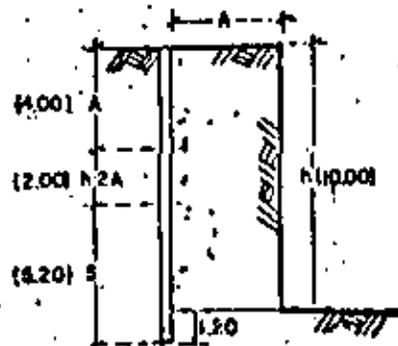
- 10) El consumo específico para tarreas múltiples es 20% menos que el de un solo barrenos.
- 11) El peso volumétrico de la dinamita extra 40% ó gelatina 60% es de 1,0 a 1,4 kg/dm<sup>3</sup>.

### PROBLEMA:

$$\phi = d = 0,10 \text{ m.}$$

$$\text{CARGA ESPECIFICA: } 0,35 \text{ kg/m}^2$$

$$\text{DINAMITA EXTRA } 40\%$$



$$A = 40 \times 0,1 = 4,00 \text{ m.}$$

$$S = 1,3A = 1,3 \times 4,00 = 5,20 \text{ m.}$$

$$h = \frac{0,1}{0,01} = 10,00 \text{ m.}$$

$$V = 4,00 \times 5,20 \times 10,00 = 208 \text{ m}^3$$

$$208 \times 0,35 = 72,8 \text{ Kg. de explosivos}$$

$$\text{c.c.} = 72,8 + 3,7 = 19,68$$

$$\text{c.l.} = 19,67 \times 2,7 = 63,12$$

$$\frac{63,12}{72,80}$$

$$\text{L.c.f.} = \frac{63,12}{10,458} = 5,08 \approx 5,20$$

$$\text{L.c.c.} = \frac{19,68}{10,458} = 1,88 \approx 2,00$$

DENSIDADES DE CARGA  
DE EXPLOSIVOS

DIAMETRO VOLUMEN	KILDS POR METRO LINEAL DE COLUMNA PARA UNA DENSIDAD DADA																	
	30 Gr por lb	40 Gr por lb	50 Gr por lb	60 Gr por lb	70 Gr por lb	80 Gr por lb	90 Gr por lb	100 Gr por lb	110 Gr por lb	120 Gr por lb	130 Gr por lb	140 Gr por lb	150 Gr por lb	160 Gr por lb	170 Gr por lb	180 Gr por lb	190 Gr por lb	200 Gr por lb
1/8"	3.17	3.81	4.45	5.10	5.74	6.38	7.02	7.67	8.31	8.95	9.59	10.23	10.87	11.51	12.15	12.79	13.43	14.07
3/16"	2.54	3.08	3.72	4.36	5.00	5.64	6.28	6.92	7.56	8.20	8.84	9.48	10.12	10.76	11.40	12.04	12.68	13.32
1/4"	2.10	2.56	3.12	3.68	4.24	4.80	5.36	5.92	6.48	7.04	7.60	8.16	8.72	9.28	9.84	10.40	10.96	11.52
5/16"	1.74	2.12	2.50	2.88	3.26	3.64	4.02	4.40	4.78	5.16	5.54	5.92	6.30	6.68	7.06	7.44	7.82	8.20
3/8"	1.45	1.76	2.07	2.38	2.69	3.00	3.31	3.62	3.93	4.24	4.55	4.86	5.17	5.48	5.79	6.10	6.41	6.72
1/2"	1.03	1.26	1.49	1.72	1.95	2.18	2.41	2.64	2.87	3.10	3.33	3.56	3.79	4.02	4.25	4.48	4.71	4.94
5/8"	0.81	0.98	1.16	1.34	1.52	1.70	1.88	2.06	2.24	2.42	2.60	2.78	2.96	3.14	3.32	3.50	3.68	3.86
3/4"	0.67	0.81	0.96	1.11	1.26	1.41	1.56	1.71	1.86	2.01	2.16	2.31	2.46	2.61	2.76	2.91	3.06	3.21
7/8"	0.56	0.67	0.80	0.93	1.06	1.19	1.32	1.45	1.58	1.71	1.84	1.97	2.10	2.23	2.36	2.49	2.62	2.75
1"	0.48	0.57	0.68	0.79	0.90	1.01	1.12	1.23	1.34	1.45	1.56	1.67	1.78	1.89	2.00	2.11	2.22	2.33
1 1/8"	0.41	0.49	0.58	0.67	0.76	0.85	0.94	1.03	1.12	1.21	1.30	1.39	1.48	1.57	1.66	1.75	1.84	1.93
1 1/4"	0.35	0.42	0.50	0.58	0.66	0.74	0.82	0.90	0.98	1.06	1.14	1.22	1.30	1.38	1.46	1.54	1.62	1.70
1 3/8"	0.30	0.36	0.43	0.50	0.57	0.64	0.71	0.78	0.85	0.92	0.99	1.06	1.13	1.20	1.27	1.34	1.41	1.48
1 1/2"	0.26	0.31	0.37	0.43	0.49	0.55	0.61	0.67	0.73	0.79	0.85	0.91	0.97	1.03	1.09	1.15	1.21	1.27
1 3/4"	0.22	0.27	0.32	0.37	0.42	0.47	0.52	0.57	0.62	0.67	0.72	0.77	0.82	0.87	0.92	0.97	1.02	1.07
2"	0.18	0.22	0.26	0.30	0.34	0.38	0.42	0.46	0.50	0.54	0.58	0.62	0.66	0.70	0.74	0.78	0.82	0.86
2 1/8"	0.15	0.18	0.22	0.25	0.28	0.31	0.34	0.37	0.40	0.43	0.46	0.49	0.52	0.55	0.58	0.61	0.64	0.67
2 1/4"	0.13	0.16	0.19	0.22	0.25	0.28	0.31	0.34	0.37	0.40	0.43	0.46	0.49	0.52	0.55	0.58	0.61	0.64
2 3/8"	0.11	0.13	0.16	0.18	0.21	0.24	0.27	0.30	0.33	0.36	0.39	0.42	0.45	0.48	0.51	0.54	0.57	0.60
2 1/2"	0.09	0.11	0.13	0.15	0.17	0.19	0.21	0.23	0.25	0.27	0.29	0.31	0.33	0.35	0.37	0.39	0.41	0.43
2 3/4"	0.08	0.09	0.11	0.13	0.14	0.16	0.17	0.19	0.20	0.22	0.23	0.24	0.26	0.27	0.28	0.29	0.30	0.31
3"	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.14	0.15	0.16	0.17	0.18	0.19	0.20	0.21	0.22	0.23	0.24
3 1/8"	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.14	0.15	0.16	0.17	0.18	0.19	0.20	0.21	0.22	0.23
3 1/4"	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.14	0.15	0.16	0.17	0.18	0.19	0.20	0.21	0.22
3 3/8"	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.14	0.15	0.16	0.17	0.18	0.19	0.20	0.21
3 1/2"	0.03	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.10	0.11	0.12	0.13	0.14	0.15	0.16	0.17	0.18	0.19	0.20

AGENTES EXPLOSIVOS		60%	75%	60%	65%	60%	65%
50	40% Extra	1.57	1.44	1.39			
55	"Mistone"	1.57	1.44	1.39			
60	"Mistone"	1.57	1.44	1.39			
65	"Mistone"	1.57	1.44	1.39			
70	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
75	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
80	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
85	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
90	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
95	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
100	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
105	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
110	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
115	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
120	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
125	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
130	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
135	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
140	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
145	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			
150	Charlie Extra	1.29	1.20	1.15			

DENSIDADES DE EXPLOSIVOS

### CALCULO DE UNA VOLADURA POR EL METODO SUICO (OVERBURDEN)

#### Formulas:

Carga de fondo:

$$q_f = 0.001 d^2 \text{ Kg/m} \quad (d \text{ en mm})$$

Carga de Columna

$$q_c = 0.4 q_f$$

Pata o Barra

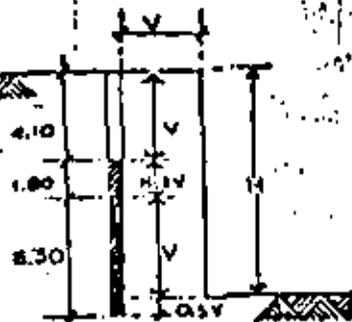
$$V_T = 45 d \quad (\text{Teórica})$$

$$V_R = A_r - 0.05 - 0.03 l \quad (\text{Real})$$

#### Ejemplo:

$$d = 4''$$

$$l = 10 \text{ m}$$



$$V_T = 45 \times 0.01 = 4.50$$

$$V_R = 4.50 - 0.1 - 0.3 \times 10 =$$

$$V_R = 4.10 \text{ m.}$$

$$q_f = 0.001 \times 100^2 = 10 \text{ Kg/m}$$

$$C_f = 10 \times 3.30 = 33 \text{ Kg.}$$

$$q_c = 0.4 \times 10 = 4 \text{ Kg/m.}$$

$$C_c = 4 \times 1.8 = 7.2 \text{ Kg.}$$

### VOLADURAS CONTROLADAS.

Los consumidores de explosivos han buscado y ensayado muchas maneras para reducir el exceso de rompimiento ó sobreescauación 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, esencialmente, 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 cumplimiento.

BARRENACION EN LINEA, DE LIMITE O DE COSTURA.

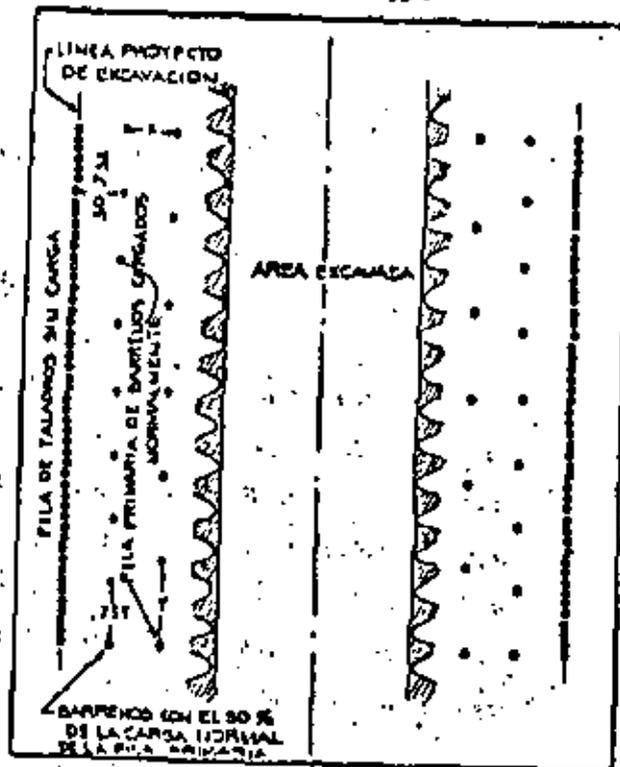
Principio.

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 vibración 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.



Muestra 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 las más próximas, cargadas, 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, son

las y hendaduras 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 llamarlo Voladura Perfilada y será descrita posteriormente.

#### VOLADURAS AMORTIGUADAS.

##### PRINCIPIO

La Voladura Amortiguada o veces denominada como voladura para recortar, dejar 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 proyectada de excavación.

Las cargas para las voladuras amortiguadas deben ser pequeñas, bien distribuidas, perfectamente retardadas y se harán explotar después de que la excavación principal ha sido despejada. Al ser volada la pala, 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.

Ovviamente, a mayor diámetro de barreno, se obtiene mayor amortiguamiento.

TABLA III

#### CARGAS Y PLANTILLAS PROPUESTAS PARA VOLADURAS

##### AMORTIGUADAS.

<u>DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS</u>	<u>ESPACIAMIENTO EN (1) PIES</u>	<u>BERMA EN PIES (2)</u>	<u>CARGA EXPLOSIVA EN LIBRAS/PIE (1)</u>
2 - 2½	3	4	0.08 - 0.25
3 - 3½	4	6	0.12 - 0.50
4 - 4½	5	8	0.75 - 0.75
5 - 5½	6	7	0.75 - 1.00
6 - 6½	7	9	1.00 - 1.50

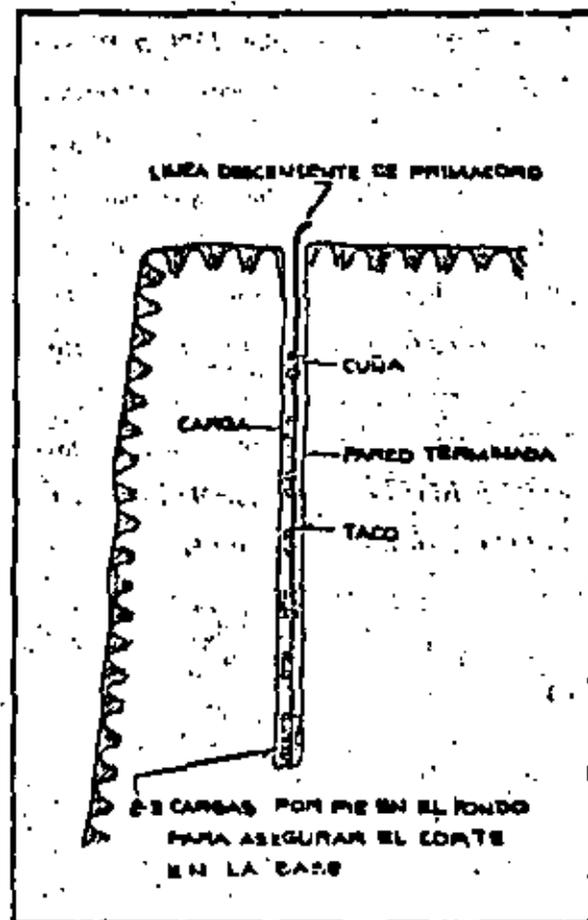
(1) - Dependen de la naturaleza de la roca. Las cifras anotadas son promedios.

(2) - El diámetro del cartucho deberá ser igual ó menor que la mitad del diámetro del barreno.

Trabajos a cielo abierto. - El banco ó forma 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 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



COLOCACION DE LAS CARGAS DE EXPLOSIVO 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 estupines de retardo MS.

La profundidad máxima que puede volarse con éxito por este método, depende de la precisión del alineamiento de los barrenos. Con barrenos de diámetros mayores puede mantenerse un mejor alineamiento a mayor profundidad. Las desviaciones de más de 6" del plano de los barrenos dan generalmente malos resultados. Se han hecho voladuras con éxito usando barrenos de amortiguamiento hasta de 90 pies de profundidad.

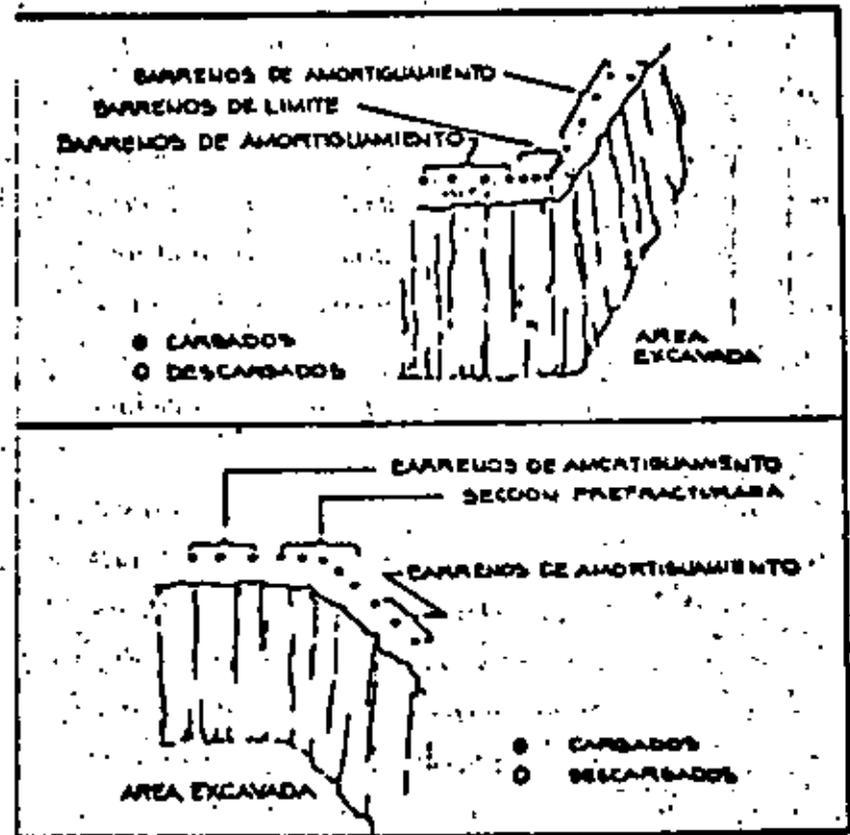
Cuando se realizan voladuras por amortiguamiento en áreas curvas o en esquinas, se requiere menores espaciamientos que cuando se usa una sección recta. Pueden también utilizarse ventajosamente los ladros-guía cuando se vuelan curvas no lineales. En esquinas a 90°, una combinación de varios procedimientos para voladuras controladas, dará mejores resultados que la voladura amortiguada simple. (Véase 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 FRENTE, 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 descubierta 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.

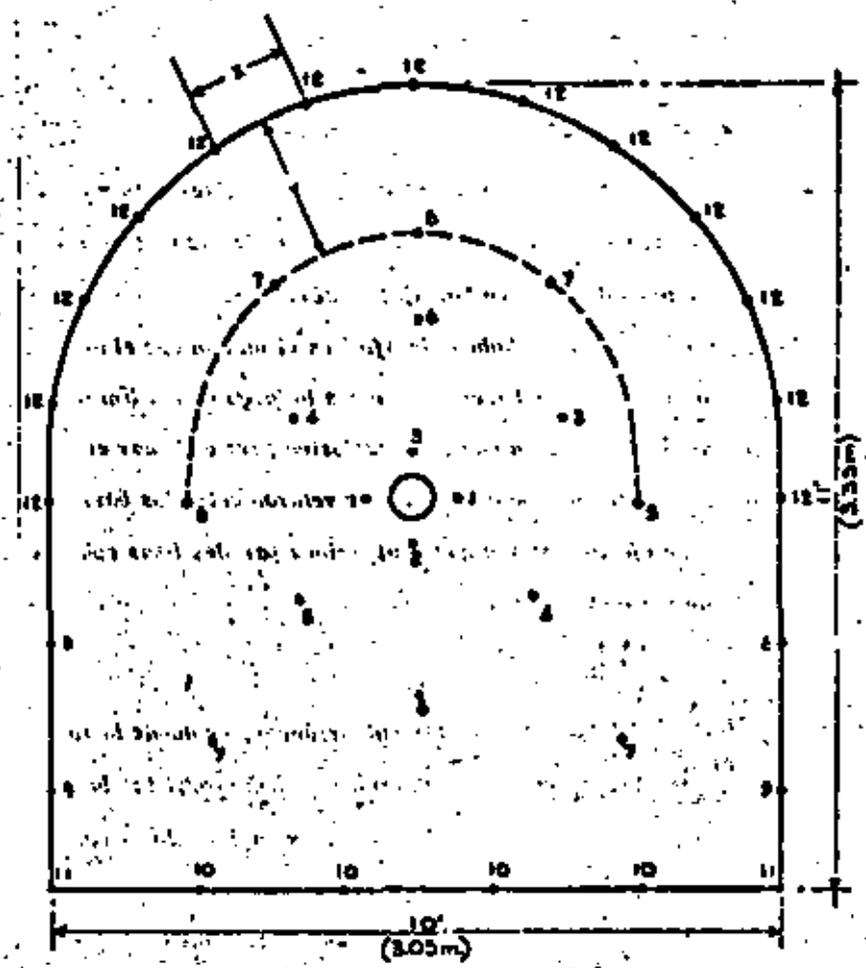
APLICACION.

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 volamiento es común debido a la acción triturante 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 sobre-excavación.

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 1/2 a 1, entre el ancho de la balsa y el espaciamiento usando cargas ligeras, bien distribuidas y disparadas en el último período de retardo de la voladura. (Ver Fig. 13). Estos barrenos se disparan después de los barrenos de pala o pit 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 o de Afine ofrece dos ventajas principales:  
 Reduce el rompimiento excesivo que produce los métodos convencionales.  
 Requiere menos adema.

TABLA IV.

VOLADURA PERFILADA.

DIAMETRO DEL BARRENO EN PULGADAS.	ESPACIAMIENTO EN ( $\rho$ ) PIES	BERMA EN PIES ( $\rho$ )	CARGA EXPLOSIVA LIBRAS/PIE ( 1 )
1 1/2 - 1 3/4	2	3	0.12 - 0.25
2	2 1/2	3 1/2	0.12 - 0.25

( 1 ). - Dependen de la naturaleza de la roca.

Las cifras enlazadas son promedios.

# CUÑA QUEMADA CUADRADA O RECTANGULAR

- 44 -

● CARGADO

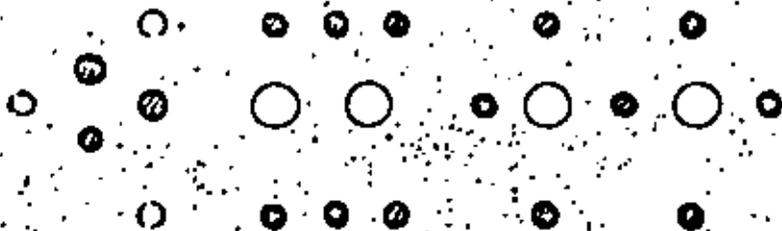
○ VACIO



FRAGIL O PLASTICO  
C O L L



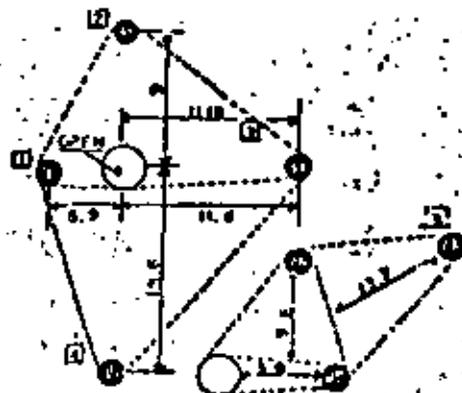
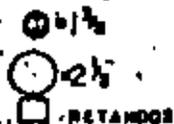
FRAGIL O PLASTICO



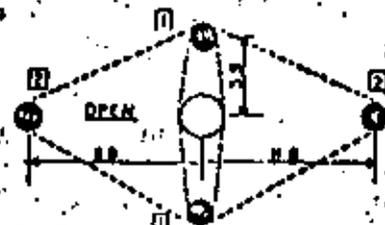
FRAGIL

FRAGIL O PLASTICO

C O O



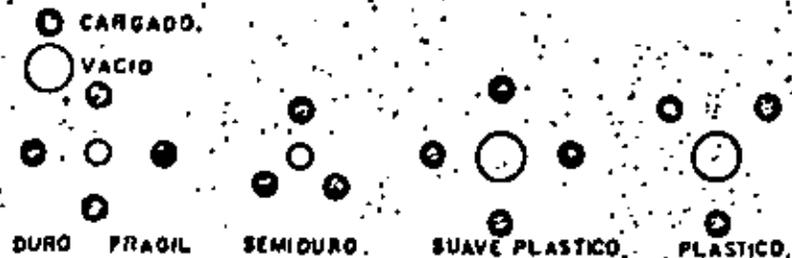
CUÑA QUEMADA CONCENTRICA



CUÑA QUEMADA SIMETRICA DE UN SOLO BARRENO

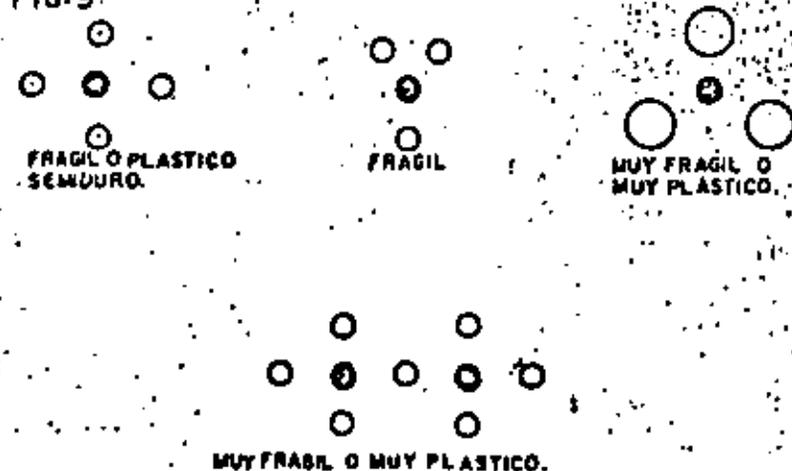
NOTA:  
LA DISTANCIA DEPENDE DE LA CLASE DE ROCA Y DEL TIPO DE EXPLOSIVO

### CUÑA QUEMADA TIPO REDONDO O TRESBOL



### CUÑA QUEMADA TIPO REDONDO O TRESBOL INVERTIDAS

FIG: 9



### PREFRACTURADO

#### PRINCIPIO.

El Prefracturado, también llamado Prefractado o Pre-ensurado 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 parte no de los de alguna sección de la excavación principal inmediata.

La teoría del prefacturado consiste en que cuando las cargas se disparan simultáneamente en barrenos adyacentes, la suma de tensiones 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.

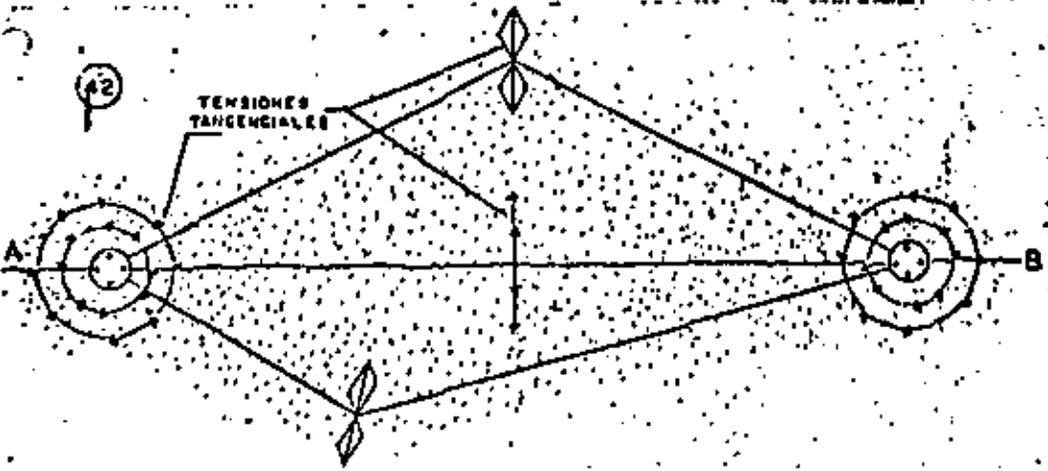
El plano prefacturado refleja parte de las ondas de choque procedentes de las voladuras principales inmediatamente posteriores, suponiendo que sean transmitidas a la pared terminada, reduciendo al mínimo la fracturación y la sobreexcavación. Esta reflexión de las ondas de choque de las voladuras principales también tiende a reducir la vibración.

CONDICION 1



LA ROCA, ALREDEDOR DE UN BARRENO CON GASES A PRESION (DEL EXPLOSIVO) ESTA SOMETIDA A TENSION

SI PENSAMOS EN UNA ROCA DE EXTENSION INFINITA



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, AJEMAS DE SER EL PLANO DE MENOR RESISTENCIA, ES EL LUGAR GEOMETRICO DE LA MAXIMA SUMA DE LAS TENSIONES.

APLICACION.

Trabajos a cielo abierto. - Los barrenos para profracturar se cargan de manera similar a los barrenos para voladuras amarriguadas, esto es, se forman cargas "en rosario" de cartuchos enteros ó partes de cartucho, de 1" ó 1 1/2" de diámetro, por 2" de largo, espaciados a 1 o 2 pies centro a centro.

Como en las Voladuras Amarriguadas, los barrenos se disparan generalmente en forma simultánea, usando una línea troncal de Primacord. Si se disparan líneas demasiado largas se pueden retardar algunos tramos con estopines MS o Conectores Primacord MS.

En roca sin consolidación alguna, los resultados se mejoran utilizando barrenos-guía ó de alivio (sin carga), entre los barrenos cargados, provocando así el corte a lo largo del plano de carga. Aun en formaciones más consistentes, los barrenos-guía colocados entre los cargados, dan mejor resultado que aumentando la carga explosiva por barreno.

Los espaciamientos promedio y las cargas por pie de barreno se dan en la Tabla V. Estas cargas ancladas son para las condiciones de rocas normales y pueden obtenerse utilizando cartuchos de dinamita convencionales, fraccionados ó enteros, espaciados y ligados a Muecas de Primacord, ("rosario").

La profundidad que puede profracturarse 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 ----

FIG. 12

deseado, darán resultados negativos. Generalmente la máxima -- profundidad que puede utilizarse para barrenos de 2" a 3 1/2" de diámetro sin una desviación considerable en el alineamiento es de 50 pies.

Teóricamente, la longitud de una voladura para Prefracturaje es ilimitada. En la práctica, sin embargo, si 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. Llevarlo el Prefracturado adelante únicamente a la mitad de la voladura principal siguiente (Ver Fig. 13) los contactos que se van obteniendo con las voladuras principales respecto a la roca, pueden aplicarse a los disparos de prefacturado 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 1/2 - 1 3/4	0.08 - 0.25	1 - 1 1/2
2 - 2 1/2	0.08 - 0.25	1 1/2 - 2
3 - 3 1/2	0.12 - 0.50	1 1/2 - 3
4	0.25 - 0.75	2 - 4

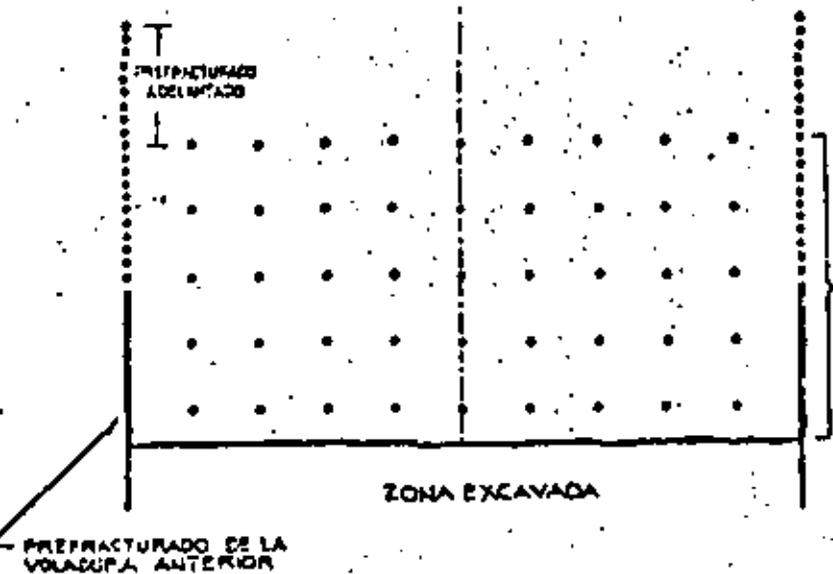
(1) .- Dependex de la naturaleza de la roca.

(2) .- El diámetro del carincho debe ser (gum) ó menor que la mitad del diámetro del barrero.

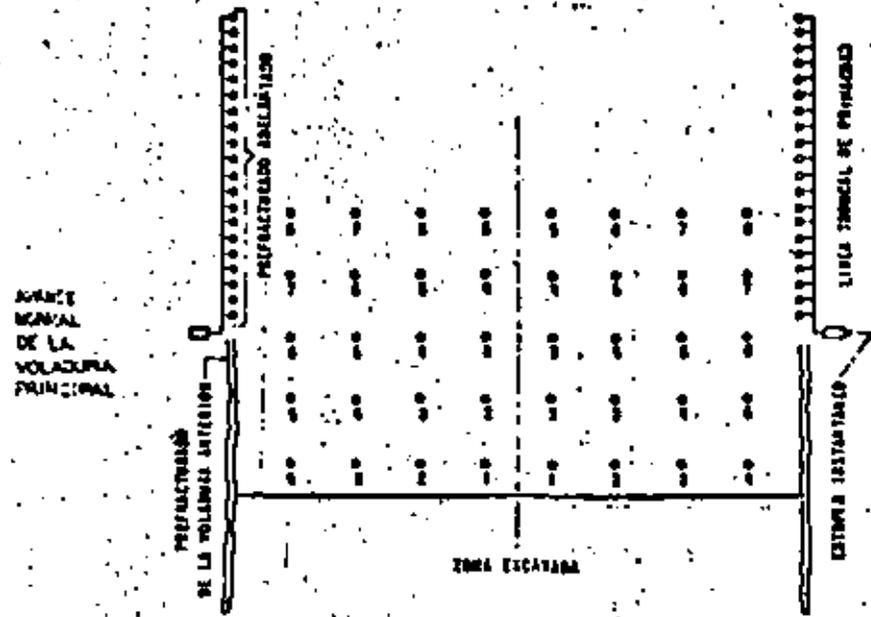
**N O T A:** PRINCIPIO DE PREFRACTURADO

Si los barrenos están sobrecargados, la zona de fractura se extenderá hacia los lados y aún más allá de la zona de tensión.

Figura 33.



PROCEDIMIENTO RECOMENDADO PARA EL PREFRACTURADO



PROCEDIMIENTO DE EXPLOSIONES RETRASADAS DURANTE LA VOLADURA PRINCIPAL EN EL PREFRACTURADO

caucción principal.

### CARGA Y ACARREO.

A distancia corta para pedraplenes. Normalmente se usan tractores, pues sirven también para acomodar la roca. Esto ya se vio también en este curso.

A distancia corta para alimentar otra máquina (mueltradora).

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 mismas 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 350' CARGANDO RO-  
CA CALIZA.**

Cálculo del ciclo de carga y acarreo.

Carga y descarga (constante) . . . . . 500'

Acarreo.

Cargado a 350' - a 9.95 MPH  
(velocidad 2a. y 3a.)

$\frac{550}{9.95 \times 22}$  . . . . . 628'

Vuelto a 350' - a 17.85 MPH  
(velocidad 3a. y 4a.)

TOTAL del ciclo  $\frac{550}{7.394}$

2.39' por ciclo entre 50' = 25.87 ciclos.

2.671 peso del material por Y3.

8.50 yardas el cucharón = 14690 lbs.

$\frac{50'}{7.394} \times \frac{2.671 \times 8.50}{2000} = 263 \text{ tons.}$

263 tons hora x 8 hrs. = 2104 tons.

2104 tons, x .9078 tons, incl. = 1910 tons. mátricas.

### INDICACIONES UTILES PARA CARGA Y ACARREO CON CAR- GADOR FRONTAL DE NEUMATICOS EN UNA PLANTA DE -- TRITURACION.

1) Localización de la planta:

Lo más cerca posible, generalmente a unos 45 in. 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 3% reduce la producción en 2% / 1%

3) Llanuras.

Estas representan el mayor rango de costos, es necesario vigilarlas.

4) Cucharones y dientes.

El cucharón debe ser considerado como artículo de desgaste.

Sólo que el material sea poco común en peso, en contenido de finos, ó en características de carga el cucharón ingerido por el fabricante será la solución más adecuada.

**RESISTENCIA DE LAS CÁPSULAS DETONANTES ELÉCTRICAS  
NORMALES Y RETARDADAS.**

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 an-  
terior, 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.

Longitudes de las patas de alambre, ft.	Resistencia, ohms por cápsula	
	Normal	Retardada
4	0.91	1.45
6	1.00	1.51
8	1.07	1.58
10	1.13	1.64
12	1.20	1.71
16	1.32	1.94
20	1.45	1.97
24	1.58	2.10
30	1.41	1.93
40	1.62	2.13
50	1.82	2.33
60	2.02	2.53

**RESISTENCIA DE ALAMBRE DE COBRE**

Cable AWO Mm.	Resistencia, ohms por 1,000 ft.
8	0.628
10	0.939
12	1.588
14	2.525
16	4.015
18	6.385
20	10.150
22	16.140



**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.
Atornillós neumáticos	Ligeros Pesados	15-25 25-30
Excavadores de arcilla	Ligeros, 20 lb. Medianos, 25 lb. Pesados, 35 lb.	20-25 25-30 30-35
Vibradores de concreto	2 1/2 pulg. de diámetro de tubo. 3 pulg. de diámetro de tubo. 4 pulg. de diámetro de tubo. 5 pulg. de diámetro de tubo.	20-30 40-50 45-55 75-85
Taladros ó perforadores	1 pulg. de diámetro 1 pulg. de diámetro 4 pulg. de diámetro	35-40 50-75 50-75
Molinos	Un tambor, 2000 lb. de len. 2 tambores, 2,400 lb. de len.	200-220 250-260
Aprieta tuercas neumático de percusión.	Tuerca de 5/8 pulg. Tuerca de 3/4 pulg. Tuerca de 1 pulg. Tuerca de 1 1/2 pulg. Tuerca de 1 3/4 pulg.	15-20 30-40 60-70 70-80 80-90

**LONGITUD EQUIVALENTE EN PIES DE TUDO, PESO NORMAL, CON PERDIDAS DE PRESION SEMEJANTES A LAS CONEXIONES ATORNILLADAS.**

Tamaño nominal del tubo pulg.	Válvula de compuerta	Válvula Eléctrica	Válvula Angular	Codo empollado 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	1.6	0.6	1.6	3.1
3/4	0.5	22.9	11.4	0.8	2.1	4.3
1	0.6	29.1	14.6	1.1	2.6	5.2
1 1/2	0.8	38.3	19.1	1.4	3.5	6.9
1 1/2	0.9	44.7	22.4	1.5	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	6.3	12.3
3	1.8	85.2	42.8	2.7	6.2	13.3
4	2.4	112.0	54.0	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	15.3	30.4
8	4.7	232.0	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	29.0	59.6

**TAMANOS DE TUBO RECOMENDADOS PARA LA TRANSMISION DE AIRE COMPRIMIDO A UNA PRESION DE 90 A 125 PSI MANOMETRICAS.**

Volumen de aire cfm	Tamaño nominal del tubo, pulg.				
	50-300	300-500	500-1,000	1,000-2,500	2,500-5,000
	Longitud de tubo, ft.				
30-50	1	2	1 1/2	3 1/2	1 1/2
60-100	1	1 1/2	1 1/2	2	2
100-200	1 1/2	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 MANCUERA 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 mancuera, ft.		
		0-25	25-50	50-200
0-15	Pistolas aluminadas Taladros de 1/2 pulgada Martillos neumáticos Aprietafuercas neumático de perc. de 3/8 de pulg.	5/16	3/8	1/2
15-30	Taladros de 5/16-1 pulg. Aprietafuercas neumático de perc. de Martillos neumáticos Taladros para roca de 15 lb	3/8	1/2	1/2
30-40	Taladros de 3/8-1 pulgada Aprietafuercas neumático de perc. de 3/4 de pulg. Pistolas para remachar Excavadores de arcilla Aparadores de terraplén Vibradores de concreto, pequeños Herramientas para demolición ligera y medianas. Taladros de roca de 25 lb.	1/2	3/4	3/4
50-100	Taladros de 1-2 pulg. Aprietafuercas neumático de perc. de 1-1 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	Molcates y gruas Aristadores Taladros de roca 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 hayan contrastado, con los del fondo; ó el vehículo deberá llevar en un lugar visible una linterna roja de no menos de 24 pulgadas de largo 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, deudas, sustancias inflamables, ó materiales semejantes.
3. - Los vehículos que transportan explosivos no deberán estar sobre ruedas y en ningún caso se apilarán las cajas ó lutas 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 lutas de explosivos.
4. - Todos los vehículos, cuando están 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 enjuagado 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 ocultarse ó dejarse caer al estarlos cargando, descargando ó arrocando, sino que deben depositarse cuidadosamente y almacenarse ó colocarse de tal manera que no

se deslicen, caigan ó mueran.

2. - Las 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, bales, 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 caja 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 recipientes 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 están 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 en tre 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.



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

MOVIMIENTO DE TIERRAS

C.O.N.T.R.O.L

ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

## I N D I C E

	PAGINA
1. INSTRUCCIONES	2
2. EL CONTROL	3
3. CONTROL DE CANTIDADES	14
4. CONTROL DE COSTOS.	17
5. CONTROL PRESUPUESTAL	19
6. CORRECCION DE DESVIACIONES	22
7. - REQUISITOS DE UN SISTEMA DE CONTROL DE COSTOS	22

## 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

#### 1.- GENERALIDADES.

1.- Control es el proceso que determina que también se está llevando a cabo una actividad valorizándola 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 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 de los

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 para la valoración 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 y lo es cuando se debe tomar la

planeado ejecutado acción correctiva

7.- Principio de Control.- Para que un sea efectivo debe cubrir y regular el funcionamiento planeado. Es decir se debe buscar y lograr que la actividad se está realizando de acuerdo con lo

control

planeado

8.- Se analizarán en seguida los diferentes tipos de monederos, 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 o 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 exista 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 tiem-  
po y lugar definido.

control, repor-  
tes especiales

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 di-  
recta del Principio de \_\_\_\_\_.

no continua

excepción

31.- Cuando se realizan investigaciones periódicas,  
sobre actividades generales se está utilizando  
el dispositivo de \_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ de control. En cambio in-  
vestigaciones acerca de los procedimientos, fun-  
cionamiento de un área específica de trabajo se-  
usan para elaborar \_\_\_\_\_

informes es-  
tadísticos

reportes  
especiales

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 \_\_\_\_\_

auditoría

auditoría  
interna

33.- Los cinco \_\_\_\_\_  
son: presupuesto, informes estadísticos de con-  
trol, análisis del punto no pérdida-no ganancia,  
reportes especiales de control y auditoría interna.

dispositivos  
de control

34.- Los dos dispositivos que tienen que ver con  
los análisis monetarios, costos y flujo de fondos  
son: \_\_\_\_\_ y el \_\_\_\_\_

presupuesto,  
análisis del punto  
no pérdida-no ga-  
nancia

35.- El dispositivo que se elabora en forma no -  
continua y que está relacionado con el Principio  
de excepción es el de \_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ de control.

reportes  
especiales

36.- Los dispositivos que se realizan en áreas -  
extendidas y en forma más o menos periódica son:  
la \_\_\_\_\_ y los \_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ de control.

auditoría interna,  
informes estadís-

37.- Para que en toda empresa no se pierda la continuidad en el flujo de las actividades es necesario que se utilicen como forma de control, los \_\_\_\_\_ Antea 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 correctamente. Unos 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 específicas de una empresa. Así el control de presupuestos departamentales a cargo del staff de finanzas es lo que constituiría un \_\_\_\_\_.

sistema

control centralizado.

40.- El control personal es el que incluye el chequeo y conexiones que realiza un supervisor a un trabajador o grupo de ellos. Así el sistema de control que se realiza en áreas más específicas 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 niveles superiores/los niveles más bajos) \_\_\_\_\_.

control centralizado personal

los niveles superiores

42.- El tercer sistema es el auto-control. El individuo que instituye controles en sus propios métodos 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 \_\_\_\_\_  
 \_\_\_\_\_. El perfeccionamiento del  
 individuo debido a un supervisor que chequea su --  
 trabajo constituye la meta a alcanzar del \_\_\_\_\_  
 \_\_\_\_\_. El deseo de supera --  
 ción personal, la automotivación y la iniciativa --  
 del individuo para ir perfeccionando sus méto --  
 dos de trabajo son consecuencia del \_\_\_\_\_  
 \_\_\_\_\_.

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

### 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/recha-  
 za), \_\_\_\_\_ los sistemas de control.

sistemas

rechaza

47.- Los sistemas de control producen en el hom-  
 bre un rechazo que se traduce en un incumplim- --  
 iento 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 gustante 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 va len la pena.

(sin respuesta)

50.- 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 deber

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 \_\_\_\_\_ hace 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.

dedicación  
percepción

63.- Mayor será la \_\_\_\_\_ a la causa cuando más compatibles sean las \_\_\_\_\_ de la empresa con los sentimientos, inquietudes, aspiraciones y necesidades del hombre que en ella trabaja.

dedicación  
metas  
objetivos

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.

dedicación

65.- El sistema \_\_\_\_\_ de control viene siendo la forma de promover una mayor \_\_\_\_\_ a la causa de la empresa basado en la medida que imponiendo a los demás determinados objetivos y normas atractivas se logra su aceptación.

orgánico  
dedicación

66.- El establecimiento de los \_\_\_\_\_ y las \_\_\_\_\_ debe hacerse en base a una exposición conjunta y abierta de la realidad. Así la exposición y discusión de los criterios de la empresa para cumplir con éxito en cualquier ocasión son la base para el \_\_\_\_\_ de los objetivos y las normas.

objetivos  
normas  
establecimiento.

67.- Esto puede parecer engorroso y lento, pero se basa en la convicción de que el tiempo empleado en lograr la identificación de los objetivos, actividades propia de la función \_\_\_\_\_ estará compensado de sobra con el tiempo que se ahorrará en la solución de problemas posteriores.

planeación

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.

fácil

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 lo grado 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.

muy distinta

dedicación  
objetivos  
control

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.

organico de  
control

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 nacen (más caro/más barato) \_\_\_\_\_ el control.

más caro

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.

objetivos

73.- Así el sistema \_\_\_\_\_, motiva al empleado a 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.

organico de  
control

auto

cumplimiento  
dedicación

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 \_\_\_\_\_ y sinceridad es lo que constituye el \_\_\_\_\_ de control.

auto

sistema organico

## 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 de terminada 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 teórico, 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 fácil 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 7 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 sirven 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, estas, 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 dividirías 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 sería 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) Acarrees
- 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 m<sup>3</sup> 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 m<sup>3</sup> 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.

## CONTROL PRESUPUESTAL

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.

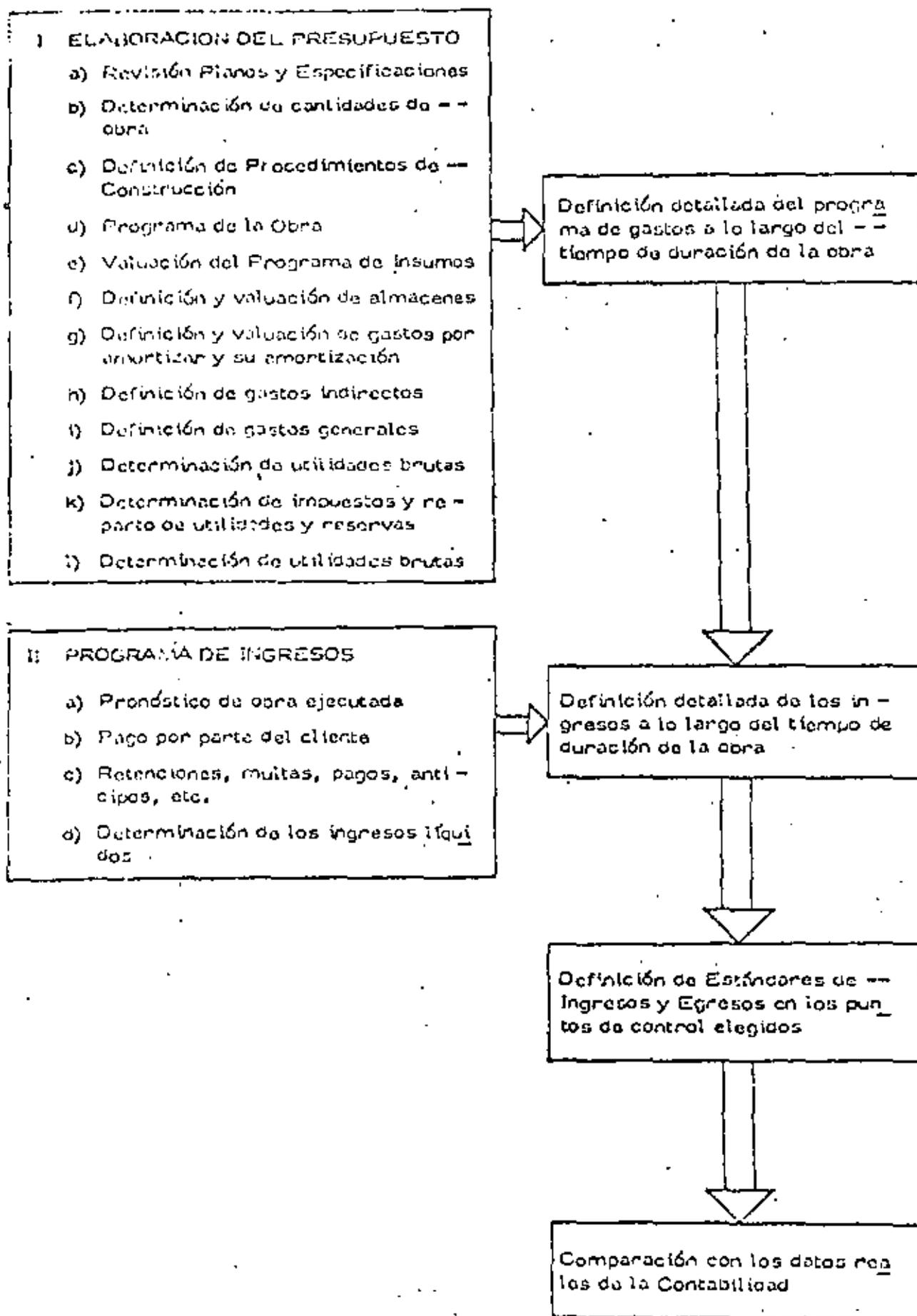
En general puede decirse que un sistema integrado de control presupuestal en una empresa de construcción tiene limitaciones e inconvenientes que algunas veces anulan a las indudables ventajas que tiene el sistema.

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 si  
guiera:



El control presupuestal a nivel de empresa podría esquematizarse así:

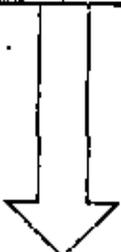
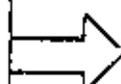
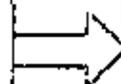
### III. PRESUPUESTO DEL BALANCE

- a) Análisis de la estructura actual del balance
- b) Determinación de faltantes y sobrantes de las curvas Ingresos - egresos de las obras
- c) Análisis de pasivos presentes y futuros necesarios y su costo
- d) Análisis financiero y costo de financiamiento
- e) Estudio del Equipo de Reposición
- f) Análisis del activo fijo

Estándares de Ingresos y Egresos de todas las obras de la Empresa

Estándares de todas las cuentas y subcuentas del balance y del estudio de pérdidas y ganancias detallado en el tiempo

Comparación con los datos reales de balance y estado de pérdidas y ganancias



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 estimaciones 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.

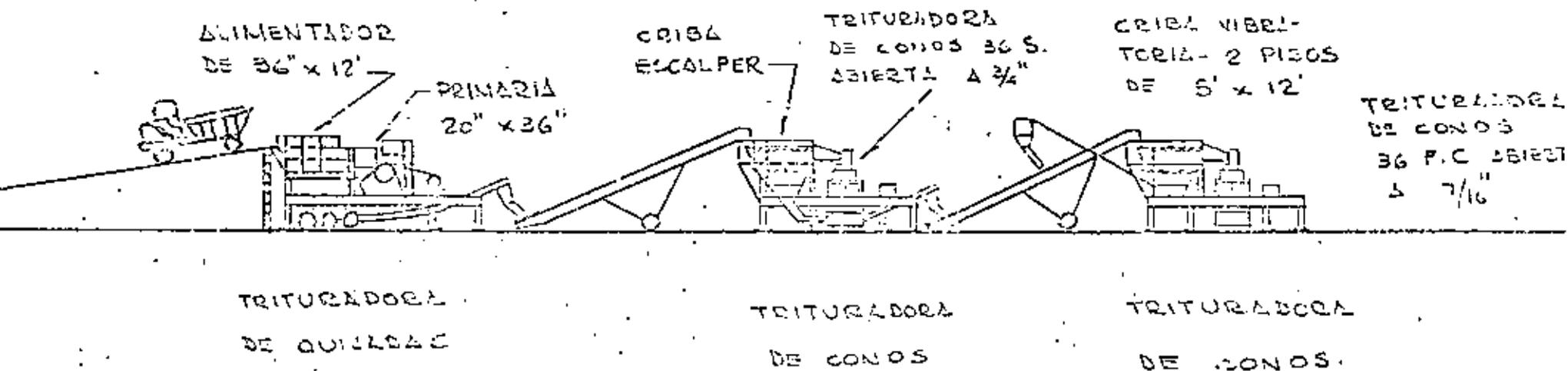
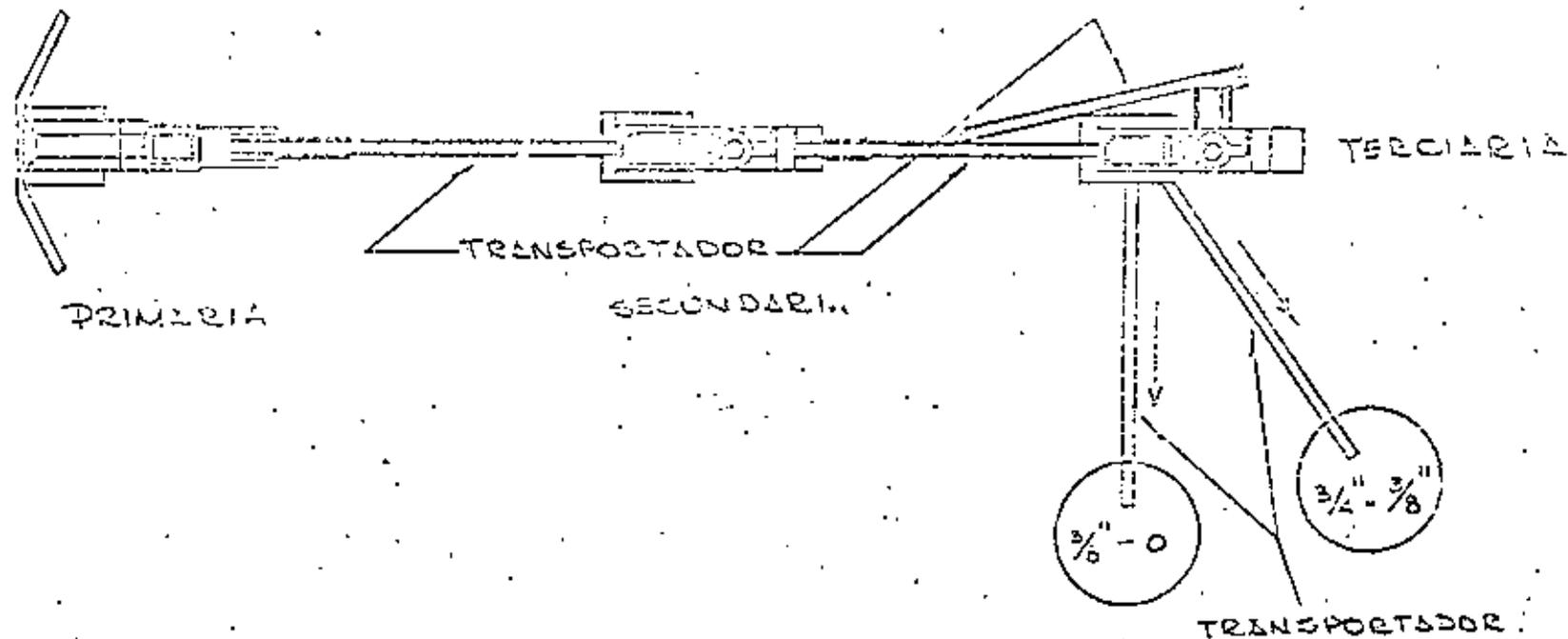
2. Los controles deben indicar rápidamente las desviaciones.  
Ya se hizo notar anteriormente la importancia del "tiempo de respuesta" de un sistema de control. Los sistemas de contabilidad tradicionales generalmente tienen un tiempo de respuesta exageradamente largo; debido a que tienen que satisfacer 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 estimarlos 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 nuevas 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 CPM, 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. Que 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 adecua-

do 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 puedan adoptarse para corregirlas.



PRODUCCION REAL ESPERADA

90 TON. CORTAS.

$$\begin{aligned}
 90 \text{ Ton. C.} &= 0.454 \times 2000 \times 90 \\
 &= 81720 \text{ kg} \\
 &= 81.72 \text{ ton.}
 \end{aligned}$$

a) HORARIA :

$$P_h = \frac{81.72 \text{ ton/hr.}}{1.5 \text{ tón/m}^3} \times 0.70 = 38 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

b) MENSUAL :

$$\begin{aligned}
 P_m &= 38 \frac{\text{M}^3}{\text{Hr}} \times 15.5 \frac{\text{Hr}}{\text{Día}} \times 25 \frac{\text{Día}}{\text{Mes}} = \\
 &= 14725 \text{ M}^3/\text{mes}
 \end{aligned}$$

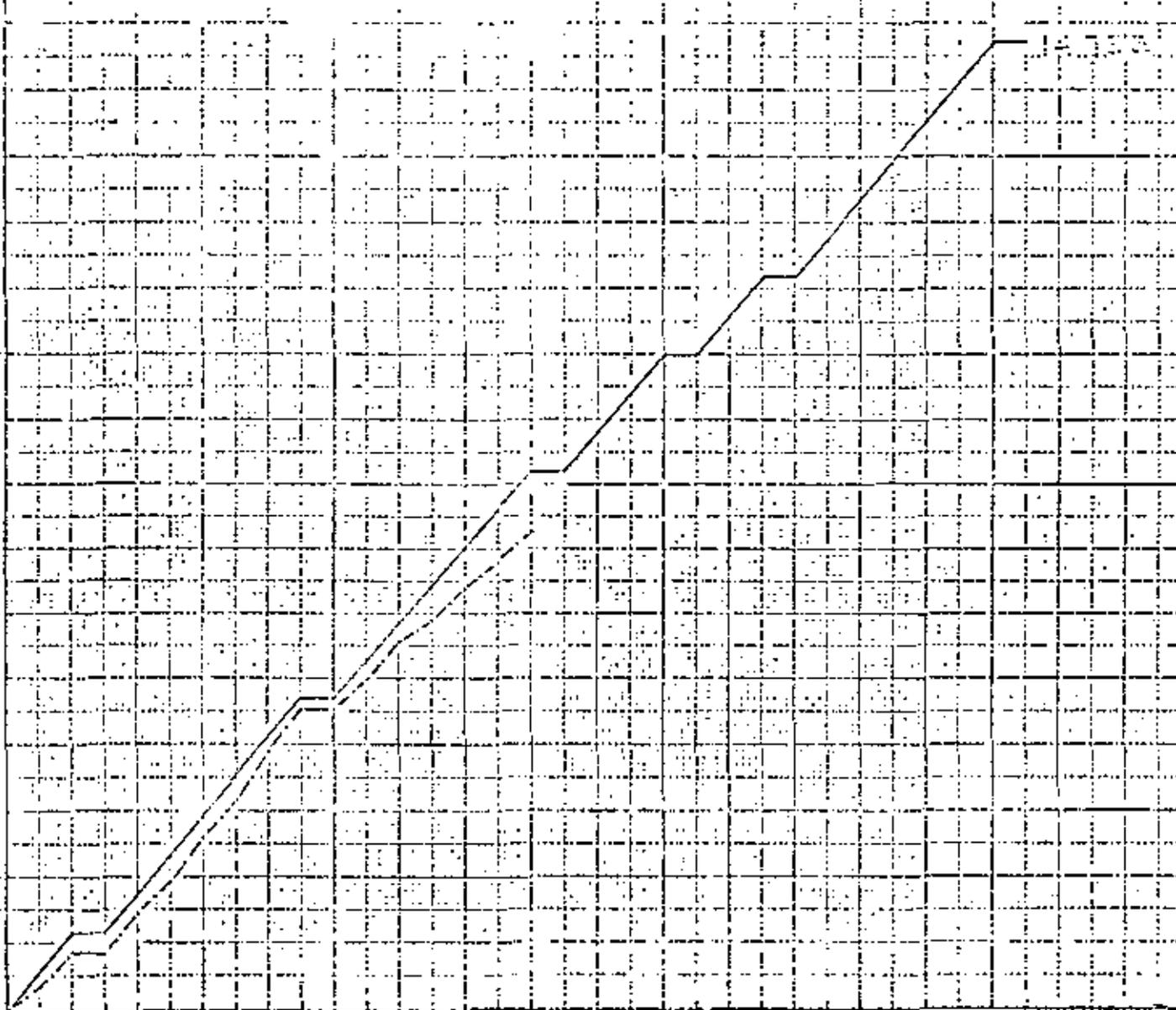
c) DIARIA :

$$P_d = \frac{14725 \text{ M}^3/\text{mes}}{25 \text{ Día/mes}} = 589 \text{ M}^3/\text{día}$$

MEMORIAL: 1-9-1971

NO. 14271-71

15 000  
14 000  
13 000  
12 000  
11 000  
10 000  
9 000  
8 000  
7 000  
6 000  
5 000  
4 000  
3 000  
2 000  
1 000



DIAS DEL MES.

## INFORME DIARIO DE PRODUCCION DE AGREGADOS

OBRA : 28

FECHA: VIER.-15-III-74

TIEMPO TEORICO OPERACION : 15:30 HRS.

TIEMPO REAL DE OPERACION : 7:20 HRS.

NUMERO DE DEMORAS : 8

EFICIENCIA : 47.5 %

PRODUCCION REAL : 400 M<sup>3</sup>

CAUSA DE DEMORAS	HORAS PERDIDAS	% EFIC. PERDIDA
FALTA DE MATERIAL	0:30	3.2 %
PIEDRAS ATORADAS	2:00	12.9
REPARACION PLANTA LUZ	1:10	7.5
REPARACION TRIPLE	1:30	9.7
SOLDANDO MALLA	1:10	7.5
FALTA ENERGIA ELECT.	0:35	3.7
REPARACION CRIBA	0:40	4.3
FALTA DE MATERIAL	0:35	3.7
<b>TOTAL</b>	<b>8:10</b>	<b>52.5 %</b>

# INFORME DE PRODUCCION SEMANAL

OBRA : 28

PERIODO DEL : 11-III-74 AL 16-III-74

PRODUCCION ESPERADA : 2534 M<sup>3</sup>

PRODUCCION OBTENIDA : 2600 M<sup>3</sup>

EFICIENCIA : 51.2 %

DIAS	PRODUCCION EN M <sup>3</sup>	% EFICIENCIA
LUNES	500 M <sup>3</sup>	59.0 %
MARTES	525	62.0
MIERCOLES	300	35.5
JUEVES	425	50.2
VIERNES	400	47.4
SABADO	450	53.1
TOTAL	2600 M <sup>3</sup>	51.2 %

CAUSA DE DEMORAS	% HRS. PERDIDAS
FALTA DE MATERIAL	2.1
PIEDRAS ATORAZAS	23.1
REPARACION PLANTA DE LUZ	5.2
REPARACION TRIPLE	6.1
SOLDANDO MALLA	5.2
FALTA ENERGIA ELECT	1.4
REPARACION CEIBA	1.8
REPARACION VIBRADOR	3.5
REPARACION MOTOR.	0.4
	47.8



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

**MOVIMIENTO DE TIERRAS**

**T R A C T O R E S**

**ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982**



**centro de  
actualización  
profesional**



**DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES**

TRACTORES Y ARADOS

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 desgarrador.

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 \$60,000.00 y se usará en promedio unas 150 hrs/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 \$1'200,000.00 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 20 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 llamada 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 terminas 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 requireren 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 temperatura

ro, presión barmétrica y revoluciones por minuto.

El sistema de tránsito consta de cadenas formadas por pernos y eslabones a los 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 catarina que es un engrane propulsor que transmite la fuerza tractiva.

En las tablas de las páginas números 5 y 6 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	09G	D8H	D7F	D6C	D6C (A.E.)	D5 60" (trocha) 74"	D5 (A.E.)	D4D	D4D (A.E.)
Potencia en el volante, en hp ...	770	385	270	180	125	125	93	90*	65	68*
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"
(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"	6'6"
(mm) ...	(3300)	(3050)	(2700)	(2550)	(2360)	(2390)	(2020)	(2370)	(2370)	(1980)
Alto (sin escape ni predepurador)	pies ...	9'10 1/2"	9'2"	8'0"	7'4"	6'11 1/2"	7'2 1/2"	6'5 1/2"	6'10"	5'7 1/2"
(mm) ...	(3000)	(2800)	(2440)	(2240)	(2120)	(2200)	(1970)	(2080)	(1710)	(1850)
Entrevia	pulg ...	90"	90"	84"	78"	74"	74"	60"	74"	74"
(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 1/2"	14-5/8"	14 1/2"	14"	13 1/2"	13 1/2"
(mm) ...	(355)	(600)	(500)	(385)	(370)	(370)	(355)	(345)	(345)	(355)
Ancho de zapatas	pulg ...	24"	24"	22"	20"	18"	20"	16"	18"	13"
(mm) ...	(610)	(610)	(560)	(510)	(455)	(510)	(405)	(455)	(330)	(405)
Area de contacto en el suelo	pulg <sup>2</sup> ...		6354	5049	4280	3357	3730	2784	3085	1885
(m <sup>2</sup> ) ...		(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"
(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	09G	08H S-T	08H <sup>t</sup> TD	07F S-T	07F TD	06C S-T	06C TD	06C (A.E.)	05 S-T	05 TD	05 (A.E.)	D4D TD	D4D S-T	D4 (A.E.)
<b>Capacidades:</b>																
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 (18,5)
Compart. transmisión, divisor de par, corona embragues de direc.	gal EUA (litros)		31 (117)	31 (117)		31 (117)		21 (79)			12% (46)				10x (38)	
Transm., corona, embrague de direc.	gal EUA (litros)				31* (117)		31* (117)		26* (98)	26* (98)						
Transmisión	gal EUA (litros)											12%* (46)	12%* (46)	6 (22,7)	41 (15,1)	6 (22,7)
Embrague principal	gal EUA (litros)										(entrevia) 74" 60"			2% (8,5)		2% (8,5)
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

<sup>t</sup>Compart. de la Corona.

<sup>x</sup>Compart. 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 fijado 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.

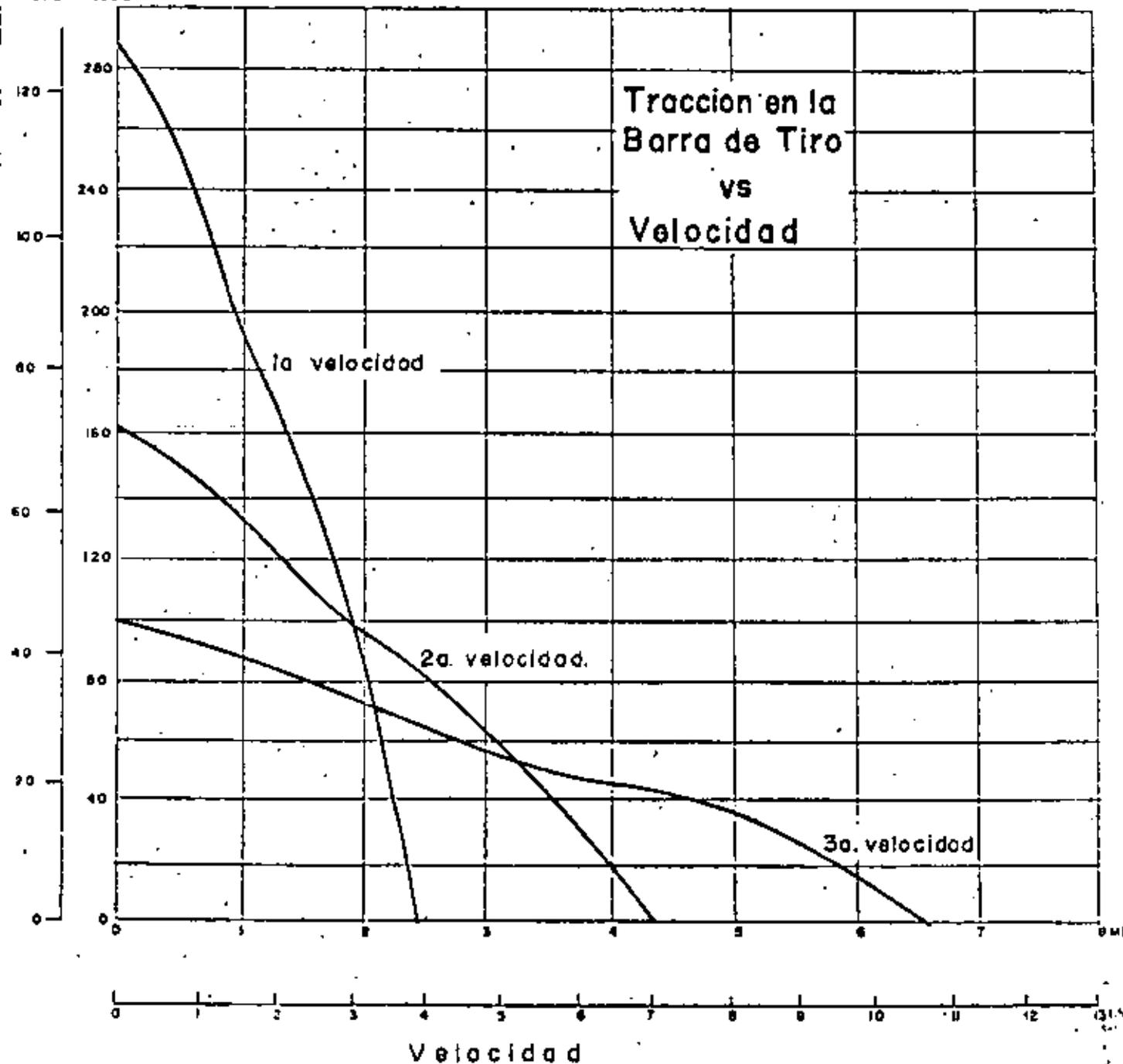
Las hojas de especificaciones que ofrecen los distribuidores de equipo dan las características de los distintos modelos y desde luego el tamaño del tractor es proporcional a su potencia en el volante a determinadas R.P.M., la que se transmite mediante mecanismos y determinan la tracción en la barra de 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 hojas números 9, 10, 11 y 12. En la hoja 13 se muestra esta misma relación para los modelos D8H y D7F con transmisión directa.

Tracción en la Barra de Tiro

KG x 1000    lb x 1000

Tracción en la Barra de Tiro vs Velocidad

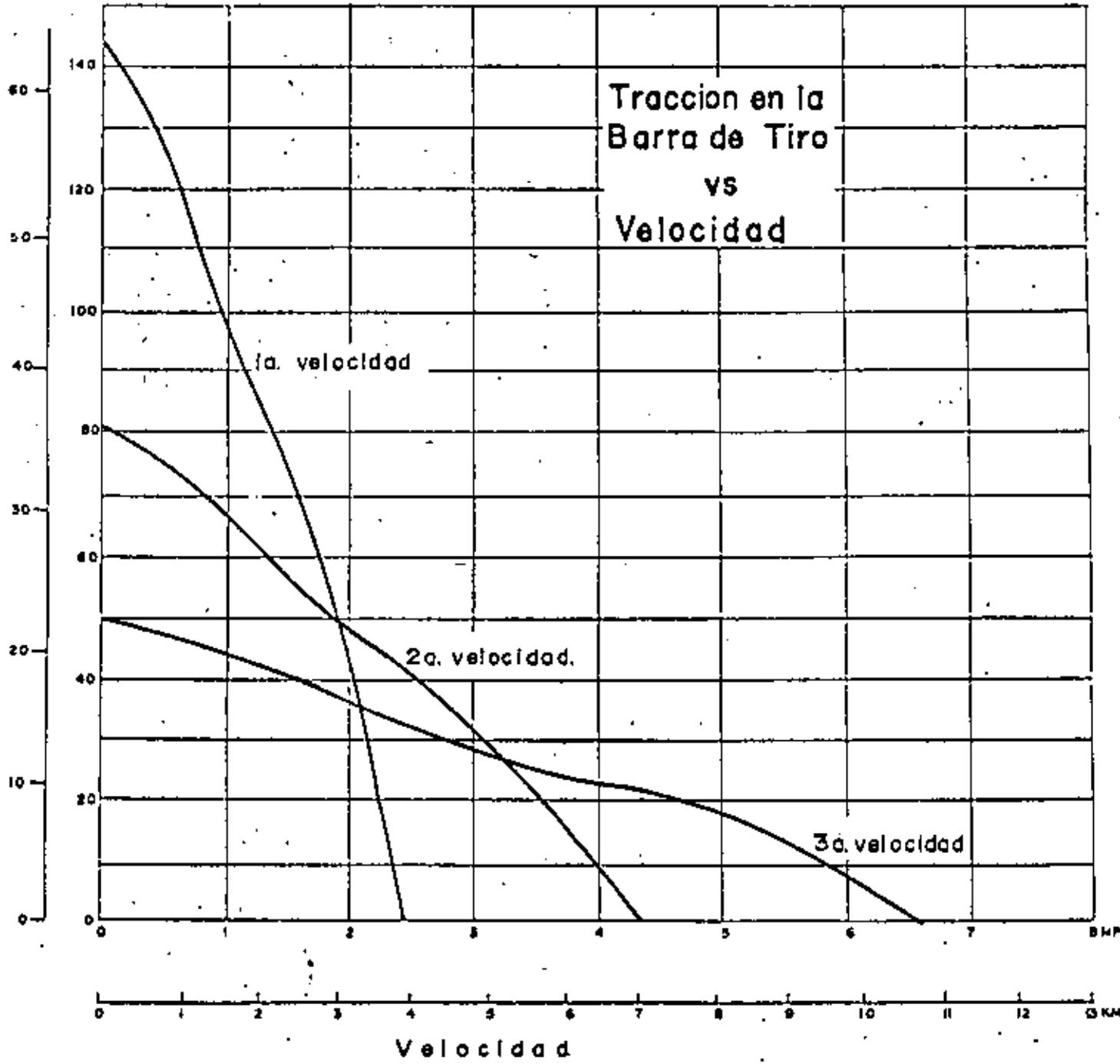


D 9 G

10

### Traccion en la Barra de Tiro

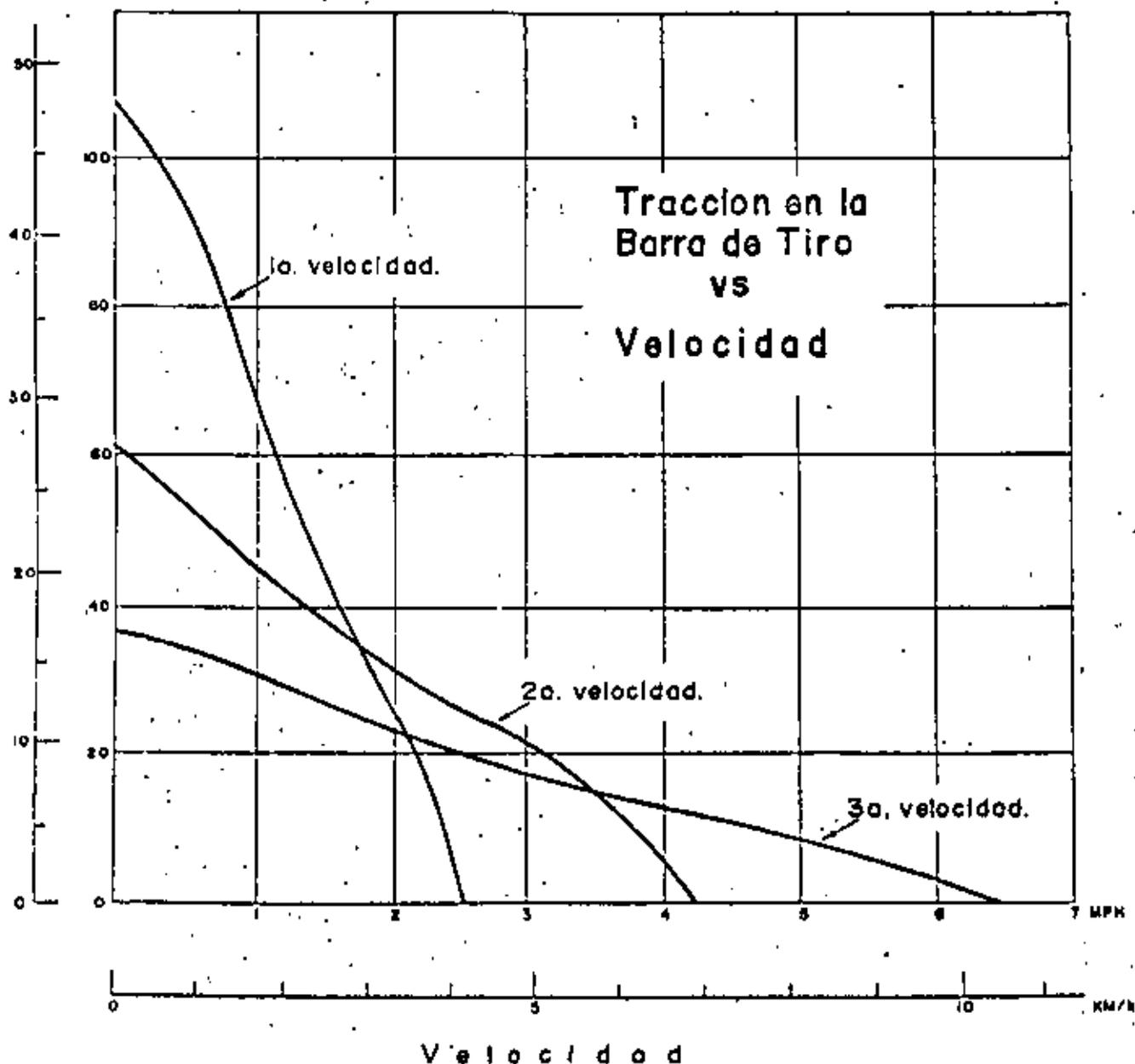
KG x 1000    lbs x 1000



# D 8 H - CON SERVO - TRANSMISION

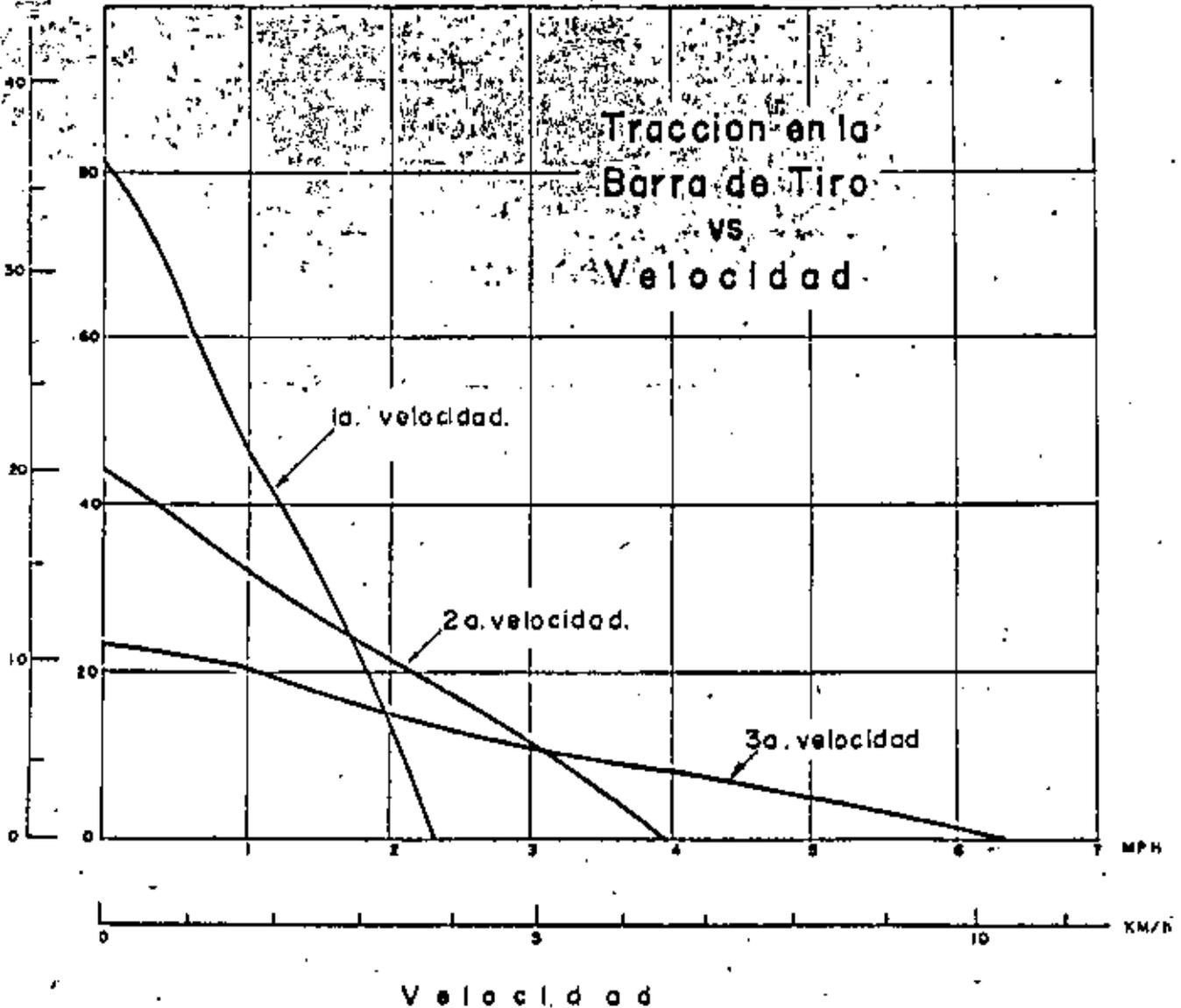
Tracción en la Barra de Tiro

KG. x 1000    lbs  
1000    1000



Tracción en la Barra de Tiro

kg      lb  
1000   1000



## D8H y D7F con TRANSMISION DIRECTA

### TRANSMISION DEL D8H Y DEL D7F:

De engrane 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:

	Avance		Retroseso		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	(12200)	33,210	(15030)
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

	Avance		Retroseso		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)	13,280	(6030)
5a	5.9	(9,5)	-	-	7,140	(3240)	9,610	(4360)

RENDIMIENTO.

1

Potencia es la capacidad de realizar un trabajo por unidad de tiempo, por lo que las unidades son Pies Libras por Minuto o Kilógramos 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:

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

Los tablas de la hoja número 16 nos muestran coeficientes de resistencia al rodamiento y de tracción.

LA RESISTENCIA AL RODADO EN  
CONDICIONES TÍPICAS

Un camino estabilizado, pavimentado, duro y liso que no cede bajo el peso, regado y conservado . . .	lb/ton 40	(kg/t) (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	100	(50)
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) . . . .	150	(75)
Arena o grava suelta . . . . .	200	(100)
Camino blando y fangoso con surcos, no se repara .	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 TRACCIÓN EN EL SUELO

	FACTORES DE TRACCIÓN	
	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

\*Zanatas semicompactas = 0,27

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:

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

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 acarreos largos habrá tendencia a perder volúmen excavado en el trayecto. En la tabla de la página número 18 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	100	84	100	100	100	100
o en 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, aguilones 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 tramas 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 buldozer:

- 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 páginas 22, 23, 24, 25, 26 y 27 se muestran las características de las hojas topadoras para tractores Caterpillar modelos D-9, D-8 y D-7.

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

Modelo		9A	9S	9U	9R	9C
<b>Hoja:</b>						
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°				
<b>Accesorios:</b>						
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 ..... -(kg) .....	11600 (5300)	10900 (4950)	12100 (5500)	15400 (7000)	8900 (4050)
Control de Cable 128	-lb ..... -(kg) .....	10600 (4800)	10000 (4550)	11200 (5100)		9400 (4250)
Dimensiones principales: (Tractor y topador)						
Longitud (hoja recta)	-pies ..... -(mm) .....	21'8" (6600)	21'9" (6650)	22'7" (6900)	21'9" (6650)	22'1" (6750)
Longitud (hoja en ángulo)	-pies ..... -(mm) .....	24'8 1/2" (7550)				
Ancho (hoja recta)	-pies ..... -(mm) .....	15'2" (4600)	13'1" (4000)	13'9" (4200)	13'4" (4050)	13'4" (4050)
Ancho (hoja en ángulo)	-pies ..... -(mm) .....	13'9" (4200)				
Ancho (sólo con bastidor "C")	-pies ..... -(mm) .....	11'4" (3450)				

HOJAS TOPADORAS PARA D8

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

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

Modelo		7A	7S	7U	7R
Tipo		Angulable	Recta	En "U"	Desgarradora
Peso de embarque sin control:					
Para usarse con Control Hidráulico No.173	-lb ..... -(kg) .....	6700 (3050)	7100 (3200)	7900 (3600)	9100 (4150)
Control de Cable No.127	-lb ..... -(kg) .....	6200 (2800)	6600 (3000)		
Dimensiones principales: (Tractor y hoja topadora)					
Longitud (hoja recta)	-pies ..... -(mm) .....	18'0" (5500)	17'4" (5300)	18'10" (5750)	17'4" (5300)
Longitud (hoja en ángulo)	-pies ..... -(mm) .....	21'0" (6400)			
Ancho (hoja recta)	-pies ..... -(mm) .....	14'0" (4250)	12'0" (3650)	12'8" (3850)	12'0" (3650)
Ancho (hoja en ángulo)	-pies ..... -(mm) .....	12'10" (3900)			
Ancho (sólo con bastidor "C")	-pies ..... -(mm) .....	10'3" (3100)			

Modelo		7A	7S	7U	7R
<b>Hoja:</b>					
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 Giro de la hoja a cada lado		25°	9°	9°	
<b>Accesorios:</b>					
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" —Hoja		Sí No	No Sí	No No	No Sí
Peso de embarque (instalada)	-lb . . . . . -(kg) . . . . .	1030 (470)	650 (295)		650 (295)
<b>Dimensiones del cable:</b>					
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. Lo más conveniente para una mayor producción sería no acarrear, como una excavación en un camino de penetración que va en ladera, desperdiciando 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 anti-económico acarrear a distancias mayores de 100 metros. El escurrimiento del material por los lados de la hoja puede ser otro factor que limite la distancia del acarreo.

El bulldozer tiene varios usos:

- Dismonte, desenraice.
- Limpio de sitios para construcción
- Construcción y mantenimiento de caminos de acceso.
- Despalme de bancos y arreglo del piso de los mismos.
- Afloje de material para cargadores frontales.
- Afine tosco de taludes.
- Formación de bordas con préstamo lateral.
- Relleno de zanjas.
- Empujador de motoescrapas.
- Auxiliar en diversos procedimientos de construcción.
- Excavación y acarreo hasta 100 metros.
- Extendiendo material en terraplenes y remolcando 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, remolcador 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,  $\operatorname{tg} x = 1/2$

$$\text{y } V = L h^2$$

Cuando se trabaja cuesta arriba el volúmen 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.

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 31, 32, 33, 34 y 35 . En la página No. 35 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% a 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 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:

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

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/yd<sup>3</sup> mater. suelto (1370 kg/m<sup>3</sup> mater. suelto), y 3000 lb/yd<sup>3</sup> en banco (1790 kg/m<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup> 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.

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

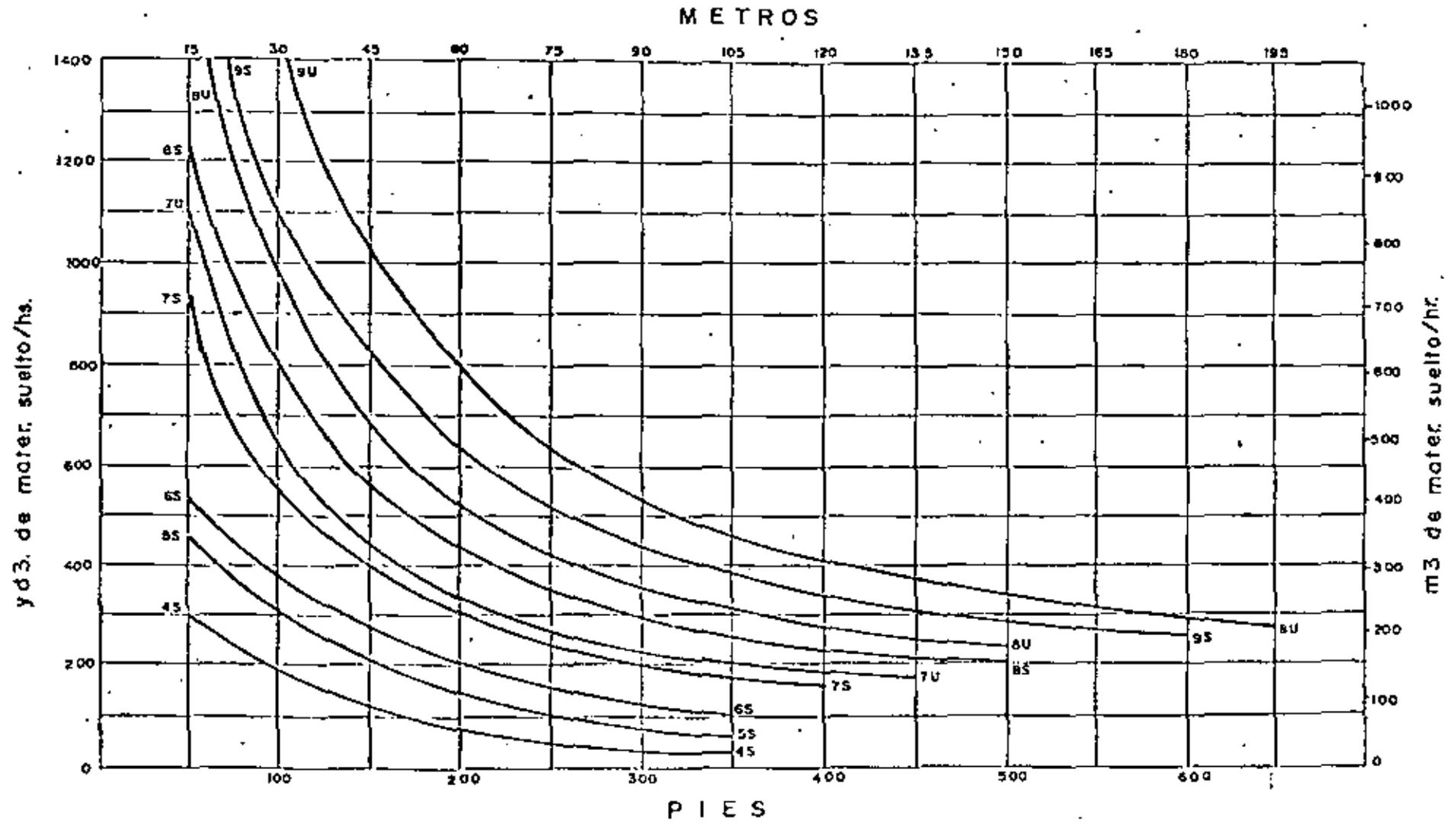
\*Se supone que el coeficiente de tracción es por lo menos 0,4. Aunque las malas condiciones del suelo afectan tanto a los vehículos de carriles como a los de ruedas - lo cual obliga a empujar cargas más pequeñas a fin de compensar la pérdida de tracción en el suelo - los efectos en los de ruedas son 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 éste es de 0,30, la diferencia es 10 centésimos (0,10), y la producción sería del 60% (10 X 4% = 40% de disminución).

CORRECCIONES SEGUN LAS CONDICIONES DEL TRABAJO		Tractor de Carriles	Tractor de Ruedas
OPERADOR:	Excelente	1,00	1,00
	Bueno	0,75	0,60
	Deficiente	0-0,60	0-0,50
<b>MATERIAL:</b>			
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
	Difícil 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	--
	Difícil de empujar; se apelmaza (seco, material no cohesivo o material muy pegajoso) . . .	0,80	0,80
	Roca desgarrada o dinamitada . . .	0,60-0,80	--
<b>EMPUJE POR METODO DE ZANJA</b> . . . . .			
		1,20	1,20
<b>EMPUJE CON DOS TRACTORES JUNTOS</b> . . . . .			
		1,15-1,25	1,15-1,25
<b>VISIBILIDAD:</b> polvo, lluvia, nieve, niebla u oscuridad . . . . .			
		0,80	0,70
<b>EFICIENCIA DEL TRABAJO:</b>			
	50 min/h . . . . .	0,84	0,84
	45 min/h . . . . .	0,75	0,75
<b>TRANSMISION DIRECTA</b> (tiempo fijo de 0,1 min). . . . .			
		0,80	--
<b>*HOJA:</b> 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 entrevista estrecha . . . . .	0,90	--
	Material liviano		
	hoja U (carbón) . . . . .	1,20	1,20
	Hoja con caja (montones) . . . . .	1,30	1,30
<b>PENDIENTES:</b> 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 situaciones y condiciones de trabajo, la hoja R iguala o supera el rendimiento de la recta.

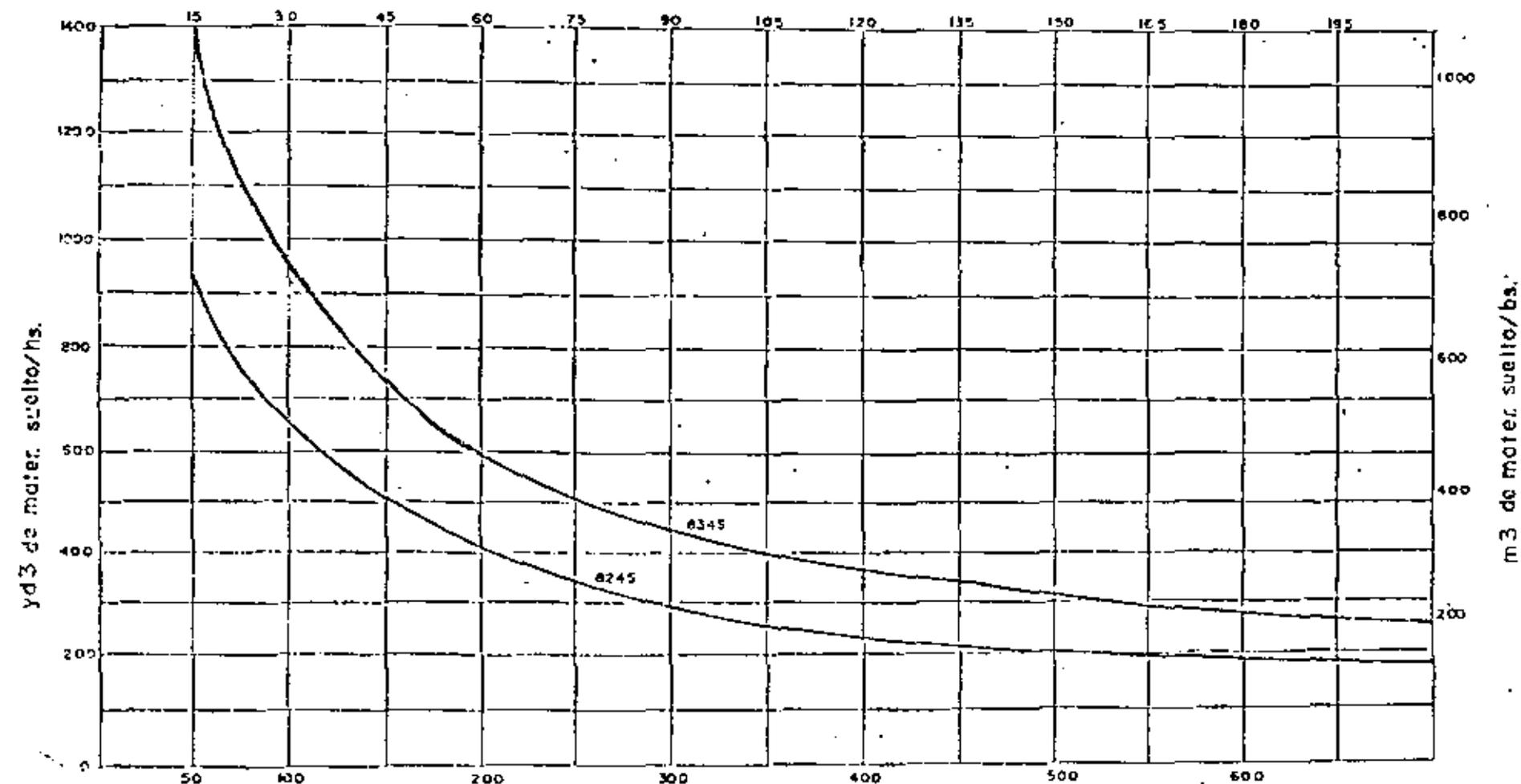
PRODUCCION ESTIMADA DE UN TRACTOR DE CARRILES CON  
HOJAS TOPADORAS UNIVERSALES Y RECTAS



DISTANCIA MEDIA DE RECORRIDO CON HOJA TOPADORA

# PRODUCCION ESTIMADA DE TRACTORES DE RUEDAS CON HOJA RECTA

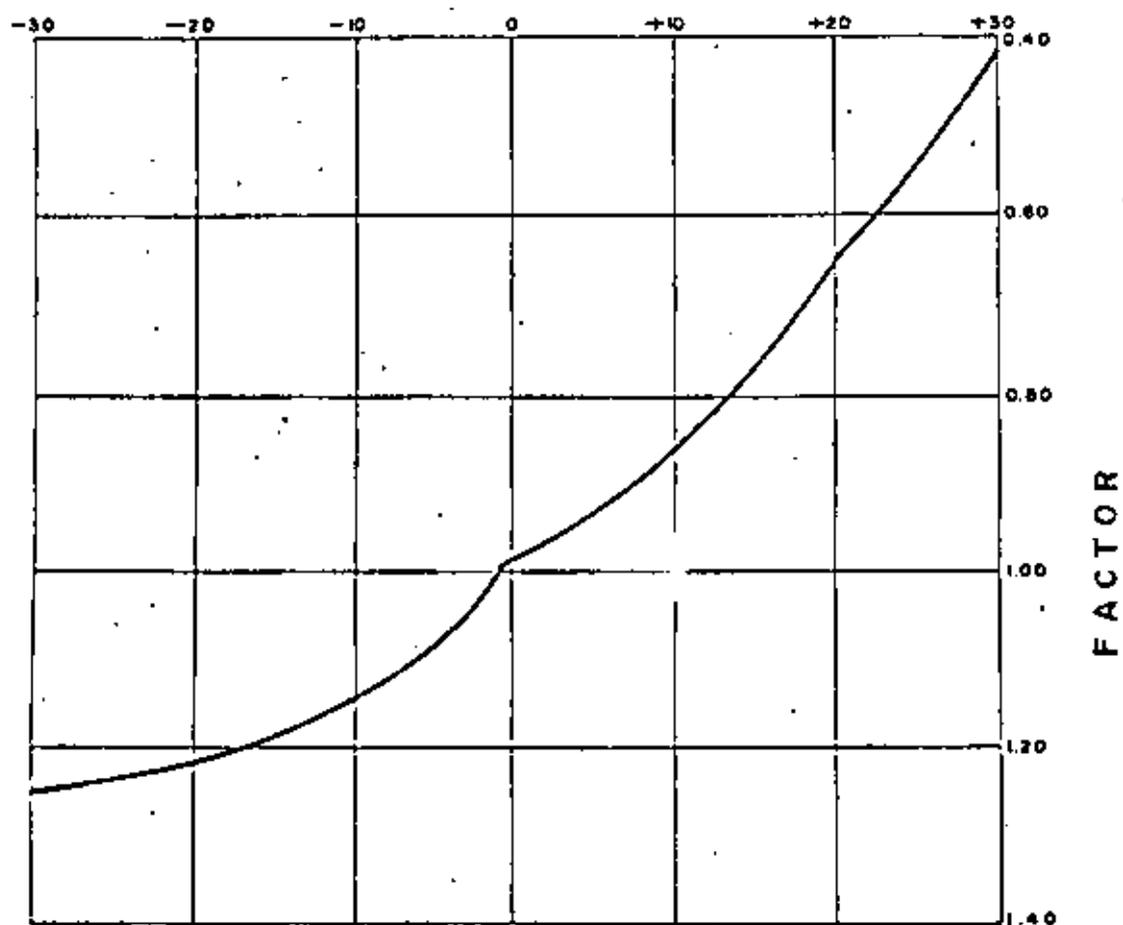
M E T R O S



DISTANCIA MEDIA DE RECORRIDO CON HOJA TOPADORA

# FACTORES DE CORRECCION POR PENDIENTE

% DE PENDIENTE



NOTA: (-) FAVORABLE  
(+) DESFAVORABLE

Recientemente se está utilizando un método para el mantenimiento preventivo de los tractores que consiste en observar en un espectroscopio muestras de aceite - obtenidas 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.

## DESGARRADORES

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 acopla 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 motoescrapas o acarrear con bulldozer, según el procedimiento de construcción que se haya planeado 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 acopiándose 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 ararse 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 sondeos o la observación directa.

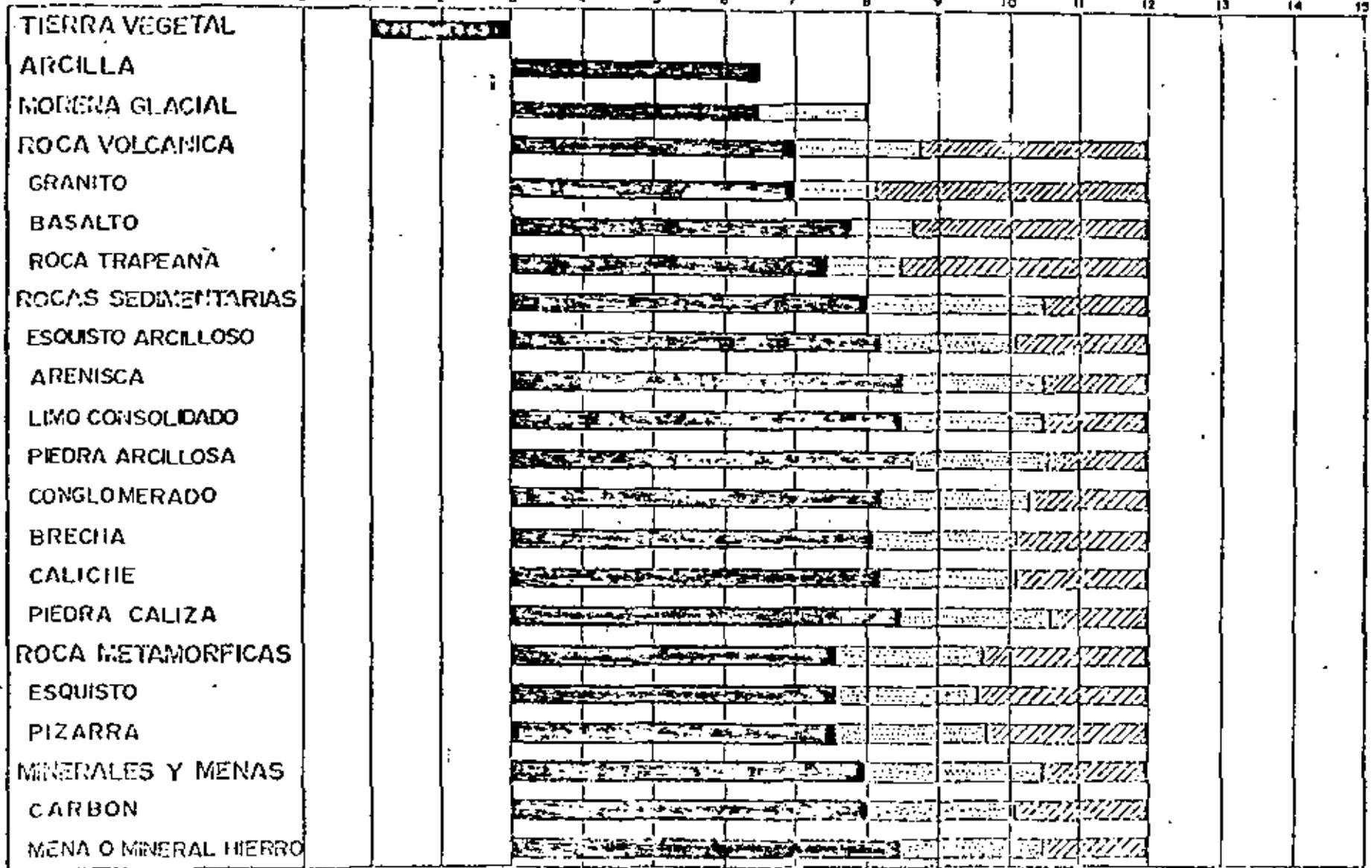
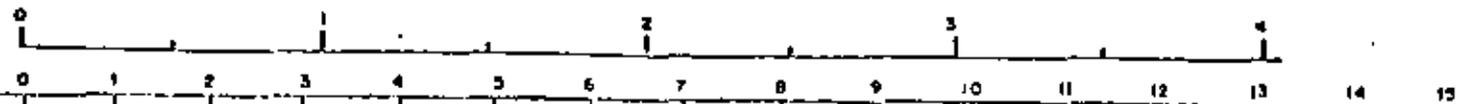
Ultimamente se aplica el sistema de refracción sismográfica, muy conveniente cuando se tiene bien definido el proyecto y localizados los sitios que pretenden explotarse. Se basa en que la velocidad de una onda sonora a través de un material compacto es mayor que a través de materiales suaves, de modo 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 sismográfica 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 números 41, 42 y 43 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 orado. 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.

# R e n d i m i e n t o

RENDIMIENTO DEL DESGARRADOR NO. 9, SERIE D, DE UNO Y DE VARIOS VASTAGOS, EN TRACTOR D9G (365 hp) EN RELACION CON LAS VELOCIDADES DE LAS ONDAS SISMICAS

VELOCIDAD EN M/SEGUNDO: 1000  
VELOCIDAD EN PIES/SEGUNDO: 1000



DESARRABLE

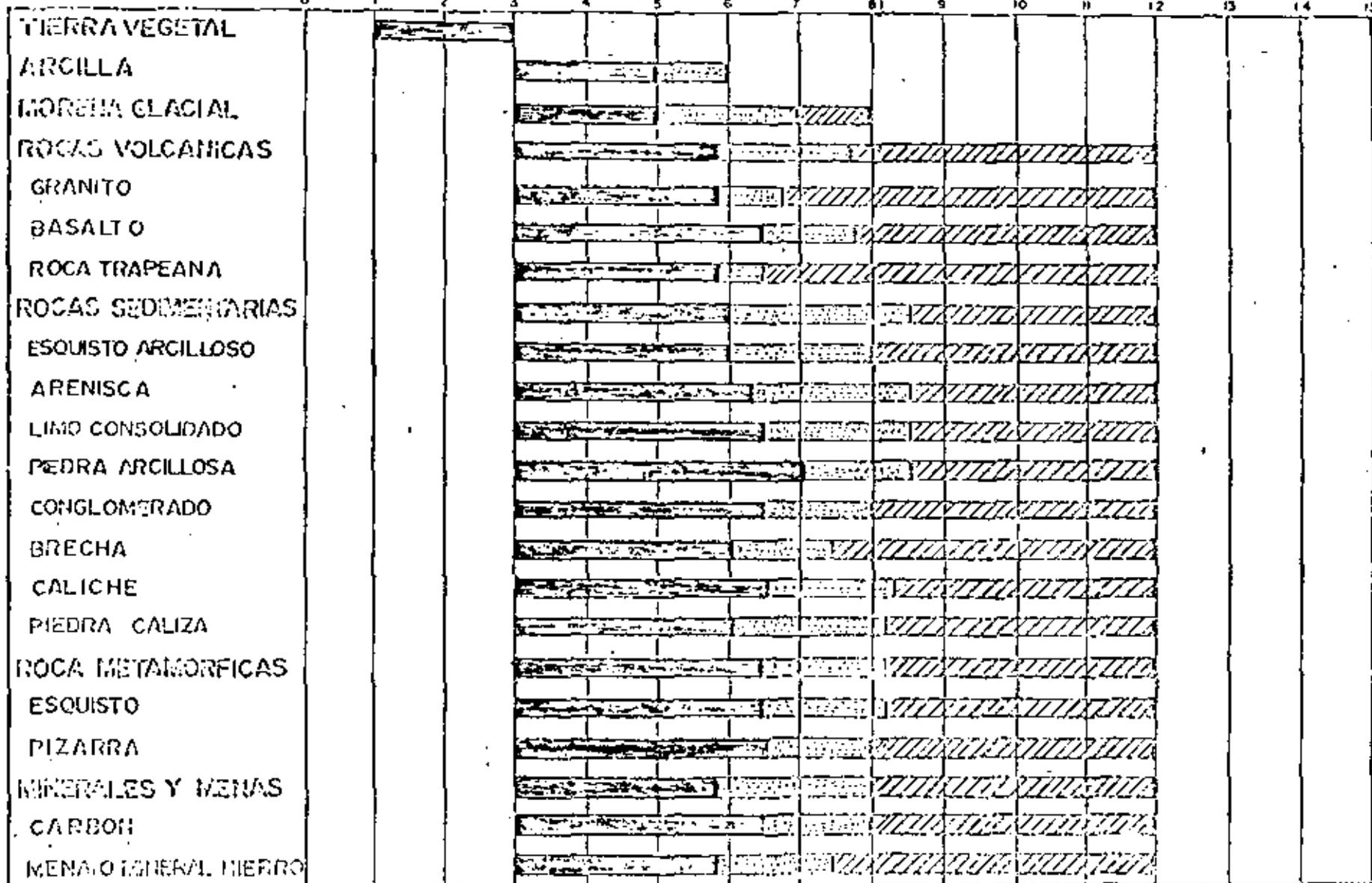
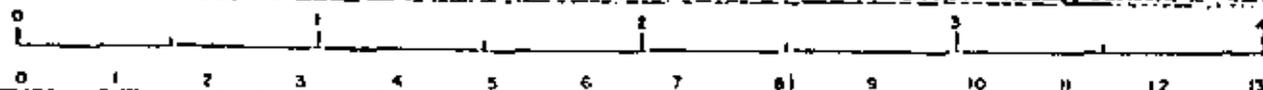
MARITAL

NO DESARRABLE

# Rendimiento:

RENDIMIENTO DEL DESGARRADOR NO.8 SERIE DE UNO Y DE VARIOS VASTAGOS, EN TRACIÓR DSH (270hp) EN RELACION CON LAS VELOCIDADES DE LAS ONDAS SISMICAS

VELOCIDAD EN M/SEGUNDO: 1000  
VELOCIDAD EN PIES/SEGUNDO: 1000



DESGARRABLE

MARGINAL

NO DESGARRABLE

**R e n d i m i e n t o**  
**RENDIMIENTO DEL DESGARRADOR NO. 7 EN TRACTOR D7F (130hp) EN RELACION CON LAS VELOCIDADES DE LAS ONDAS SISMICAS**

VELOCIDAD EN M/SEGUNDO  
 VELOCIDAD EN PIES/SEGUNDO

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
TIERRA VEGETAL														
ARCILLA														
MORENA GLACIAL														
ROCAS VOLCANICAS														
GRANITO														
BASALTO														
ROCA TRAPEANA														
ROCAS SEDIMENTARIAS														
ESQUISTO ARCILLOSO														
ARENISCA														
LIMO CONSOLIDADO														
PIEDRA ARCILLOSA														
CONGLOMERADO														
BRECHIA														
CALICHE														
PIEDRA CALIZA														
ROCA METAMORFICAS														
ESQUISTO														
CUARCITA														
GNEIS														
PIZARRA														
MINERALES Y MENAS														
CARBON														
META (GENERAL HIERRO)														

DESGARRABLE

MARGINAL

NO DESGARRABLE

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 adecua dos, se pueden aflojar sin tener la necesidad de recurrir a los sistemas convencio nales 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 fácil- mente el tipo de arado que debe adquirir, pues lá 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 muchas ventajas y mayor versatilidad. Un arado que trabaja con tres dientes, con mayor razon podrá rendir más con un solo diente; si el material es duro solo puede pa- netrar 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. Ultimamente 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, intermedio 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 donde 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 motoescrapas es conveniente obtener tamaños adecuados para facilitar la carga. En caso de utilizar cargadores frontales o palas mecánica, esto permite tamaños mayores. Si el material aflojado se acarrea con bulldozer pueden modificarse aun más las distancias entre pasos. La realidad 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 empujan motoescrapas 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 desgarrado 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 al paso 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.

DESARRABORES - TRACTORES DE CARRILES	No. 90	No. 90	No. 8D	No. 8D
	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 .....	09G	09G	08H	08H
Dimensiones principales - tractor y desgarrador				
Longitud, desgarrador arriba - pies y pulg .....	23'6"	21'11"	22'4"	20'9"
- (mm) .....	(7200)	(6700)	(6800)	(6300)
Longitud, desgarrador abajo - pies y pulg .....	24'11"	23'4"	23'7"	22'0"
- (mm) .....	(7600)	(7100)	(7200)	(6700)
Ancho máxima de desgarrador - pies y pulg .....	9'11"	9'11"	9'2"	9'2"
- (mm) .....	(3000)	(3000)	(2800)	(2800)
Viga:				
Longitud - pies y pulg .....	4'1"	5'5"	4'1"	5'3"
- (mm) .....	(1240)	(2850)	(1240)	(2500)
Sección - pulg .....	14" x 15"	14" x 15"	14" x 15"	12" x 12 1/2"
- (mm) .....	(355 x 380)	(355 x 380)	(355 x 380)	(305 x 320)
Espacio libre bajo la viga - levantada - pulg .....	72 1/4"	72 1/4"	65 3/4"	64"
- (mm) .....	(1840)	(1840)	(1670)	(1630)
en posición baja - pulg .....	9 1/4"	9 1/4"	16"	14"
- (mm) .....	(235)	(235)	(405)	(355)

MODELOS ACTUALES CAT  
ESPECIFICACIONES

Desgarradores

**MODELOS ACTUALES CAT  
ESPECIFICACIONES**

DESARRADORES - TRACTORES DE CARRILES	No. 90		No. 90	No. 80		No. 80
	Un vástago Desgarramiento Standard Profundo		Varios vástagos	Un vástago Desgarramiento Standard Profundo		Varios vástagos
Vástagos (uno standard - otros dos optativos): Número de vástagos .....			3	1		3
Posiciones de los vástagos .....	4	6	2	4	6	2
Longitud con la punta						
-pulg .....	87"	109"	72"	87"	109"	65"
-(mm) .....	(2210)	(2750)	(1830)	(2210)	(2750)	(1650)
Sección						
-pulg .....	3 1/2" x 14"		3" x 13"	3 1/2" x 14"		3" x 13"
-(mm) .....	(89 x 355)		(76 x 330)	(89 x 355)		(76 x 330)
Espacio de centro a centro						
-pulg .....			53"			45"
-(mm) .....			(1350)			(1170)
Penetración máxima						
-pulg .....	55"	77"	40"	40"	70"	28"
-(mm) .....	(1400)	(1960)	(1020)	(1220)	(1780)	(710)
Longitud de las puntas						
-pulg .....	12"		12"	12"		12"
-(mm) .....	(305)		(305)	(305)		(305)
Espacio libre bajo la punta						
Vástago levantado						
-pulg .....	44 1/2"		33 1/2"	37 3/4"		32"
-(mm) .....	(1130)		(850)	(950)		(810)

DESARRADORES - TRACCIONES DE CARRILES		No. 90	No. 90	No. 80	No. 80
		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					
Instalada	-lb ..... -(kg) .....	13500 13900 (6100) (6300)	14500 (6600)	9700* 9900* (4400) (4500)	9300* (4200)
Peso de cada diente adicional					
Instalada	-lb ..... -(kg) .....		800 (365)		700 (320)
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	ND	Optativo Standard	ND

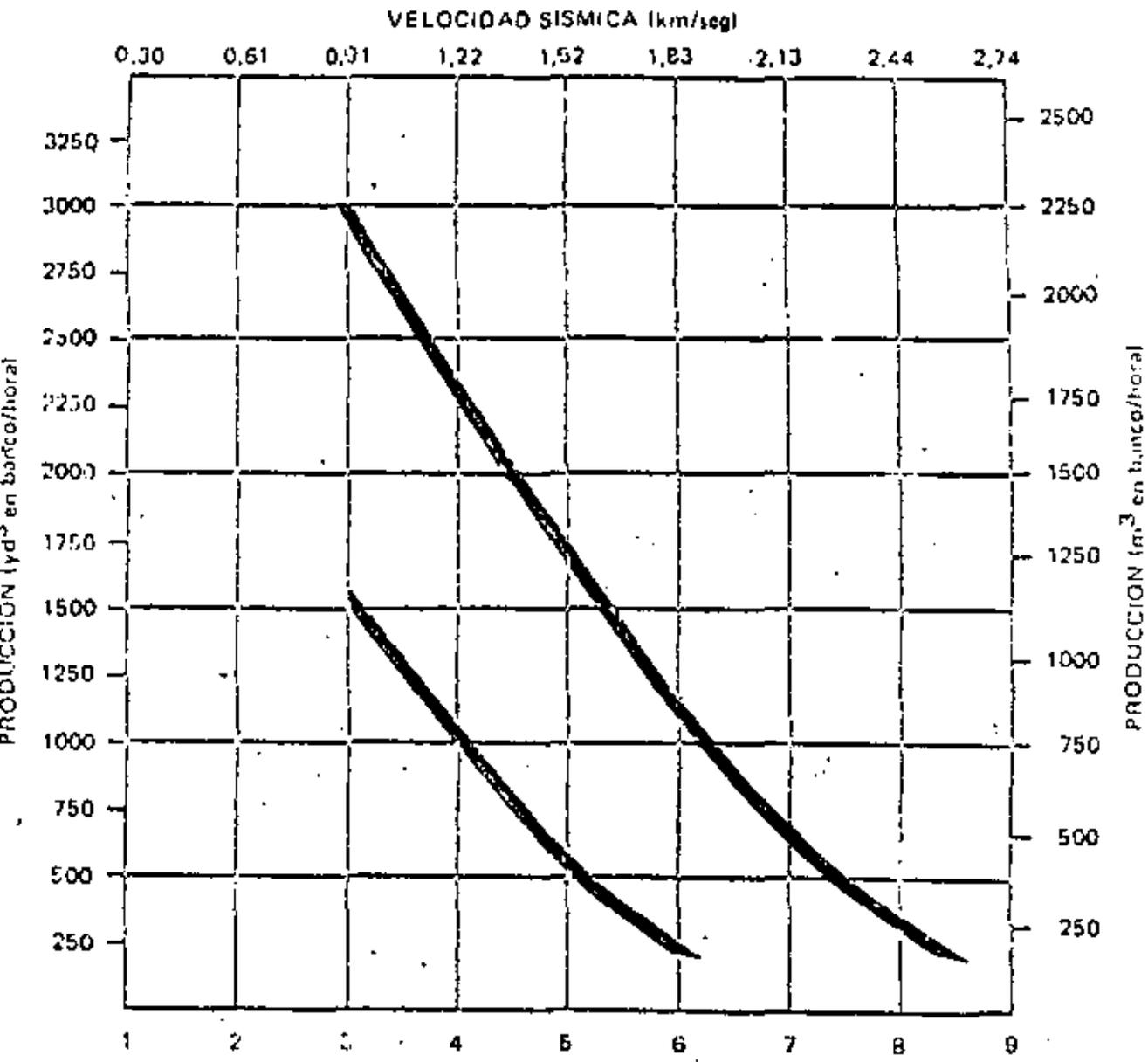
ND = No disponible

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

MODELOS ACTUALES CAT  
ESPECIFICACIONES

Desgarradores

# PRODUCCION ESTIMADA DE UN DESGARRADOR 9D montado en un D9G



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

## RENDIMIENTO.-

La producción de un tractor aflojando material con un arado dependerá de la separación entre los pasos, profundidad del vástago y de la potencia de la máquina. Infiuye la velocidad de marcha pero como ya se indicó debe vigilarse cuidadosamente no exagerarla, pues puede dañar seriamente la máquina.

Para determinar la producción se puede aplicar la siguiente fórmula:

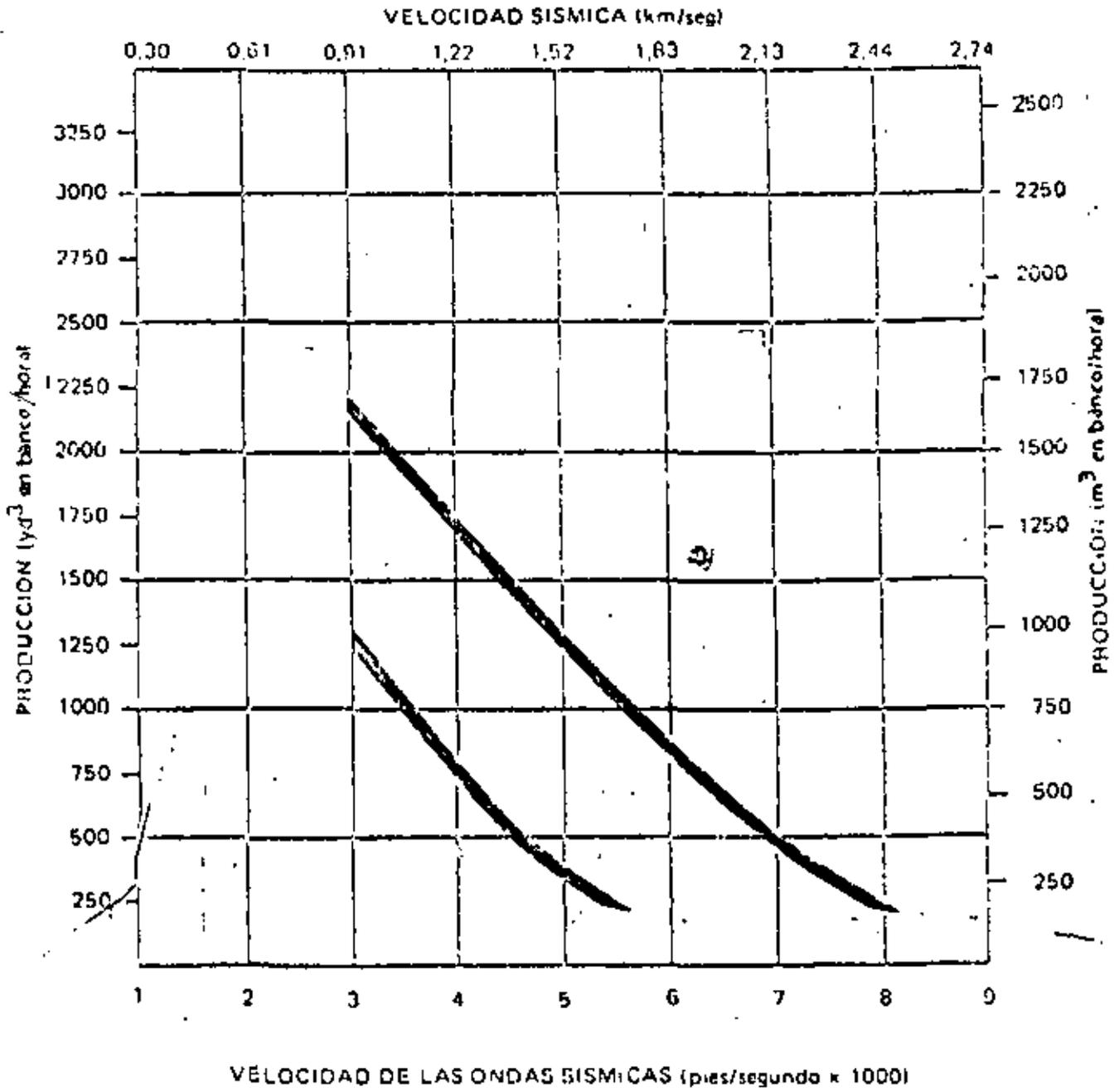
$$P = \frac{a \times h \times v}{n} \times f$$

- 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.
- 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 52 y 53 se presentan las producciones estimadas de desgarradoras montadas en tractores Caterpillar D9G 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 trabajen con una eficiencia de 100% y para velocidades sísmicas mayores 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 DEL DESGARRADOR 8D montado en tractor D8H





**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

MOVIMIENTO DE TIERRAS

MOTOESCROPAS

ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

## Motoescrapas.

-----

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 motoescrapas 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 halado mediante un tractor de ruedas neumáticas que puede ser de uno o dos ejes. Los controles de operación se encuentran en dicho tractor. En las siguientes transparencias (2, 3 y 4) podemos ver en forma esquemática el proceso de carga acarreo y descarga.

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 motoescrapas de 11 a 20 m<sup>3</sup> 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.

- 2 -

Y61

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 escrepa de mano, escrepa de arrastre, escrepa de tambor giratorio, etc. hasta llegar a la motoescrepa, 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 motoescrepas es en relación con el tamaño de las mismas. Podemos ver motoescrepas desde  $8 \text{ m}^3$  de capacidad hasta  $50 \text{ m}^3$ .

En la transparencia siguiente podemos observar la motoescrepa L-90 Le Tourneau, constituida por un conjunto de 32 mts. de longitud, 3.60-mts. de ancho y una altura al tope 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 motoescrepa carga en 40 segundos sin empujador  $50 \text{ m}^3$  de material  $4\ 500 \text{ m}^3/\text{hora}$ .

En esta otra transparencia vemos motoescrapa La Terex TS-32 de 43 yd<sup>3</sup> colmada ( 33 m<sup>3</sup> ) operada con sistema hidráulico.

La influencia que tiene el tamaño de la motoescrapa en el costo la podemos ver en la siguiente curva 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 motoescrapa tomando como 100% de costo la de 54 yd<sup>3</sup> hasta llegar a la de 18 yd<sup>3</sup> 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<sup>3</sup>.

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>
Motoescrapa	Estándar	8-31 m <sup>3</sup>	6
Motoescrapa	De potencia en Tandem	11-32 m <sup>3</sup>	4
Motoescrapa	De tiro y empuje (Push-Pull)	11-49 m <sup>3</sup>	3
Motoescrapa	De autocarga (con mecanismo elevador)	11-31 m <sup>3</sup>	3

Todos estos modelos están 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 estándar ó de potencia en Tandem. La roca deberá ser muy bien trenada o también para materiales no muy duros que requieran ser arados.

Las Motoescrapas Estandard tienen un solo motor en el tractor que pueda ser de uno o 2 ejes con ruedas neumáticas; para ser cargados 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 estandard 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 Autocargables

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 motoescrepas su utilización - está limitada para acarreos cortos y con pendientes muy suaves.

A continuación veremos una película de 8 mm. con duración de 8 minutos aproximadamente en donde podremos observar las operaciones con algunos tipos de Motoescrepas.

Nos queda ahora responder a las siguientes preguntas dado un trabajo de terminado: que tipo y que tamaño de Motoescrepa debemos seleccionar?. Suponiendo que se trata por supuesto de un trabajo para Motoescrepas, 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 Motoescrapas 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 200 mts. en camino sin revestir. Tomando el ciclo de una de las Motoescrapas 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 (en báscula) 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  $1\ 890\ \text{kg/m}^3$  en banco.

3.- Carga =  $\frac{19\ 050\ \text{kgs.}}{1\ 890\ \text{kg/m}^3} = 10\ \text{m}^3$  en banco

4.- Ciclo =  $\frac{60\ \text{minutos}}{8.00\ \text{min.}} = 7.5$  viajes/hora

5.- Producción Media =  $7.5 \times 10 = 75\ \text{m}^3/\text{hora}$  en banco.

Este sistema es muy útil cuando ya se tienen las máquinas; por medio de estas 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.

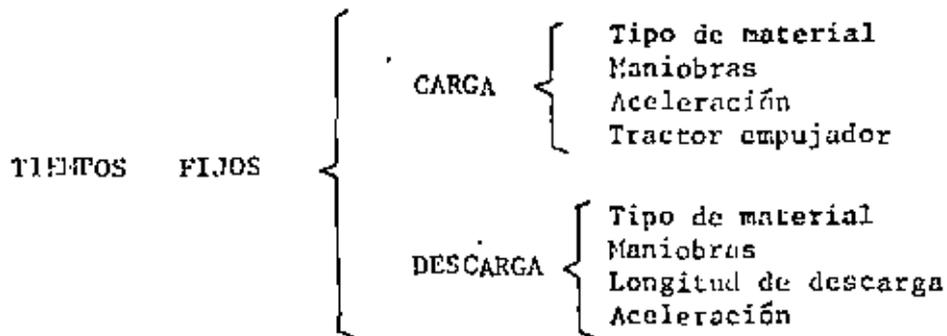
a) La carga - se realizará en el tiempo necesario cuando ayudada o no por el tractor empujador force el material con la cuchilla de la motoescrepa hacia adentro de la caja y quede completamente llena.

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 da desde la entrada de la carga y a la salida de la descarga.

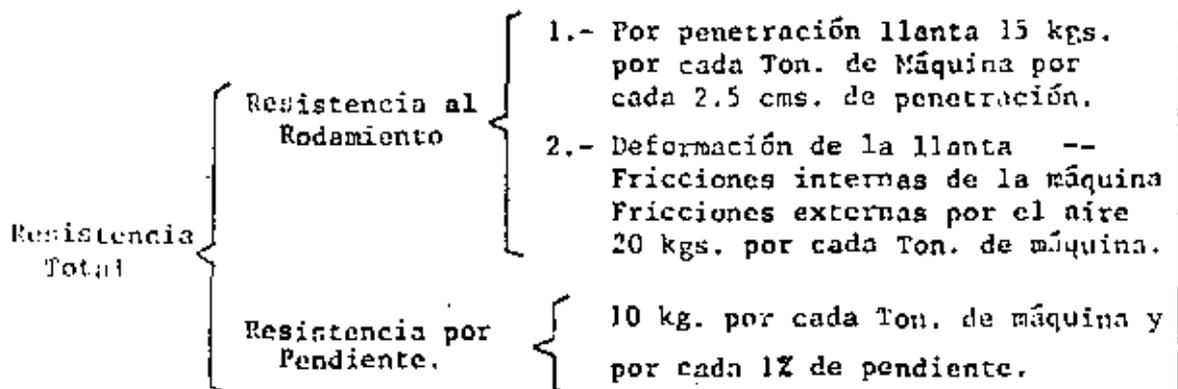
- d) Las aceleraciones.- Son los tiempos que se requieren para ejecutar el cambio de velocidad de la caja de transmisión directa. En la actualidad las máquinas con cambios automáticos y de potencia permiten - - disminuir bastante estos tiempos.
- e) El acarreo.- Es el tiempo que requiere la máquina en 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 transparencia siguiente tenemos su división y sus dependencias.



Muy bueno	1.0 min
Bueno	1.3 min - 1.6 min
Desfavorable	2.4 min

TIEMPOS VARIABLES                      Longitud de Acarreo:



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 a volumen 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

Coficiente de compresibilidad = 0.8

Se moverá en motoescropa de  $20 m^3$  colmados

1.- Volumen en banco necesario.

2.- número de viajes.

Volúmen en banco	=	$\frac{10,000}{0.8}$	=	12,500 m <sup>3</sup>
Capacidad de la motoescrepa				
Eferida a banco	=	$\frac{20 \text{ m}^3}{1.4}$	=	14.3 m <sup>3</sup>
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 las 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 motoscropa cuyo peso total es 41 120 kgs. en un camino revestido de penetración de llanta de 7.5 cms. La Resistencia al Rodamiento será:

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

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.

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

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 menos 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 la ruedas motrices.

Ejemplo:

Que fuerza de tracción utilizable en las ruedas puede ejercer una Motocrepa 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 3000 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 MAQUINA

- 10.- Determinese la Fuerza de tracción necesaria que es la suma de la Resistencia al Rodamiento más la Resistencia por Pendiente.
- 20.- Compárese la Fuerza de Tracción necesaria con la Fuerza de Tracción Velocidad disponible de las especificaciones de la máquina.

- 3o.- De la comparación anterior selecciónese la más alta velocidad que sea aconsejable usar.
- 4o.- En caso necesario considérese la tracción que ofrece el terreno y determinese la Fuerza de Tracción Utilizable - Velocidad.
- 5o.- Si el trabajo se lleva a cabo a una altitud mayor de 1 500 mts. calcúlese la pérdida de potencia y revíscase 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 requieren 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<sup>3</sup> 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<sup>3</sup> para la construcción de una pista de aterrizaje, cuenta la Empresa con el siguiente Equipo.

6 Motoescrapas. Caterpillar 621 de 15 m<sup>3</sup> 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	-	limo arenoso seco
Peso Volumétrico	-	1 600 kg/m <sup>3</sup>
Altitud S.N.M.	-	2 000 m.
Longitud de acarreo	-	1 300 mts. de los cuales:
1 000 mts.	-	Tienen 4% de pendiente Ad-
		versa.
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 <sup>3</sup>

Costos horarios: según la Empresa

Tractor	-	\$ 280/hora
Motoescrapa	-	\$ 320/hora

La Empresa desea saber el costo por m<sup>3</sup> 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% x 10	=	40 kg/T.M.
Sección de 300 m. de ida	=	2% x 10	=	20 kg/T.M.
Sección de 1000 m. de regreso	=	4% x 10	=	40 kg/T.M.
Sección de 300 m. de regreso	=	2% x 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

T-33

DE REGRESO (VACIA)

17

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	-15

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	-1.5

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 al 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:

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

Habrá 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	-1.6

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 tiempos variables) y la producción horaria en banco.

TIEMPO TOTAL DEL CICLO EN MINUTOS Y  
M<sup>3</sup>/H. EN BANCO.

Tipo de Camino	Tiempos Fijos	Tiempos variables		Tiempo Total	Número de viajes por Hora	M <sup>3</sup> /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 m<sup>3</sup>
- CAPACIDAD DE LA MOTOESCREPA EN BANCO = 15 x 0.8 = 12 m<sup>3</sup>

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 ajustarse 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 m<sup>3</sup> 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 2 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 en regular. Tomando para este caso 2 minutos, el valor medio.

NUMERO DE MOTOESCREPAS

Tipo de Camino	Tiempo del ciclo de la Motoescrepa	Tiempo de ciclo del tractor empujador.	Número de Motoescrepas
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 requiera únicamente 1 tractor empujador y 6 motoescrepas.

T-44

Costo de los conjuntos:		
Costo horario del tractor		\$ 280.00/hora
Costo horario Motoescrepa		\$ 320.00/hora
Costo conjunto 1 tractor y 6 Motoescrepas.		
1 x \$ 280.00	=	\$ 280.00/h.
6 x \$ 320.00	=	<u>\$ 1920.00/h.</u>
Costo Total	=	\$ 2200.00/h.
Costo conjunto 1 tractor y 5 Motoescrepas.		
1 x \$ 280.00	=	\$ 280.00/h.
5 x \$ 320.00	=	<u>\$ 1600.00/h.</u>
Costo Total	=	\$ 1880.00/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  $\text{m}^3/\text{h}$  movido en banco:

A.- Camino sin revestir

$$\frac{\$ 2,200.00}{281 \text{ m}^3/\text{h}} = \$ 7.82$$

$$\text{Costo Total} = 7.82 \times 800,000 \text{ m}^3 = 6,256,000$$

B.- Camino revestido

$$\frac{\$ 1,880.00}{256 \text{ m}^3/\text{h}} = \$ 7.35$$

$$\text{Costo Total} = 7.35 \times 800,000 \text{ m}^3 = 5,880,000$$

C.- Camino Pavimentado

$$\frac{\$ 1,880.00}{291 \text{ m}^3/\text{h}} = \$ 6.47$$

$$\text{Costo Total} = 6.47 \times 800,000 \text{ m}^3 = 5,176,000$$

Por último:

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

En el siguiente ejemplo vemos los diferentes rendimientos y costos 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 <sup>3</sup> en b/hr	343	287	217	146	110	73
Traíllas/Empujador	2	2	3	4	6	6
Costo (¢ m <sup>3</sup> en b*)	14,8	17,7	21,2	29,8	37,4	56,4
<u>621</u>						
Producción de una sola unidad m <sup>3</sup> en b/hr	288	241	183	123	93	62
Traíllas/Empujador	2	2	3	5	6	6
Costo (¢ m <sup>3</sup> en b*)	14,7	17,6	20,7	28,8	35,8	53,7
<u>623</u>						
Producción de una sola unidad m <sup>3</sup> en b/hr	243	204	154	103	78	52
Traíllas/Empujador	-	-	-	-	-	-
Costo (¢ m <sup>3</sup> en b*)	12,8	15,4	20,3	30,4	40,2	60,2
<u>627</u>						
Producción de una sola unidad m <sup>3</sup> en b/hr	281	239	184	126	96	65
Traíllas/Empujador	-	-	-	-	-	-
Costo (¢ m <sup>3</sup> en b*)	12,9	15,0	19,5	28,5	37,4	55,2
La unidad más económica	623	627 de T y E	627 de T y E	627 de T y E	621	621

\*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 acarreo cortos o también en caminos revestidos conservación de los mismos mediante el 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.



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

**MOVIMIENTO DE TIERRAS**

**CARGADORES**

ZACATECAS., ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



**DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES**

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 eficaces, en el caso de cargadores con llantas éstas deberían de ser más grandes y con base más ancha, diseñadas para suministrar la tracción y flotación necesaria.

Todo el concepto de mover una amplia variedad de materiales, en mayores cantidades, a menor costo gracias a la velocidad, potencia y movilidad, operando eficazmente, y con una sola máquina, pasó de ser un proyecto para convertirse en un hecho tan pronto como los ingenieros desarrollaron los nuevos componentes.

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

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

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

El convertidor de par reemplazó al embrague convencional. Para excavar y cargar materiales compactos el convertidor suministra un par de torsión que varía en forma continua. A diferencia del embrague de fricción corriente, el convertidor de par tiene la capacidad de multiplicar la 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 situadas en la columna de dirección.

001 03

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

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

Ponemos de relieve los puntos que anteceden sencillamente porque fueron, y aún son, factores esenciales en el diseño de un tractor realmente funcional y adecuado para infinidad de aplicaciones. Gracias a esta 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 da soluciones modernas a un problema de acarreo y carga de materiales, con la finalidad de reducir los costos y elevar la producción.

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

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 cortes largos de camino, ferrocarriles o canales.

#### Descarga Trasera

Los equipos de descarga trasera se diseñaron con la intención de evitar maniobras del cargador. En 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.

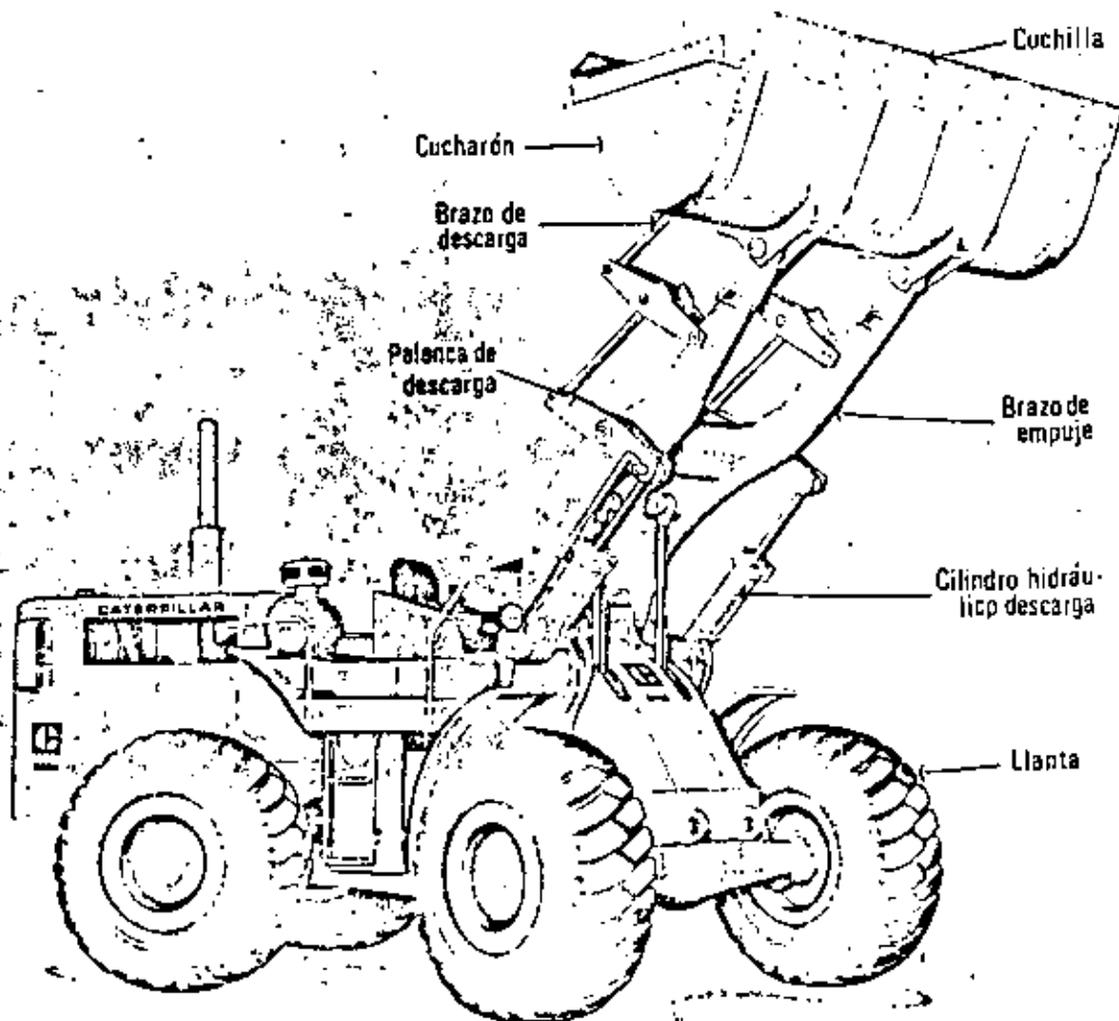
Los cargadores montados sobre llantas pueden ser de dos o cuatro ruedas motrices. Generalmente se utilizan llantas muy grandes. Estas sirven para proporcionar una excelente flotación que les permite trabajar en la mayoría de los terrenos.

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 NEUMATICOS

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 (Fig. 6).



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.

## NEUMATICOS

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 intenso en proporción similar, e incluso superior a los de los neumáticos de las motoescrapas, 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 motoescropa. Esto es debido principalmente por que tanto la velocidad y distancia de acarreo de los cargadores, son menores que los de la motoescropa.

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

Quando 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).

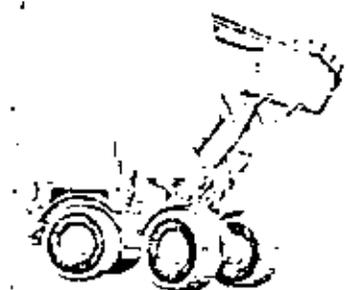


Fig. 7. Cargador Frontal con Cadenas amortiguadas.

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.

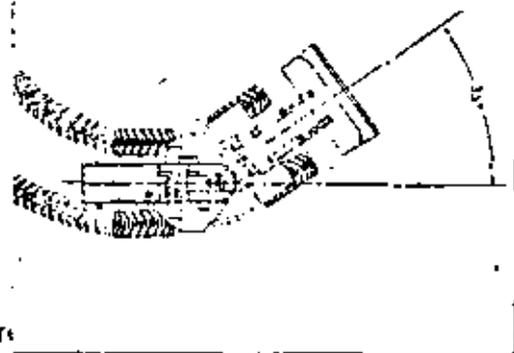


Fig. 9. Dirección de Bastidor

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)

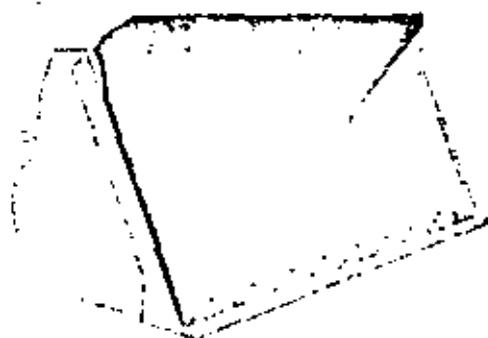


Fig. 10. Bote Ligero

### 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

materiales (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

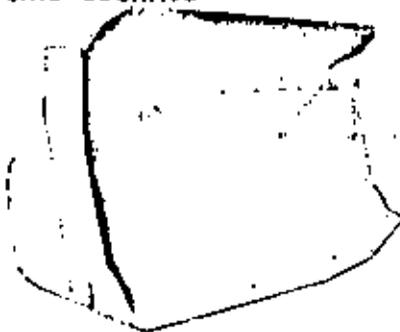


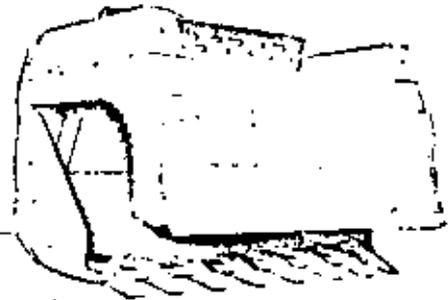
Fig. 13

bote con  
borde inferior  
en "v"

#### d) Bote para Demolición

Este tipo sirve para cargar desechos y escombros de forma irregular, para esto cuenta con una mandíbula con fuerza hidráulica cuyos bordes son dentados (Fig. 14). Las planchas laterales son desmontables para mejor agarre de materiales grandes.

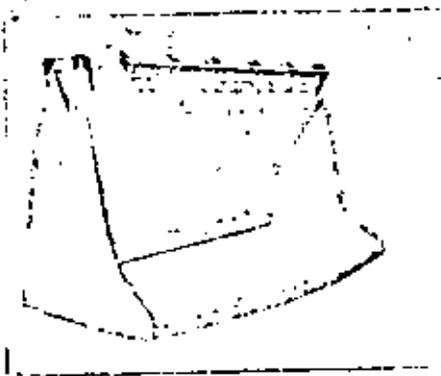
Fig. 14. Bote para Demolición



e) Bote Ejector 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 Ejector 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  $5 \text{ yd}^3$ , 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.

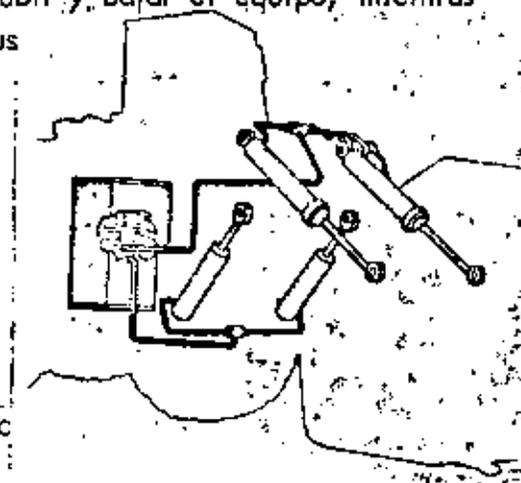


Fig. 17. Sistema Hidráulico

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

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

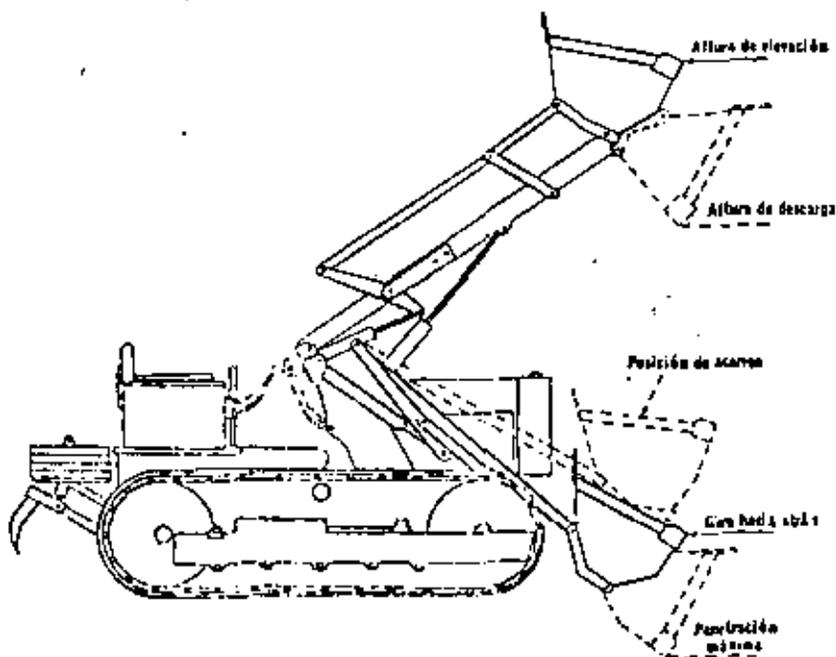
El mismo efecto se puede conseguir sujetando el borde de ataque de

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

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

## CONTROLES AUTOMÁTICOS

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 maniobra.**

MOTOR

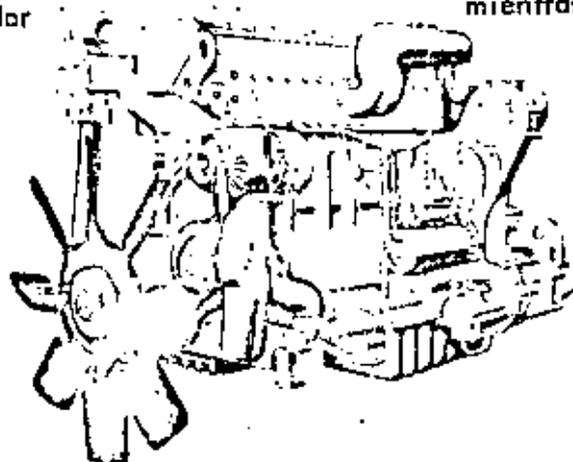


Fig. 19. Motor Caterpillar de Diesel D343 (1988)

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 Géneral 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

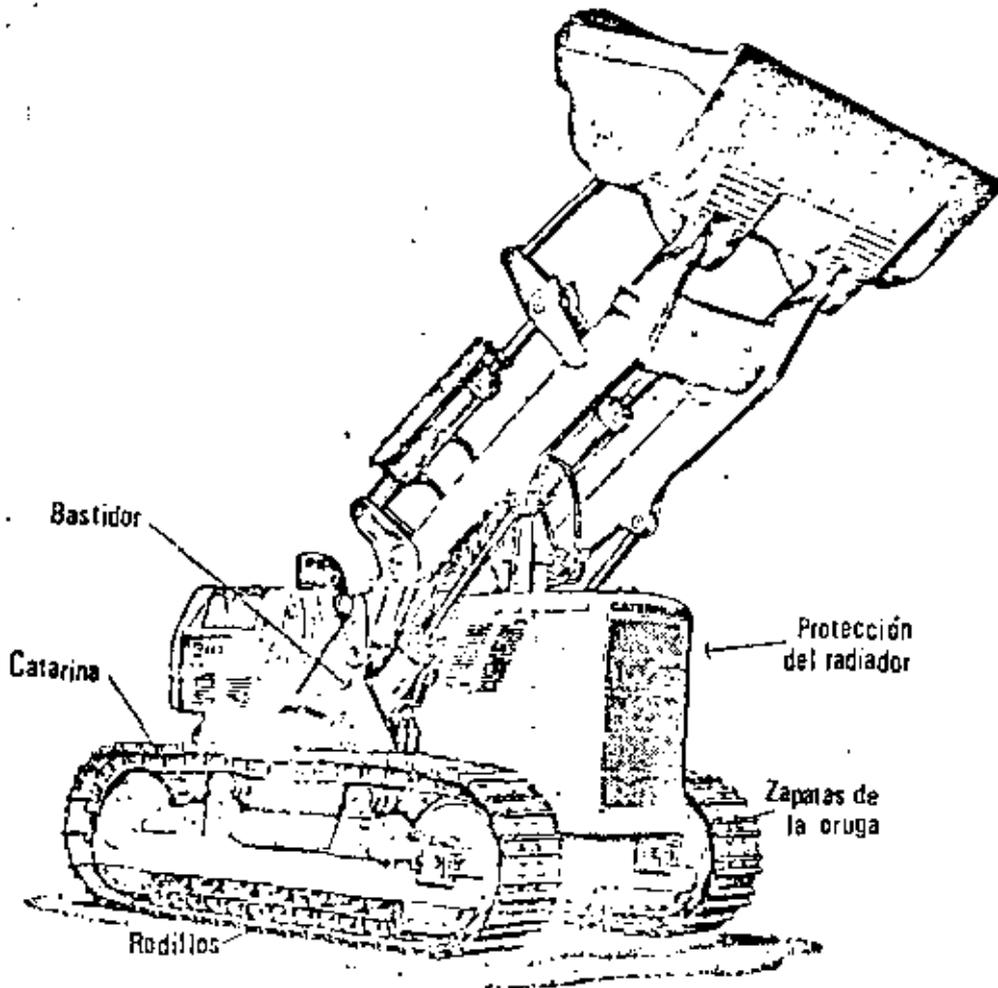


Fig. 20. Cargador Frontal sobre Orugas

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 transmite la fuerza tractiva (Fig. 21).

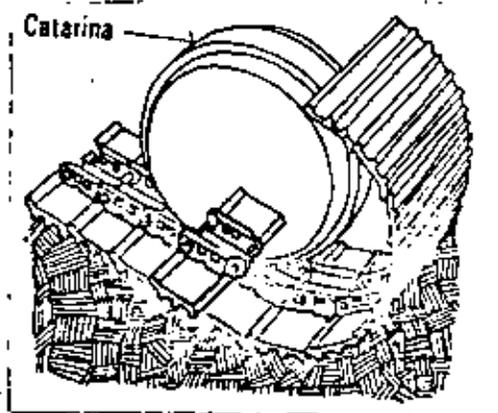


Fig. 21. Sistema de Tránsito

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).

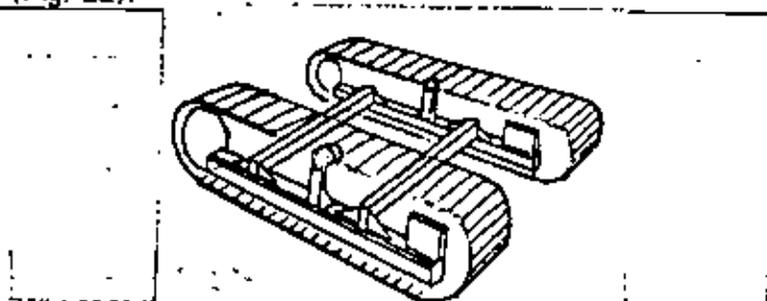


Fig. 22. Conexión Rígida entre Bastidores.

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

Las zapatas lisas o de semigarra no son 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 todo.

## DIRECCION

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

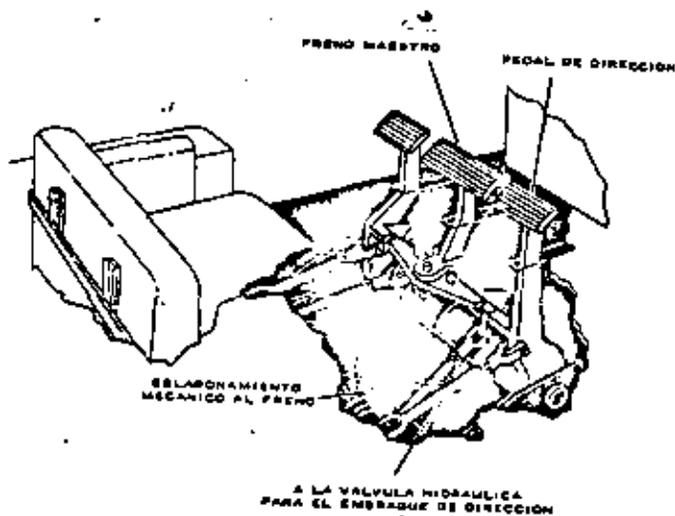


Fig. 23. Sistema de Dirección

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:

- a) Cuando sea importante el acarreo de material en tramos cortos.
- b) Cuando los puntos de trabajo están diseminados.
- c) 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

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 considerar 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

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

Los principales productos que hace la Industria Nacional para el ensamblaje 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.

CHARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

DATOS DE FUNCIONAMIENTO

Modelo	Motor	Autonomia	Ciclo de vida (horas)	Consumo de combustible				Consumo de agua				Consumo de electricidad				Consumo de otros recursos			
				litros/h	litros/dia	litros/semana	litros/mes	litros/h	litros/dia	litros/semana	litros/mes	litros/h	litros/dia	litros/semana	litros/mes	litros/h	litros/dia	litros/semana	litros/mes
John Deere	M1	Y	40	1.25-1.75	2.5-3.5	1.5	1.2	110	250-3	30	900-6	200-75	1200-75	120	3-4-5-6	67	150-3	60	
	M2	Y	35	1.5	3-5	1.8	1.3	110	250-3	30	900-6	210	1200-8	120	3-4-5-6	72	150-3	60	
	M3	Y	30	1.8-2.5	3-4	2.5	1.8	110	250-3	30	900-6	220	1200-9	120	3-4-5-6	78	150-3	60	
	M4	Y	25	2.5-3.5	3-4	3.1	2.1	110	250-3	30	900-6	230	1200-10	120	3-4-5-6	85	150-3	60	
Case	S1	M	40	1.2	2.5-3	1.85	1.3	110	250-3	30	900-6	220	1200-9	120	3-4-5-6	75	150-3	60	
	S2	M	35	1.5	2.5-3	1.95	1.4	110	250-3	30	900-6	230	1200-10	120	3-4-5-6	80	150-3	60	
	S3	M	30	1.8	2.5-3	2.05	1.5	110	250-3	30	900-6	240	1200-11	120	3-4-5-6	85	150-3	60	
	S4	M	25	2.2	2.5-3	2.15	1.6	110	250-3	30	900-6	250	1200-12	120	3-4-5-6	90	150-3	60	
New Holland	N1	Y	40	1.2-1.75	2.5-3.5	1.75	1.1	110	250-3	30	900-6	210	1200-8	120	3-4-5-6	72	150-3	60	
	N2	Y	35	1.5-2.2	2.5-3.5	1.9	1.2	110	250-3	30	900-6	220	1200-9	120	3-4-5-6	78	150-3	60	
	N3	Y	30	1.8-2.5	2.5-3.5	2.0	1.3	110	250-3	30	900-6	230	1200-10	120	3-4-5-6	83	150-3	60	
	N4	Y	25	2.2-3.0	2.5-3.5	2.1	1.4	110	250-3	30	900-6	240	1200-11	120	3-4-5-6	88	150-3	60	
Fendt	F1	Y	40	1.2-1.75	2.5-3.5	1.75	1.1	110	250-3	30	900-6	210	1200-8	120	3-4-5-6	72	150-3	60	
	F2	Y	35	1.5-2.2	2.5-3.5	1.9	1.2	110	250-3	30	900-6	220	1200-9	120	3-4-5-6	78	150-3	60	
	F3	Y	30	1.8-2.5	2.5-3.5	2.0	1.3	110	250-3	30	900-6	230	1200-10	120	3-4-5-6	83	150-3	60	
	F4	Y	25	2.2-3.0	2.5-3.5	2.1	1.4	110	250-3	30	900-6	240	1200-11	120	3-4-5-6	88	150-3	60	
Massey Ferguson	M1	Y	40	1.2-1.75	2.5-3.5	1.75	1.1	110	250-3	30	900-6	210	1200-8	120	3-4-5-6	72	150-3	60	
	M2	Y	35	1.5-2.2	2.5-3.5	1.9	1.2	110	250-3	30	900-6	220	1200-9	120	3-4-5-6	78	150-3	60	
	M3	Y	30	1.8-2.5	2.5-3.5	2.0	1.3	110	250-3	30	900-6	230	1200-10	120	3-4-5-6	83	150-3	60	
	M4	Y	25	2.2-3.0	2.5-3.5	2.1	1.4	110	250-3	30	900-6	240	1200-11	120	3-4-5-6	88	150-3	60	

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Fabricante	Modelo	DATOS DE FUNCIONAMIENTO															MOTOR	
		Cilindrada (cc)			Velocidad (km/h)			Consumo (litros/hora)			Potencia (CV)			Peso (kg)			Marca	Modelo
		min	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros		
Fahrer	240	15.500	244.3	M	11.000	3072.6	0000	3072.2	12.200	3074.8	35	70	207					
Fahrer	242	17.850	244.3	M	12.700	3069.7	10.000	3047.6	14.400	3222.7	55	100	206					
Fahrer	245	20.950	244.3	M	13.500	3115.5	10.000	3115.5	14.400	3222.7	55	100	206					
Fahrer	246	21.870	244.3	M	15.000	3195	10.000	3195	15.000	3195	43	100	206					
Fahrer	247	20.000	244.3	M	21.000	3513	21.000	3513	21.000	3513	40	100	206					
Fahrer	248	27.043	244.3	M	30.252	10.487.9	31.725	74.271.4	31.725	74.271.4	43	100	206					
Fahrer	249	15.183	244.3	M	3000	4073	3000	4073	12.500	3042.5	41	100	206					
Fahrer	250	15.820	244.3	M	3000	4077	3000	4077	12.500	3042.5	41	100	206					
Fahrer	251	16.820	244.3	M	3000	4077	3000	4077	12.500	3042.5	41	100	206					
Fahrer	252	13.220	244.3	M	15.000	3981.8	15.000	3981.8	15.000	3981.8	45	100	206					
Fahrer	253	25.900	244.3	M	15.500	3981.8	15.500	3981.8	15.500	3981.8	45	100	206					
Fahrer	254	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	255	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	256	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	257	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	258	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	259	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	260	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	261	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	262	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	263	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	264	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	265	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	266	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	267	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	268	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	269	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	270	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	271	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	272	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	273	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	274	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	275	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	276	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	277	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	278	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	279	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	280	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	281	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	282	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	283	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	284	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	285	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	286	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	287	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	288	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	289	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	290	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	291	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	292	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	293	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	294	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	295	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					
Fahrer	296	19.220	244.3	M	12.700	4209.6	12.700	4209.6	12.700	4209.6	45	100	206					
Fahrer	297	27.45.3	244.3	M	15.200	4209.6	15.200	4209.6	15.200	4209.6	45	100	206					
Fahrer	298	20.817	244.3	M	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	14.000.0	4209.6	45	100	206					
Fahrer	299	14.300	244.3	M	10.700	4062.7	10.700	4062.7	10.700	4062.7	45	100	206					
Fahrer	300	15.720	244.3	M	11.000	4209.6	11.000	4209.6	11.000	4209.6	45	100	206					

NEUMATICOS DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Código	Modelo	MOTOR										NEUMATICOS STANDARD			TRANSMISION					
		Potencia del motor		Combustible	Acumulador de energía		Velocidad		Consumo de combustible		Dimensiones	Límite	Tipo	Tipo	Transmisión automática		Transmisión manual	Velocidad máxima		
		No. CV	CV		CV	CV	Litros/gal	litros/gal	Litros	MPH					km/h	MPH		km/h		
470 Chubert	540	33-2700	D	1	248	4	1	30	25	112.7	18.5724	10	A-1	CS PS	3	0-10.7	0.30	3	0-18.1	0.30
	540	30-2700	D	0	181	4.8	1	30	25	113.7	18.5724	0	A-2	CS PS	3	0-10.7	0.31	3	0-18.3	0.31
4700	1320	132-2500	C	0	300	6.3	1	30	30	136.3	17.56275	12	L-3	PS	4	3.7-24	0.20.0	4	7.7-24	0.20.0
47200	16200	143-2400	C	0	423	6.6	1	30	30	134.3	17.56275	12	L-3	PS	4	3.7-24	0.20.0	1	7.7-24	0.20.0
16210	16210	202-2700	D	0	447	11.1	1	40.0	36	172.0	18.00125	12	L-3	PS	4	3.4-25	3.4-25	4	3.5-25.5	0.0.11
15200	15200	202-2700	D	0	447	11.1	1	40.0	36	172.0	18.00125	12	L-3	PS	4	3.4-25	3.4-25	4	3.5-25.5	0.0.11
570	540	80-2000	D	4	236	3.5	1	30.4	23	88.8	14.06324	0	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	0.20.0	4	0-24.0	0.20.0
540	540	80-2000	D	4	236	3.9	1	30.4	22	88.8	14.06324	0	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	0.20.0	0	0-24.0	0.20.0
540	540	140-2500	D	4	354	4.7	1	38.4	22	99.0	14.28824	0	EA RTMADVER	PS	4	5.5-20	3.9-15	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	0.0.11
540	540	140-2500	D	0	354	4.9	1	38.4	20	99.0	14.28824	12	EA RTMADVER	PS	4	5.7-14	4.30.0	4	5.6-20	

CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

DATOS DE FUNCIONAMIENTO

Fabricante	Modelo	Tipo	Capacidad de carga (kg)	Consumo de combustible (litros/hora)				Consumo de aceite (litros/hora)				Consumo de agua (litros/hora)				Consumo de electricidad (kWh/hora)			
				30'	60'	90'	120'	30'	60'	90'	120'	30'	60'	90'	120'	30'	60'	90'	120'
Erc	Erc LV-D	M	90	878-615	212-825			80	2632	17.5	214.5	113.78	2689.1	84.25	2148	84	1472.1	34	
	Erc LVH-D	M	90	278-615	212-825			80	2632	17.5	214.5	113.78	2689.1	84.25	2148	84	1472.1	34	
	L800 Erc	M	90	223.31	17.263				79.25	1831.7	20	248	119.2	2689.1	72.1	1641.5	65	1143	31
Ford	462	Y	90	15.2	15-15	15	176	140	2190	24	645.4	294	3689.6	133	3379.3	62.5	1729.5	105	
	484	Y	90	2.2.75	15.2.1	2	1.9	146.5	2828.7	26	814.1	257	3327.4	134	3352.2	67.9	2222.3	111	
	488	Y	90	3.3	15.2.2	3.3	1.8	138	2798	26	808	247.8	3179.6	137	3478.4	61.5	2324.1	111	
New Holland	H 50C	M	90	18.2.5	17.2.1	1.5	1.9	166	2667	27	838.8	212.75	3689.9	67.95	2274.2	68.75	2122.4	48	
	H 55E	Y	30	18.2.5	17.2.1	2	1.8	163	2682.5	27.5	1206.1	220	3689	121.5	3886.1	95	2962.2	160	
	H 55C	Y	30	2.5-4.5	1.8-2.4	2.5	1.8	161.5	2633.1	21	1041.4	220.9	3262.1	128	3251.2	86	2486.4	160	
	H 55M	Y	30	3-6	2.5-4.6	3.6	2.7	161.5	2692.2	21	1182.9	241.5	3150.1	132.5	3288.8	102	2212.8	117	
	H 55E	Y	30	4.7	3.5-4	4	3	174.5	2684.3	24	1186.4	262.28	3289.1	138	3238.8	112.5	2682.2	128	
	H 100C	Y	90	4.8-5.5	3.4-4.3	4.3	3.4	154	2748.9	26	1473.3	320	4121.1	150	3818	128	3088.4	148	
H 400C	380	Y	30	6.8-12	4.87-9.2	8.9	4.7	149	2794.8	22.5	1323.5	362	4948.8	198.5	4625.5	152	3416.2	158	
	380	Y	30	11	8.4	11	8.4	168	4864	23	1426.8	420	4828.2	180	4512	155	4836.8	168	
	380	M	30	125-1.8	956-1.15	1.21	8.64	168	2262.8	23	1667.2	388	4257.8	155.8	2222.2	149.5	2721.8	161	
Lang	41501	M	90	8-825	262-418	621	278	34	2387.9	22	836.2	184	4979.8	87.5	1458.5	61.9	1826.221	71	
	4171	M	90	1.3-2	1.1-2	1.3	1	150	2788	24	643.8	188	3775.2	112	2841.8	64	1476.4	82	
	4153	Y	78	1-2	1.04-1.9	1.24	1.06	188.5	2781.2	25.25	748.5	212.9	3267.5	115	3821	78.5	1780.7	82.5	
	4148	Y	78	2-2	1.5-2.3	2	1.5	188	2742.2	25	636.2	228	3278.8	128	3229.2	72.8	1841.5	108	
	4155	Y	78	3-3	1.5-2.7	2.5	1.9	188	2758.5	26	863.3	262	4688.2	134	3452.8	78	1997.2	118	
	4176	Y	80	3.5-4	2.7-3	3.9	3.1	190	2746.5	26	865.2	300.8	4632.2	138.25	3384.8	86	2184.4	138	
Marathon	4177	Y	80	4.5-5	3.4-3.8	4.5	3.4	189.5	2688.8	26	1219.2	329.8	4921.8	142.8	3688.8	88	2236.2	158	
	4178	Y	80	5.5-6	4.2-4.1	6	4.6	178	2778.8	26	1278	388.2	4871.5	147.5	3720.5	84	2914.8	148	
	4179	Y	80	6.5-7	5.2-5.3	7	5.3	181	4871.8	26	1489.2	426	5284.2	158	4176.8	108	3641.2	158	
	4180	Y	80	7.5-8	6.2-6.3	8	6.3	181	4871.8	26	1489.2	426	5284.2	158	4176.8	108	3641.2	158	
	4181	Y	80	8.5-9	7.2-7.3	9	7.3	181	4871.8	26	1489.2	426	5284.2	158	4176.8	108	3641.2	158	
	4182	Y	80	9.5-10	8.2-8.3	10	8.3	181	4871.8	26	1489.2	426	5284.2	158	4176.8	108	3641.2	158	
Massey	Massey 4000	Y	45	75-2.5	57-2.1.8	1.25	66	168	2742.2	28.5	817.8	227	3768.8	118.841	2806.111	64.5	1728.8	88	
	Massey 4000	Y	45	75-2.5	57-2.1.8	1.25	66	168	2742.2	28.5	817.8	227	3768.8	118.841	2806.111	64.5	1728.8	88	
	Massey 4000	Y	45	1-3	2.6-2.3	2	1.5	168	2742.2	28	817.8	227	3768.8	118.841	2806.111	64.5	1728.8	88	
New Holland	4183	Y	45	2-4	1.5-2	3	2.2	168	2682.2	28.25	1111.2	282	4684.8	118.841	2806.111	64.5	1728.8	128	
	4184	M	47.5	145-487	147-315	185	141	110	2882.2	17.88	336.217	60	2228.8	72	1821.8	28	888	76	
	4185	M	47.5	37-87	26-87	32	28	88	2742.2	17.548	241	148	2711.8	82	2888.8	53.8	1254.8	35	
New Holland	4186	M	47.5	37-87	26-87	32	28	88	2742.2	17.548	241	148	2711.8	82	2888.8	53.8	1254.8	35	
	4187	M	47.5	1-2	2.6-1.5	2.25	1.64	84	2381.8	26	211.2	189.25	3816.4	81.5	2221.2	61.25	2114.8	45	
	4188	M	47.5	75-1.25	6-85	75	6	84	2381.8	26	211.2	189.25	3816.4	81.5	2221.2	61.25	2114.8	45	
New Holland	4189	Y	40	15-1.2	15-2.2	3	2.3	181	2682.2	24	608.8	226	3715	122	3274.2	78	1981.2	88	
	4190	Y	40	2-3	1.5-2.9	3.5	2.8	189	2642	27	645.4	247	4275.8	125	3882	82	2682.8	88	
	4191	Y	40	3-5	1.8-3.8	5	3.3	189	2648	21	1041.4	252	4628.2	125	3175	83	2188.2	101	
	4192	Y	40	3.5-6	2.7-4.8	5.5	3.7	187	2648.8	25	963.2	264	4725.8	133	3378.8	86	2184.4	108	
	4193	Y	40	4.5-7	4.87-5.4	6.5	4.87	187	2722.8	26	1276	288	3804.4	132	4114.1	102	2117.8	180	
	4194	Y	40	5-10	8.9-7.8	8	6.8	184	2811.8	26	1425.8	328	4820.4	148	4218.4	118	2184	185	
New Holland	4195	Y	80	1.2-2.5	1.15-1.8	1.5	1.1	108	2742.2	38	819.1	218	3486.1	81	2281.4	74	1878.8	92	
	4196	Y	80	2-4	1.82-3.64	2	1.52	78	1878.4	14	268.6	86.15	2242.8	75.6	1877.2	34	848	38	
Thomas	3-1700	M	4	4-0	208-811	4	208	76	1881.2	13	330.8	112	2844.1	81	1841.4	58.8	1885.8	38	
	3-1700	M	4	5-1	282-784	4	282	79	1881.2	13	330.2	112	2844.1	81	1841.4	58.8	1885.8	38	
	3-17500	M	4	5-1	282-784	4	282	79	1881.2	13	330.8	112	2844.1	81	1841.4	58.8	1885.8	38	
	3-182500	M	4	5-1	282-784	4	282	79	1881.2	13	330.8	112	2844.1	81	1841.4	58.8	1885.8	38	
	3-182500	M	4	5-1	282-784	4	282	79	1881.2	13	330.8	112	2844.1	81	1841.4	58.8	1885.8	38	
John	3-182500	M	4	5-2.5	1.5-3	1.3	1	111	2684.4	28.5	748.8	818.1	3588	184	2641.8	21.8	1818.1	82.1	
	3-182500	M	4	5-2.5	1.5-3	1.3	1	111	2684.4	28.5	748.8	818.1	3588	184	2641.8	21.8	1818.1	82.1	
	3-182500	Y	48	1.8-8.2	1.5-4	1.7	1.3	127	2684.4	28	888.8	228	4248.8	188	2788.8	78	1888	88	
	3-182500	Y	48	1.8-8.2	1.5-4	1.7	1.3	127	2684.4	28	888.8	228	4248.8	188	2788.8	78	1888	88	
	3-182500	Y	48	1.8-8.2	1.5-4	1.7	1.3	127	2684.4	28	888.8	228	4248.8	188	2788.8	78	1888	88	

2/30



CARGADORES DE RUEDA (TRACCION EN LAS 4 RUEDAS)

Fabricante	Modelo	DATOS DE FUNCIONAMIENTO															MOTOR	
		Velocidad máxima (km/h)			Consumo (litros/hora)			Carga máxima (kg)			Carga máxima (litros)			Carga máxima (litros)			Marca	Modelo
		min	med	max	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros	litros			
Erickson	Eric 1400	863.8	3700	1875.9	M	19000	87.6	N/A	N/A	2000	1213.1	8	152.4	73	1854.2	WISCONSIN	V4400	
	Eric 1400B	863.8	3700	1875.9	M	19000	87.6	N/A	2000	1213.1	8	152.4	73	1854.2	FORD	V4700		
Ford	462	2814.7	18 900	9541.7	M	14 000 (L)	634 (R)	12 000 (L)	3458 (R)	17 600 (L)	748 (R)	81	18.3	381.7	308	4063.2	FORD	258 T
	464	2814.4	22 430	10 823.4	M	17 300 (L)	7934 (R)	14 500 (L)	6727 (R)	26 800 (L)	9487 (R)	80	18	406.4	308	10 948.4	FORD	401-D
	466	2814.4	28 200	12 832	M	21 200 (L)	9615 (R)	18 700 (L)	8471 (R)	33 000 (L)	10 410 (R)	80	19	453.2	308	10 780	FORD	401-T
International Harvester	H 40C	2184.4	11 450	7804.9	M	11 571	1241.7	11 571	574.7	21 121	8148	41	18.6	471.5	243	8400.9	IH	IS 381 (D)
	H 40E	2240	11 040	8931.1	M	14 540	8160.9	12 300	5061.1	21 340	9467	42	14.9	378.9	307.9	8770.5	IH	D 380
	H 43C	2743.2	14 493	12 903.7	M	26 700	8739	18 637	8422.8	34 333	11 543.9	40	15.4	391.2	340	9069	IH	Q1 414
	H 43E	2971.8	22 879	15 396.6	M	25 640	10 718.7	21 805	8741.9	28 368	10 407.9	44	12.8	353.1	341	8474.4	IH	Q1 438
	H 46E	3688	30 949	17 833.8	M	36 812	12 961.2	29 830	11 647.4	39 830	14 939.8	49	16.5	416.1	368.5	10 49.8	IH	DW 4730
	H 46E	3688	30 949	17 833.8	M	36 812	12 961.2	29 830	11 647.4	39 830	14 939.8	49	16.5	416.1	368.5	10 49.8	IH	DW 4730
	H 46E	3688	30 949	17 833.8	M	36 812	12 961.2	29 830	11 647.4	39 830	14 939.8	49	16.5	416.1	368.5	10 49.8	IH	DW 4730
	H 46E	3688	30 949	17 833.8	M	36 812	12 961.2	29 830	11 647.4	39 830	14 939.8	49	16.5	416.1	368.5	10 49.8	IH	DW 4730
	H 46E	3688	30 949	17 833.8	M	36 812	12 961.2	29 830	11 647.4	39 830	14 939.8	49	16.5	416.1	368.5	10 49.8	IH	DW 4730
	H 46E	3688	30 949	17 833.8	M	36 812	12 961.2	29 830	11 647.4	39 830	14 939.8	49	16.5	416.1	368.5	10 49.8	IH	DW 4730
Lomb	4610T	3057.4	12 810	8772.4	M	18880	8874	N/A	N/A	8600	3491.8	80	19	381	408	81 970	Lomb	C 38500
	4610T	3057.4	12 810	8772.4	M	18880	8874	N/A	N/A	8600	3491.8	80	19	381	408	81 970	Lomb	C 38500
Massey Ferguson	MF11	2842.9	14 580	8848.9	M	18900	8674	8900	2808.8	70 000	47	15	381	301	7900.9	Massey	M 240	
	MF22	3128.9	15 380	9638.9	M	20000	9398.9	9600	N/A	14 300	6177.6	44	16	405.4	314	8811.9	Massey	M 240
	MF44	3897.4	20 200	9729.9	M	18 680	8112.9	12 800	5436	16 900	7993.2	42	14.9	388.3	312	8384.4	Massey	M 240 T
	MF56	3794	20 700	11 895.9	M	18 580	8174.9	12 580	7871.9	25 500	11 321.4	43	16.25	412.8	310	8639	Massey	M 240 T
	MF66	3302	24 190	10 447.2	M	25 450	11 628.9	22 000	9960	36 100	13 676.1	45.8	15.4	385.2	332	8992.9	GM	6V 63M
	MF77	3005.7	12 100	10 487.2	M	30 500	11 914.9	23 800	12 231	30 300	12 057.9	43	18	452.2	344.5	8819.2	GM	6V 63M
	MF88	3186	40 000	17 180	M	40 000	18 938	31 800	12 932.8	61 000	27 672	43	17.8	444.5	366	8198.4	GM	6V 63M
	MF88	3186	40 000	17 180	M	40 000	18 938	31 800	12 932.8	61 000	27 672	43	17.8	444.5	366	8198.4	GM	6V 63M
Massey 7000	L 7000	4485.6	180 000	81 540	M	117 000	81 001	105 000	47 965	133 000	52 093	80	19	482.9	388	10929.2	Massey	7000
	Massey 6000	4438.4	14 000	8242	M	16 000	3624	44000 (L)	28930 (L)	18 100	4833.4	57	15.25	382.4	314	8428.4	FORD	27136
	Massey 5000	4438.4	14 500	1474.3	M	18 000	4130	6290	3714.4	15 610	7064.9	57	15.25	382.4	318	8629.4	FORD (S)	27142
	Massey 7000	4438.4	18 900	9190.5	M	14 000	4347	11 800	6269.5	16 800	7064.9	57	15.25	382.4	318	8629.4	FORD (S)	27142
Massey 18 000	Massey 18 000	3045	21 000	8152	M	20 000	8000	18 000	3429.2	22 900	10 228.4	57	15.25	382.4	318	8629.4	FORD (S)	27142
	Massey 18 000	3045	21 000	8152	M	20 000	8000	18 000	3429.2	22 900	10 228.4	57	15.25	382.4	318	8629.4	FORD (S)	27142
	Massey 18 000	3045	21 000	8152	M	20 000	8000	18 000	3429.2	22 900	10 228.4	57	15.25	382.4	318	8629.4	FORD (S)	27142
	Massey 18 000	3045	21 000	8152	M	20 000	8000	18 000	3429.2	22 900	10 228.4	57	15.25	382.4	318	8629.4	FORD (S)	27142
Massey 18 000	M 18 000	311.2	1800	889.7	M	1560	874.9	N/A	N/A	1005	498	84	4.75	120.7	108	8743.2	KOHLER	K 321.9
	M 18 000	311.2	1800	889.7	M	1560	874.9	N/A	N/A	1005	498	84	4.75	120.7	108	8743.2	KOHLER	K 321.9
	M 18 000	311.2	1800	889.7	M	1560	874.9	N/A	N/A	1005	498	84	4.75	120.7	108	8743.2	KOHLER	K 321.9
	M 18 000	311.2	1800	889.7	M	1560	874.9	N/A	N/A	1005	498	84	4.75	120.7	108	8743.2	KOHLER	K 321.9
Karl Schmid	381 370	1848	8918	2750	M	1000	8906	2700	2700	2700	1700	35	10000	10000	100	2000	INVTZ	EX 912
	381 370	1848	8918	2750	M	1000	8906	2700	2700	2700	1700	35	10000	10000	100	2000	INVTZ	EX 912
Trox	T2 21	2136	21 200	9630.2	M	15 600	8878.2	14 800	4342	28 100	8185.1	43	12	304.9	432	12 411.6	DE TRON	2714
	T2 31	2514.4	30 900	12 229	M	18 800	9080	18 000	5154	38 900	12 180.1	43	12	304.9	490	11 690	DE TRON	2714
	T2 41	3545.4	31 200	14 134	M	21 000	9878.4	19 400	4788	26 900	11 719	48	12	304.9	479.1	11 981	DE TRON	2714
	T2 51	2743.2	38 100	18 353	M	15 400	8878.2	14 800	4342	28 100	8185.1	43	12	304.9	461.6	12 438.6	DE TRON	2714
	T2 71	4064	26 100	24 241.2	M	51 400	23 641	44 078	28 300	61 800	28 647	48	18	451.2	568.1	11 479	DE TRON	2714
	T2 81	4191	111 430	80 309	M	78 400	36 119	68 788	31 574	61 400	37 678	44	18	451.2	593.1	12 479	DE TRON	2714
	T2 81	4191	111 430	80 309	M	78 400	36 119	68 788	31 574	61 400	37 678	44	18	451.2	593.1	12 479	DE TRON	2714
Trox Scotland	T2 11	2262.2	16 970	7178.2	M	18 450	4732.8	9200	4372.8	18 790	7543	47	16	408.4	260	8964	C V MEDCOM	T2
	T 15 700	812.8	2408	1548.2	M	1400	854.2	N/A	N/A	1500	871.6	28	6.75	144.1	87	1447.8	WISCONSIN	T40
	T 15 200	849	2670	2538.8	M	1400	1081.8	N/A	N/A	1500	1249.4	28	8	203.2	73	1854.1	WISCONSIN	W40
	T 15 700	848	2730	3071.6	M	2400	1040.2	N/A	N/A	2000	1359	28	8	203.2	73	1854.1	WISCONSIN	W40
	T 15 2500	889	2800	3843.8	M	4300	1004.9	N/A	N/A	2100	1104.2	38	8	203.2	73	1854.1	WISCONSIN	W40
Volvo	V4741	2275	17 300	7847.7	M	12 600	3734	12 600	3734	17 300	11 514	44	14	354.6	414	11 379	VOLVO	D 42
	V4741	2275	17 300	7847.7	M	12 600	3734	12 600	3734	17 300	11 514	44	14	354.6	414	11 379	VOLVO	D 42
	V4741	2275	17 300	7847.7	M	12 600	3734	12 600	3734	17 300	11 514	44	14	354.6	414	11 379	VOLVO	D 42
	V4741	2275	17 300	7847.7	M	12 600	3734	12 600	3734	17 300	11 514	44	14	354.6	414	11 379	VOLVO	D 42
	V4741	2275	17 300	7847.7	M	12 600	3734	12 600	3734	17 300	11 514	44	14	354.6	414	11 379	VOLVO	D 42

- IP - Se puede Importar
- SM - ensamblado en México
- \*\* - No
- ✓ - Sí
- \*\* - No
- Y - Sí
- \*\* - La estabilidad de la máquina depende del tamaño de llantas, balasto en llantas traseras, o de accesorios utilizados.
- LD - Diesel
- G - Gasolina
- oCP - Cara de laminación transversal
- OPT - Opcional
- TR - De tracción
- A - Automática
- CC - De embrague tipo convencional
- CS - Contrajeje
- E - Eléctrica
- GD - De engranajes
- H - Hidrostática
- HS - DE vaivén hidráulico
- L - De cierre
- PL - Planetaria
- PS - De cambio automático
- SA - Semiautomática
- SS - De cambio suave
- VS - De poleas variables
- Toda item N/A - No aplica

- (A) Modelo Ford 2711-E disponible como opción
- (B) Modelo Ford 2713 E1 disponible como opción
- (C) Modelo Perkins T6.354 disponible como opción
- (D) Cangilón para uso general.
- (E) Con cabina
- (F) Solamente máquina
- (G) Infinitamente variable
- (H) Motor eléctrico
- (I) Adelante—frente al operador
- (J) Frente, trasero
- (K) Con llantas normales, balasto con llantas traseras; cangilón normal, cabina, combustible y 175 lbs. (79 kg) por operador.
- (L) Al cangilón: Levantamiento = 16,200 lbs. (7338.6 kg).
- (M) Todavía no se encuentra disponible.
- (N) Al cangilón: levantamiento = 18,800 lbs. (8516.4 kg).
- (P) Al cangilón: levantamiento = 22,500 lbs. (10,193 kg.)
- (Q) Modelo D-282 diesel también disponible
- (R) Por fuera de cangilón.
- (S) Llantas traseras
- (T) Modelo GMC 6V-71-N también disponible
- (U) Modelo GMC 8V-71-N también disponible
- (V) Modelo Cummins VTA-1710-C también disponible.
- (W) Sin extra balasto.
- (X) Modelo Perkins 6.354 también disponible.
- (Y) Perkins T6.354 también disponible. Ambos modelos con turbina.

- (Z) Dirección de largueros.
- (AA) Con llantas normales
- (BB) Con llantas normales y techo de protección
- (CC) Modelo Cummins también disponible.
- (DD) Con brazos de alta elevación opcionales.
- (EE) Cangilón de canto derecho.
- (FF) Con llantas normales y dientes de cangilón
- (GG) Con llantas normales, techo de protección lámparas inundantes.
- (HH) Bajo articulación
- (H) Incluye tanque lleno, operador, cangilón y llantas 15.5 x 25 - 8PR.
- (JJ) Medido 3 pulgadas (102 mm) detrás de junta de arista cortante, con espiga de cangilón como pivote.
- (KK) Incluye llantas 15.5 x 25 - 12 PR con 846 lbs. (382 kg) de solución CaCl<sub>2</sub> en llantas traseras.
- (LL) Incluye llantas 17.5 x 25 - 12 PR con 1182 lbs. (540 kg) de solución CaCl<sub>2</sub> en llantas traseras.
- (MM) Incluye llantas 25.5 x 25 - 20 PR con 3038 lbs. (1380 kg) de solución CaCl<sub>2</sub> en llantas traseras.
- (NN) Incluye cabina estándar y llantas 38.00 x 39-30-PR con 7880 lbs. (3570 kg) de solución CaCl<sub>2</sub> en llantas traseras.

CARGADORES DE ORUGA

FUNCIONAMIENTO (en horas de operación)

Máquina	Modelo	Carga máxima de peso (kg)										Funcionamiento (en horas de operación)																			
		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)		Carga máxima de peso (kg)											
		kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg																		
J1 Case	350	806	821	75	573	888	794	83	1800	2	30	2130	30	860	130	2042	158	3937	80	1824	10	1480	4800			6300					
	450	800	812	7	785	775	301	67	1222	1	80	2180	30	75	100	806	187	4114	84	1870	6	13	800	8300		7300					
	650	1170	801	1	1310	1	1345	810	70	1843	1	90	2501	60	1	100	4870	160	1201	8	18	900	8572	1	1000	4990	11	1000			
	1100	182	13	1	139	1	1345	791	81	2062	5	104	2641	60	1	100	1600	184	4073	27	1955	8	20	800	11300	10	1000	7575	18	1000	
	1450	185	14	7	723	1	1705	1043	88	2225	2	115	3921	60	1	100	1200	192	4180	81	2001	4	21	820	14790	10	1000	8480	27	1000	
Caterpillar	931	970	470	100	800	750	348				800	2100	32	810	150	2000	800	2400	70	1700	15	1000	6000	1	1000	9400	1	1000	10	1000	
	941B	1200	950	1	1000	1000					1000	2500	100	1000	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	954L	1400	1200	1	1000	1000					1000	2500	100	1000	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	977L	1800	1700	2	1000	1000					1000	2500	100	1000	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	980	2100	1800	4	1000	1000					1000	2500	100	1000	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
John Deere	3030	850	810	75	543	375	201	86	1675	4	30	2400	30	100	144	1670	104	3718	60	1800	12	1000	6000	1	1000	8000	1	1000	10	1000	
	30450C	1000	800	1	1000	800	151	73	1625	2	100	2010	30	100	160	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	3055S	1000	800	1	1000	800	151	73	1625	2	100	2010	30	100	160	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
Case 700	830			2	225			64	1210		22	2000			112	2040	80	3000	54	1200	10	1000	1000			10	1000	1000		1000	
	832			2	225			71	1210		20	2100			147	2100	100	3000	54	1200	10	1000	1000			10	1000	1000		1000	
International Harvester	500F P8	80	80	24	570	850	204	90	1800	30	7	2500	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	100E	90	700	1	100	700	250	80	1700	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	125L	110	850	1	100	850	250	70	1600	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	175C	120	100	1	100	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	200C	200	120	2	100	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
ACE	748	820	800	2	1000	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	750	820	800	2	1000	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
Massey Ferguson	MF200	820	800	2	1000	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	MF200	820	800	2	1000	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	MF200	820	800	2	1000	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000
	MF200	820	800	2	1000	1000	250	80	1800	30	1	2000	30	100	100	2000	100	4000	12	1000	12	1000	80	1000	13	1000	8000	1	1000	11	1000

CARGADORES DE ORUGA

Fabrica	Modelo	No	Dpto	Carg	H	Mm	MOTOR										CARRILES										Transmision
							MOTOR	Modelo	No	Horse Power	RPM	Cilindros	Cilindros														
																										cm	
A. Case	750	3406	80	110	11	379.4	CASE	81980	3419000	4	188	7.4	19	13.5	80.5	22	12	304.5	43	1089.5	-	-	-	12-14	304.5-351.5	CB	
	840	3402	88	111	11	384.8	CASE	81980	3419000	4	188	7.4	20	13.7	71.8	28	12	304.8	42	1229.8	-	-	-	12-14	304.8-351.5	CB	
	880	4971.5	96	105	10	374	CASE	430180	1219000	4	201	8.9	20	20	136.4	29	13	270.2	41	1271.8	-	-	-	12-14	320.7-351.5	CB	
	11345	6344	100	102	10	420.2	CASE	445180	1801900	4	161	7.4	22	22.3	198.8	46	15	341	42	1574.8	-	-	-	12-18	381.4-406.4	CB	
Caterpillar	940	73297	100	106	10	341	CASE	668180	1201900	4	204	8.9	20	24.5	248.4	28	13	301	48	1674.4	-	-	-	12-16	381.4-406.4	CB	
	942	1856	-	-	-	348	CAT	3284	881900	4	214	8.2	20	24	114	28	12	305	18	1428	-	-	-	-	-	PL, PB	
	941B	6610	-	-	-	360.0	CAT	0330	881900	4	225	9	22	26	140	28	13	330	40	1520	-	-	-	-	-	PL, PB	
	943	10300	-	-	-	360.0	CAT	0330	1201900	4	225	9	22	26	140	28	13	330	40	1600	-	-	-	-	-	PL, PB	
John Deere	940	16343	-	-	-	418.0	CAT	0330	1801900	4	238	10.5	20	33.3	278.7	41	13	356	26	1620	-	-	-	-	-	PL, PB	
	942	19000	-	-	-	360.0	CAT	0342	2751900	4	225	9	22	26	140	28	13	330	40	2140	-	-	-	-	-	PL, PB	
	JD-940B	6488.5	100	79	10.25	326.6	JOHN DEERE	JD-151	4219000	2	150	2.5	22	19.5	82.2	26	12	301.5	40	1219.2	1.2	48.2	12	304.5-351.5	CB, PS		
	JD-940C	8512.9	100	79	10.25	326.6	JOHN DEERE	JD-151	4819000	2	150	2.5	21	20.8	117.2	27	14	355.5	42	1300.8	1.8	53.8	14	304.5	CB		
Evinrude	940	7144	100	20	14.75	383	JOHN DEERE	JD-151	1219000	2	170	4.5	21	25.8	117.2	31	14	355.5	42	1329.4	2.2	54.8	14	304.5	CB		
	940	-	-	-	-	152.4	EMCO	271	201900	5	-	-	-	-	-	27	8	328.8	49	1141	-	-	-	-	AMC		
International Harvester	940	2484	-	-	-	152.4	EMCO	271	221900	5	-	-	-	-	-	28	8	328.8	48	1142	-	-	-	-	-	AMC	
	940	3472	100	-	12.1	327.7	INTERNATIONAL	D-156	4819000	5	158	2.5	22.5	22.8	104.1	28	12	304.8	30	1219	1.8	52.4	10-14	254-296	PS		
	940	6889.3	100	80.3	12.8	325.1	INTERNATIONAL	D-238	8819000	4	220	3.9	20	25	119.3	27	12	304.8	32	1308.6	0	82.1	12-15	304.5-351.5	PS, CB		
	1294	8554.3	100	80.9	16	381	INTERNATIONAL	DT-238	7819000	4	220	3.9	20	31.7	164.1	28	12	330.2	34	1521.6	0.4	84.2	12-14	320.7-351.5	PS, CB		
John Deere	1780	15306	100	50.1	12.75	450.9	INTERNATIONAL	DT-486	12019000	8	480	7.6	40	38	221.8	39	13	381	48	1876.4	11.1	56.5	12-18	381.4-406.4	PS, CB		
	1780C	12328	100	51.1	16.3	440.9	INTERNATIONAL	DVT-5728	18019000	8	572	9.4	40	41.6	275.8	45	13	457.2	25	1820.4	11.5	57.8	12	457.2	PS, CB		
John Deere	140	8887	100	75	19	381	PERKINS	4149	712250	4	248	4.1	40	38.8	154.1	37	15	330.2	36	1429.4	0.8	68.2	12	320.8	PL, PB		
	140	2119.2	100	84	10.1	386.7	PERKINS	A2128	8419000	4	154.7	2.8	11.1	9.4	41.5	27	12	304.8	46	1219.2	0.2	48.2	12	304.5	CB, PS		
John Deere	140	6287.9	100	81	15	381	PERKINS	A4248	8819000	4	248	4.1	28.6	25.8	188.2	27	14	356.8	48	1419.2	0.8	68.2	14	381.4	CB		
	140	6999	100	81	12.8	317.8	PERKINS	A8254	8819000	6	354	3.9	20	20	124.4	27	18	381	48	1824	0.4	64.8	16	341	CB, PS		
	140	8888.3	100	82	12	328.2	PERKINS	470-614	12019000	8	519.21	8.4	20	48.8	288.2	48	15	381	60	1876.4	12.8	68.2	12-18	381.4-406.4	PS		

CARGADORES DE ORUGA -39

Fabricante	Modelo	TRANSMISIÓN				SISTEMA HIDRÁULICO						
		Con-venidor de fuerza de tracción	Embrague del motor	Velocidad máx transmitida hacia adelante		Capacidad del sistema			Presión máx de trabajo		Tipo de bombas	Número de bombas
				MPH	km/h	U.S. gal	Imp. gal	Litres	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	7.6	6.3	28.8	2000	13,790	G	1
	850	Y	N	8.5	10.9	6.6	7.2	32.7	1850	12,755	G	1
	1150B	Y	N	8.2	10	15	12.5	58.8	2000	13,790	G	1
	1450	Y	N	5.5	8.9	22	18.3	83.2	2500	17,237	G	1
Caterpillar	931	-	-	8.8	11.1	13	10.8	49.2	-	-	G	-
	941B	Y	-	5.5	8.9	21	17.5	79.5	-	-	V(H)	-
	955L	Y	-	5.8	9	37(K)	30.8(K)	140(K)	-	-	V(H)	-
	977L	Y	-	8.8	9.3	36.5(L)	30.4(L)	138(L)	-	-	V(H)	-
	983	-	-	8.3	10.1	38(L)	31.7(L)	144(L)	-	-	-	-
John Deere	JD350B	N	Y	1.4-8.5	2.3-10.5	12.5	10.4	47.3	2250	15,513	G	1
	JD450C	N	Y	1.3-8.7	2.1-10.8	12.25	10.2	46.4	2250	15,513	G	1
	JD555	Y	N	5.83	9.1	12.25	10.2	46.4	2250	15,513	G	1
Emco TMD	636	N	N	0-1.5	0-2.4	-	-	-	-	-	-	-
	632	N	N	0-1.5	0-2.4	15	12.5	56.8	1250	8618.5	G	1
International Harvester	500E-75	Y	N	8.9	8.5	17	14.2	64.6	2250	15,513	G	1
	100E	Y	N	8.28	8.5	15.4	12.8	58.2	2150	14,824	G	1
	125E	Y	N	8.32	8.6	15	12.5	56.8	2150	14,824	G	1
	175C	Y	N	8.2	8.4	24	20	90.9	1900	13,100	G	1
	250C	Y	N	8.28	8.5	28	23.3	105.8	2000	13,789.5	G	1
JCB	110	N	N	5.5	8.9	64	70	318.2	2500	17,237	G	1
Massey Ferguson	MF200	H	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	15,189	G	1
	MF500B	Y	N	2.04-5.28	4.3-8.5	28.8	23.8	108.2	2000	13,790	G	1

- Se puede Importar
- EM — Ensamblado en México
- FN — Fabricación Nacional.
- \*AMD — Motor neumático
- CS — Contraeje
- 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) — Medida 4 pulgadas (102 mm) detrás de la parte de arista cortante con el cangilón como piezo

## 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 resacas 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
Buenas	78	46.8	75	45.0	71	42.6	65	39.0
Regular	72	43.2	69	41.4	65	39.0	60	36.0
Malas	63	37.8	61	36.6	57	34.2	52	31.2

.. 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 1/3"	+ 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
Posesiones en común de camiones y cargador	- 2.4
Operación continua	- 2.4
Operaciones intermitentes	+ 2.4
Tolvas o camiones pequeños	+ 2.4
Tolvas o camiones endebles	+ 3.0

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:

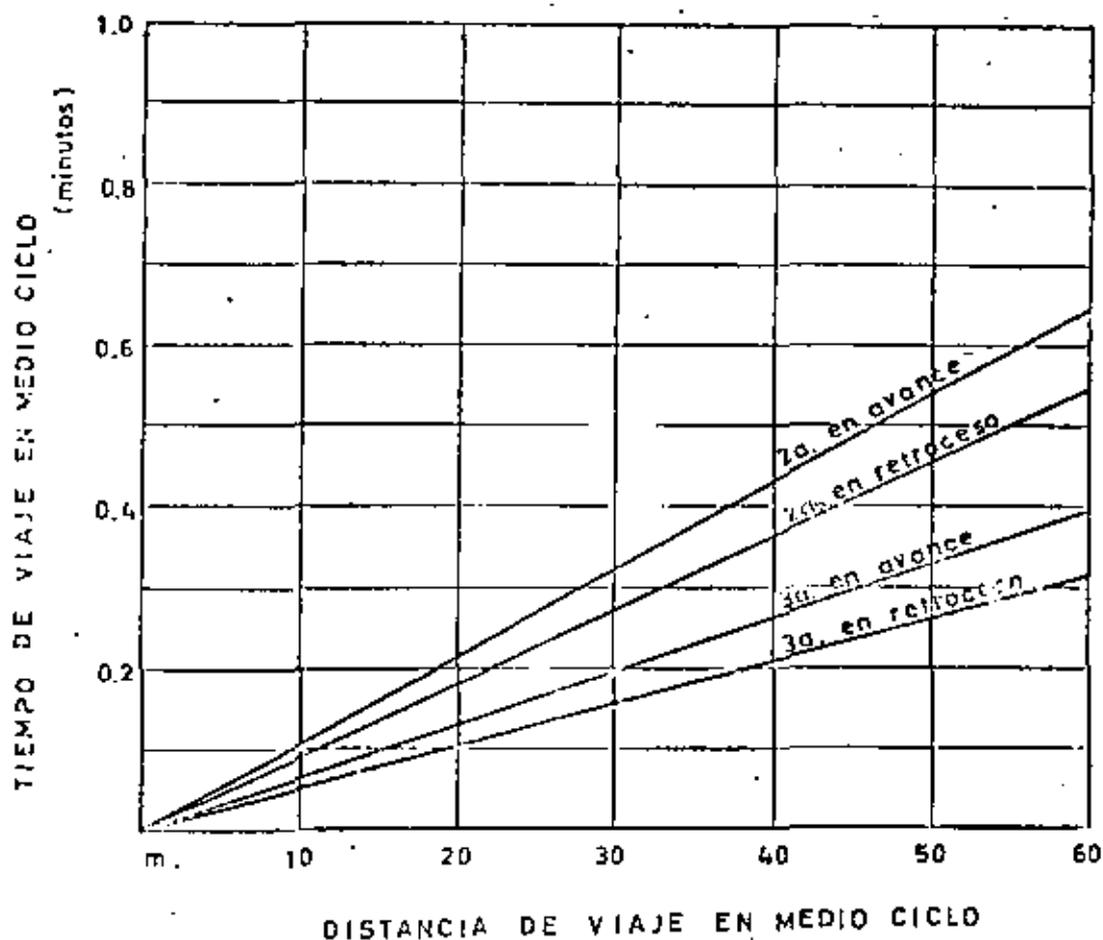
— Sin pendiente

46

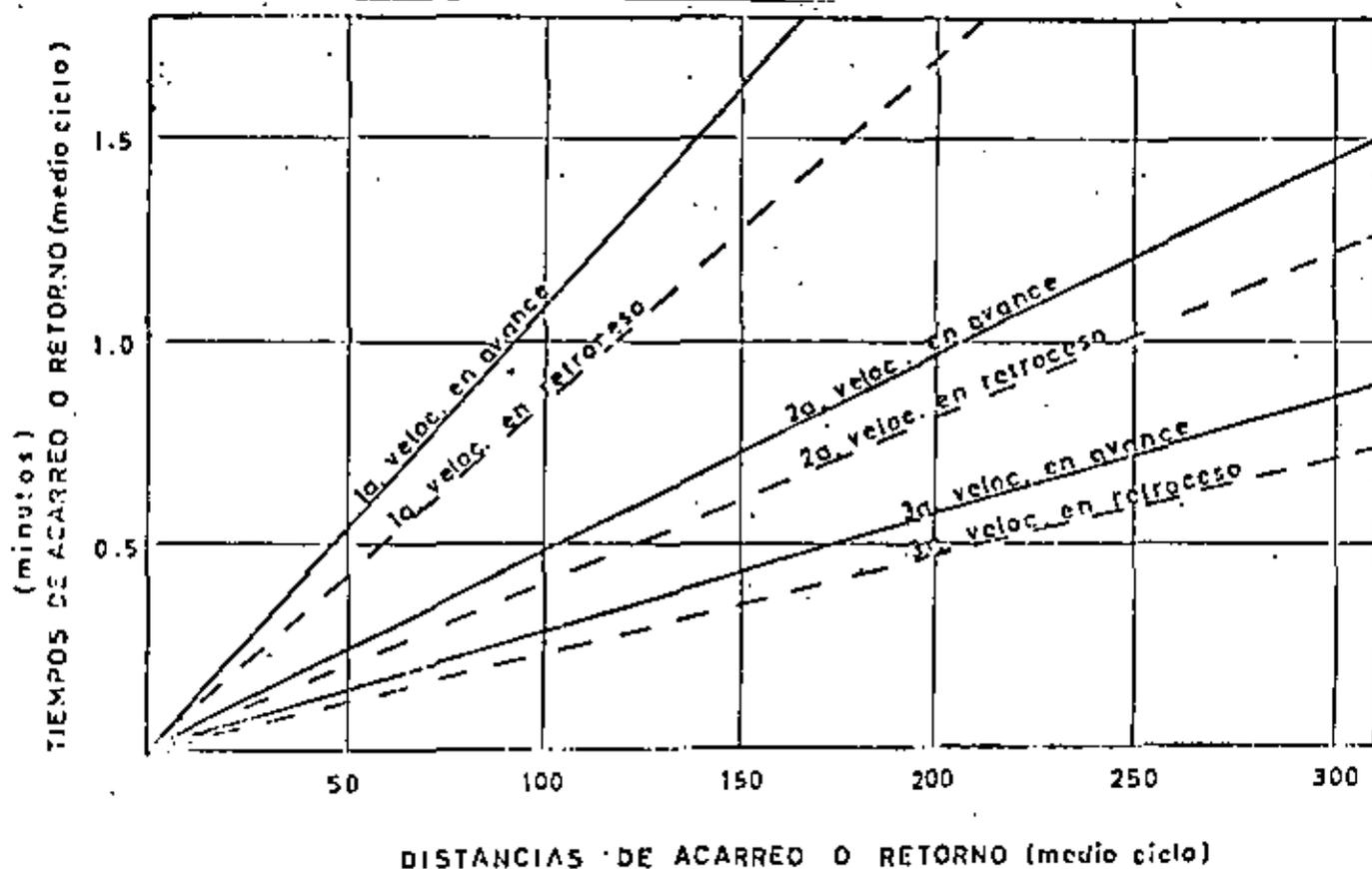
- Las velocidades son prácticamente las mismas con carga o sin ella.
- Se considera el tiempo de aceleración en el tiempo de maniobras.
- La posición del cucharón es constante en el recorrido.
- No se incluye el recorrido efectuado en el tiempo de maniobras.

TIEMPO ESTIMADO DE VIAJE PARA UN CARGADOR  
DE CARRILES DE 2 Yd<sup>3</sup>.

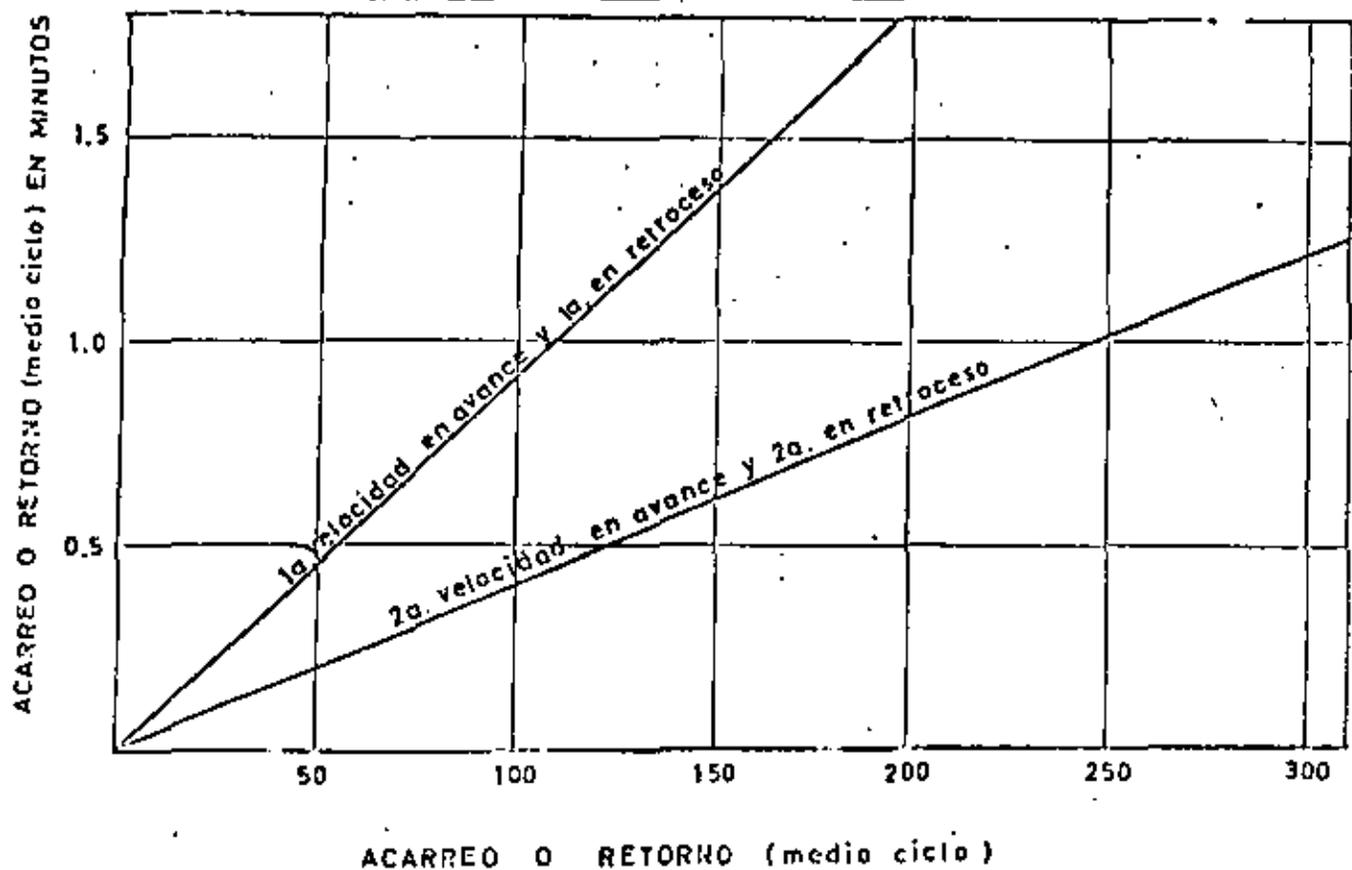
47



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



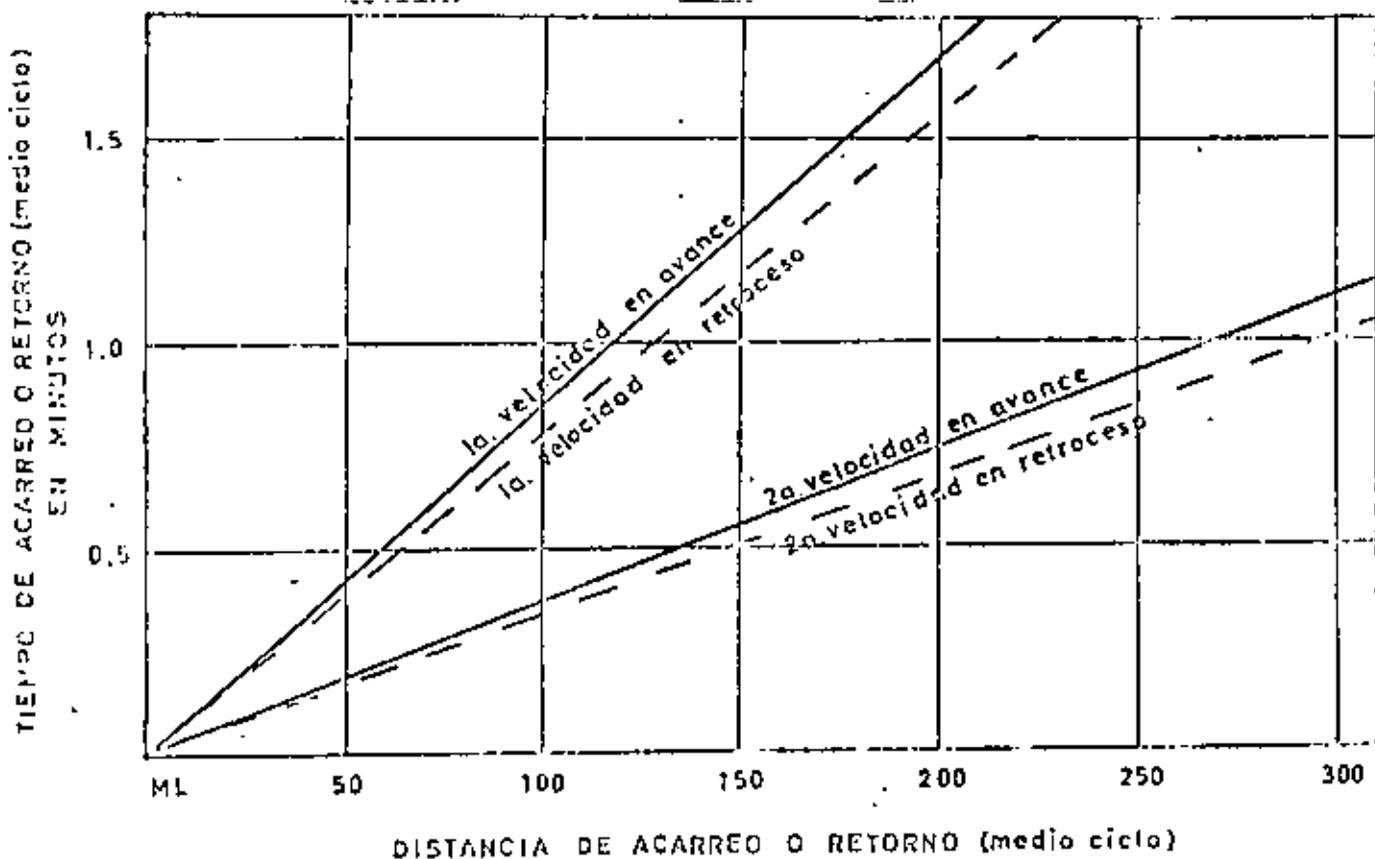
TIEMPO ESTIMADO DE ACARREO O RETORNO PARA UN CARGADOR DE RUEDAS DE 6 Yd3.



TIEMPO ESTIMADO DE ACARREO O RETORNO PARA UN CARGADOR

50

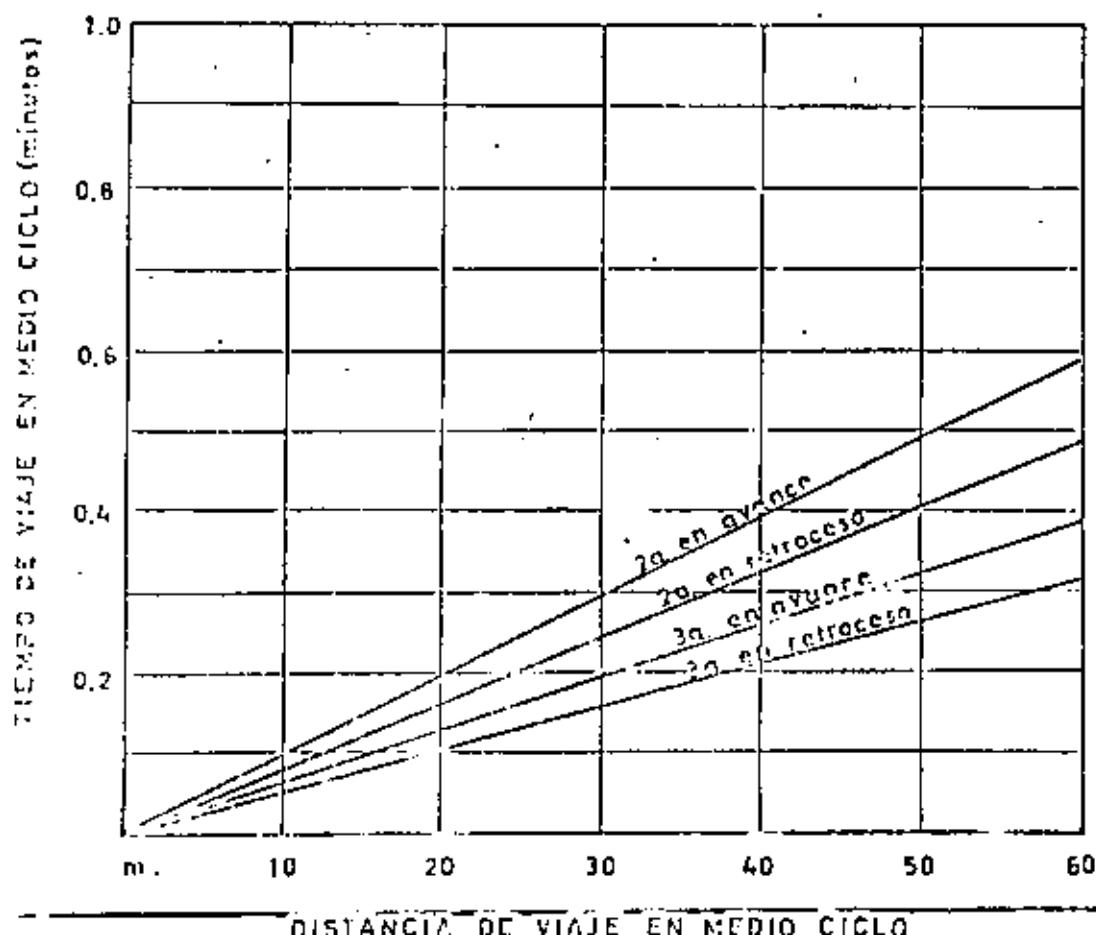
DE RUEDAS DE 10 Yd3.



TIEMPO ESTIMADO DE VIAJE PARA UN CARGADOR

51

DE CARRILES DE 5 Yd3.



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

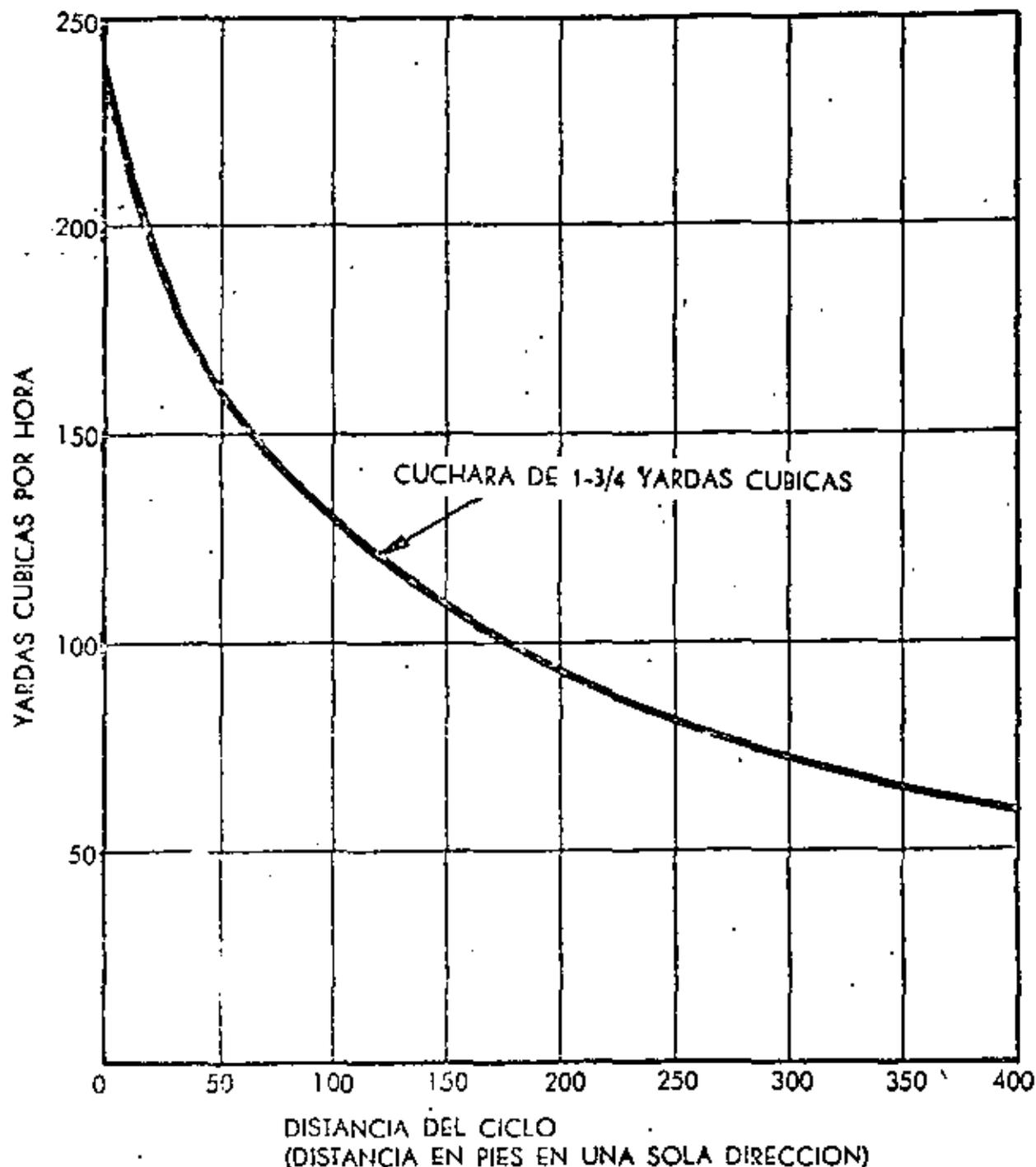
Los fabricantes de equipos cuentan con manuales donde se justifican los rendimientos teóricos de las máquinas que producen para determinadas condiciones de trabajo. Los datos se basan en pruebas de campo, análisis en computadora, investigaciones en el laboratorio, experiencia, etc. Tomando en cuenta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

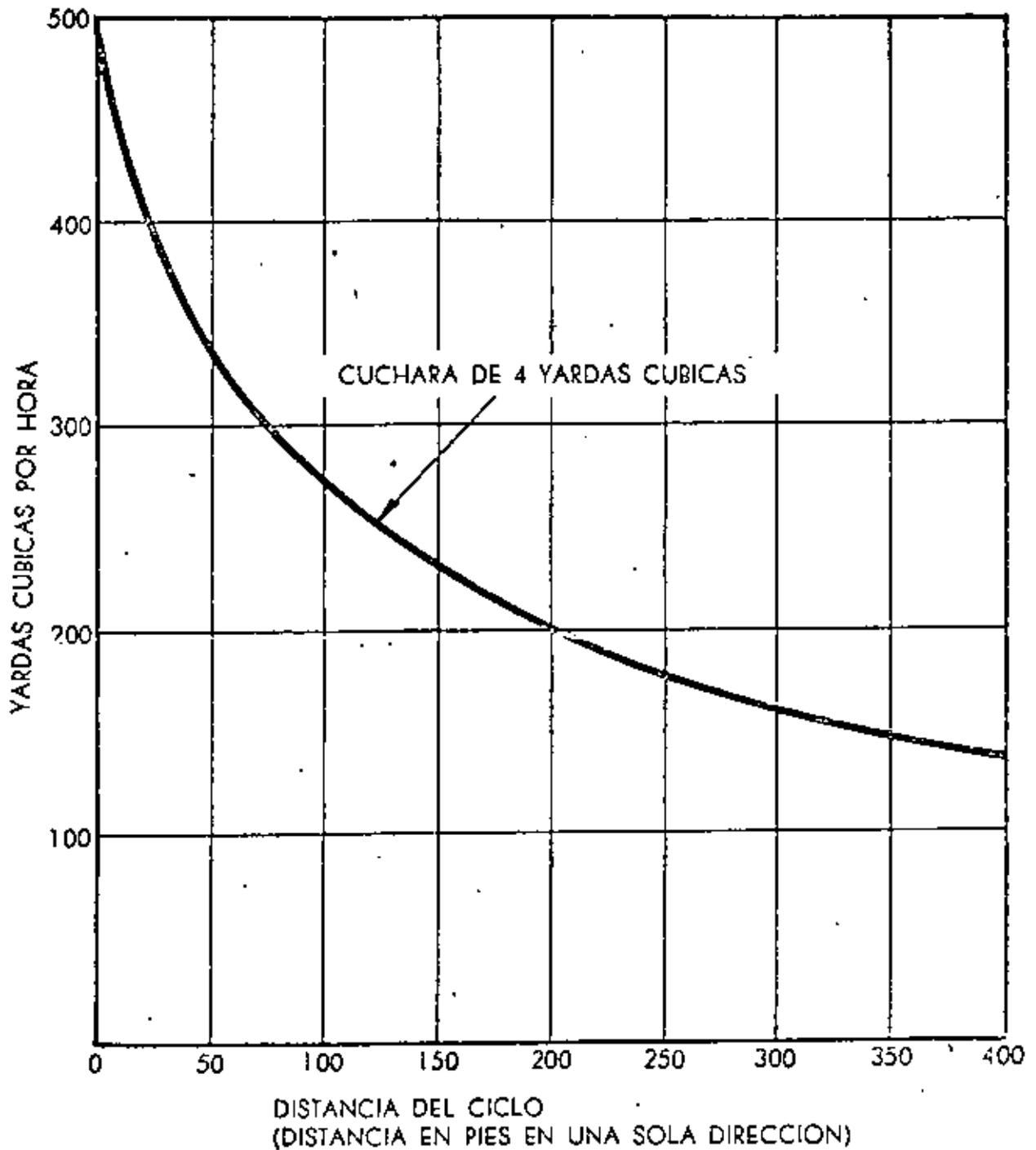


SUPUESTO DE PRODUCCION:

CARGA DE MONTON - TERRENO FIRME Y LLANO  
HORA DE TRABAJO - 50 MINUTOS  
PESO DEL MATERIAL - 2.800 LRS. 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

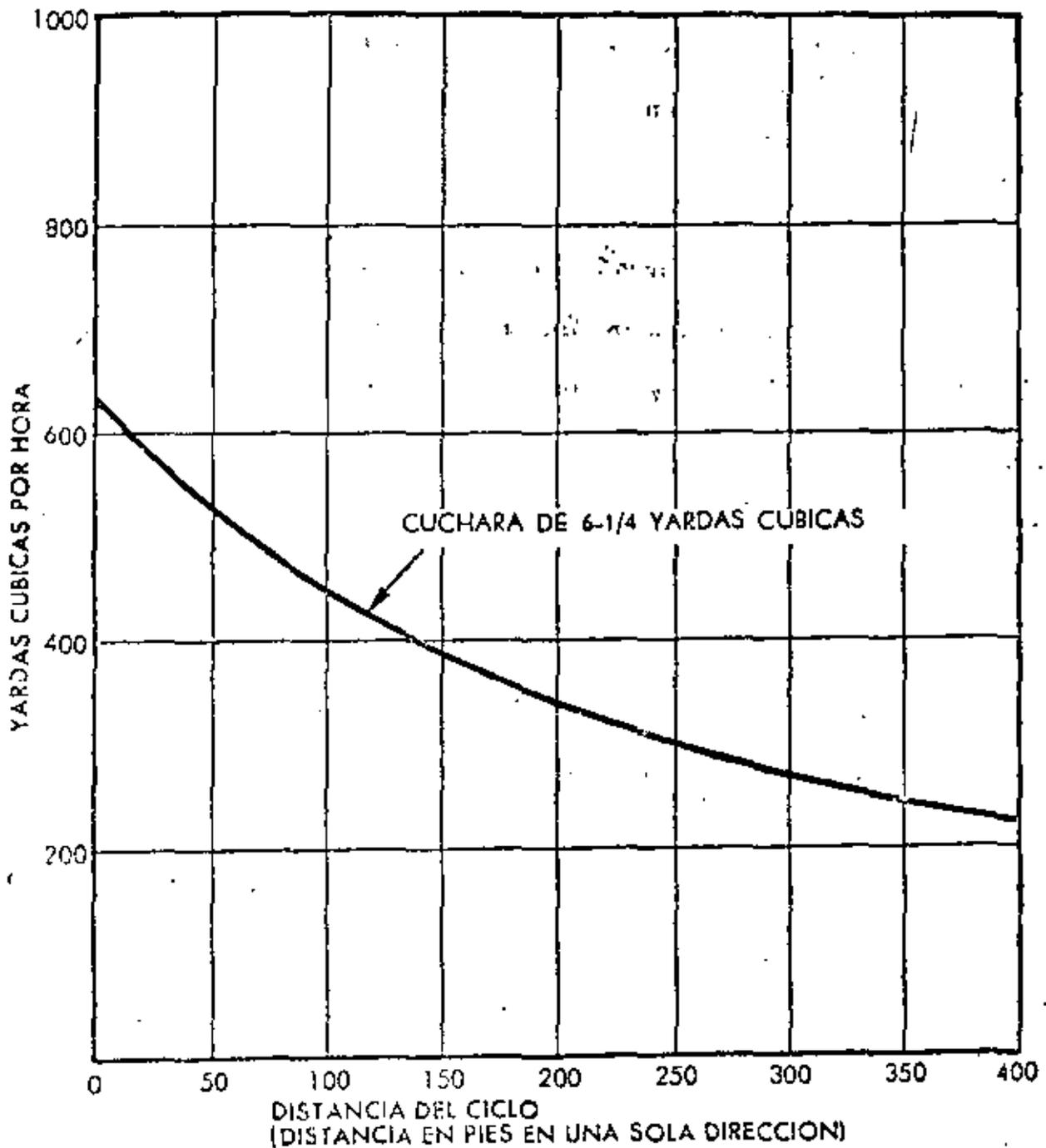


SUPUESTO DE PRODUCCION:

- 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  $3\frac{1}{2}$  y d3 ( $2.67 \text{ m}^3$ ), cargando camiones de  $10 \text{ m}^3$  de capacidad propia de la misma empresa.

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

Solución:

Paso 1

Capacidad del cucharón	$2.67 \text{ m}^3$
Factor de carga	0.85
Volumen por ciclo:	$2.67 \text{ m}^3 \times 0.85 = 2.27 \text{ m}^3$

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	<u>- 2.4</u>
	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.) aunadas 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 yd<sup>3</sup> ha probado que puede, por lo menos, igualar la productividad de palas de más de 5 yd<sup>3</sup> de capacidad; y que además puede cargar material a un costo comparable al de palas de 4 y hasta 5 yd<sup>3</sup> de capacidad. Veamos un ejemplo comparativo entre un cargador de 10 yd<sup>3</sup> y una pala de 6 yd<sup>3</sup>, 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 <sup>3</sup>	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. Comparen 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 3m. 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:	$1.91 \text{ m}^3 \times 0.90$
	$1.72 \text{ m}^3/\text{ciclo}$

Tiempo del ciclo (ciclo básico) 25.0 seg. = 0.42 min. Para cargar un camión de  $6.0 \text{ m}^3$  son necesarios 4 ciclos de operación del cargador; es decir, son necesarios  $0.42 \text{ min} \times 4 = 1.68 \text{ min.}$  para cargar  $6.0 \text{ m}^3$ .

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

En una hora de 50.0 min., tenemos una producción de  $179 \text{ m}^3$ .

1.68 min	-	$6.0 \text{ m}^3$
<u>50.0 min</u>	-	<u>X</u>

Cálculo del costo unitario:

$$X = 179 \text{ m}^3$$

Costo horario del equipo: \$ 1,101.45

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

ALTERNATIVA 2Operación de carga a camiones

Camiones de fleteros locales

Equipo: 1 cargador sobre llantas de  $2 \frac{1}{2} \text{ yd}^3 (1.91 \text{ m}^3)$

2 camiones de  $6.0 \text{ m}^3$  de fleteros

Costo horario del cargador \$ 616.75

Tarifa local de fletos: 8.00 - 400

## Cálculo de la producción

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

Producción = 179 m<sup>3</sup>/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 <sup>3</sup>
Costo unitario de acarreo	=	8.00/m <sup>3</sup>
(1er. km. tarifa de fletes)		
Costo unitario	+	11.44/m <sup>3</sup>

ALTERNATIVA 3

Operación de carga y acarreo

Equipo: Cargador sobre llantas de 10 yd<sup>3</sup> (7.64 m<sup>3</sup>)

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)		0.26 min
Tiempo del ciclo de retorno (2a. velocidad en avance)		0.28 min
Tiempo total del ciclo		0.96 min
Ciclos por hora	=	$\frac{50.0 \text{ min/hora}}{0.96 \text{ min/ciclo}}$
	=	52.1

$$\begin{aligned} \text{Producción} &= 52.1 \text{ ciclos/hora } 6.88 \text{ m}^3/\text{ciclo} \\ &= 358 \text{ m}^3/\text{hora} \end{aligned}$$

#### Cálculo del costo unitario

$$\begin{aligned} \text{Costo unitario} &= \frac{\$ 2,160.00/\text{hora}}{358 \text{ m}^3/\text{hora}} \\ &= 6.03/\text{m}^3 \end{aligned}$$

#### RESUMEN

Alternativa	Costo unitario
1	\$ 6.15/m <sup>3</sup>
2	11.44/m <sup>3</sup>
3	6.03/m <sup>3</sup>

Es decir, la alternativa 3 es la que nos dá un costo más bajo por m<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup> al que podría dársele utilización en esta obra; o si no, revisar si la inversión de la compra de un cargador de 10 yd<sup>3</sup> 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 sido 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 yd <sup>3</sup>
Costo horario	\$2,160.00

Cargador 2

Capacidad	6 yd <sup>3</sup>
Costo horario	\$1,992.13

Trituradora

Producción:	140 m <sup>3</sup> /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 m<sup>3</sup>
- 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  $140 \text{ m}^3/\text{hora}$ . 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	$0.80 \times 7.65 \text{ m}^3$
	$6.12 \text{ m}^3$

Ciclos por hora necesarios para producir  
 $140 \text{ m}^3/\text{hora}$

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

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

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  $10 \text{ yd}^3$ , 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
	<hr/>
SUMA:	1.76 min

Es decir, el cargador de  $10 \text{ yd}^3$  puede acarrear a 255 m.,  $140 \text{ m}^3/\text{hora}$  de

roca bien fragmentada.

$$\text{Costo unitario} = \frac{\$ 2,160.00/\text{hora}}{140 \text{ m}^3/\text{hora}}$$

$$= \$ 15.43/\text{m}^3$$

Sin necesidad de hacer cambios de instalación de la planta trituradora dentro del banco.

#### Cargador 2

$$\text{Factor de carga} : 0.80$$

$$\text{Volumen por ciclo} : 0.80 \times 4.58 \text{ m}^3$$

$$: 3.66 \text{ m}^3$$

Ciclos por hora necesarios para producir

140 m<sup>3</sup>/ 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 yd<sup>3</sup>, 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  $1,000 \text{ m}^3$  de roca.

Así, son necesarios 2 cambios de instalación dentro del banco para producir los  $200,000 \text{ m}^3$  requeridos.

$$\text{Costo unitario por carga} = \frac{\$ 1,992.13}{140 \text{ m}^3/\text{hora}}$$

$$= \$ 14.23/\text{m}^3$$

Costo unitario por cambio de instalación dentro del banco

$$\frac{2 \text{ cambios} \times 350,000 \text{ m}^3/\text{cambio}}{200,000 \text{ m}^3}$$

$$\text{Costo unitario :} = \$ 3.50/\text{m}^3$$

$$= 17.73/\text{m}^3$$

Esto sin considerar el costo de los tiempos perdidos en los cambios de instalación dentro del banco.

En resumen, la elección del cargador de  $10 \text{ yd}^3$  es la que proporciona una operación más económica.

CONSTRUCTORA

Máquina: CARGADOR

Hoja No: \_\_\_\_\_

Modelo: TEREX 72-81

Calculó: C A M

Datos Adic: 10 yd<sup>3</sup>

Revisó: C CH M

OBRA: \_\_\_\_\_

Fecha: 17-1-80

## 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): \_\_\_\_\_ años

Horas por año (Ha): 2000 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%

Coeficiente almacenaje (K): 0.01

Prima seguros (s): 2%

Factor mantenimiento (Q): 0.90

## CARGOS FIJOS.

$$a) \text{ Depreciación : } D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{9'617,208.24 - 1'923,441.65}{12,000} = \$641.15$$

$$b) \text{ Inversión : } I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{9'617,208.24 + 1'923,441.65}{2 \times 2000} 0.18 = 519.33$$

$$c) \text{ Seguros : } S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{9'617,208.24 + 1'923,441.65}{2 \times 2000} 0.02 = 57.70$$

$$d) \text{ Almacenaje : } A = KD = \frac{0.01 \times 641.15}{1} = 6.41$$

$$e) \text{ Mantenimiento : } M = QD = \frac{0.9 \times 641.15}{1} = 577.04$$

Suma Cargos Fijos por Hora

\$ 1 801.63

## CONSUMOS.

a) Combustible:  $E = e P_c$ 

$$\text{Diesel: } E = 0.20 \times \frac{325.5}{1} \text{ HP. op.} \times \$ \frac{1.00}{1} \text{ /lt.} = \$ 65.10$$

$$\text{Gasolina: } E = 0.24 \times \frac{\quad}{\quad} \text{ HP. op.} \times \$ \frac{\quad}{\quad} \text{ /lt.} =$$

b) Otras fuentes de energía: \_\_\_\_\_ =

c) Lubricantes:  $L = a P_e$ 

$$\text{Capacidad carter: } C = \frac{32.2}{100} \text{ litros}$$

$$\text{Cambios aceite: } t = \frac{\quad}{\quad} \text{ horas}$$

$$a = \frac{C}{t} + \frac{0.0035}{0.0030} \times \frac{325.5}{\quad} \text{ HP. op.} = \frac{1.46}{\quad} \text{ lt/hr.}$$

$$L = \frac{1.46}{\quad} \text{ lt/hr} \times \$ \frac{14}{\quad} \text{ /lt.} = 20.44$$

d) Llantas:  $Ll = \frac{Vl}{Hv}$  (valor llantas)  
(vida económica)

$$\text{Vida económica: } Hv = \frac{2800}{618,509.28} \text{ horas}$$

$$Ll = \frac{\quad}{2800} \text{ horas} = \underline{\underline{220.18}}$$

Suma Consumos por Hora

\$ 305.72

## I. OPERACION.

Salario base: \$ \_\_\_\_\_

Salario real -  
operador: \_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

Sal/turno-prom.: \$ 349.60

Horas/turno-prom.: (H)

$$H = 8 \text{ horas} \times \frac{0.83}{349.60} \text{ (factor rendimiento)} = \frac{6.64}{\quad} \text{ horas}$$

$$\text{Operación} = O = \frac{\quad}{H} = \frac{\quad}{6.64} \text{ horas} = \$ \underline{\underline{52.65}}$$

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-ACalculó: C.A.M.Datos Adic: 25 yd<sup>3</sup>Revisó: C. CH. M.

OBRA: \_\_\_\_\_

Fecha: 17-1-80

## DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$2' 264,745 60Fecha cotización: 10-1-80

Equipo adicional -

Vida económica (Ve): 5 añosLlantas 20.5x25-12 103,611.84Horas por año (Ha): 2000 hr/añoMotores Diesel de 174 HP.Valor inicial (Va): 2' 161,133 76Factor operación: 0.75Valor rescate (Vr): 10% = \$ 216 113,38Potencia operación: 130.5 HP, op.Tasa interés (i): 18%Coeficiente almacenaje (K): 0.01Prima seguros (s): 2%Factor mantenimiento (Q): 0.90

## I. CARGOS FIJOS.

$$a) \text{ Depreciación : } D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{2' 161 133.76 - 216,113.38}{5} = \$ 194.50$$

$$b) \text{ Inversión : } I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{2' 161,133.76 + 216,113.38}{2 \times 2000} \cdot 0.18 = 106.98$$

$$c) \text{ Seguros : } S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{2' 161,133.76 + 216,113.38}{2 \times 2000} \cdot 0.02 = 11.89$$

$$d) \text{ Almacenaje : } A = KD = \frac{0.01 \times 194.50}{1} = 1.94$$

$$e) \text{ Mantenimiento : } M = QD = \frac{0.90 \times 194.50}{1} = 175.05$$

Suma Cargos Fijos por Hora

\$ 490.36

## CONSUMOS.

a) Combustible:  $E = e P_c$ 

$$\text{Diesel: } E = 0.20 \times \frac{130.5}{100} \text{ HP. op.} \times \$ \frac{1.00}{\text{lt.}} = \$ 26.10$$

$$\text{Gasolina: } E = 0.24 \times \frac{\quad}{\quad} \text{ HP. op.} \times \$ \frac{\quad}{\text{lt.}} =$$

b) Otras fuentes de energía: \_\_\_\_\_ =

c) Lubricantes:  $L = a P_e$ 

$$\text{Capacidad carter: } C = \frac{30.3}{100} \text{ litros}$$

$$\text{Cambios aceite: } t = \frac{\quad}{\quad} \text{ horas}$$

$$a = C/t + \frac{0.0035}{0.0030} \times \frac{130.5}{100} \text{ HP. op.} = \frac{0.76}{\quad} \text{ lt/hr.}$$

$$L = \frac{0.76}{\quad} \text{ lt/hr} \times \$ \frac{14}{\text{lt.}} = 10.64$$

d) Llantas:  $Ll = \frac{Vll}{Hv}$  (valor llantas)  
(vida económica)

$$\text{Vida económica: } Hv = \frac{2800}{103.611.84} \text{ horas}$$

$$Ll = \frac{\quad}{2800 \text{ horas}} = \underline{\underline{37.00}}$$

Suma Consumos por Hora

\$ 73.74

## OPERACION.

Salario base: \$ \_\_\_\_\_

Salario real -  
operador: \_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

\_\_\_\_\_

Sal/turno-prom.: 349.60

Horas/turno-prom.: (H)

$$H = 8 \text{ horas} \times \frac{0.83}{349.60} \text{ (factor rendimiento)} = \frac{6.64}{\quad} \text{ horas}$$

$$\text{Operación} = O = \frac{S}{H} = \frac{\quad}{6.64 \text{ horas}} = \$ \underline{\underline{52.65}}$$

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 Adlc: 6 m<sup>3</sup>

Revisó: C CH M

OBRA: \_\_\_\_\_

Fecha: 14-1-80

## DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$ 436,430.45

Fecha cotización: 10-1-80

Equipo adicional -

Vida económica (Ve): 5 años

6 llantas 23,363.94

Horas por año (Ha): 2 000 hr/año

1000x20-12 c/cámara

Motores Gasolinade 160 HP.

Valor inicial (Va): 413,056.51

Factor operación: 0.75

Valor rescate (Vr): 0 % = \$

Potencia operación: 120 HP. op.

Tasa interés (i): 18 %

Coeficiente almacenaje (K): 0.01

Prima seguros (s): 2 %

Factor mantenimiento (Q): 0.80

## I. CARGOS FIJOS.

$$a) \text{ Depreciación : } D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{413,056.51 - 0}{10,000} = \$ 41.30$$

$$b) \text{ Inversión : } I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{413,056.51 + 0}{2 \times 2000} 0.18 = 18.58$$

$$c) \text{ Seguros : } S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{413,056.51 + 0}{2 \times 2000} 0.02 = 2.06$$

$$d) \text{ Almacenaje : } A = KD = \frac{0.01 \times 41.30}{1} = 0.41$$

$$e) \text{ Mantenimiento : } M = QD = \frac{0.8 \times 41.30}{1} = 33.04$$

Suma Cargos Fijos por Hora

\$ 95.39

## CONSUMOS.

a) Combustible:  $E = e P_c$ Diesel:  $E = 0.20 \times \underline{\hspace{2cm}} \text{ HP. op.} \times \$ \underline{\hspace{2cm}} / \text{lt.} = \$$ Gasolina:  $E = 0.24 \times \underline{120} \text{ HP. op.} \times \$ \underline{2.80} / \text{lt.} = \$ 80.64$ b) Otras fuentes de energía:  $\underline{\hspace{2cm}} =$ c) Lubricantes:  $L = a P_e$ Capacidad carter:  $C = \frac{6.6}{\hspace{1cm}} \text{ litros}$ Cambios aceite:  $t = \frac{100}{\hspace{1cm}} \text{ horas}$  $a = C/t + \frac{0.0035}{0.0030} \times \underline{120} \text{ HP. op.} = \frac{0.48}{\hspace{1cm}} \text{ lt/hr.}$  $L = \frac{0.48}{\hspace{1cm}} \text{ lt/hr} \times \$ \underline{14} / \text{lt.} = 6.72$ d) Llantas:  $LI = \frac{VII}{H_v}$  (valor llantas)  
(vida económica)Vida económica:  $H_v = \underline{1,600} \text{ horas}$  $LI = \frac{23,363.94}{1,600 \text{ horas}} = \underline{14.60}$ 

Suma Consumos por Hora

\$ 101.96

## OPERACION.

Salario base: \$                     Salario real -  
operador:   :   :                     

Sal/turno-prom: \$ 298.77

Horas/turno-prom.: (H)

 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = \underline{6.64} \text{ horas}$ Operación =  $O = \frac{S}{H} = \frac{298.77}{6.64 \text{ horas}} = \$ \underline{45.00}$ 

Suma Operación por Hora

\$ 45.00

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D)

\$ 242.35

### Problema

Se requiere cargar 1 000,000 m<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup> cat 988 costo - horario \$ 1,992.13

Cargador 10 yd<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup> (7.64 m<sup>3</sup>)

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

Poseción del equipo = 0 seg

ciclo = 25 seg = 0.42 min.

$$\text{Número de ciclos por hora} = \frac{50 \text{ min}}{0.42 \text{ min}} = 119 \text{ ciclos/hora}$$

$$\text{Producción teórica} = 119 \times 5.73 = 682 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$\text{Producción real} = 143.2 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$\text{Factor utilización} = 21\%$$

$$\text{Costo} = \frac{2,160.00}{143.2} = 15.08/\text{m}^3$$

$$\text{Cargador } 6 \text{ yd}^3 (4.58 \text{ m}^3)$$

$$\text{Factor de carga} = 0.75$$

$$\text{Volumen por ciclo} = 0.75 (4.58) = 3.44 \text{ m}^3$$

$$\text{Tiempo del ciclo} = 0.42 \text{ min.}$$

$$\text{Número de ciclos por hora} = \frac{50}{0.42} = 119 \text{ ciclos/hora}$$

$$\text{Producción teórica} = 119 \times 3.44 = 409 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$\text{Producción real} = 112.5 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$\text{Factor utilización} = 27\%$$

$$\text{costo} = \frac{1,992.13}{112.5} = \$ 17.70/\text{m}^3$$

CONSTRUCTORA	Máquina: <u>CARGADOR</u>	Hoja No: _____
_____	Modelo: <u>988 B</u>	Calculó: <u>CAM</u>
_____	Datos Adic: <u>6 yd<sup>3</sup></u>	Revisó: <u>C CH M</u>
OBRA: _____		Fecha: <u>17-1-80</u>

## DATOS GENERALES

Precio adquisición:	<u>\$9' 508,186,6</u>	Fecha cotización:	<u>10-1-80</u>
Equipo adicional =	<u>512 442.74</u>	Vida económica (Ve):	<u>                    </u> años
_____	_____	Horas por año (Ha):	<u>2000</u> hr/año
_____	_____	Motores Diesel de	<u>375</u> HP.
Valor inicial (Va):	<u>8' 995,743.90</u>	Factor operación:	<u>70</u>
Valor rescate (Vr):	<u>20% = \$1' 799,148.80</u>	Potencia operación:	<u>262.5</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>0.90</u>

## I. CARGOS FIJOS.

$$a) \text{ Depreciación : } D = \frac{Va - Vr}{Ve} = \frac{8' 995,743.90 - 1' 799,148.80}{12' 000} = 599.72$$

$$b) \text{ Inversión : } I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{8' 995,743.90 + 1' 799,148.80}{2 \times 2000} \times 0.18 = 485.57$$

$$c) \text{ Seguros : } S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{8' 995,743.90 + 1' 799,148.80}{2 \times 2000} \times 0.02 = 53.57$$

$$d) \text{ Almacenaje : } A = KD = \frac{0.01 \times 599.72}{1} = 6.00$$

$$e) \text{ Mantenimiento : } M = QD = \frac{0.90 \times 599.72}{1} = 539.75$$

Suma Cargos Fijos por Hora

\$ 1 685.21



**DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA U.N.A.M.**

*DIVISION DE EDUCACION CONTINUA  
FACULTAD DE INGENIERIA, U.N.A.M.  
Palacio de Minería Calle de Tacuba No. 5  
Centro, Deleg. Cuauhtémoc  
06000, México, D.F.*

MOVIMIENTO DE TIERRAS

RETROEXCAVADORAS

ZACATECAS, ZAC., 24 AL 27 DE NOVIEMBRE DE 1982



**centro de  
actualización  
profesional**



DIRECCION GENERAL DE CAMINOS RURALES

## RETROEXCAVADORAS

### 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 orugas y operadas con motor de gasolina o diesel.

Originalmente aparecieron en el mercado de maquinaria de construcción operadas por cable y con capacidad de 3/8 a 3/4 yd<sup>3</sup>. 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, completamente 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 5/8 yd<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup> 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 yd<sup>3</sup>)

Alcance	10 a 15 m
Profundidad	6 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 esta 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 económico de la zona de trabajo se establece mediante

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 averse 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 posee; 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:

- a) Alcance
- b) Profundidad de excavación
- c) Área de excavación
- d) Altura de descarga
- e) Giro
- f) 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 requiere 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 cegas.
- 5 Alimentación de equipos de trituración y cribado.
- 6 Carga a camiones.
- 7 Levantar pavimentos asfálticos deteriorados.
- 8 Limpieza de terrenos.
- 9 Colocación de tuberías de drenaje y agua potable.
- 10 Excavación de precisión.
- 11 Rellenos.
- 12 Desazolve de canales.

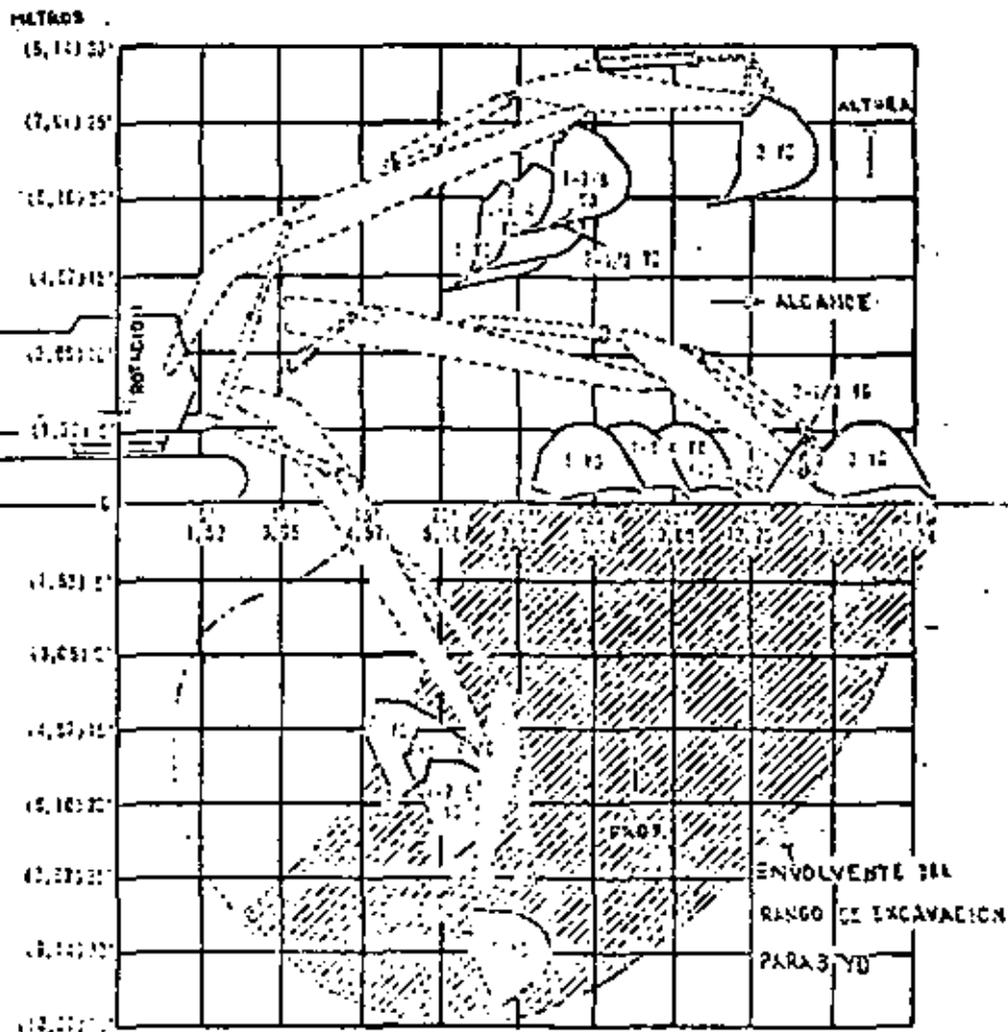
Cálculo de la producción

Factores que afectan la producción:

- Tipo de 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
- Coficiente por profundidad de corte
- Coficiente por giro
- Coficiente por facilidad de carga
- Número de vehículos de acarreo (cuando se esté cargando camiones)



3 YD	= 2.5 m <sup>3</sup>
2-1/2 YD	= 1.9 m <sup>3</sup>
1-7/8 YD	= 1.45 m <sup>3</sup>
1-1/4 YD	= 950 Litros
1 YD	= 750 Litros

TABLA 1

Rendimiento horario aproximado (m3 en banco) en m3/hora..

Capacidad cucharón (yd3)	m3	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	180 - 295	130 - 180

TABLA 2

Factor de eficiencia

	Min/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
180°	0.61

### EJEMPLO:

Se requiere una producción mensual de 15,000 m<sup>3</sup> 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:

Horas disponibles por mes = 25 días x 8 h/día x 0.83  
= 160 horas

Rendimiento teórico necesario por hora =  $\frac{15,000 \text{ m}^3/\text{mes}}{160 \text{ horas/mes}}$   
= 93.7 m<sup>3</sup>/hora

Rendimiento necesario por hora (según tablas) =  $\frac{\text{Rend. teórico necesario por h.}}{\text{Factor de carga x Factor de giro x factor de prof. de corte}}$   
=  $\frac{93.7 \text{ m}^3/\text{hora}}{0.70 \times 0.86 \times 0.80}$   
= 195.2 m<sup>3</sup>/hora

De la tabla 1, se considera apropiado un equipo con cucharón de 2 1/2 m<sup>3</sup> yd<sup>3</sup>.

### Ejemplo:

Calcular el costo por m<sup>3</sup> de material excavado y colocado a un lado de una zanja para alojar unas tuberías para drenaje. Se utiliza una retroexcavadora de 1 yd<sup>3</sup>, 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 yd<sup>3</sup> \$ 611.40

Solución:

De la tabla 1

Rendimiento teórico = 65 m<sup>3</sup>/hora  
Rendimiento real = Rend. teórico x factor de eficiencia x factor de giro x factor de profundidad de corte x factor de carga  
= 65 m<sup>3</sup>/hora x 0.9 x 0.86 x 0.92 x 0.55  
= 25.5 m<sup>3</sup>/hora  
Costo Unitario =  $\frac{\text{Costo horario de la retroexcavadora}}{\text{Rend. real}}$   
=  $\frac{\$ 611.40/\text{hora}}{25.5 \text{ m}^3/\text{hora}}$   
= \$ 23.98/m<sup>3</sup>

## PROBLEMA

Se requiere cargar 2,650,000 m<sup>3</sup> 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 m<sup>3</sup>.

### Equipo disponible

Retroexcavadora 4 yd <sup>3</sup> Koering 1066	Costo horario	\$ 2,378.47
Retroexcavadora 1 1/2 yd <sup>3</sup> LS-5000	Costo horario	\$ 952.69
Draga 2 1/2 yd <sup>3</sup> LS-408	Costo horario	\$ 1899.14
Tiempo de realización 15 meses		

### Solución

Tiempo disponible 15 x 15 x 3 x 8 = 9000 horas  
Producción requerida  $\frac{2,650,000}{9000}$  = 294.5 m<sup>3</sup>/hora

de la operación de las máquinas se obtuvieron los resultados siguientes:

- Koering 1066 = 131 m<sup>3</sup>/hora
- LS-5000 = 84.6 m<sup>3</sup>/hora
- Draga = 80 m<sup>3</sup>/hora

### Costos

Retroexcavadora 4 yd <sup>3</sup>	$\frac{2,378.47}{131}$	= \$18.15/m <sup>3</sup>
Retroexcavadora 1 1/2 yd <sup>3</sup>	$\frac{952.69}{84.6}$	= \$11.26/m <sup>3</sup>

Draga 2 1/2 yd <sup>3</sup>	$\frac{1899.14}{50}$	= \$37.98/m <sup>3</sup>
-----------------------------	----------------------	--------------------------

Como puede observarse el costo más bajo lo da la retroexcavadora de 1 1/2 yd<sup>3</sup>.

CONSTRUCTORA \_\_\_\_\_ Máquina Retruexcavadora Hoja No: \_\_\_\_\_  
 Modelos Y-90 Calculó: CAM  
 Datos Adici.: 1.0 yd3 Revisó: CC001  
 OBRA: \_\_\_\_\_ Fecha: 24-1-80

**DATOS GENERALES**

Precio adquisición: \$ 2'328,970.80 Fecha cotización: 10-1-80  
 Equipo adicional: \_\_\_\_\_ Vida económica (Ve): 5 años  
 Horas por año (Ha): 2000 hr/año  
 Motores DIESEL de 103 HP.  
 Valor inicial (Va): 2'328,970.80 Factor operación: 0.75  
 Valor rescate (Vr): 0 % = \$ \_\_\_\_\_ Potencia operación: 77.25 HP. op.  
 Tasa interés (i): 18 % Coeficiente almacenaje (K): 0.01  
 Prima seguros (s): 2 % 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:  $I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} = \frac{2'328,970.80 + 0}{2 \times 2000} \times 0.18 = 104.80$   
 c) Seguros:  $S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} = \frac{2'328,970.80 + 0}{2 \times 2000} \times 0.02 = 11.64$   
 d) Almacenaje:  $A = KD = 0.01 \times 232.90 = 2.32$   
 e) Mantenimiento:  $M = QD = 0.8 \times 232.90 = 186.32$   
 Suma Cargos Fijos por Hora: \$ 537.98

**II. CONSUMOS.**

a) Combustible:  $E = e P_o$   
 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) Lubrificantes:  $L = e P_o$   
 Capacidad cárter:  $C = 11.4$  litros  
 Cambios aceite:  $t = 100$  horas  
 $e = C/t + \frac{0.0035}{0.0030} \times 77.25 \text{ HP. op.} = 0.38 \text{ lt/hr.}$   
 $L = 0.38 \text{ lt/hr} \times \$ 14 / \text{lt.} = 5.32$   
 d) Llantas:  $Ll = \frac{Vl}{Hv}$  (valor llantas) / (vida económica)  
 Vida económica:  $Hv =$  \_\_\_\_\_ horas  
 $Ll =$  \_\_\_\_\_ horas  
 Suma Consumos por Hora: \$ 20.77

**III. OPERACION.**

Salario base: \$ \_\_\_\_\_  
 Salario real operador: \_\_\_\_\_  
 Sal./turno-prom. \$ 349.60  
 Horas/turno-prom. (H) \_\_\_\_\_  
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$   
 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) \$ 611.48**

CONSTRUCTORA	Máquina: <u>RETROEXCAVADORA</u>	Hoja No: _____
	Modelo: <u>GC-120</u>	Calculo: <u>CAH</u>
	Datos Adic: <u>1.5 YD<sup>3</sup></u>	Reviso: <u>CCIM</u>
OBRA:		Fecha: <u>24-2-80</u>

**DATOS GENERALES**

Precio adquisición	\$ <u>3,795,000.00</u>	Fecha cotización: <u>10-1-80</u>
Equipo adicional -		Vida económica (Ve): <u>5</u> años
		Horas por año (Ha): <u>2,000</u> hr/año
Valor inicial (Va):	<u>3,795,000.00</u>	Motores <u>DIESEL</u> de <u>115</u> HP.
Valor rescate (Vr):	<u>0</u> X \$ <u>0</u>	Factor operación: <u>0.75</u>
Tasa Interés (i):	<u>18</u> %	Potencia operación: <u>86.25</u> HP. op.
Prima seguros (s):	<u>2</u> %	Coefficiente almacenaje (K): <u>0.01</u>
		Factor mantenimiento (Q): <u>0.8</u>

**I. CARGOS FIJOS.**

a) Depreciación:	$D = \frac{Va - Vr}{Ve}$	$= \frac{3,795,000 - 0}{5}$	$= 759,000$
b) Inversión:	$I = \frac{Va + Vr}{2 Ha}$	$= \frac{3,795,000 + 0}{2 \times 2,000}$	$= 948.75$
c) Seguros:	$S = \frac{Va + Vr}{2 Ha}$	$= \frac{3,795,000 + 0}{2 \times 2,000}$	$= 948.75$
d) Almacenaje:	$A = KD$	$= 0.01 \times 759,000$	$= 7,590$
e) Mantenimiento:	$M = QD$	$= 0.8 \times 759,000$	$= 607,200$
Suma Cargos Fijos por Hora			\$ <u>176.63</u>

**2. CONSUMOS.**

a) Combustible:  $E = e P_c$   
 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:  $L = a P_c$   
 Capacidad cartón:  $C = \frac{14.2}{100}$  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) Manos:  $L1 = \frac{V1L}{Hv}$  (valor tantas)  
 Vida económica:  $Hv =$  horas  
 $L1 =$  horas

Suma Consumos por Hora \$ 23.41

**II. OPERACION.**

Salario base: \$ \_\_\_\_\_  
 Salario real operador: \_\_\_\_\_  
 \$M/turno-promo: 349.60  
 Horas/turno-promo: (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) \$ 229.28**

CONSTRUCTORA \_\_\_\_\_ Máquina: DRAGA Hoja No: \_\_\_\_\_  
 Modelo: LS-408 Cálculo: CAN  
 Datos Adic: 2.5 YD<sup>3</sup> Revisó: (CMM)  
 OBRA: \_\_\_\_\_ Fecha: 24-1-81

DATOS GENERALES

Precio adquisición: \$7'771,608.00 Fecha cotización: 10-1-80  
 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): 2 % 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:  $I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} i = \frac{7'771,608 + 0}{2 \times 2,000} \cdot 0.18 = 349.72$

c) Seguros:  $S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} s = \frac{7'771,608 + 0}{2 \times 2,000} \cdot 0.02 = 38.86$

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:  $E = e \cdot P_e$   
 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) Lubrificantes:  $L = e \cdot P_e$   
 Capacidad cartón:  $C = \frac{14.4}{100}$  litros  
 Cambios aceite:  $t =$  horas  
 $e = C/t + 0.0035 \times 145.5 \text{ HP, op.} + \frac{0.65}{0.0030} \text{ lt/hr.}$   
 $L = \frac{0.65}{0.0030} \text{ lt/hr} \times \$ 14 / \text{lt.} = 9.10$

d) Lientas:  $LI = \frac{VI}{Hv}$  (valor lientas)  
 (vida económica)  
 Vida económica:  $Hv =$  horas  
 $LI =$  horas = 0

Suma Consumos por Hora \$ 38.20

III. OPERACION.

Salario base: \$ \_\_\_\_\_  
 Salario real operador: \_\_\_\_\_  
 Sal/turno-prom: \$ 436.36  
 Horas/turno-prom: (H)  
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.81 \text{ (factor rendimiento)} = 6.48 \text{ horas}$   
 Operación =  $O = \frac{S}{H} = \frac{436.36}{6.48} \text{ horas} = \$ 65.71$

Suma Operación por Hora \$ 5.71

COSTO DIRECTO HORA - MAQUINA (H M D) \$ 1,800.94

CONSTRUCTORA \_\_\_\_\_ Máquina: RETRO EXCAVADORA Hoja No: \_\_\_\_\_  
 Modelo: HYPERINC 1066 Cálculo: CAM  
 Datos Adici: 4 Yds Revisión: CCHM  
 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 % Coeficiente 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:  $I = \frac{Va + Vr}{2 Ha} = \frac{9'600,000.00}{2 \times 2,000} \cdot 0.18 = 432.00$   
 c) Seguros:  $S = \frac{Va + Vr}{2 Ha} = \frac{9'600,000.00}{2 \times 2,000} \cdot 0.02 = 48.00$   
 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:  $E = e \cdot P_e$   
 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) Lubrificantes:  $L = e \cdot P_e$   
 Capacidad cárter:  $C =$  \_\_\_\_\_ litros  
 Cambios aceite:  $t =$  \_\_\_\_\_ horas  
 $e = C/t + 0.0035 \times 337.5 \text{ HP. op.} = 1.3 \text{ lt/hr.}$   
 $L = 1.3 \text{ lt/hr} \times \$ 14.00 / \text{lt.} = 18.20$   
 d) Lijas:  $Ll = \frac{Vl}{Hv}$  (valor llijas) / (vida económica)  
 Vida económica:  $Hv =$  \_\_\_\_\_ horas  
 $Ll =$  \_\_\_\_\_ horas = 0  
 Suma Consumos por Hora: \$ 85.70

**III. OPERACION.**

Salario base: \$ \_\_\_\_\_  
 Salario real operador: \_\_\_\_\_  
 Sal/turno-prom: \$ 499.15  
 Horas/turno-prom.: (H)  
 $H = 8 \text{ horas} \times 0.83 \text{ (factor rendimiento)} = 6.64 \text{ horas}$   
 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