

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**Facultad de Minería**

**"MINERIA OPEN PIT"**

**Tesis para optar el Título de:**

**INGENIERO DE MINAS**

**CARLOS RONCEROS BONIFACIO**

**Promoción 1960**

**"MARIO SAMAME BOGGIO"**

**Lima-Perú**

**1964**

CON TODO CARINO  
A MIS PADRES

## INDICE

	Pág.
DEDICATORIA	
INTRODUCCION	1
RESUMEN	2
I.-MINERIA SUBTERRANEA vs MINERIA OPEN PIT	5
II.-MINERIA OPEN PIT	
A.-HISTORIA	7
B.-PROCESO GENERAL	8
a.-Exploración	11
b.-Reservas de Mineral	13
c.-Procedimiento General	14
C.-DETERMINACION DE LA INCLINACION FINAL DEL PIT	
a.-Aplicación de los Principios de Mecánica de suelos	18
b.-Planos de Falla	21
c.-Altura Crítica de una Vertiente	26
d.-Angulo necesario de Inclinación	28
D.-MAXIMA PROFUNDIDAD DE CORTE DEL PIT	
a.-Consideraciones Generales	33
b.-Cálculo de la máxima profundidad en Open Pit	35
c.-Consideraciones Finales	40
E.-PLANEAMIENTO DE LARGO ALCANCE	
a.-Factores	
b.-Diseño del Pit	44

## III.-OPERACIONES UNITARIAS

## A.-PERFORACION

Introducción	60
a.-Perforación a Percusión	61
b.-Perforación Rotatoria	67
c.-Perforación Termal	76
d.-Selección del Método de Perforación	77

## B.-VOLADURA

Introducción	80
a.-Factores que deben considerarse al usar AN-FO	83
b.-Encendedores	83
c.-Curvas	84
d.-Factores que influyen en la voladura	93
e.-Fórmulas Básicas	93

## C.-EXCAVACION

a.-Pala mecánica	102
b.-Draga mecánica	103
c.-Cálculo del rendimiento de las Palas y Dragas	104

## D.-TRANSPORTE

Introducción	131
a.-Sistemas de Transporte	132
b.-Características del Pit	146
c.-Eliminación de los Sistemas Incompatibles	147
d.-Selección del método por análisis de costos	147

	Pág.
<b>IV.-FUNCIONES AUXILIARES</b>	
<b>A.-ORGANIZACION</b>	
Introducción	152
a.-Principios	155
<b>B.-ADMINISTRACION Y ORGANIZACION DE LA SEGURIDAD</b>	
Introducción	160
a.-Política	160
b.-Organización de la Seguridad	168
c.-Educación sobre Seguridad	171
d.-Medidas de Protección	173
e.-Análisis Estadístico	174
f.-Coacción	176
<b>C.-EQUIPO AUXILIAR</b>	
a.-Principios de Movimiento de Tierras	1177
b.-Tractores	182
c.-Buldozers	184
d.-Fórmulas del Consumo de combustible, aceite y grasa	185
<b>V.-Bibliografía</b>	186

## INTRODUCCION

Sólo quiero hacer un resumen sobre la "Minería Open Pit" ó "Minería a Cielo Abierto", ya que se pueden escribir varios volúmenes sobre dicho método de explotación de minas.

En este aspecto, la industria minera continúa investigando nuevas técnicas y buscando al mismo tiempo mayor rendimiento y eficiencia para las maquinarias y equipos de operación, con el fin de poder competir favorablemente en la carrera que mantiene contra los constantes incrementos en los costos de producción.

Es pues de vital importancia que las nuevas generaciones de jóvenes profesionales se preparen para estudiar y resolver los problemas en favor de la minería moderna que opera en beneficio del progreso y para satisfacer las múltiples necesidades de la humanidad.

## RESUMEN

La Tesis se ha dividido en varios capítulos, que tratan los diferentes aspectos de la minería Open Pit, y son los siguientes:

### I.-MINERIA SUBTERRANEA VS. MINERIA OPEN PIT.

Con el nuevo método de trabajo, Open Pit, se ha podido explotar los grandes yacimientos de baja ley, que por ningún método subterráneo se podría realizar, comercialmente.

### II.-MINERIA OPEN PIT.

En 1898 los ingenieros Daniel C. Jackling y Robert C. Gemmel escribieron el primer análisis sobre el minado de un yacimiento de 2% de cobre, sin mencionarse ningún método subterráneo, y es así como nace la minería Open Pit.

Hay tantas maneras de planear una operación de minería Open Pit, como minas hay, pues en cada caso hay que aplicar ciertas variantes de acuerdo a características especiales de cada depósito de mineral. Sin embargo hay ciertos pasos esenciales que son comunes a todos y que debe tenerse en cuenta indefectiblemente en un método Open Pit.

Para llegar a lo anterior se tiene que estudiar detenidamente el tipo de mineral, límites del pit, el cut-off, la relación desmonte - mineral y razón de producción, cuya solución nos dará el mas bajo costo de operación por tonelada, sin considerar el precio en el mercado de los metales contenidos en el mineral, el cual afecta solamente la determinación de los límites finales del pit.

### III.-OPERACIONES UNITARIAS.

La perforación y disparo secundario generalmente es muy costoso, por lo cual se aconseja seleccionar el diámetro del taladro y la carga de manera que no produzcan muchos bancos. Esto puede ser regulado también hasta un cierto grado seleccionando un tipo apropiado de explosivo y usandolo en cantidades apropiadas. Entre los sistemas que han dado resultado son los de percusión y rotación.

Hay otros factores que deben ser tomados en cuenta al seleccionar el método de perforación y diámetro del taladro, los cuales deben guardar una buena relación con el tipo de roca para producir una perforación económica.

La excavación se realiza generalmente a considerable profundidad, y por un equipo seleccionado para llevar a cabo una velocidad de producción económica. Entre este equipo se tiene la pala mecánica, la draga el cucharón de quijadas, la pala de arrastre y otros.

La aplicación y métodos para transporte no han sido tan desarrollados como los de perforación, explosivos, máquinas de carguío, etc., sin embargo han experimentado un progreso en estos últimos años, así tenemos el transporte sobre rieles, sobre camiones, sobre fajas transportadoras, por skips, por scrapers y otros que transportan material a largas distancias y fuera del pit.

Para seleccionar un método es necesario hacer un detallado estudio de ingeniería acerca del pit y de cada método de trans-

porte, para ello se requiere un personal experimentado.

#### IV.-FUNCIONES AUXILIARES.

Como en este sistema se necesita la especialización; la organización tiene mucha importancia, así como la seguridad del personal obrero.

Además del equipo, anterior mencionado es necesario la obtención de tractores y bulldozers que se utilizan en la construcción de carreteras y su mantenimiento, también de la construcción de línea férrea, y otros trabajos.

## CAPITULO I

### MINERIA OPEN PIT VS. MINERIA SUBTERRANEA

Con el fin de combatir la tendencia del aumento en los costos de producción, que no es exclusivo de la industria minera, ni tampoco un problema nuevo, la minería ha recurrido a la investigación, tecnificación y mecanización de métodos de trabajo como único medio posible para inclinar la balanza a su favor y poder mantener la demanda en el mercado mundial, a pesar de que sabemos, en la minería los costos de producción se incrementan constantemente, mientras que los bajos precios de los productos minados se mantienen estables y en algunos casos aún han ocurrido bajas en estos precios.

El minado a cielo abierto u Open Pit ofrece mayores perspectivas para la investigación tecnológica, cuyo fin es trabajar depósitos de minerales, de baja ley, método en el que normalmente se tiene que mover grandes volúmenes de roca para poder compensar los bajos precios de los productos. Se debe tener en cuenta también que el sistema de open pit necesita mano de obra especializada, para operar y mantener su maquinaria y equipo pesado, altamente especializado. El personal que trabaja en el mantenimiento de la maquinaria, debe ser mas o menos en igual número a los que trabajan en la operación de la mina, debido a que la maquinaria se encuentra sometida a condiciones de

trabajo muy duras y necesita de numerosas reparaciones para mantenerlas en funcionamiento.

Con este método se soluciona el problema de la imposibilidad de trabajar dichos depósitos por un método subterráneo cuyos costos permitan obtener un producto comercial.

Si en una operación en la que se mueven miles de toneladas diariamente, se consigue una reducción de unos cuantos centavos por tonelada, reducción de costos que sirve para compensar mayores gastos en otras secciones de producción.

## CAPITULO II

### MINERIA OPEN PIT

#### A.-HISTORIA.

Haciendo una corta reseña histórica de la minería metálica se puede ver que en sus orígenes, la minería fué considerada como un arte, el arte de extraer metales preciosos de las entrañas de la tierra. Posteriormente, y al probarse la utilidad y versatilidad de usos de los metales se comenzó a extraer no sólo metales preciosos sino también aquellos de menor valor. Y es desde ese entonces que la minería deja de ser un arte, pasando a ser "la ciencia de extraer económicamente los metales". De aquí en adelante la minería progresa lentamente en técnica, hasta llegar a principios del presente siglo en que se dan los dos pasos fundamentales con los que se inicia la era de la minería moderna y que fueron esenciales para el desarrollo de la gran minería Open Pit.

El primero de los pasos mencionados es en dirección a una nueva técnica en métodos de minado y fué dado por los ingenieros Daniel C. Jackling y Robert C. Gemmel, quienes en 1898 escriben su famoso reporte sobre las minas del coronel Enos A. Wall en Bingham Canyon, Estado de Utah. Estos dos ingenieros escribieron el primer análisis comprensivo y conservador sobre una empresa minera dedicada a la explotación de un yacimiento de cobre con

valores de 2% (40 libras) por tonelada. En este reporte no se menciona siquiera la posibilidad de emplear minado subterráneo (único empleado hasta ese entonces), recomendando mas bien que la sobrecarga que cubre la zona mineralizada deberá ser removida, y luego el mineral y el material estéril tendrán que ser cargados por palas mecánicas a vagones de ferrocarril. En dicho reporte también se recomienda que las dos mil toneladas por extraerse diariamente deberán de ser transportadas por varios kilómetros hasta un lugar en donde por haber abundancia de agua se podrá moler y concentrar el mineral, utilizando para ello "molinos chilenos". Los señores Jackling y Gemmel finalizaron su informe probando con cifras que este nuevo método de explotación era el único sistema económico posible para trabajar estas minas con tan bajos valores de cobre. Es verdaderamente asombrosa la visión de estos ingenieros, ya que este reporte fué el mas claro presagio escrito acerca del futuro de la minería en los yacimientos de pórfido de cobre. Sin embargo, es dudoso que la minería open pit hubiera podido progresar tan rápidamente de no haber sido por el segundo paso fundamental, que se dió en aquella misma época en lo relativo a concentración de minerales sulfurados.

Y fué en esta forma como la técnica y la investigación abrieron las puertas a la minería metálica Open Pit.

#### B.-PROCESO GENERAL

Hay tantas maneras de planear una operación de minería Open

Pit como minas hay, pues en cada caso hay que aplicar ciertas variantes de acuerdo a características especiales de cada depósito de mineral. Sin embargo, hay ciertos pasos esenciales que son comunes a todos, y que deben tenerse en cuenta indefectiblemente en un método de open pit:

- 1.-Dar amplia flexibilidad al sistema de explotación para responder a las variadas demandas de mineral.
- 2.-Durante el período de producción, el trabajo debería comenzar en varios bancos de mineral ó desmonte, al mismo tiempo, para atenerse a las variantes de producción.
- 3.-Tanto la extracción del desmonte como la del mineral tiene que ser planeada económica y ventajosamente.
- 4.-Las vías de acceso tienen que ser localizadas donde menos interfieren con la producción, y ser, sin embargo, los más cortos posibles.
- 5.-Fijar, tanto como sea posible, una baja relación de desmonte a mineral (stripping ratio), y como consecuencia se obtendrán costos bajos por tonelada de mineral. En adelnate, se le llamará simplemente relación desmonte - mineral.

Antes de planear un sistema de open pit hay que obtener la siguiente información:

- 1.-Posición del desmonte y mineral mediante el trabajo de exploración, y así determinar los límites del pit.
- 2.-Cálculo de las Reservas de mineral.
- 3.-Posición, inclinación y dirección de fallas y dikes.
- 4.-Geología general del depósito mineralógico. Determina-

ción de los mantos de mineral, del grado de cohesión que tienen, y de los tipos de mineral.

5.-Contemplar la posibilidad de explotar parte del depósito mineralógico por un método subterráneo en una segunda etapa, mediante el estudio de todos los factores económicos inherentes a la mina.

6.-Decidir acerca de la extracción del desmonte, si sería llevada a cabo por contrata o por la misma compañía. La tendencia es que las minas más pequeñas prefieren realizarlas por contrata, por cuanto una compañía contratista dispone generalmente de suficiente equipo y así realizar la extracción a un ritmo más acelerado que la compañía minera. Por otro lado, las compañías mineras con experiencia en este sistema de explotación, y especialmente aquellas que disponen de suficiente capital, llevan a cabo la extracción del desmonte y la explotación del mineral.

7.-Tonelaje de producción anual.

8.-Determinación del Cut-off.

9.-Determinación del Striping, o relación desmonte - mineral.

Todos estos elementos combinados producirán el más bajo costo de operación por tonelada de mineral extraída. Otro elemento que habría que considerar es el precio del metal por aprovechar en el mercado, pero este elemento influye solamente en la determinación de los límites finales del pit, en vista de influir en la relación desmonte - mineral y en la ley final del mineral por explotar.

Todos los elementos anteriormente citados intervienen en la determinación del Coste de Producción, cual es el criterio base en el planeamiento de una mina open pit de largo alcance.

#### a.-Exploración

El primer paso es establecer buenos controles para el futuro planeamiento del pit. El área por explorar debe ser cubierto por un sistema de triangulación, relacionado, si fuera posible a un sistema conocido, por ejemplo, los hitos del Instituto Geográfico Militar. De éste sistema se partirían con otras redes más pequeñas, estableciendo además, líneas de base a lo largo del area del futuro pit. De éstas líneas de base se corren líneas transversales a intervalos regulares, por ejemplo, cada 100 pies, en ángulos rectos, tan lejos como sea necesario para cubrir el área completa sobre el futuro pit. Todas estas líneas fijadas por hitos y enumeradas servirán para los futuros levantamientos topográficos, mapeos geológicos, ubicar los taladros de perforación, demarcar las vías de transporte, proyectar los bancos de explotación, y otros. Siempre que sea posible, un levantamiento aerofotográfico realizado de antemano, es de gran ayuda para asegurarse de los resultados que posteriormente se obtengan.

El siguiente paso es el de llevar a cabo sistemáticamente el trabajo de exploración, en el cual se pueden usar varios sistemas de perforación, dependiendo de la profundidad del depósito, tipo de roca, estructura, presencia de fallas y dikes, leyes y equipo disponible.

En los planos obtenidos de proyección horizontal y vertical se registran toda la información obtenida sobre topografía superficial, estudio y mapeo geológico, indicando las características de los mantos de mineral, fallas y diques. Se demarcan igualmente los taladros de exploración por perforar y los resultados obtenidos.

En los tiempos actuales se prefiere realizar la perforación de prospección por el método de churn drill; anteriormente se usaba el de diamond drill; el primero resulta más barato y de gran flexibilidad para el muestreo.

Siempre que sea posible, una prospección geofísica realizada de antemano, será de gran ayuda en orientar los trabajos geológicos y de perforación.

Es práctica generalizada perforar los taladros verticalmente cada 15 pies en líneas formando ángulos rectos, de acuerdo a las características fisiográficas que ofrezca el terreno. Las muestras se toman y ensayan a intervalos de cinco pies. Los ensayos son combinados y promediados para intervalos más largos. Conviene asegurarse de los resultados obtenidos perforando uno o mas taladros en los lugares dudosos que se quiere comprobar. Resultados desproporcionalmente altos o bajos son descartados. Los trabajos de muestreo y ensayo deberían llevarse a cabo tanto en el depósito mineralógico en sí, como en la sobrecarga de desmonte, para definir los contornos económicos del depósito. El éxito o el fracaso del proceso de explotación dependerá mayormente de la mayor o menor precisión que se tenga de la es-

estructura mineralógica, fallas, diques intrusivos y cajas.

Cabe recalcar que no todos los huecos son perforados tal como son planeados, pues ocurren cambios inesperados como fallas que desplazan la mineralización, mineral de más baja ley que el que se esperaba, etc., contingencias que obligan a desplazar los taladros.

#### b.-Reservas de Mineral

Las reservas de mineral son calculadas por niveles sobre la base de los ensayos promedio que se tiene para cada taladro, y sobre el criterio de que cada taladro gobierna el tonelaje contenido sobre el nivel hasta cierta distancia de los huecos vecinos. Los ensayos de los huecos son aceptados sin corrección, y se ha encontrado de que la ley del mineral extraído se aproxima grandemente a la ley que se encontró al calcular las reservas. En el estimado de los tonelajes, se usa generalmente el factor de 12 1/2 pies cúbicos por tonelada.

Para calcular el área de influencia de cada taladro en dirección horizontal, se usan los siguientes métodos:

1.-Método Poligonal.- Se asume de que el área de influencia de un taladro se extienda hasta la mitad de la distancia que de él existe hacia los taladros vecinos; se aplica cuando el espesor del depósito y los ensayos obtenidos varían uniformemente en direcciones opuestas, de tal manera que los errores tienden a compensarse, pues en caso contrario los errores tienden a acumularse. El área de influencia sería el polígono formado por las perpendiculares trazadas en los centros de las dis-

tancias de un taladro a los taladros vecinos. Este método es el más usado.

2.-Método Triangular.- Se basa en la relación lineal existente entre las diferencias de leyes correspondientes a los distintos taladros y las distancias existentes entre ellos. En depósitos con mineralización errática, ésta relación no sería lineal. Para la aplicación de éste método se unen los taladros cercanos mediante rectas de modo que formen triángulos. Las leyes promedio de estos taladros y el área del triángulo se toman en cuenta para el cálculo de la ley final y el tonelaje correspondiente al volumen definido por los tres taladros.

3.-Método Estadístico.- Mediante este método se determina la ley promedio de un depósito considerando sólo los ensayos promedios de los taladros, sin tomar en cuenta sus área de influencia. Este método es muy poco usado.

4.-Método de las Secciones Verticales.- Este método proyecta los ensayos promedio de cada taladro hacia planos pre-determinados y las áreas de influencia de éstos ensayos se determinan por criterio en los respectivos planos. Este método presta gran ayuda en el proceso del diseño del pit.

### c.-Procedimiento General

Después de los pasos anteriormente citados, la administración de la Mina tiene que decidir sobre la ley cut-off del mineral, y sobre la relación desmonte - mineral, relación máxima que podría ser tolerada. Si el depósito mineral no tiene límites estructurales bien definidos, como generalmente pasa, se debe

calcular la ley de separación entre desmonte y mineral, considerando los costos probables de operación, los precios probables en el mercado para los productos finales, la vida de la mina y otros factores.

Habrà necesidad de formar varios proyectos basados en dos o tres leyes cut-off para así obtener y comparar las ganancias obtenidas en cada uno de los casos, y así decidirse por el mejor proyecto.

Sin embargo, todavía falta considerar y decidir sobre el elemento relación desmonte-mineral tolerable, muchos factores intervienen en esta relación, pero en general aquellos factores que tienen influencia en los costos de producción y en la eficiencia de explotación. Se acepta como regla general que la relación desmonte - mineral de 3:1 es la relación de separación para explotar un depósito mineral por open pit y por métodos subterráneos, de modo que cuanto más baja sea la relación antes dicha, el depósito será más exitosamente explotable por open pit a igualdad de otras condiciones.

Definidas la ley cut-off y la relación desmonte - mineral del depósito, y obtenida toda información topográfica y geológica pertinente, el siguiente paso es el definir los límites finales del pit.

Esto significa simplemente definir los límites horizontales y verticales del pit, sin preocuparse por el momento acerca de los detalles de explotación. Antes de trazar los límites del pit hay que diseñar la inclinación final de las paredes del pit.

La roca dura, relativamente compacta puede soportar una inclinación aproximada de 1/4 a 1, ó sea, alrededor de 65 grados.

Sin embargo, se puede llegar a tener una inclinación de 70 grados como inclinación final en el pit, bajo circunstancias especiales y evitando ingeniosos sistemas para evitar deslizamientos y caída de rocas.

La mayor parte de los pits tienden a tener una inclinación final de 1 a 1; sin embargo, durante el período de explotación, ésta inclinación es siempre más plana.

Decidido el grado de inclinación final del pit, se trazan perfiles en el depósito de mineral de acuerdo con la inclinación antes dicha, a lo largo de secciones regularmente espaciadas. En los perfiles así obtenidas, se trata de extender los límites del pit, apreciándose la cantidad de desmonte que habrá que remover por cada variación en la extensión. En una palabra, el material minado durante el proceso de extensión tiene que ser de tal ley que no solamente pague el costo de explotación del mineral en esa área, sino también el costo de extracción del desmonte que se encuentra como sobrecarga del mineral en tal área. Mediante estas consideraciones se llega a definir los límites finales del pit, para lo cual se trazan proyectos preliminares en cada una de las secciones transversales, debiendo también demarcar en ellas las cajas del depósito, dikes, fallas, blocks fallados de mineral ó desmonte, huecos perforados, elevaciones, leyes del mineral, etc.. Se estudian todas estas características y se define la altura que debe tener los bancos

del pit durante el proceso de explotación. Luego se traza el perfil probable del pit en cada sección transversal de acuerdo al ángulo de inclinación estudiado, altura de los bancos y también de acuerdo a la mejor relación desmonte - mineral que se quiera obtener en dicha sección. Teniendo estos perfiles y con el uso del planímetro se obtienen los tonelajes de mineral que probablemente se ha de minar.

Luego se hace necesario hacer proyecciones horizontales entre las distintas secciones a fin de apreciar el distanciamiento de los bancos en las distintas secciones, presencia de curvas agudas entre las secciones, posibilidad de explotar las zonas falladas, cambios bruscos entre los distintos niveles del pit, para ver la posibilidad de trabajar en varios de ellos al mismo tiempo eficientemente; y otros. También deben ser proyectadas las vías de acceso considerando gradientes diferentes a los distintos bancos del pit. Así se reducen las curvas agudas y se arreglan los bancos en las curvas. Generalmente varias proyecciones de las zonas difíciles del pit tienen que ser rediseñadas porque las proyecciones originales serían impracticables.

En el proceso de reajustamiento que empieza en esta etapa, el pit comienza a tomar forma. Después de hacer muchos proyectos combinando diferentes factores, calculando las relaciones desmonte - mineral, respectivas y trazando estos proyectos en juegos de planos diferentes; al final se visualizará un proyecto que presente las mejores ventajas en lo que a relación desmonte - mineral y facilidad de minado se refiere principalmente.

El siguiente paso es llevar toda la información contenida en el proyecto elegido al terreno, basandose en los sistemas de triangulación ya establecidos sobre el área del futuro pit.

El siguiente paso es el de remover la materia estéril que se encuentra como sobrecarga sobre la zona mineralizada y así revelar suficiente mineral como para permitir a la Planta empezar en el momento oportuno.

De aquí en adelante, los cuerpos de Ingeniería y de operación de Mina, sólo tienen que preocuparse por conservar suficientes bancos en actividad, tanto en mineral como en desmonte a fin de mostrar sistemáticamente mineral a la vista y suplir regularmente de mineral a la Planta.

## C.-DETERMINACION DE LA INCLINACION FINAL DEL PIT

### 1.-Aplicación de los Principios de Mecánica de Suelos

El esfuerzo cortante de un suelo es una propiedad bastante compleja y depende mayormente del tipo de suelo. Para suelos constituidos por arena limpia, cascajo y roca fracturada, el esfuerzo de corte depende mayormente de los siguientes factores:

- 1.-Esfuerzo Normal entre las superficies de contacto.
- 2.-Forma de las partículas individuales, no interesa el tamaño real.
- 3.-Densidad o grado de compactación de la masa.
- 4.-Minerales constituyentes de los granos.

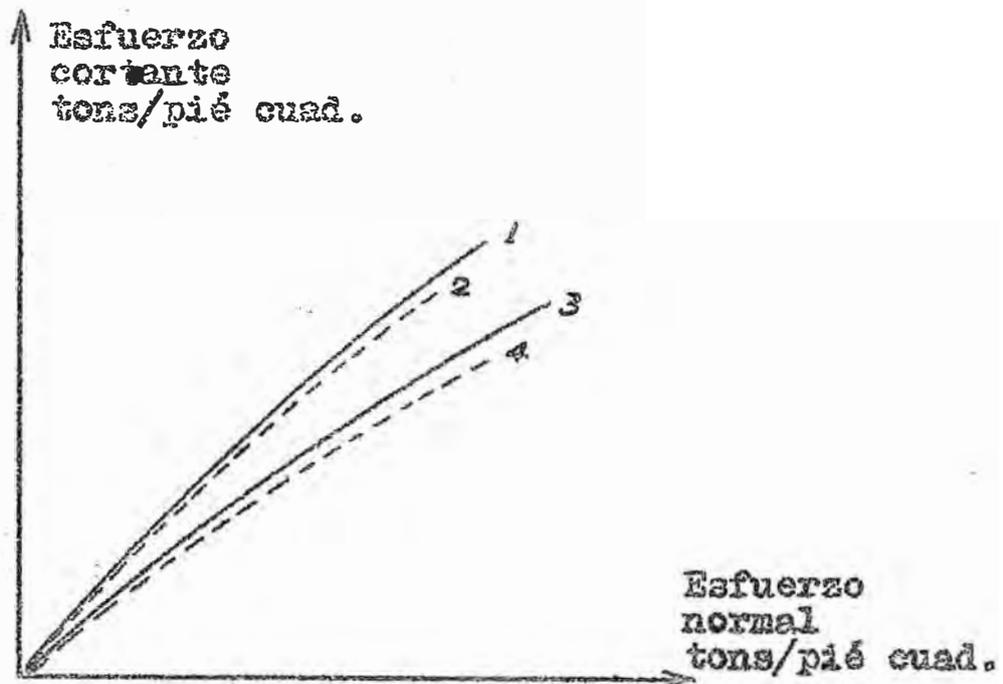
En general, cuanto más compacta sea la masa y mayor la angularidad de los granos, más grande será el esfuerzo de corte de la masa. A igualdad de densidades y granos de formas simila-

res en una roca, el esfuerzo de corte es directamente proporcional a la presión normal existente entre los granos. Por otro lado, el esfuerzo de corte en los suelos de constitución granular es independiente de las dimensiones reales de las partículas constituyentes individuales.

En el gráfico (Fig. N° 1 ) adjunto, se reproduce la curva de los esfuerzos de Mohr para suelos que varían de aquellos constituidos por arena fina a aquellos formados por cascajo grueso, y se puede notar que el esfuerzo de corte en ambos casos es igual siempre que ambos tengan relativamente igual grado de compactación.

Estos principios de Mecánica de Rocas se pueden aplicar para analizar la estabilidad de las vertientes en minas open pit de naturaleza rocosa fracturada, y se ha encontrado de que la estabilidad general de las vertientes del pit es independiente del tamaño de las partículas constituyentes, no importando que ellas tengan varias pulgadas o varias yardas como máxima dimensión.

Se ha encontrado también por investigación en el laboratorio y en el campo que el ángulo de fricción existente entre las partículas corresponde aproximadamente al ángulo de inclinación que deberían tener las vertientes de una excavación, por ejemplo, un pit, cuyo suelo está constituido por tales partículas. Estos ángulos de inclinación varían de un mínimo de 33 grados, para suelos formados por arena suelta, hasta un máximo de algo más de 45 grados, para suelos formados por roca de naturaleza com-



- 1.--(3/4" cascajo 10% malla 40) denso
- 3.--(3/4" cascajo 10% malla 40) suelto
- 2.--(arena uniforme malla 35-65) denso
- 4.--(arena uniforme malla 35-65) suelto

CURVA DE ESFUERZO DE MOHR

Figura N° 1

pasta y fracturada angularmente. Como en tajeros a cielo abierto, la roca no solamente puede ser angular sino también muy compacta, las vertientes con inclinaciones de 45 grados serían bastantes estables; sin embargo, variaciones en los esfuerzos reales efectivos pueden hacer inestables vertientes con 30 grados de inclinación. Desde que el esfuerzo de corte depende del esfuerzo efectivo, es obvio que la presencia de esfuerzos neutrales o presiones ascendentes disminuirán el esfuerzo efectivo y el factor de seguridad.

#### b.-Planos de Falla

Estudios y observaciones han demostrado que antes y después que ocurra un deslizamiento de tierras, el plano de falla se puede asimilar a un arco circular, y se puede aceptar ésta semejanza para los propósitos prácticos; sin embargo, hay un número infinito de posibles planos de falla, al más débil de los cuales se le llama "plano crítico". Se determina el plano crítico por el sistema de pruebas y errores.

Se escogen varios puntos, centros para varios posibles planos de falla y se computa el factor de seguridad para cada uno de ellos. El valor mínimo para el factor de seguridad dará a conocer el arco crítico.

El método por tajadas que se usa para determinar el factor de seguridad se basa en el entendimiento de que la superficie crítica es cilíndrica. El factor de seguridad es la relación entre el esfuerzo cortante total y la fuerza cortante total, o sea la relación entre el momento estabilizante disponible y el mo-

mento actuante. Después de determinar el centro del círculo crítico, se lleva a cabo un análisis estático de la masa del suelo encerrado por la superficie crítica, (Fig. N°2). Una de las tajadas es aislada y estudiada como un cuerpo libre: las fuerzas actuantes son el peso de la masa del suelo  $W$ , la presión que actúa en forma ascendente de la cara mas baja  $R$ , y las presiones laterales  $L$  que actúan de las tajadas adyacentes. Si las tajadas fueran infinitamente estrechas y las fuerzas de filtración no estuvieran presentes, entonces las presiones de las tajadas adyacentes podrían ser consideradas iguales y opuestas. Sin embargo, esto no es verdad, pero se considera la diferencia negligible si se usan ocho o más tajadas en llevar a cabo el análisis.

Además el pequeño error que se hace presente es en el aspecto de seguridad, entonces:

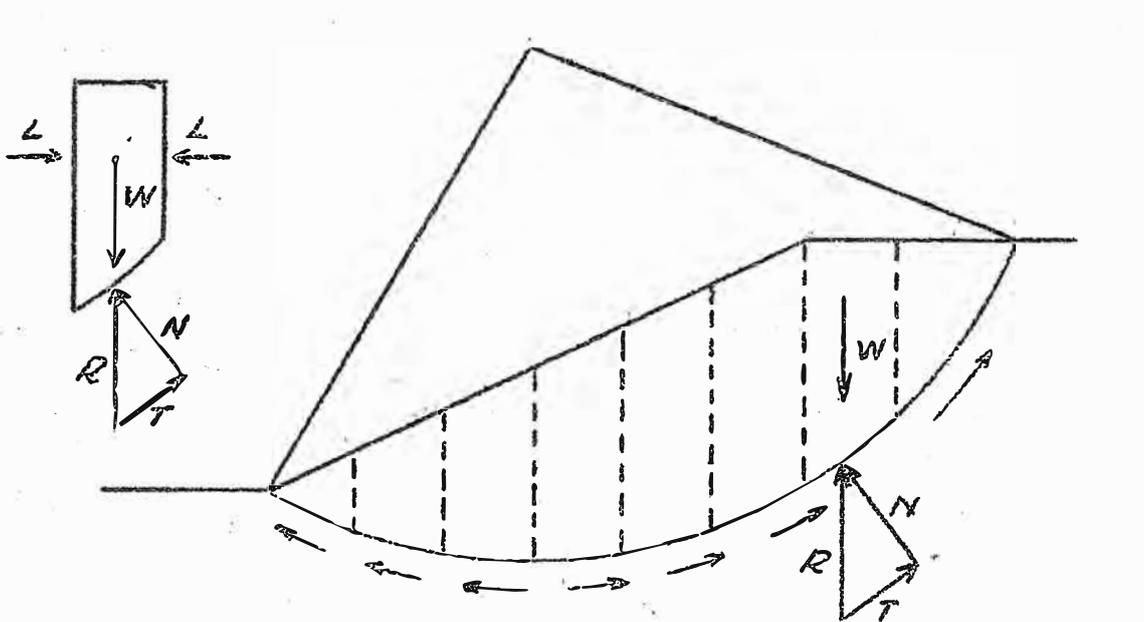
$$R = W$$

El valor de  $W$  se determina fácilmente, y  $R$  es descompuesto en componentes de magnitud conocida: una tangente al círculo crítico y la otra normal al primero.

La resultante de las componentes tangenciales representa la resistencia que se debe tener para que no ocurra una falla por rotación o deslizamiento.

La máxima resistencia disponible es el esfuerzo cortante del suelo.

$$\text{Factor de Seguridad} = \frac{(c \cdot l - \sum N \cdot Tg) R}{(\sum T) R}$$



$l$  = longitud de arco

$c$  = coherencia efectiva

$C = l \cdot c$

$\gamma$  = peso unitario

$\phi$  = ángulo de fricción efectivo

METODO DE TAJADAS

Figura N°2

El factor de seguridad dá una idea de cuan estable es una vertiente. Valores mayores que uno indican vertientes estables en ciertas condiciones.

También se puede determinar el factor de seguridad midiendo el peso de la masa encerrada por la superficie crítica,  $W$ , la longitud del arco crítico,  $l$ , el radio del arco crítico,  $r$ , y la resistencia del suelo al corte,  $Sh$ ; ver Fig. N°3.

$$\text{Factor de Seguridad} = \frac{\text{Momento resistente}}{\text{Momento de impulsión}} = \frac{Sh \cdot l \cdot r}{W \cdot E}$$

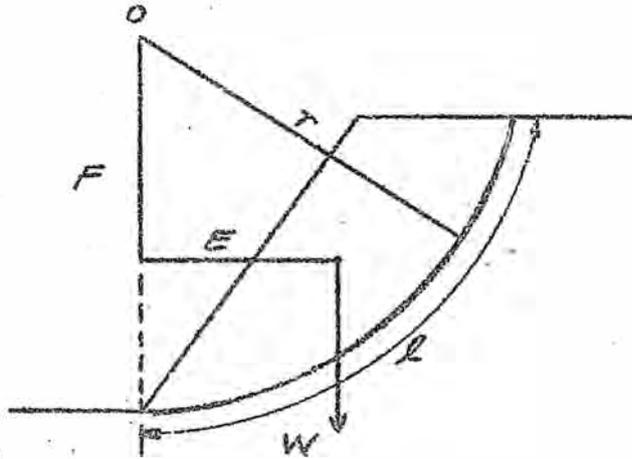
Con un terremoto o explosión, el factor de seguridad disminuye por cuanto aumenta el momento de impulsión, o sea:

$$\text{Momento de impulsión} = W \cdot E = W \cdot F \cdot ng$$

Valores de  $ng$ :

Explosiones	0.025 - 0.050
Terremotos fuertes	0.100
Terremotos violentos	0.250
Terremotos catastrófico.	0.500

Al aumentar el ángulo de inclinación, la fuerza de impulsión resulta aumentada, mientras que al mismo tiempo, la fuerza normal, y por consiguiente la resistencia friccional disminuyen. Cuando la fuerza de impulsión es igual a la resistencia, tenemos una condición de equilibrio,  $F.S. = 1$ , y mayores aumentos en la fuerza de impulsión, o una disminución en el factor de rozamiento resultará inevitablemente en la falla del block correspondiente el deslizamiento.



$$\text{Factor de Seguridad} = \frac{\text{Momento resistente}}{\text{Momento de impulsión}} = \frac{Sh \cdot L \cdot r}{W \cdot E}$$

EL CALCULO DEL FACTOR DE SEGURIDAD

Figura N°3

### c.-Altura crítica de una Vertiente

Consideraremos los siguientes casos según la naturaleza de los suelos:

1.-Para suelos de materiales incoherentes, o granulares.

Si el ángulo de fricción interna  $\phi$  es mas grande que el ángulo de inclinación de la vertiente,  $\theta$ , el esfuerzo cortante del suelo a cierta profundidad excede la fuerza cortante; por consiguiente, no ocurriran fallas por corte. En este caso (Ver Fig. N°4) la relación de esfuerzo a fuerza es constante; el factor de seguridad contra fallas es independiente de la profundidad. Se puede establecer como regla general que las vertientes en suelos no coherentes seran estables independientemente de la altura de éstas vertientes, siempre que el ángulo de inclinación no sea mas grande que el ángulo de rozamiento o fricción.

2.-Para suelos coherentes.

Las vertientes en suelos coherentes pueden ser estables cuando el ángulo de inclinación es mas grande que el ángulo de fricción. Siempre que la fuerza normal sea menor que la dimensión OD, (Ver Fig. N°5) el esfuerzo de corte excederá la fuerza de corte, y por consiguiente no ocurrirá ninguna falla.

La fuerza OD es una función directa de la profundidad, la relación de esfuerzo a fuerza disminuye conforme la profundidad aumenta, y así el factor de seguridad disminuye conforme aumenta la altura de la vertiente hasta un valor límite de uno. A la altura de la vertiente en el valor límite se le llama la altura crítica ; todas las vertientes de mayor altura son inestables.



Figura N°4

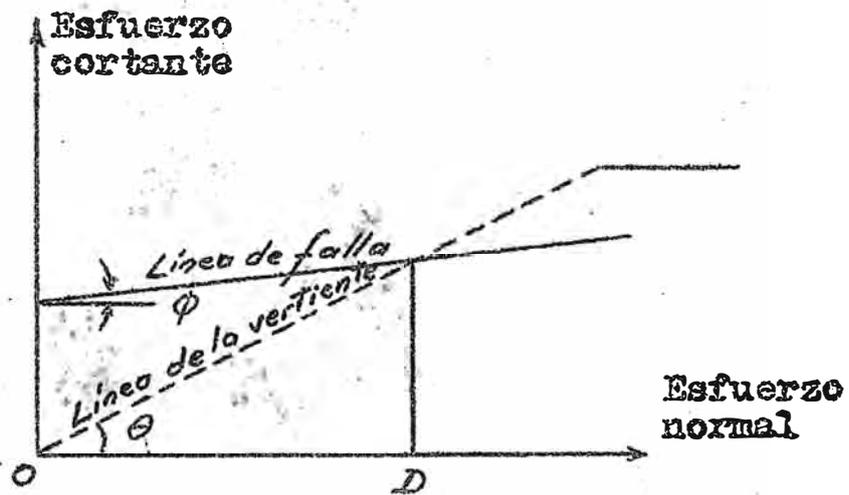


Figura N°5

$$\text{Altura Crítica} = H_c = \frac{\sec^2 \theta}{\text{tg} \theta - \text{tg} \phi} \left( \frac{c}{\gamma} \right)$$

#### d. Angulo necesario de Inclinación

Los ángulos de inclinación en materiales sueltos se llegan a obtener por cálculos y por pruebas en el laboratorio, mientras que en roca dura se fijan empíricamente.

Si deseamos permanecer estrictamente en el lado seguro, tenemos que afrontar el tremendo costo de vertientes casi planas. Por otro lado si deseamos ahorrar dinero usando vertientes de gran ángulo de inclinación, se corren riesgos peligrosos. Cuanto mas profundo es un pit, el aspecto económico que trae consigo la inclinación de las vertientes del pit resulta sobresaliente. Igualmente la seguridad de los hombres y maquinarias se hace cada vez mas importante.

Varios métodos han sido desarrollados para determinar la estabilidad de las vertientes en rocas, las cuales no estan basadas solamente en la experiencia y trabajos de tanteo, sino también en cálculos matemáticos.

La roca como todo material demuestra tener propiedades físicas que varían de acuerdo a la dirección; la mayor parte de las rocas son mecánicamente anisotrópicas y presentan además discontinuidades tales como fallas geológicas, grandes juntas, zonas fracturadas, etc., y a menudo una considerable no homogeneidad. Por la misma razón que las montañas se levantan asimétricamente y los valles caen asimétricamente, las vertientes de

un pit deben ser diseñadas asimétricamente si se quiere dar cierto grado de estabilidad a cada sección.

Las vertientes no son determinadas solamente por factores geológicos o estructurales, sino también por factores direccionales y de ubicación. Un mapeo geológico superficial es el primer paso, incluyendo juntas, estratificación y líneas de foliación. Como se mencionó anteriormente, numerosas perforaciones tienen que ser hechas y probadas ópticamente; la inclinación de estas perforaciones, si es posible, tienen que ser orientadas de tal manera que mejor encajen con el sistema general de juntas.

Los factores siguientes determinan la estabilidad de las rocas y los ángulos permisibles de una vertiente:

- 1.-Tipo de roca (Esto no tiene gran importancia)
- 2.-Esfuerzos de la roca (Esfuerzos de tensión y compresión, y resistencia al corte)
- 3.-Estratificación y Foliación. Ellos son considerados a menudo como líneas de resbalamiento, pero no son más importantes que las otras juntas.
- 4.-Fragmentación mecánica, lo cual causa juntas de variadas dimensiones, fallas y zonas fracturadas. La característica de las rocas varía ampliamente con el espaciamiento de las juntas y con su extensión.
- 5.-Defectos químicos. Ellos son causados por la intemperización, soluciones hidrotermales y destrucción de rocas, y así pueden reducir la estabilidad de las rocas, a tal grado que mecánicamente hablando las rocas se hacen si-

milares a la arena o a la arcilla.

6.-Relaciones de posición entre el plano de la vertiente y los elementos estructurales, lo cual sólo tiene relativa importancia.

7.-Factor tiempo (el factor de seguridad es más alto para vertientes de mayor duración durante el trabajo).

8.-Presencia del agua en cavernas de roca y juntas (aumento de la presión neutral).

9.-Vibraciones (voladuras, equipo pesado). Ellas reducen la fricción entre los fragmentos y en consecuencia la fuerza de unión entre los elementos constituyentes de las rocas. Las rocas que se encuentran alojadas cerca a las áreas donde se efectúan voladuras deben ser interpretadas de una manera diferente de aquellas que no son influenciadas por vibraciones, y algunas veces deben ser estudiadas aplicando mecánica de suelos.

Justamente como sucede en mecánica de suelos, la estabilidad de una vertiente rocosa contra deslizamientos es expresada como el cociente entre las fuerzas de retención y de presión. Para la determinación de ambos es necesario conocer el plano de falla y la resistencia al corte.

Toma considerable experiencia en materia de rocas, determinar el plano de falla o de fractura más probable. Si las líneas de deslizamiento de dimensiones comensurables están presentes (líneas de estratificación, fallas, juntas, etc.), la lí-

nea mas probable es fácilmente determinada por computaciones comparativas.

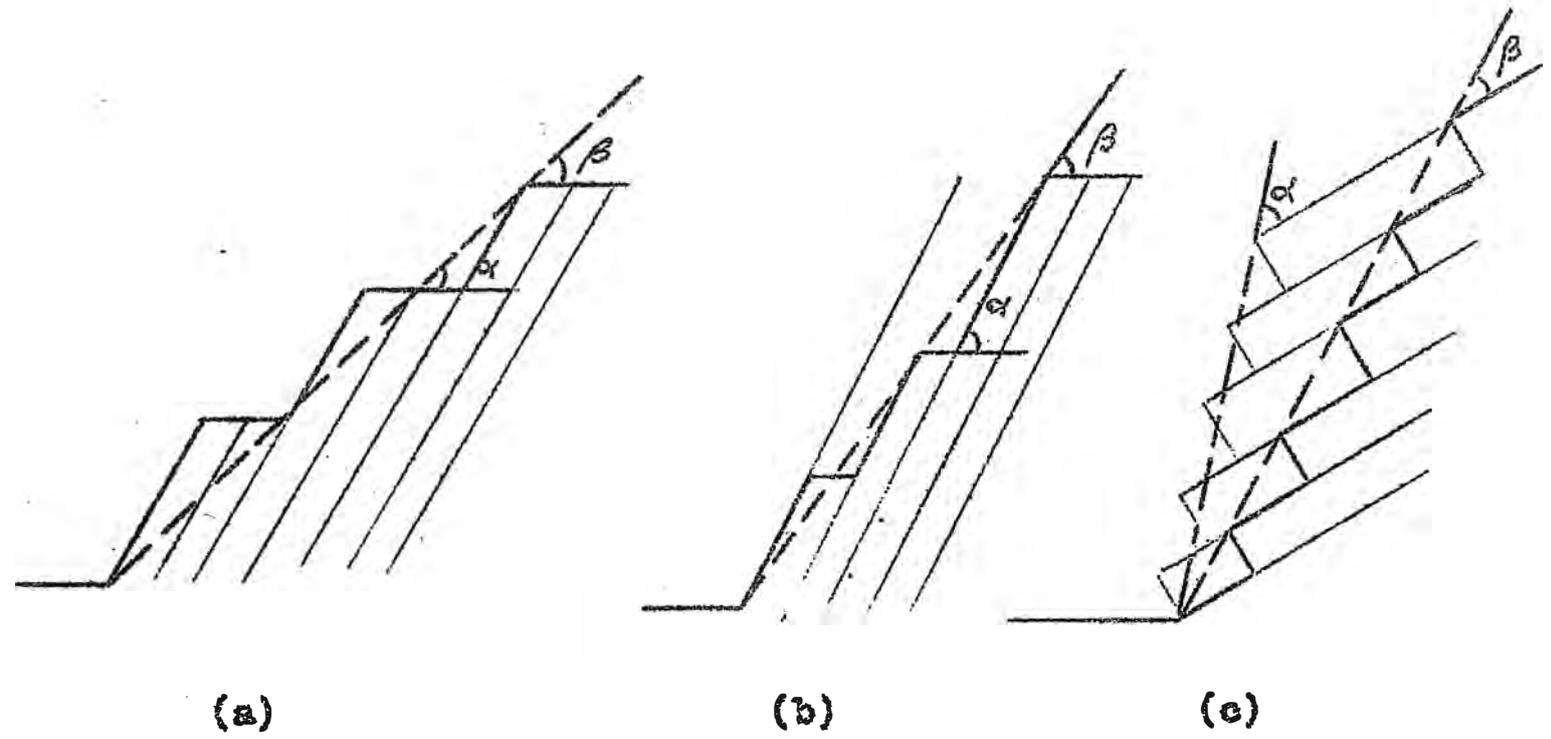
No habiendo anisotropismo plano, sino un complicado tipo de uniones, el plano de fractura es muy irregular. Computaciones comparativas del llamado "figuras de resistividad en las uniones" dan a conocer los tipos de fracturas mas probables. En algunos casos éstas computaciones deben ser verificadas en el lugar por pruebas en gran escala.

Los valores de rozamiento pueden ser estimados por comparaciones con rocas similares, y en casos mas importantes también por pruebas en gran escala.

En contraste con vertientes de suelos, las vertientes de rocas pueden ser muy irregulares, aún convexas, dependiendo del sistema de juntas que se hallan presentes. En general las variaciones en las vertientes no significan variaciones en estabilidad. Es solamente en el caso de sistemas muy paradas o de gran inclinación (a y b, Fig. N°6) que la estabilidad resulta aumentada si la vertiente es de menos inclinación que el sistema de juntas. Teniendo juntas planas, la disminución del ángulo de inclinación no es necesario ni es de ayuda (c, Fig. N°6) en el aumento de la estabilidad.

Es un error muy corriente creer que los bancos aumentan invariablemente la estabilidad de las vertientes en las rocas. La estabilidad en general depende del ángulo de inclinación final y de los otros factores previamente mencionados.

Los factores de seguridad para vertientes de larga duración



$$\alpha > \beta$$

$$S_{\beta} > S_{\alpha}$$

$$\alpha > \beta$$

$$S_{\beta} > S_{\alpha}$$

$$\alpha > \beta$$

$$S_{\beta} > S_{\alpha}$$

Figura N°6

deberían ser mas altas, que para vertientes de corta duración.

El cálculo de los ángulos de inclinación permitirán diseñar totalmente la mina open pit y determinar los factores de seguridad para cada caso particular. A pesar de que todos estos métodos científicos son muy caros, ellos nos permitirán ahorrar dinero al reducir la relación desmonte - mineral, pues cuanto mas baja sea esta relación los costos de operación serán mas bajos.

Los posibles métodos de estabilizar vertientes profundas se basan en anular la presión del exceso de agua porosa bien atrás de las vertientes del pit (Presión neutral). El costo es considerablemente alto y en muchos casos prohibitivo. Antes de que se lleve a cabo trabajos de esta naturaleza, se debe realizar extensa observación en el terreno para asegurarse de que en el método propuesto no solamente es el mas económico sino también que dará resultado (ver Fig. N°7).

#### D.-MAXIMA PROFUNDIDAD DE CORTE DEL PIT

##### a.-Consideraciones generales

Los límites de una mina open pit estan en general gobernadas por la extensión del cuerpo mineral, la fisiografía y forma del terreno, y el ángulo requerido de inclinación; sin embargo, las consideraciones económicas son de importancia capital.

En todo caso, un punto importante al diseñar una mina open pit es determinar la máxima profundidad al cual la mina pueda ser trabajada económicamente: se alcanza este límite cuando el costo de operación al minar una tonelada de mineral en el banco

Espacio de los taladros  
que se determinan  
en el terreno

taladro  
vertical

Galería de drenaje

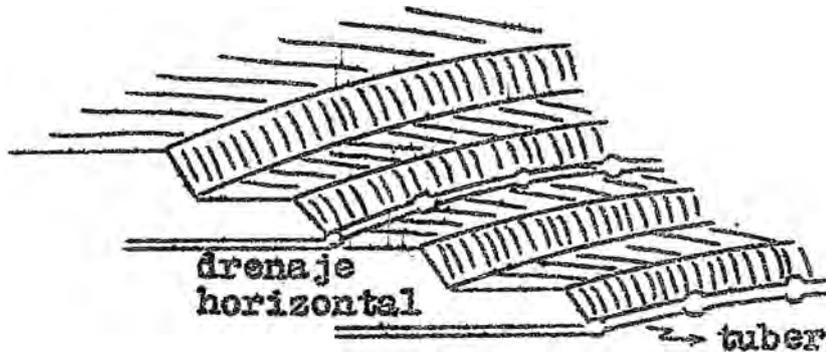


Figura N°7

más profundo del pit, mas el costo de remover el desmonte de sobrecarga en el correspondiente banco, es igual al costo de operación al minar una tonelada de mineral usando un método subterráneo apropiado.

Como se ha indicado en forma somera anteriormente, otras consideraciones que se deben tomar en cuenta al diseñar una mina open pit son:

- 1.-Precio de los metales que se van a beneficiar
- 2.-Relación desmonte - mineral (stripping ratio)
- 3.- Razón de producción
- 4.-Inclinación final de las vertientes del pit (overall slope)
- 5.-Vías de transporte
- 6.-Equipos de carguío y transporte

#### b.-Cálculo de la máxima profundidad en una mina open pit

Assumamos un depósito horizontal de profundidad desconocida (sin límites geológicos ni estructurales), llamando:

$A_k$  = Costo de remover un pié cúbico de roca intemperizada a la profundidad límite.

$A_k^1$  = Costo de remover un pié cúbico de material aluvial de la parte superior del primer banco del pit.

$E_k$  = Coeficiente que indica el aumento en el costo al remover un pié cúbico de desmonte al aumentar la profundidad.

$H_1$  = Altura de la sobrecarga de desmonte, aluvial y roca fértil.

Lógicamente se puede escribir la siguiente fórmula básica:

$$A_k = A'_k + K_k \cdot H_1 \quad (1)$$

Ahora llamando:

$A_0$  = Costo de perforación al minar un pie cúbico de mineral a la profundidad límite.

$A'_0$  = Costo de operación al minar un pie cúbico de mineral de la parte superior del primer banco de mineral.

$K_0$  = Coeficiente que indica el aumento en el costo de operación al minar un pie cúbico de mineral, al aumentar la profundidad.

$T$  = Altura del pit en el cuerpo mineral hasta la máxima profundidad.

Lógicamente tendremos:

$$A_0 = A'_0 + K_0 \cdot T \quad (2)$$

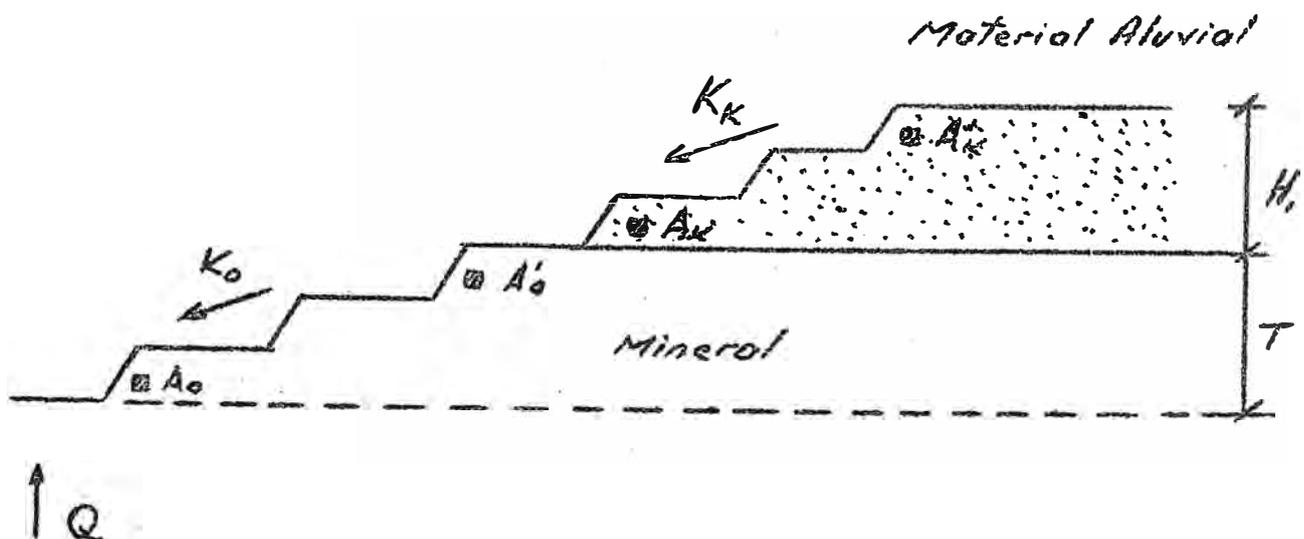


Figura N°8

Si designamos por "Q" el costo de operación al minar un pie cúbico de mineral por un método subterráneo, el minado por open pit será siempre posible mientras se cumpla la siguiente relación:

$$A_0 + \frac{V}{V_0} A_k \leq Q \quad (3)$$

en la cual  $V/V_0$  es la relación de desmonte a mineral (stripping ratio), a este coeficiente se le puede llamar "coeficiente de desarrollo". Resolviendo (3) para  $V/V_0$ , tenemos:

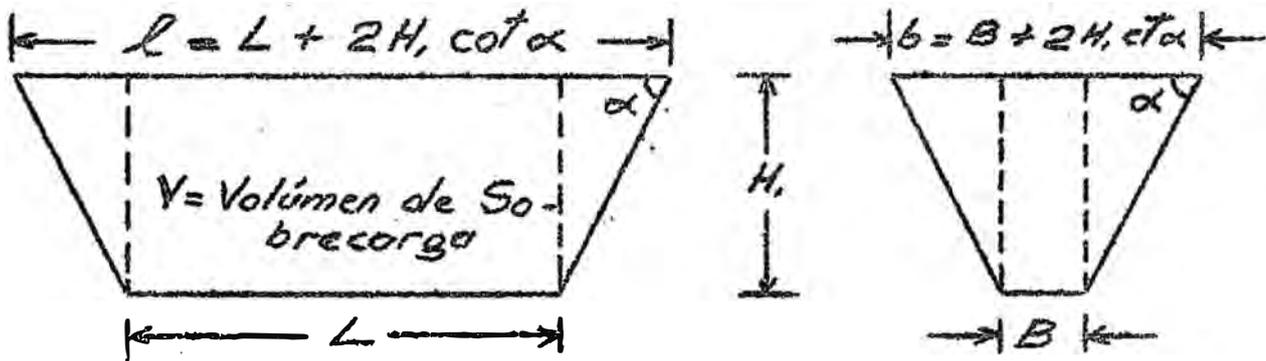
$$\frac{V}{V_0} \leq \frac{Q - A_0}{A_k} \quad (4)$$

el cual significa que para explotar un depósito de mineral por open pit, la relación de la diferencia de los costos de operación por método subterráneo y open pit, al costo de operación de remover el desmonte a la profundidad límite, tiene que ser más grande que la relación desmonte - mineral.

Después de haber examinado las cuatro relaciones básicas, las ecuaciones para el cálculo de la máxima profundidad económica del pit, para diferentes depósitos pueden ser establecidas.

Considerando un depósito horizontal, en su fase final después de la remoción del desmonte (ver Fig. N°9); para la facilidad del cálculo se considera este pit, rectangular; aunque los pits son generalmente irregulares en su forma, elípticos, circulares, etc., los cálculos se realizan de igual manera en todos los casos.

$$\text{Volúmen} = V = \frac{H_1}{6} (2l + L)b + (2L + e)B \quad (5)$$



sustituyendo " " :

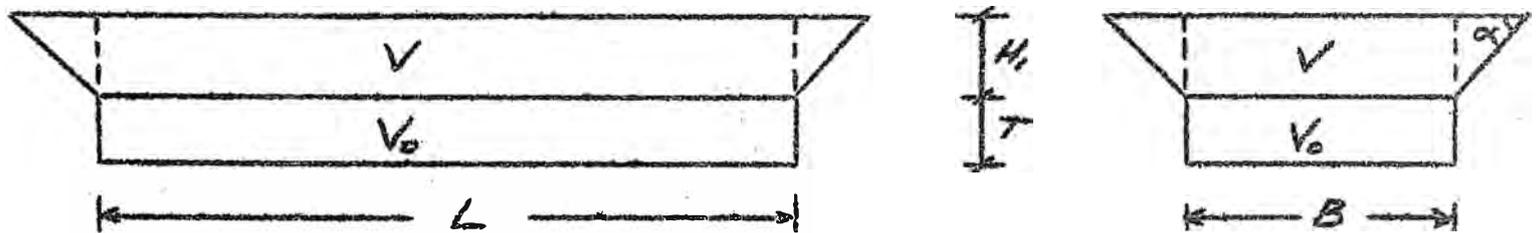
Figura N°9

$$V = \frac{H_1}{6} (3L + 4H_1 \cot \alpha)(B + 2H_1 \cot \alpha) + (3L + 2H_1 \cot \alpha)B$$

simplicando tenemos:

$$V = [(L + H_1 \cot \alpha)(B + H_1 \cot \alpha) + \frac{1}{3} H_1^2 \cot^2 \alpha] H_1 \quad (6)$$

$$V_0 = \text{Volumen del mineral} = B \cdot L \cdot T \quad (7)$$



en el límite la formula (4) es:

$$\frac{V}{V_0} = \frac{Q - A_0}{A_k} \quad (8)$$

sustituyendo (1), (2), (6) y (7) en (8), tenemos:

$$\frac{V}{BLT} = \frac{Q - A_0 - K_0 T}{A_k + K_k H_1} \quad (9)$$

resolviendo (9) para T, tenemos:

$$\begin{aligned}
(Q - A_0)T - K_0 T^2 &= \frac{H_1}{BL} \left[ (L + H_1 \cot \alpha)(B + H_1 \cot \alpha) + \frac{1}{3} H_1^2 \cot^2 \alpha \right] \left[ A_k' + K_k H_1 \right] \\
T^2 (K_0) - T(Q - A_0) &+ \frac{H_1}{BL} \left[ (L + H_1 \cot \alpha)(B + H_1 \cot \alpha) + \frac{1}{3} H_1^2 \cot^2 \alpha \right] \left[ A_k' + K_k H_1 \right] = 0 \\
T^2 c_1 - T c_2 + c_3 &= 0 \tag{10}
\end{aligned}$$

Se ha encontrado ésta ecuación asumiendo que se conoce el espesor de la sobrecarga de desmonte, la inclinación final del pit, los costos de minado por métodos subterráneos y el costo de la remoción del desmonte. Sin embargo, si el depósito horizontal es una profundidad conocida como sucede con un manto de carbón o un depósito sedimentario, podemos asumir que  $H_1$  es desconocido y determinar cual es el máximo espesor de sobrecarga que puede ser removido para trabajar el depósito por open pit.

Usando la misma teoría básica, y sustituyendo (6) y (7) en (8) y resolviendo para  $H_1$ , tenemos:

$$H_1^3 + H_1^2 c_1 + H_1 c_2 + c_3 = 0 \tag{11}$$

donde:

$$c_1 = \frac{3(B+L)}{4 \cot \alpha}$$

$$c_2 = \frac{3BL}{4 \cot^2 \alpha}$$

$$c_3 = \frac{3(Q - A_0)BLT}{4 \cot^2 \alpha A_k}$$

haciendo las sustituciones en la ecuación (11) y teniendo que:

$$H_1 = Y = \frac{c_1}{3}$$

entonces:

$$Y = \sqrt[3]{-\frac{P}{2} + \sqrt{\frac{P^2}{4} + \frac{Z^3}{27}}} + \sqrt[3]{-\frac{P}{2} - \sqrt{\frac{P^2}{4} + \frac{Z^3}{27}}}$$

$$P = c_3 - \frac{c_1 c_2}{3} + \frac{2}{27} c_1^3$$

$$Z = \frac{c_1^2}{3} + c_2$$

El valor de  $H_1$  nos dará el máximo espesor de sobrecarga que debe ser removido para trabajar el depósito mineral por open pit. Si la dimensión real de la sobrecarga de desmonte es más grande que  $H_1$ , entonces será más económico trabajar el depósito por un método subterráneo.

### c. Consideraciones finales

En resumen, los factores que gobiernan las operaciones en una mina open pit, son de carácter económico y físico. El precio de venta de los metales contenidos en el mineral pueden variar constantemente. En tales casos, cada cambio en estos precios cambian el límite de profundidad al cual la mina pueda ser trabajada ventajosamente, y se debe hacer un nuevo cálculo de las reservas de mineral disponible. Todo aumento en la recuperación del mineral, o de los metales contenidos durante el minado, concentración o fundición, si no están acompañados por un aumento correspondiente en el costo, significan un aumento en las reservas de mineral de la mina. De igual manera, todo aumento en el costo de minado, concentración, fundición o transporte, significa una disminución en las reservas de mineral. Cambios físicos en la mina, tales como la presencia de un caballo de desmonte, la natura-

leza del mineral o de las cajas y otros factores, que necesitan de un cambio en la inclinación de los bancos de mineral o desmonte, también afectan el tonelaje último que puede ser extraído de la mina.

## E.-PLANEAMIENTO DE LARGO ALCANCE

Los elementos que intervienen en el planeamiento de largo alcance de una mina open pit están limitados a aquellos que afectan el diseño de la mina para producir máxima economía de operación. Los elementos pertinentes, como se ha mencionado anteriormente son: tipos de mineral, límites de pit, cut-off, relación desmonte - mineral, y razón de producción. Estos factores deben ser resultados para producir el más bajo costo de operación por tonelada, sin considerar el precio en el mercado de los metales contenidos en el mineral, el cual afecta solamente la determinación de los límites finales del pit, por cuanto limita la relación desmonte - mineral y las leyes del mineral.

### a.-Factores

Los factores clave en el planeamiento de un pit, además de los costos de producción y razón de producción, viene a ser los siguientes:

#### 1.-Cut-off

Antes de mover el material minado a la planta como mineral, o arrojado como desmonte, hay que determinar la ley cut-off. Disminuyendo esta ley no solamente baja la relación desmonte-mineral y costos de remoción resultantes, sino que también baja la ley promedio del mineral tratado. Bajando la ley de cabezas, fue-

ra de los costos de remoción de desmonte, trae consigo costos unitarios más altos, pero por otro lado aumenta las reservas de mineral y la vida de la mina consecuentemente. El castigo es una disminución en la producción anual y en las ganancias durante los primeros años de explotación. Para evitar este castigo, los costos unitarios pueden ser reducidos y la producción aumentada por una expansión en la capacidad de la planta. Sin embargo, se obtiene la última solución por una comparación de las variables en estos factores, y a continuación se indicarán los pasos necesarios para obtener ésta solución definitiva.

## 2.-Inclinación final del pit

Como se ha indicado anteriormente, el diseño final del pit debe ser de tal manera que ayude ventajosamente en la ubicación de los sistemas de transporte, servicios auxiliares, en los vaciadores de desmonte, etc. . Esto requiere información relativamente completa referente a la extensión y características del cuerpo mineral, de posible extensiones futuras no plenamente desarrolladas y estabilidad de las vertientes del pit. La inclinación final debe ser tan escarpado como sea posible para permitir máxima recuperación del mineral a una mínima relación de remoción. El grado de inclinación es un factor crítico pero desafortunadamente difícil, de determinar de antemano. Uno debe proceder sobre la base de la mejor información disponible.

## 3.-Relación desmonte - mineral

Para desarrollar un pit diseñado, se requiere establecer la relación desmonte - mineral límite. Esta relación se a-

plica solamente a la superficie del pit final y no debe ser confundida con la relación final, el cual es siempre menor; de otra manera no habría ganancia en la operación.

La relación desmonte - mineral límite se determina por la fórmula:

$$\text{Relación desmonte - mineral lím.} = \frac{\text{Valor del mineral-Costo de Prod.}}{\text{Costo de remoción del desmonte}}$$

fórmula en el cual, el costo de producción es el total de todos los costos hasta llegar al metal refinado, sin considerar el costo de remoción del desmonte. Las relaciones deben ser desarrolladas, para variaciones de ley del mineral y precios en el mercado del producto final. La figura No. 10 ilustra una aplicación hipotética de la fórmula para varias leyes de un mineral de cobre. Como ejemplo típico consideraré un depósito de mineral de cobre en el cálculo que sigue. Las bases para los resultados obtenidos en el Diagrama No 10 están detallados en el Apéndice No I.

El factor más difícil de determinar es el precio en el mercado, particularmente en planeamientos de larga duración. Los precios altos tienen el efecto de ensanchar el pit, mientras que los precios bajos reducen la extensión del pit. Sin embargo, esto se cumple solamente hasta el punto donde las relaciones desmonte - mineral levantan el costo de operación en el pit por encima del correspondiente a un método subterráneo. En el caso ilustrado se asume que ésta relación es de 3:1. Si el precio y la ley permiten una relación más alta, 3:1 es de todas maneras fijado como el máximo en el diseño del pit en su última etapa. Al-

gunas operaciones de minería open pit permiten relaciones en exceso de 3:1 antes de transformarse en operación subterránea.

### b.-Diseño del pit

Desde que los precios en el mercado son factores claves en fijar los límites finales del pit, los estimados de largo alcance deben ser sobre una base conservativa por que el diseño del pit siempre puede ser ampliado si los futuros precios y los costos justifican el cambio. Un acercamiento mas realístico es considerando las variaciones en los costos y precios en el mercado a largo plazo. En el pasado, la tendencia del aumento de los precios de cobre ha sido ciertamente acompañado por aumentos en los costos; igual cosa podría esperarse en el futuro.

Para el caso hipotético considerado aquí en discusión, se asume para el cobre un precio de largo alcance de 30 centavos. Aplicando la fórmula de relación límite para este precio, las relaciones desmonte - mineral permisible para fijar los límites del pit se toman de la Fig. No 10. En la Fig. No 11 se hace una relación de leyes del mineral con relaciones desmonte - mineral.

Se divide el pit en sectores indicando la ley en cada sector, soportando una relación desmonte - mineral correspondiente a la relación límite. Las áreas de mineral y desmonte son las intercepciones en la superficie final del pit. El sistema de promediar la ley del mineral y las relaciones desmonte - mineral no es una técnica sólida para el diseño de un pit.

1.-Relación de la ley cut-off y relación desmonte - mineral y consideraciones económicas.

Una vez que el diseño del pit ha sido establecido, la relación final desmonte - mineral se transforma en una función directa de la ley cut-off y como tal los dos pueden ser relacionados para establecer el costo unitario más bajo. Una vez establecido esto, la ley cut-off no tiene mas relaciones con los precios en el mercado.

Asumiendo un depósito de mineral de cobre y varias leyes cut-offs tal como se muestra en la tabla I; según los cálculos hechos, un total de 350,000.000 toneladas de mineral y desmonte tienen que ser removidos. A 0.6% de ley cut-off de cobre, hay 100,000.000 toneladas con un promedio de 0.9% de cobre. Esto deja 250,000.000 toneladas de desmonte para ser removido, con una relación de 2.5:1. Bajando la ley cut-off, se bajan la ley promedio del mineral y la relación de remoción. Una ley cut-off de 0.5% resulta en una ley promedio de 0.80% de Cu, pero con la ventaja de reducir la relación de remoción a 1.5:1. Una ley cut-off de 0.4% de cobre reduce la ley a 0.70% de Cu y la relación de remoción a 0.8:1.

Luego asumamos 20 años de vida para los 100,000.000 toneladas del cuerpo mineralizado de alta ley. Esto significa una razón de producción de 16,000 toneladas de mineral por día y 40,000/toneladas de desmonte por día a la relación de remoción de 2.5:1. Bajando la ley cut-off se aumenta la vida de la mina, pero a expensas de una reducción en la producción anual de cobre. También se notará que el tonelaje diario requerido en la mina disminuye con la reducción en la ley cut-off debido a la reducción de las

relaciones desmonte - mineral o de remoción.

Los costos comparativos de producción tomando en cuenta la amortización de la inversión en la planta se muestran en la Tabla II. El costo unitario directo más bajo es para el cut-off de 0.5%. El costo total unitario más bajo incluyendo amortización es ligeramente más bajo para 0.4% de cut-off.

El total de los resultados comparativos económicos se muestran mediante las líneas sólidas horizontales en la Fig 12. (los cálculos detallados se muestran en el Apéndice II). La ganancia anual más alta es a 0.6% de ley cut-off de cobre, pero la ganancia total y la vida de la mina son los más bajos. La vida más larga y las ganancias totales más grandes se producen a 0.4% de cobre como cut-off. Sin embargo, el valor presente más alto resulta a 0.5% de ley cut-off debido a que es la ganancia anual más alta sobre el 0.4% de ley cut-off de cobre, teniendo aún una vida más corta, sobrepasa el valor de la vida extendida y la ganancia total más grande. Sobre la base del valor presente, la ley cut-off de 0.5% sería adoptado; teniendo en cuenta la ganancia total sobre la vida de la propiedad, el cut-off de 0.4% es el indicado.

Estas conclusiones se mantienen verdaderas, sin considerar el precio del cobre en el mercado. La figura clave es el costo unitario de producción.

El factor importante que efecta una evaluación comparativa entre los varios cut-offs, es la producción anual reducida de cobre, debido a leyes de cabeza más bajas y ésto sugiere aumentar la producción de cobre para igualar aquellas con cabezas más al-

tas, aumentando el tonelaje tratado. Esto significa aumentar la capacidad de la planta; pero, que traería consigo una reducción en los costos unitarios fijos de administración y también alguna reducción en los costos directos variación y también alguna reducción en los costos directos variables, debido a una eficiencia más grande. La Tabla III desarrolla éste paso.

Para producir la misma cantidad de cobre de las cabezas más bajas igual a aquella producida de la ley alta, por ejemplo, 80,000.000 libras, la capacidad de la planta debe ser aumentada de 16,000 toneladas por día a 18,000 toneladas, al cut-off de 0.5%, y a 21,000 toneladas al cut-off de 0.4%. Esto resulta en el costo de producción unitario más bajo a los 0.4% de cut-off y consecuentemente representa dos cosas: la ganancia total más alta sobre la vida de la mina y el valor presente más alto, todo lo cual no se cumple respectivamente según los precios en el mercado. Los resultados económicos comparativos se muestran en la Fig 12. (Los cálculos detallados que soportan estas aseveraciones se muestran en el Apéndice III.)

Un aumento en la capacidad para mantener una producción fija de cobre tratando mineral de más baja ley es aparentemente justificable. Sin embargo, la capacidad aumentada puede de igual manera ser utilizada para producir cobre de cabezas más altas, aumentando la ley cut-off. Esto se ilustra en la Tabla IV. Se notarían dos resultados: (1) producción de cobre aumentada y (2) capacidad de la planta de mina aumentada debido a un pesado incremento en necesidades de remoción diaria.

Los costos comparativos de producción, tomando en cuenta el aumento de capital invertido requerido en la mina de acuerdo a los aumentos de la ley cut-off y relaciones de remoción resultantes, se muestran en la Tabla V. (Detallado en el Apéndice IV.) Aquí se vé otra vez que el costo total más bajo incluyendo amortización es al 0.4% de ley cut-off de cobre.

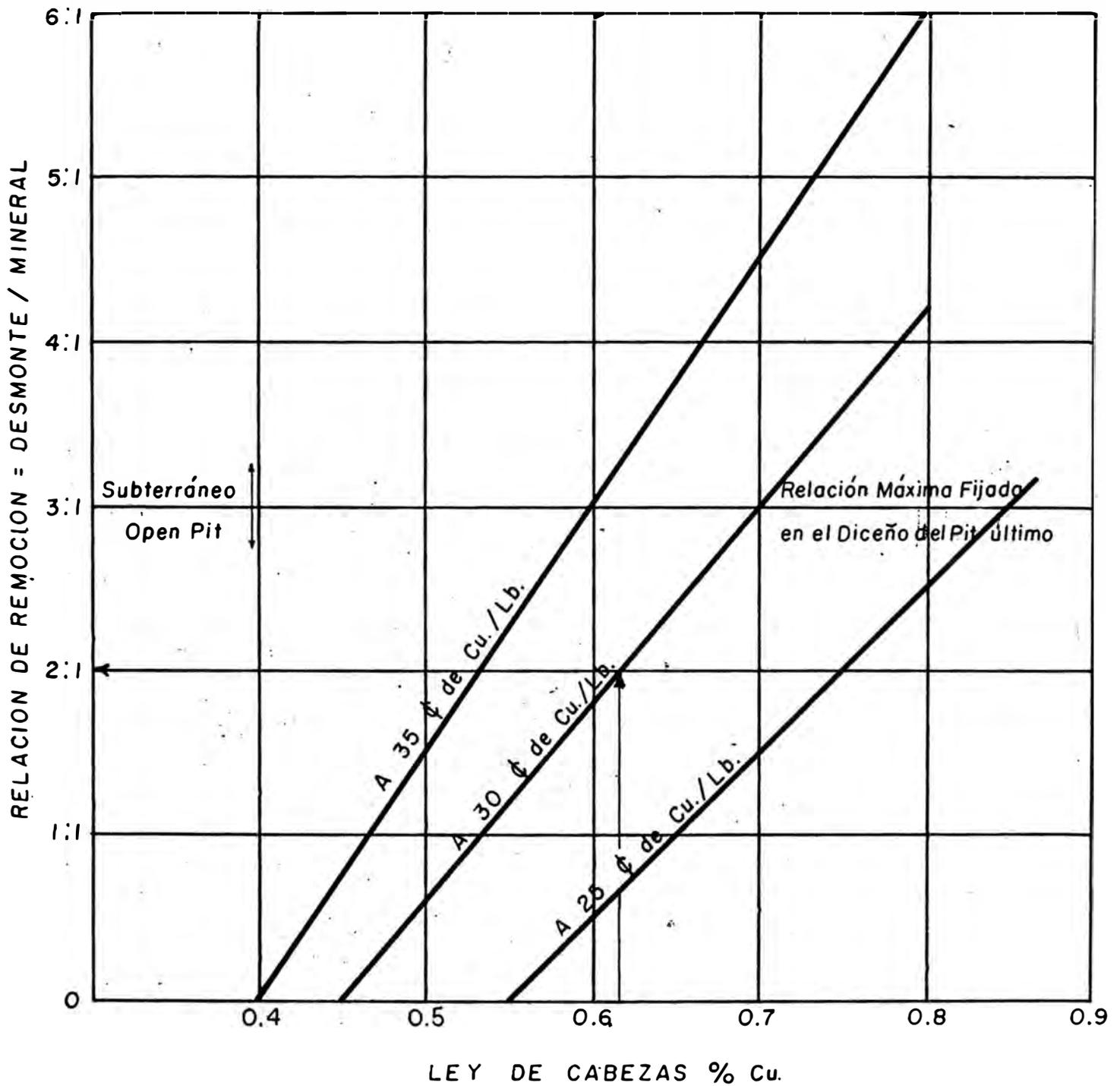
Otro hecho interesante se revela en este caso. Un atractivo retorno sobre el capital invertido para aumentar la producción necesariamente no justifica el gasto. El efecto sobre la vida de la propiedad es también un elemento de control.

Las relaciones económicas comparativas de los tres casos que anteceden se muestran en el diagrama de la Fig. 12, del cual se puede deducir que la respuesta es aparente. Este cuerpo mineralizado debe ser minado a un cut-off de cobre de 0.4%, produciendo 80,000.000 libras de cobre por año y la capacidad de la planta debería ser de 21,000 toneladas de mineral por día.

Mientras esta conclusión está basada en cobre de 30 centavos de U.S. dólar, el proceso sería el mismo para cualquier otro precio (siempre que exceda el costo de producción), por cuanto, por éste análisis, la mina ha sido desarrollada y diseñada para producir cobre al precio unitario más bajo, tomando en cuenta la ley cut-off, relación de remoción, tamaño de la planta e inversión resultante. Esto resulta en la ganancia total más grande sobre la vida de la mina y también el valor presente más alto, indicando el tamaño correcto de la planta en relación al tamaño del depósito.

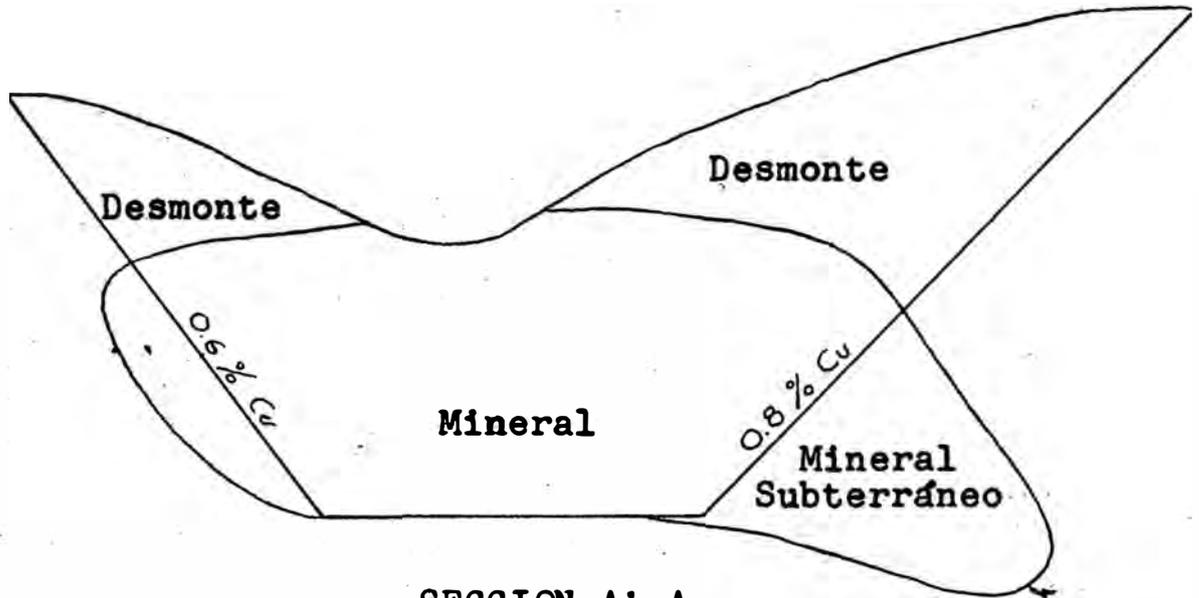
Se reconoce que otros factores que no se han considerado en la anterior hipótesis pueden intervenir en ciertas propiedades permitiendo llegar a la ley cut-off mínima permisible. Un ejemplo, es una mina en el cual los valores de cobre se encuentran listos para ser recuperados por lixiviación de los depósitos de desmonte. Aplicado al caso aquí tratado, la ley cut-off debería ser levantada. Otro ejemplo, es una mina en el cual las leyes más bajas de mineral se encuentran en áreas que no son fácilmente segregados, el minado del cual puede ser aplazado.

El propósito de esta discusión ha sido sugerir una técnica básica para resolver el problema de la ley cut-off en minería open pit.

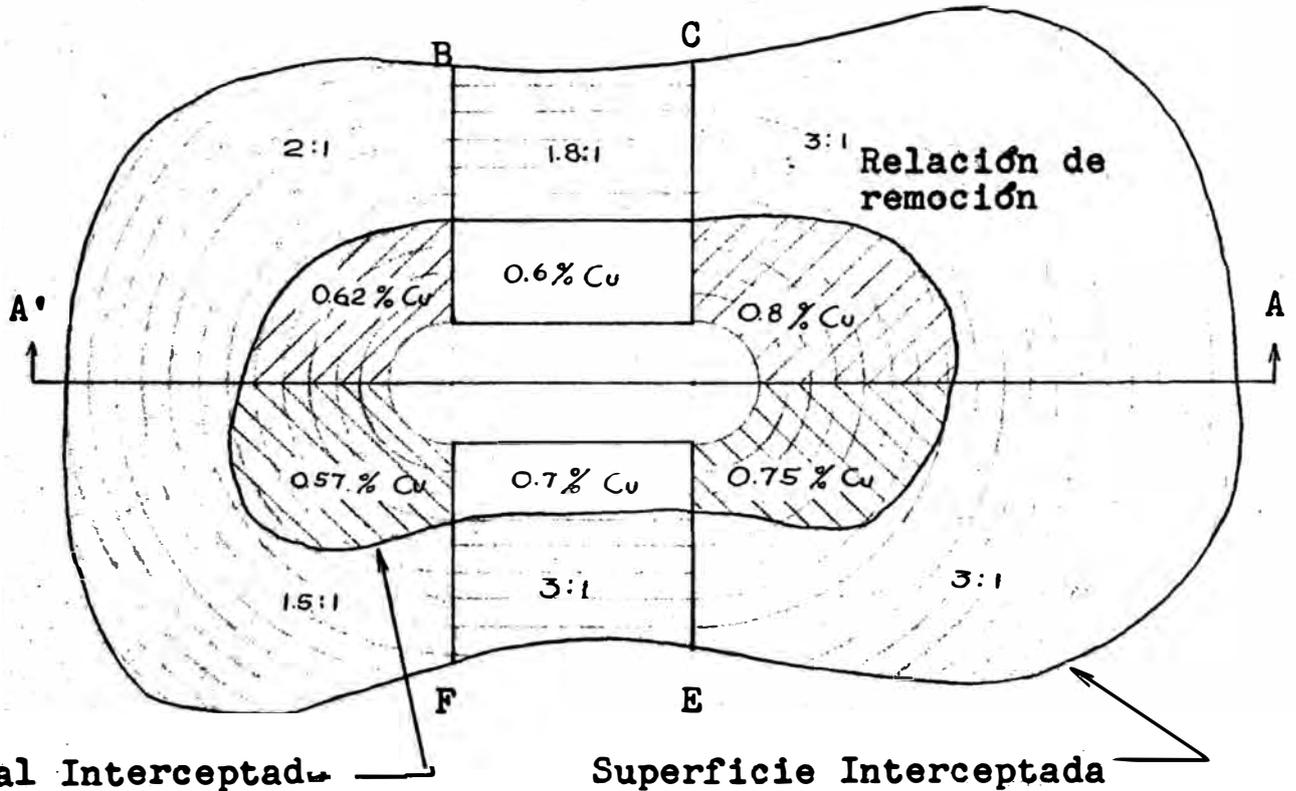


LIMITE DE LA RELACION DE REMOCION

**ELEMENTOS EN EL DISEÑO DEL PIT**

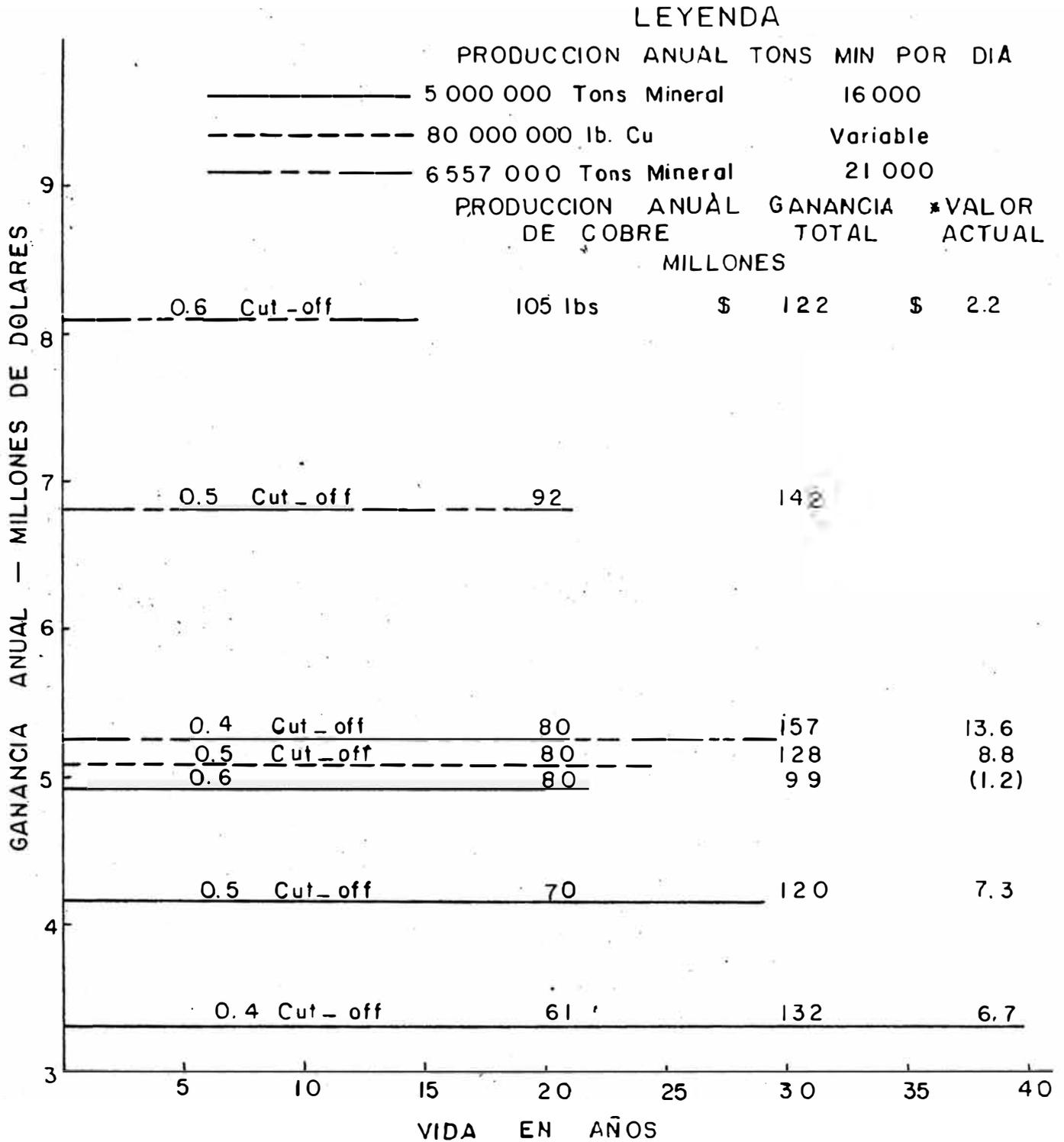


SECCION A'-A



Plano del Último Pit

# COMPARACION ECONOMICA RELACIONADA A LA LEY CUT-OFF Y A LA RAZON DE PRODUCCION



\*Después de la Inversión en la Planta

**T A B L A I**  
**LEY CUT - OFF RELACIONADA A LA RELACION**  
**DE REMOCION Y RAZON DE PRODUCCION**

Cut - off	0.6 % Cu		0.5 % Cu		0.4 % Cu	
	Tons	Avg % Cu	Tons	Avg % Cu	Tons	Avg % Cu
Mineral mas bajo que el cut-off	100 000 000	0.90	100 000 000	0.90	140 000 000	0.80
			40 000 000	0.55	55 000 000	0.45
	<u>100 000 000</u>	<u>0.90</u>	<u>140 000 000</u>	<u>0.80</u>	<u>195 000 000</u>	<u>0.70</u>
Desmonte	250 000 000		210 000 000		155 000 000	
Relación de Remoción	2.5:1		1.5:1		0.8:1	
<b>Producción Anual:</b>						
Tons. de mineral	5 000 000		5 000 000		5 000 000	
Lb. de cobre	80 000 000		70 500 000		61 000 000	
<b>Tons. por día:</b>						
Mineral	16 000		16 000		16 000	
Desmonte	40 000		24 000		13 000	
<b>Total</b>	<u>56 000</u>		<u>40 000</u>		<u>29 000</u>	
<b>Vida</b>	<b>20 años</b>		<b>28 años</b>		<b>39 años</b>	

T A B L A II

COSTOS COMPARATIVOS DE PRODUCCION

Cut - off	0.6 % Cu	0.5 % Cu	0.4 % Cu
Relación de Remoción	2.5	1.5	0.8
<b>Inversión en Planta (Millones)</b>			
Mina	\$28	\$20	\$15
Planta	<u>24</u>	<u>24</u>	<u>24</u>
Total	\$52	\$44	\$39
<b>Costos de Producción por Lb. de Cu:</b>			
Directo	22.8 ¢	22.6 ¢	23.1 ¢
Amortización	<u>3.3</u>	<u>2.2</u>	<u>1.6</u>
Total	26.1 ¢	24.8 ¢	24.7 ¢

T A B L A III

TONELAJE COMPARATIVO NECESARIO PARA  
OBTENER UNA PRODUCCION FIJA DE COBRE

Cut - off	0.6 % Cu	0.5 % Cu	0.4 % Cu
Tons de mineral	100 000 000	140 000 000	195 000 000
Calidad - % Cu	0.90	0.80	0.70
Relación de Remoción	2.5:1	1.5:1	0.8:1
<b>Producción Anual:</b>			
Lb. de Cobre	80 000 000	80 000 000	80 000 000
Tons. de mineral	5 000 000	5 674 000	6 557 000
<b>Tons. per día:</b>			
Mineral	16 000	18 300	21 200
Desmonte	<u>40 000</u>	<u>27 500</u>	<u>17 000</u>
Total	56 000	45 800	38 200
Vida	20 años	25 años	30 años

**T A B L A IV**

**PRODUCCION COMPARATIVA DE COBRE A UNA  
RAZON FIJA DE PRODUCCION DE MINERAL**

<b>Cut - off</b>	<b>0.6 % Cu</b>	<b>0.5 % Cu</b>	<b>0.4 % Cu</b>
<b>Tons. per día:</b>			
Mineral	21 200	21 200	21 200
Desmonte	53 000	31 800	16 900
<b>Total</b>	<b>74 200</b>	<b>53 000</b>	<b>38 100</b>
<b>Producción Anual:</b>			
Tons. de mineral	6 557 000	6 557 000	6 557 000
Lb. de Cobre	105 000 000	92 000 000	80 000 000
Vida	15 años	21 años	30 años

**T A B L A V**

**COSTOS COMPARATIVOS DE PRODUCCION**

<b>Cut - off</b>	<b>0.6 % Cu</b>	<b>0.5 % Cu</b>	<b>0.4 % Cu</b>
<b>Relación de Remoción</b>			
<b>Inversión en Planta</b>			
Mina	\$37	\$27	\$19
Planta	32	32	32
<b>Total</b>	<b>\$69</b>	<b>\$59</b>	<b>\$51</b>
<b>Costos de Producción por Lb. de Cu:</b>			
Directo	21.1 ¢	21.2 ¢	21.9 ¢
Amortización	4.4	3.0	2.1
<b>Total</b>	<b>25.5 ¢</b>	<b>24.2 ¢</b>	<b>24.0 ¢</b>

A P E N D I C E I

CALCULO DE LA RELACION DE REMOCION LIMITE

Cabeza - % Cu	0.8		0.7		0.6		0.5		0.4	
	Tom	Lb								
	Min.	Cu								
<b>Costos:</b>										
(1) Minado y Conc.	\$0.45									
Depreciación General	1.25									
	\$1.70	12.1¢	\$1.70	13.9¢	\$1.70	16.5¢	\$1.70	20.2¢	\$1.70	25.8¢
Tratamiento, etc.	0.85	6.0	0.76	6.2	0.65	6.3	0.55	6.5	0.44	6.7
<b>Coste total</b>	<b>\$2.55</b>	<b>18.1¢</b>	<b>\$2.46</b>	<b>20.1¢</b>	<b>\$2.35</b>	<b>22.8¢</b>	<b>\$2.25</b>	<b>26.7¢</b>	<b>\$2.14</b>	<b>32.5¢</b>

**Límite**

Relación de Remoción:

25¢ Cu:										
Valor	\$3.53	\$3.05	\$2.58	\$2.10	\$1.65					
Neto	0.98	0.59	0.23	(0.15)	(0.49)					
(2)Relación	2.5:1	1.5:1	0.6:1	-	-					
30¢ Cu:										
Valor	\$4.23	\$3.66	\$3.09	\$2.52	\$1.98					
Neto	1.68	1.20	0.74	0.27	(0.16)					
(2)Relación	4.2:1	3.0:1	1.8:1	0.7:1	-					
35¢ Cu:										
Valor	\$4.94	\$4.27	\$3.61	\$2.94	\$2.31					
Neto	2.39	1.81	1.26	0.68	0.17					
(2)Relación	6.0:1	4.5:1	3.2:1	1.7:1	0.4:1					

(1) Excluyendo el coste de remoción

(2) Al coste de remoción de 40¢ per ton. de desmonte

( ) Indica figura roja

A P E N D I C E II

COMPARACION ECONOMICA - TONELAJE FIJO DE PRODUCCION

Cut-off	0.6 % Cu		0.5 % Cu		0.4 % Cu	
	Tons.	Avg % Cu	Tons.	Avg % Cu	Tons.	Avg % Cu
Mineral	100 000 000	0.90	100 000 000	0.90	140 000 000	0.80
Mineral total	<u>100 000 000</u>	<u>0.90</u>	<u>40 000 000</u> <u>140 000 000</u>	<u>0.55</u> <u>0.80</u>	<u>55 000 000</u> <u>195 000 000</u>	<u>0.45</u> <u>0.70</u>
Tons. de desmonte	250 000 000		210 000 000		155 000 000	
Relación de Remoción	2.5:1		1.5:1		0.8:1	
Producción Anual:						
Mineral	5 000 000 tons		5 000 000 tons		5 000 000 tons	
Cobre	80 000 000 lb		70 500 000 lb		61 000 000 lb	
Tons. per día:						
Mineral	16 000		16 000		16 000	
Desmonte	<u>40 000</u>		<u>24 000</u>		<u>13 000</u>	
Total	<u>56 000</u>		<u>40 000</u>		<u>29 000</u>	
Planta:						
Mina	\$28 000 000		\$20 000 000		\$15 000 000	
Planta	<u>24 000 000</u>		<u>24 000 000</u>		<u>24 000 000</u>	
Total	<u>52 000 000</u>		<u>44 000 000</u>		<u>39 000 000</u>	
Vida	20 años		28 años		39 años	
	Per ton per lb de Cu		Per ton per lb. Cu		Per ton per lb de Cu	
Costos:						
Minado	\$0.45		\$0.45		\$0.45	
Remoción	1.00		0.64		0.36	
Planta y General	<u>1.25</u>		<u>1.25</u>		<u>1.25</u>	
	2.70	16.9¢	2.34	16.6¢	2.06	16.9¢
Tratamiento, etc.		<u>5.9</u>		<u>6.0</u>		<u>6.2</u>
Coste total		<u>22.8¢</u>		<u>22.6¢</u>		<u>23.1¢</u>
Ganancia 30¢ Cu:						
Per lb.		7.2¢		7.4¢		6.9¢
Entrada anual	\$ 5 760 000		\$ 5 217 000		\$ 4 209 000	
Amortización	<u>2 600 000</u>		<u>1 571 000</u>		<u>1 000 000</u>	
	3 160 000		3 646 000		3 209 000	
Agotamiento	<u>1 580 000</u>		<u>1 823 000</u>		<u>1 604 000</u>	
Entrada gravada	1 580 000		1 823 000		1 605 000	
Impuesto 52%	822 000		948 000		835 000	
Ganancia Neta Anual	4 938 000		4 269 000		3 374 000	
Ganancia total	98 760 000		119 532 000		131 586 000	
Pagos	10.5 años		10.3 años		11.6 años	
Valor Presente						
6 & 3:						
Factor	10.29		12.01		13.54	
Cantidad	50 812 000		51 271 000		45 683 000	
Menor capital de Pl.	<u>52 000 000</u>		<u>44 000 000</u>		<u>39 000 000</u>	
Valor Presente Neto	(1 188 000)		7 271 000		6 683 000	

A P E N D I C E III

COMPARACION ECONOMICA - PESO (LB) FIJO DE COBRE

Cut-off	0.6 % Cu		0.5 % Cu		0.4 % Cu	
	Tons.	% Cu	Tons.	% Cu	Tons.	% Cu
Mineral	100 000 000	0.90	140 000 000	0.80	195 000 000	0.70
Desmonte	250 000 000		210 000 000		155 000 000	
Relación de Remoción	2.5:1		1.5:1		0.8:1	
Producción Anual:						
Mineral	5 000 000 Tons		5 674 000 Tons		6 557 000 Tons	
Cobre	80 000 000 lb		80 000 000 lb		80 000 000 lb	
Tons. por día:						
Mineral	16 000		18 300		21 200	
Desmonte	<u>40 000</u>		<u>27 500</u>		<u>17 000</u>	
Total	56 000		45 800		38 200	
Planta:						
Mina	\$28 000 000		\$23 000 000		\$19 000 000	
Planta	<u>24 000 000</u>		<u>27 000 000</u>		<u>32 000 000</u>	
	52 000 000		50 000 000		51 000 000	
Vida	20 años		25 años		30 años	
Costos	Por ton por lb de Cu		Por ton por lb de Cu		Por ton por lb de Cu	
Minado	\$0.45		\$0.45		\$0.40	
Remoción	1.00		0.64		0.36	
Planta y General	<u>1.25</u>		<u>1.20</u>		<u>1.15</u>	
	2.70	16.9¢	2.29	16.2¢	1.91	15.7¢
Tratamiento, etc.		5.9		6.0		6.2
Costo total		<u>22.8¢</u>		<u>22.2¢</u>		<u>21.9¢</u>
Ganancia 30¢ Cu:						
Per Lb.		7.2¢		7.8¢		8.1¢
Entrada Anual	\$ 5 760 000		\$ 6 240 000		\$ 6 480 000	
Amortización	<u>2 600 000</u>		<u>2 000 000</u>		<u>1 700 000</u>	
	3 160 000		4 240 000		4 780 000	
Agotamiento	<u>1 580 000</u>		<u>2 210 000</u>		<u>2 390 000</u>	
Entrada gravada	1 588 000		2 210 000		2 390 000	
Impuesto 52%	822 000		1 102 000		1 243 000	
Ganancia Neta Anual	4 938 000		5 138 000		5 237 000	
Ganancia Neta Total	98 760 000		128 450 000		157 110 000	
Pagos	10.8 años		9.7 años		9.7 años	
Valor Presente						
6 %:						
Factor	10.29		11.44		12.34	
Cantidad	50 812 000		58 779 000		64 625 000	
Menor capital de Pl.	<u>52 000 000</u>		<u>50 000 000</u>		<u>51 000 000</u>	
Valor Presente Neto	(1 188 000)		8 779 000		13 625 000	

**A P E N D I C E    I V**  
**COMPARACION ECONOMICA - CAPACIDAD AUMENTADA**

Cut-off	0.6 % Cu		0.5 % Cu		0.4 % Cu	
	Tons.	Avg % Cu	Tons.	Avg % Cu	Tons.	Avg % Cu
Mineral	100 000 000	0.90	140 000 000	0.80	195 000 000	0.70
Desmonte	250 000 000		210 000 000		155 000 000	
Relación de Remoción	2.5:1		1.5:1		0.8:1	
Producción Anual:						
Mineral	6.557 000 Tons		6 557 000 Tons		6 557 000 Ton	
Cobre	104 912 000 lb		92 454 000 lb		80 000 000 lb	
Tons. por día:						
Mineral	21 800		21 200		21 200	
Desmonte	53 000		31 800		16 900	
	74 200		53 000		38 100	
Planta:						
Mina	\$37 000 000		\$27 000 000		\$19 000 000	
Planta	32 000 000		32 000 000		32 000 000	
	69 000 000		59 000 000		51 000 000	
Vida	15 años		21 años		30 años	
Costos:	Por ton	Por lb	Por ton	Por Lb	Por ton	Por
Minado	\$0.40		\$0.40		\$0.40	
Remoción	0.88		0.60		0.36	
Planta y General	1.15		1.15		1.15	
	2.43	15.2¢	2.15	15.2¢	1.91	15.7
Tratamiento, etc.		5.9		6.0		6.2
Coste total		21.1¢		21.2¢		21.9
Ganancia: 30¢ Cu:						
Por Lb.		8.9¢		8.8¢		8.1¢
Entrada Anual	\$ 9 337 000		\$ 8 136 000		\$ 6.480 000	
Amortización	4 600 000		2 800 000		1 700 000	
	4 737 000		5 336 000		4 780 000	
Agotamiento	2 368 000		2 668 000		2 390 000	
Entrada gravada	2 369 000		2 668 000		2 390 000	
Impuesto 52 %	1 232 000		1 387 000		1 243 000	
Ganancia Neta Anual	8 105 000		6 749 000		5 237 000	
Ganancia Total	121 575 000		141 729 000		157 110 000	
Pagos	8.5 años		8.7 años		9.7 años	
Valor Presente						
6 & 3:						
Factor	8.79		10.54		12.34	
Cantidad	71 243 000		71 134 000		64 625 000	
Menor capital de Pl.	69 000 000		59 000 000		51 000 000	
Valor Presente Neto	2 243 000		12 134 000		13 625 000	

## CAPITULO III

### OPERACIONES UNITARIAS

#### A.-PERFORACION

##### Introducción

Un número sin precedentes de equipos de perforación se ofrecen a los operadores de minas open pit, sin embargo la perforadora universal todavía no ha sido inventada. Al contrario, algunos operadores usan tantos, como seis u ocho tipos de perforadoras para disparos primarios y secundarios.

En casi una década, los clásicos sistemas de perforación en minas open pit: "churn drill" y el "wagon drill" han pasado a la posteridad.

Aunque los sistemas de perforación han sido mejorados en diseño y eficiencia, el factor limitante siempre viene a ser el efecto de la acción abrasiva por la broca de la perforadora. Un mayor desarrollo de la acción cortante de los materiales debe realizarse antes de esperarse un positivo adelanto en los sistemas de perforación.

Entre las nuevas máquinas perforadoras de las que mayormente se habla hoy día, se encuentra la perforadora de percusión de alta frecuencia, del orden de los 300 ciclos por segundo. El rápido aumento en el uso de las perforadoras grandes a percusión, usando brocas que varían de 3-1/2 a 6-1/2 pulgadas, puede defini-

tivamente ser atribuida al desarrollo del carburo de tungsteno para brocas. El sistema de perforación rotatoria está siendo adoptado ampliamente. Aquí también, las inserciones de carburo de tungsteno en las brocas rotativas demuestran posibilidades definidas en la aplicación del sistema rotatorio para perforar rocas duras. De hecho, las nuevas máquinas perforadoras están siendo manufacturadas usando dispositivos de percusión y rotación para perforar huecos largos. El sistema de perforación a llama, especialmente para taconitas duras, es otra línea que está tomando auge.

Para perforación y voladura secundaria, las máquinas compresoras - perforadoras móviles son las más populares por su gran movilidad y elasticidad. Entre los barrenos de perforación aleados y los que son a carbón, hay mayor tendencia a usar los primeros, para perforación primaria y secundaria.

Elementos de tardanza (millisecond delays) y las máquinas de disparo (blasting machines), permiten regular los disparos con una precisión de fracciones de segundo, permitiendo así, obtener mejores factores en el consumo de dinamita, menos sobrerotura, mejor fragmentación y elimina la vibración del suelo que siempre es indeseable.

Los diferentes métodos de perforación de roca pueden ser clasificados de acuerdo a los usos prácticos que ofrece cada sistema, como sigue:

#### a.-Perforación a Percusión

1.-Perforación (Churn Drill).- El efecto perforante es obte-

nido por la barra de perforación g <sup>FE LA CENA</sup> do ~~contra~~ la roca. La barra se mueve hacia arriba y hacia abajo de acuerdo al mecanismo de percusión, el cual es movido ya sea por gravedad o por medio de una fuerza aplicada exteriormente. Los materiales cortados son generalmente removidos aplicando continua o intermitentemente corrientes de agua o aire.

la.-Churn Drill a Cable.- En principio consiste, de una broca atada a un tronco giratorio, y el cual está suspendido de un cable que cae continuamente golpeando la roca. Desde que la perforación es efectuada por molienda, la caída y el peso del sistema debe estar adaptado, en relación al diámetro del hueco y tipo de roca. El número de golpes depende de la altura, resistencia a la caída en el hueco y la inercia del sistema de perforación. Son accionados ya sea por motores eléctricos o máquinas de combustión interna.

La broca cincel, de 1-1/2 a 3 pies de largo está atornillado dentro del tronco.

USOS.-La perforación es siempre en la dirección vertical, y el método es usado para varios tipos de perforación, desde tierra suelta hasta rocas extremadamente duras. Los huecos son generalmente de 3-1/2 a 12 pulgadas de diámetro. Diámetros considerablemente más grandes pueden ser perforados, ensanchando los huecos con brocas especiales. Se obtienen huecos de excepcional longitud, 500 metros, por ejemplo cuando se hacen trabajos exploratorios por agua o petróleo. Antiguamente se usaron en trabajos de Open Pit i en la actualidad está en desuso. Los salarios consti-

tuyen la mayor parte en los costos de operación.

Los siguientes datos dá ejemplos de velocidad de perforación, hasta 100 pies de profundidad, para huecos de 9" de diámetro:

Tipo de roca	Velocidad de perforación
Magnetita	3-1/4 pies/hora
Gneiss	2-1/2 pies/hora
Granito	1-1/2 pies/hora

1b.-Churn Drill Neumático.- Aquí también el efecto perforante es por presión y rotura, aunque la fuerza del impacto es mucho más grande, debido al uso de máquinas neumáticas. La barra de perforación y la broca son movidos por un pistón operado a aire comprimido. Los materiales son removidos por un flujo continuo de aire comprimido. Las brocas son generalmente del tipo de cuatro puntas con inserciones de carburo de tungsteno.

Las perforadoras de este tipo son naturalmente grandes y pesadas, de propulsión propia.

USOS.-Se usan en la Minería Open pit, en trabajos de construcción de gran escala, donde se requiere huecos de 100 ó más pies de profundidad. El diámetro de las rocas varía de 5-1/2 a 8 pulgadas. Los costos de operación son bajos cuando la roca es dura ó medianamente dura, donde la perforación rotatoria es ineficaz. El alto costo inicial de estas máquinas significa que ellas son económicas solamente para operaciones de gran escala, donde su capacidad puede ser plenamente utilizada. El flujo de aire de alta presión los hace apropiados para perforación en tierra suelta,

a pesar de filtraciones de agua.

Datos típicos de perforación, para huecos de 6" de diámetro:

Calizas primitivas	13-20 pies/hora
Quarcita	13 pies/hora
Calizas medianamente sueltas	60 pies/hora

## 2.-Perforadoras de martillo

El efecto perforante es llevado a cabo por la energía del impacto de la barra de perforación (barreno), el cual es transmitido en la forma de una onda de presión a la broca, la cual debe estar en contacto con la roca. La perforadora y la broca no se mueven con el martillo ó pistón, como sucede en el sistema churn drill.

En el caso de una perforada combinada a percusión-rotativa, la acción de la energía resulta parcialmente transmitida en ésta manera, y parcialmente de acción cortante, como en las perforadoras rotativas.

Las perforadoras a martillo, de acuerdo a la manera como la energía es transmitida al pistón, pueden ser clasificadas como sigue:

Perforadoras neumáticas a martillo, con o sin yunque

Perforadoras a martillo con motor, en la cual la energía es transmitida al barreno:

a) Por medio del pistón de una máquina de combustión.

b) Por medio de un mecanismo de percusión conducido por un motor separado.

2a.-Perforadoras neumáticas a martillo.- Estas perforadoras

que son las más ampliamente usadas de todas las perforadoras existentes, abarcan muchos tipos y tamaños. Se puede hacer la siguiente clasificación:

- Perforadoras a martillo de tamaño normal, incluyendo las que se sostienen a mano, las que tienen pié de avance, las de alimentación telescópica y las máquinas de alimentación a motor.

- Perforadoras a martillo de tipo pesado.

Perforadoras a martillo que pueden ser insertadas en el agu-

- Perforadoras de rotación-percusión.

De todos estos tipos mencionados, solamente se usan en minería open pit los siguientes:

- Perforadoras a martillo de tipo pesado.-Estas perforadoras se usan principalmente para perforar huecos verticales de diámetros mayores de 3"; son máquinas de alimentación a cadena y están montadas sobre neumáticos. Como ejemplo se citan datos de las siguientes máquinas:

	Ingersoll-Rand	Joy	Atlas Copco
	Powermaster	Challenger	
Diámetro del pistón	5 pulg.	5-1/4 pulg.	6 pulg.
Consumo de aire, a 100 Lb/pulg <sup>2</sup> , en pies cúb./min.	500	635	635-390
Diám. del hueco	4 pulg.	3-1/2-4-1/2 pulg.	3-1/2 - 5-1/2 pulg.
Máx. prof. del hueco	50-65 pies	46-82 pies	50-82 pies
Peso total de la máq.	3,520 lbs.	11,000 lbs.	11,000 lbs.

a) Perforadoras insertadas en el hueco.- En la perforación de huecos largos con barras de extensión acopladas, gran parte de la energía del golpe, es absorbido por la barra de la perforadora y las juntas. Una considerable parte del gasto total de perforación resulta del costo de las barras y del tiempo que demanda el cambio de ellas. En consecuencia, especiales tipos de perforadoras de rocas se han diseñado, los cuales pueden ser insertadas conjuntamente con un barrenado corto dentro del hueco mismo. Los diámetros de los huecos varían de 3-1/2 a 6-1/4 pulgadas. Entre tales tipos mencionaremos:

La perforadora descendiente Atlas Copco, la cual es suspendida por una cadena y tiene un mecanismo de rotación incorporado para la barra perforadora. Se alimenta el aire comprimido a través de una manguera. La velocidad de perforación en calizas usando una broca de 6-1/8 de pulgada es de 10 a 13 pies por hora hasta profundidades de 130 pies. El consumo de aire es aproximadamente de 150 a 210 pies cúb. por minuto a una presión de 85 lib./pulg. cuad.

Estos tipos de perforadoras son usadas especialmente en Open Pit donde los huecos tienen que ser relativamente profundos o algo inclinados.

b) Perforadoras de rotación.- El efecto perforante se obtiene por una combinación de las acciones de percusión y acciones cortantes, el cual implica alimentación de alta presión y un movimiento poderoso de rotación.

Entre los datos reportados para perforadoras de este tipo,

se sabe que sus velocidades varían de 50 a 300 revoluciones por minuto, y de 3,000 a 6,000 golpes por minuto, y una fuerza de golpe de aproximadamente 2,200 libras. Las brocas son del tipo regular "chisel".

Los modelos existentes de este tipo de perforadoras son usados para perforar huecos de 1-1/4 a 2 pulg. de diámetro, y requieren un montaje rígido.

Este sistema de perforación no debe ser confundido con el llamado rotary-percussion, usado mayormente para petróleo y que usa broca del tipo rotatorio.

#### b.-Perforación rotatoria

Este sistema abarca los siguientes métodos:

1.-Perforación cortante, en el que la perforación es efectuada por la acción cortante del barrenado el cual rota mientras es presionado contra la roca.

2.-Perforación abrasiva, efectuado por la acción abrasiva de la barra o medio de perforación la cual rota mientras es presionada contra la roca.

3.-Perforación de molienda, en el cual la perforación es realizada por la acción de molienda de una broca giratoria (roller bit), la cual rota mientras es presionada contra la roca.

#### 1.-Perforación cortante

Las perforadoras son accionadas eléctricamente o por aire comprimido. Los costos son más altos para el último tipo por unidad de fuerza, pero tiene la ventaja de una mejor regulación y una marcha más suave, ahorrándose en brocas. Las máquinas deben ser montadas en un soporte estable o una plataforma de

conducción, la cual permite una alimentación poderosa por cadena ó por tornillo. Los barrenos consisten de tubería acoplada generalmente, ó de tubería con un tornillo exterior para ayudar a la remoción del material disgregado.

Las brocas son generalmente del tipo de carburo de tungsteno, pudiendo obtenerse huecos de 1-1/2 a 2-1/4 de pulgada.

Se usa este sistema con ventaja en rocas suaves o de mediana dureza; en las rocas duras es más ventajoso usar el sistema rotatorio.

## 2.-Perforación abrasiva

Este sistema incluye los métodos del Diamond drill y del Steel shot drilling.

El método diamond drill es usado principalmente para prospección en formaciones relativamente duras. Para el método del Shot hole se usan brocas sólidas.

La capacidad de perforación del diamond drill varía ampliamente, de acuerdo a la roca, tipo de broca y poder de alimentación; por ejemplo, la velocidad de perforación en caliza es de 4 a 6 pulg. por minuto.

El método del Steel shot se usa principalmente para perforar huecos de 12 a 40 de diámetro.

El sistema de perforación de diamond drill es ampliamente usado en minería open pit, de modo que se describirá aquí las partes más importantes de este sistema.

2a) Tipos de diamantes.- De los varios tipos de diamantes producidos, los del Congo y Africa Occidental son los más usados. Las brocas de diamantes se identifican de acuerdo a los diamantes

insertados en ellos.

Los diamantes industriales se encuentran disponibles en todos los tamaños, desde 1/200 carat hasta 1/6 de carat, y se les clasifica de la siguiente manera:

Tipo AAA - Piedras redondeadas, fuertes, completas.

Tipo AA - Regularmente fuerte y redondeadas

Tipo A - Irregulares y parcialmente rotas

Moldeadas (Casting).- Material del más bajo grado

Planas (Flatas).- Delgados frágiles.

Según como se coloquen los diamantes en las brocas, los hay de dos tipos: puestos al azar, y los diamantes orientados.

Los diamantes puestos al azar (Random), piedras de la misma calidad y tamaño están colocados en la broca o matriz sin obedecer a ninguna manera específica, pero de tal modo que cada porción de la roca sea rayada por un diamante por lo menos en cada revolución.

La orientación de los diamantes con el eje de los cristales de menos esfuerzo en la dirección del vector más duro requiere más tiempo, y mediante investigaciones realizadas se han llegado a las siguientes conclusiones:

(1) El costo por pie por brocas con diamantes orientados es aproximadamente 42% más bajo que el de brocas con diamantes incrustados al azar.

(2) Las brocas orientadas duran más del doble que el de las brocas con diamantes random.

(3) Esta duración permite un incremento en el ahorro.

(4) El uso de las brocas orientadas permite un mayor uso en el fondo del hueco permitiendo así, un ahorro en mano de obra.

TABLA N° VI

SELECCION DEL DIAMANTE APROPIADO

Formación Geológica	Tipos de Diamante	Tamaño del Diamante por carat.	Matriz
1. Muy blando	Semi-redondo del Congo	4 a 8	Standard
a) Masivo (no fracturado)			
b) Fracturado	Semi-redondo del Congo	4 a 8	Standard
2. Blando			
a) Pizarra fracturada	Redondo del Congo	8 a 16	Standard
b) Pizarra intemperizada	Redondo del Congo	8 a 16	Standard
3. Medianamente duro			
a) Areniscas	Moldeado del Oeste de Africa	16 a 30	Standard o medio
b) Arenisca fracturada	Redondo del Congo	8 a 16	Standard o medio
4. Duro			
a) Calizas duras, ó dolomíticas	Semi-redondo del Oeste de Africa	30 a 60	Standard o medio
5. Muy duro			
a) Rocas ígneas duras	Redondo del Oeste de Africa	30 a 60	Standard
b) Ígneas fracturadas	Redondo del Oeste de Africa	60 a 110 16 a 30	Duro

2b) Material para la matriz

Por mucho cuidado que se haya puesto en la selección de los diamantes, el material para sostener los diamantes en el lugar, también debe ser seleccionado cuidadosamente. La broca no resulta buena si los diamantes se disgregan al menor grado de ro-

zamiento o abrasión. El material seleccionado para matriz, debe gastarse a una velocidad tal, de modo que exponga una cantidad apropiada de diamantes para que corte eficientemente la roca y al mismo tiempo sostener los diamantes firmemente. La dureza de la matriz no es siempre un factor decisivo. Una matriz mas suave debe ser seleccionada para ciertas formaciones. La matriz debe ser de baja temperatura de moldeo para evitar daños a los diamantes a elevadas temperaturas y también debe ceder a las disoluciones electrolíticas en ácidos ó a otros medios económicos similares, de recuperar los diamantes usados.

Las matrices moldeadas de metal pulverizado son mas fuertes, más resistentes a la corrosión y dan mejores resultados en terreno duro fracturado. Las brocas de metal moldeado (no pulverizado) son más maleables y sólo son deseables en ciertas formaciones. Algunas brocas de esta naturaleza son bastante blandas como para ser cortadas por una sierra, sin embargo bastante resistentes a la abrasión.

Entre las varias clases de matrices tenemos los broncees, bornces de cobre-estaño, broncees de aluminio, broces de manganeso, aleaciones de cobre berilo apropiado para perforaciones en formaciones no-abrasivas, de aleaciones de tungsteno para formaciones fracturadas y de grano fin, de aleaciones de cobalto-cromo-tungsteno, de aleaciones de carburo de tungsteno, para formaciones extremadamente duras, etc..

2c) Tipos de brocas diamantinas.- Los dos principales tipos son, aquellos para perforar huecos usados en voladura, y aque-

llos usados para operaciones de prospección. En el primer caso los diamantes cubren la cara entera de la broca y realizan una perforación mas rápida que en el segundo caso por cuanto no hay "core" que recuperar.

Las formas en ambos tipos de roca varían ampliamente para dar mejores eficiencias en los cortes en diferentes tipos de rocas. Los tamaños de las brocas están designadas por las letras EX, AX, NX y DX. Todas las partes de la perforadora también están designadas por letras; letras del mismo tipo son colocadas sobre las partes que trabajan con una broca que lleva determinada letra.

La velocidad de perforación que se obtiene es inversamente proporcional a la dimensión de la broca; cuanto mayor es la broca, la velocidad es más baja. El espesor de las paredes de la broca varía en cada broca y es inversamente proporcional a la velocidad de perforación.

Cuanto mayor es el diámetro de la broca, el espesor de las paredes es mayor, por cuanto necesitan contener mas diamantes para cortar eficientemente. El costo de la broca aumenta proporcionalmente al número de diamantes que contiene la broca.

El número de conductos de agua en una broca varía ampliamente de 2 a 24 conductos por broca, y son generalmente del mismo material que la matriz de la broca; el tamaño y la forma de ellos depende de las formaciones que se van a perforar. En formaciones de arenisca y carnotita se usan brocas de por lo menos ocho conductos de agua.

## 2d) Costo

Para una perforación eficiente al menor costo, los factores que deben ser controlados son, la calidad y tamaño de los diamantes, la disposición de ellos en la broca, conductos de agua, resistencia estructural y calidad de la matriz. Los otros factores que intervienen en el costo son el elemento humano, el cual es virtualmente incontrolable. Con la selección de la mejor broca apropiada para la tarea, los factores relacionadas al elemento humano también serán resueltos, por cuanto un hombre realiza un buen trabajo con las herramientas adecuadas. No importa cuan apropiada es la máquina perforadora o cuan entrenado es el operador; ellos solamente pueden realizar la función del trabajo hasta un punto limitado, por la broca. La selección propia de la broca es el criterio final en las prácticas de perforación.

Causas de desgaste en las brocas incontrolables por el operador:

- 1) Tipo de suelo: dureza, desuniformidad, etc.
- 2) Inclinación del hueco
- 3) Tipo de enfriador usado

Causas de desgaste en las brocas debido al diseño de ellas:

- 1) Tamaño de los diamantes usados
- 2) Uniformidad en el tamaño y calidad de los diamantes
- 3) Eficiencia de exposición, con buena retención de los diamantes
- 4) Arreglo para una distribución igual del esfuerzo y del uso.

- 5) Selección de la matriz mejor apropiada para el tipo de formación.

Causas de desgaste en las brocas controlables por el operador:

- 1) Presión sobre la broca
- 2) Velocidad de rotación de la broca
- 3) Presión del agua y expulsión del material disgregado.
- 4) Caída de los tubos o rodillos de perforación
- 5) Uso de brocas romas o muy gastadas
- 6) Vibración de la barra de perforación
- 7) Caída de la broca después de sacarlo del cañón
- 8) Excesiva molienda de la muestra
- 9) Rotura de los diamantes por caída de las llaves u otras herramientas
- 10) Descuido en el cuidado apropiado de la broca.

### 3.-Perforación de molienda

Las brocas consisten de dos ó tres conos giratorios en-  
dentados que giran en dirección contraria, contra el fondo del  
husco, La dureza, longitud y forma de los dientes de los conos  
depende de la dureza de la roca. El diámetro del hueco varía am-  
pliamente. La fuerza de impulsión necesaria depende de la dureza  
de la roca y del diámetro de la broca. Para dar una idea, se  
puede asumir que la fuerza de impulsión promedio aplicado es a-  
proximadamente una tonelada por pulgada de diámetro. Los materia-  
les disgregados son removidos por un flujo de aire ó de agua,  
siendo el primero el mas comúnmente usado en las minas open pit.

La máquina de perforación debe ser pesada y poderosa en vista de la fuerte presión de ejerción. La máquina Joy Champion 58 HB, por ejemplo, pesa 22 toneladas, tiene un motor de 50 H.P. y tiene en adición una compresora de 75 a 125 H.P.. Esta máquina, perforando con una broca de 6-1/4 de pulg. de diámetro, en calizas, tiene una velocidad de perforación de 21 pies por hora; sin embargo las hay para perforar de 100 a 130 pies por hora, en huecos de 10" y en arenisca medianamente dura. Este método es usado principalmente para perforaciones por petróleo de varios miles de pies de profundidad, y últimamente su uso se está extendiendo ampliamente en minería open pit.

Actualmente los tipos más comunes en open pit son los de dos y tres conos, variando el diámetro de los huecos de 3-3/4 de pulg. hasta 26 pulg. y están disponibles en incrementos de aproximadamente 1/4".

Usando las brocas mas apropiadas para las condiciones de perforación que se encuentran, se puede obtener un mejor avance con el menor gasto. Para obtener el mejor rendimiento por broca, hay que considerar los factores de velocidad de rotación, volumen del fluido de perforación y peso de la broca, especialmente el último factor; en el terreno hay que considerar la fuerza de compresión, perforabilidad y la formación estructural.

Para la extracción de los materiales disgregados durante la perforación, las brocas están equipadas con uno de los dos siguientes tipos de conductos: el tipo regular y el tipo "jet".

El tipo regular envía el aire a la intersección de los conos en las brocas. El tipo "jet" está adaptado para limpiar los

materiales disgregados del hueco enviando el aire al lado periférico del sistema de conos (ver Fig. N° 13). Estos factores deben ser tomados en cuenta para la selección propia de las brocas.

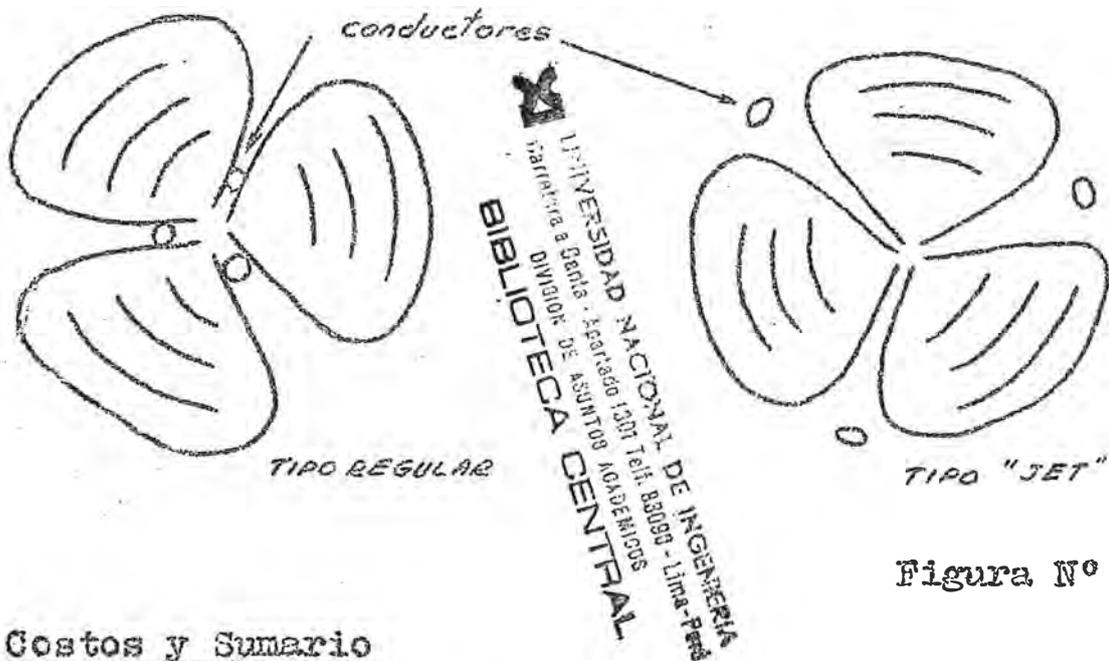


Figura N° 13

### 3a) Costos y Sumario

Todas las brocas hechas por las compañías manufactureras (Hughes Tool Company, por ejemplo) son sobre la base del arriendo y cambio. Las brocas nuevas son traídas y las usadas devueltas a la compañía manufacturera para que, si es posible, sean reconstruídas. Los precios de arriendo varían de \$ 100 por broca a \$ 1,800, dependiendo del tipo y tamaño de la broca deseada.

Mayor número de huecos se puede perforar a un ritmo mas rápido, con un costo de perforación mas bajo, usando una broca mejor adaptada a la formación específica.

### c.-Perforación Termal (Thermal Piercing)

Se obtiene el hueco por un calentamiento rápido de la roca a alta temperatura mediante la llama producida por un gas a alta velocidad. El rápido incremento en temperatura hace que las

partículas de roca se rompan continuamente debido a la dilatación. Este sistema es desarrollado por Linde Air Products Corp.

El calor es usualmente generado por la combustión de oxígeno, generalmente mezclado con hidrógeno; en algunos casos se agrega un agente fundente.

Debido a la formación de gases y vapor el uso de este método está restringido a trabajos en superficie o zonas de muy buena ventilación. Actualmente este método es económico solamente para operaciones de gran escala donde los otros sistemas de perforación dan resultados pobres.

Como un ejemplo se puede citar que la máquina JPM-1 hecho por Linde Air Products Corp. da los siguientes promedios en taconita:

Diámetro del hueco	6-1/2 pulg.
Avance	15 pies/hora
Consumo de oxígeno por pie de longitud	205 pies cúb.
Consumo de kerosene por pie de longitud	18.8 libras

d.-Selección del método de perforación

1.-Consideraciones generales

Para tener una idea clara de los varios factores que intervienen en la selección de un método para un caso particular ver el diagrama de la figura 14. Los variados costos unitarios desde perforación hasta la molienda primaria deben ser ploteados acumulativamente con la dimensión máxima persible de la roca como variable. Todos los costos unitarios están mas o menos directamente relacionados a la fragmentación o tamaño de roca, diámetro

metro del hueco, carga, espaciamiento de los huecos, explosivos, todos los cuales deben ser tomados en cuenta para obtener un costo total mínimo.

El diámetro máximo permisible de la roca después del disparo secundario, generalmente está determinado por la capacidad del equipo disponible para carguío, transporte y molienda.

La perforación y disparo secundario, generalmente es muy costoso, por lo cual se aconseja seleccionar el diámetro del hueco y la carga, de manera que no produzcan muchos bancos. Esto puede ser regulado también hasta un cierto grado seleccionando un tipo apropiado de explosivo y usándolo en cantidades apropiadas.

Otros factores que deben ser tomados en cuenta al seleccionar el método apropiado de perforación y diámetro del hueco son:

- a) Tipo de roca
- b) Lugar de perforación
- c) Escala de la operación de perforación
- d) Diámetro del hueco
- e) Profundidad del hueco
- f) Labor
- g) Costos de perforación

Los métodos de perforación y los tipos de roca deben guardar una relación cuidadosamente estudiada para una perforación económica.

## 2.-Consideraciones sobre el equipo de perforación.-

Todo equipo debe ser del tipo adecuado para una cierta

METODOS DE PERFORACION LOS CUALES SON ECONOMICAMENTE PRACTICOS  
PARA LOS SIGUIENTES TIPOS  
DE ROCAS

Greda caliza esquistos gneis granito cuarzo

Churn Drilling      Churn drilling de cable      Churn drilling Neumát.

Perforación por Percusión      Percusión normal

Perf. Rotativa      Perf. de Corte

Perf. Abrasiva

Perf. de Molienda

Perf. Termal

Matriz Jet

**DATOS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA VARIOS TIPOS DE METALES Y NO METALICOS EN OPEN PIT**

Open pit	Tons de Min. y desmonte por día (Prom.1953)	Perforadora Primaria Ø-mineral W-desmonte	Ancho de Broca Pulg.	Acero C-cab A-Alea	Profundidad del banco Pie	Altura del taladro	Consumo de Explosivo lb por ton
Asbestos	O 7200 W 4050	LP(O y W) LP(O y W) M-DR(OyW)	5-1/2TC 4 TC 3SUyTC C		75-125	Var Var 20" base	0.15 (O) 0.15 (W)
Asbestos	O 4350 W 2540	WAG (OyW) M-DR(OyW)	27/8-3SU 21/4-3TC	AyC AyC	50	35 Vert 20" base	0.14(.) 0.14(a)
Asbestos	O 2630 W 140	WAG(OyW) LP(OyW)	21/2-3SUyTC 31/2TC	C Especial	40-50	40 Vert 20 base	0.27(O) 0.21(W)
Mineral F.	O 7200 W 21200	CH(W)	9 y 6	C	25-28(W)	28-30	1.07duro 0.20 BL.
Mineral F.		CH(O) WAG(O)	9 2-3TC	AyC AyC	30(O)	35(O)	0.40
Mineral F.	O 8000 W 15500	CH(O) CH(W)	9 9	A A	15(O) 30(W)	20(O) 36(W)	
Cobre		CH(O) CH(W)	9 9		50(O)	55(O)	0.24(O) 0.22(W)
Cobre	O 11870 W 1918	CH(O) CH(W)	9 9	C C	45(O) 45(W)	51(O) 51(W)	0.227(O) 0.227(W)
Cobre	OYW 4,CCO	CH(O) CH(W)	9 9	C C	50(O) 50(W)	51(O) 57(W)	0.13(O) 0.13(W)
Cobre	O 3500 W 14000	CH(O) CH(W)	7 7	C C	50(O) 50(W)	55(O) 55(W)	0.30(O) 0.20(W)
Cobre	O 13000 W 30000	CH(O) CH(W)	9 9	C C	50(O) 50(W)	55(O) 55(W)	0.14(O) 0.14(W)
Cobre	O 13830 W 8063	CH(O) CH(W)	9 9	A A	50(O) 50(W)	57(O) 57(W)	0.18(O) 0.125(W)
Magnesita	O 1582 W 4335	ROT(O) ROT(W)	61/4 61/4	C C	40(O) 40(W)	47(O) 47(W)	0.40(O) 0.32(W)
Barita	O 2000 W 9000	CH(O) WAG(O)	6 21/2TC	C Ø	Var Var	Var Var	3.5 3.5
Ilmenita	O 3000 W 1000	AVG(O) LP(O) LP(W)	3x1/2x1/2 6TC 6TC	C A A	Var 40(O) 40(W)	Var 44(O) 44(W)	3.5 0.278(O) 0.34(W)

**LEYENDA**

- O - Mineral
- W - Desmonte
- TC - Carburo al tungsten
- A - Aleación
- C - Acero al carbón
- LP - Perf. de perc. gr.
- M - DR - Perf. Mob.
- WAG - Wagon drill
- CH - Churn drill
- ROT - Rotativa
- AUG - Auger drill
- SU - Uso simple

tarea y del tamaño apropiado.

La consideración primaria es la provisión de una adecuada fuente de fuerza motriz, especialmente para aire comprimido, de modo, que la total presión calculada se encuentra disponible para las perforadoras.

La escala de selección varía entre las máquinas sostenidas a mano y los diferentes grados de equipo mecánico pesado, entonces la selección final dependerá del espacio disponible, facilidades para el transporte y montaje, la escala de la operación y el grado de uso efectivo, planeado para cada máquina. En la mayoría de los casos no puede llegarse a ninguna decisión hasta llevarse a cabo un estudio del tiempo y un estimado de los costos. En minería open pit, se recomienda usar alguna forma móvil de montaje, preferencialmente de propulsión propia y proporcionalmente al tamaño de la perforadora. Las condiciones de trabajo en el sitio determinarán si se han de usar neumáticos, orugas, o si es más conveniente tener la perforadora sobre un camión.

#### B.-VOLADURA

Introducción.- El explosivo que más se usa en la minería open pit, es el nitrato de amonio, es por eso que se dedicará mayor atención a este explosivo.

Fueron Hugh Lee y Robert Akre de la Maumee Collieries de los EE. UU. que en el año 1955 emplearon el nitrato de amonio como explosivo, en la minería moderna y con ello se consiguió disminuir los costos. Desde entonces se emplea en casi toda la minería open pit.

TABLA N° VII

TABLA DE PERFORACION PARA ROCAS

Formación	Razón Promedio de Penetración (ft/hr)	DCN -	Dureza Knoop
Arenisca, Wilcox	9.88	1.9	813
Cal, Canyon Reef.	9.38	2.0	630
	5.52	3.4	127
Anhidrita	4.82	3.9	
Cal, Mississippi	4.37	4.3	176
Shale marino Duro, Hosston	1.62	11.6	
Cal cristalina	1.25	15.0	
Arenisca dura, First Bromide	0.957	19.6	
Caliza arenosa, Smackover	0.722	26.0	
Caliza impura	0.623	30.1	
Arenisca	0.503	37.3	988
Sienita	0.497	37.7	
	0.408	45.8	745
Granito rosado	0.253	74.1	

- DCN es un número de una clasificación arbitraria, basado en el tiempo requerido, para perforar una cierta profundidad bajo condiciones Standard.

T A B L A VIII

RESULTADOS DE LA COMPARACION DE OPERACIONES DE DOS TIPOS DE PERFORACIONES.

Tipos de Perforación	Diámetro del taladro Pulg.	Clase de Roca	* Razón Promedio de Penetración Por Hora	** Costo de operaciones promedio Por Hora	Costo Por Pié
Rotativa	6-1/4	Caliza	40	\$ 10.00	\$ 0.25
Churn drill	6-1/4	Caliza	12	7.00	0.58
Rotativa	6-3/4	Caliza dura	40	11.00	0.27
Churn drill	6-1/4	Caliza dura	9	7.75	0.88
Rotativa	6-3/4	Dolomita dura	22	12.00	0.55
Churn drill	6-1/4	Dolomita dura	5	7.50	1.50
Rotativa	7-3/8	Shale	50	10.00	0.20
Churn drill	9	Shale	17	7.00	0.41

≡ Tiempo de operación total

\*\* Incluye mano de obra, materiales, mantenimiento y depreciación

a.-Factores que deben considerarse al usar el explosivo AN-FO.

Entre los varios factores que influyen en la velocidad de detonación, los principales son:

1.-Compactación

2.-Diámetro del taladro

3.-Densidad de la carga

4.-Contenido de aceite combustible

5.-Agentes inertes de revestimiento que sirve para impedir el aglutamiento, ejemplo, tierra de diatomeas al 3%.

6.-Contenido de agua

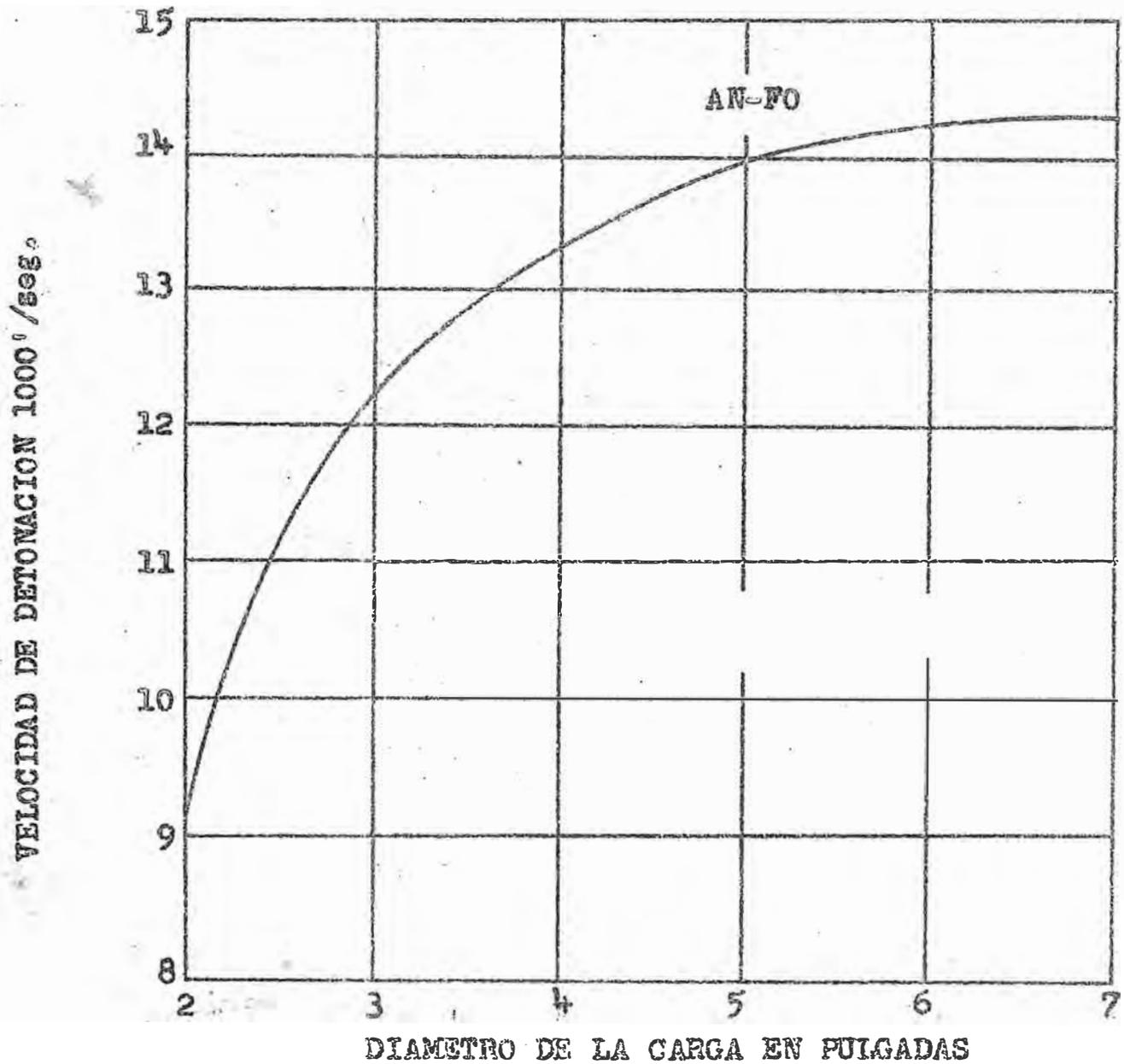
7.-Tamaño de la partícula y distribución.

(Ver Figuras N° 22, 23, 24, 25, 26, y 27).

Además tenemos que tener en cuenta la sensibilidad según el tiempo que se tiene después de agregar el petróleo, y según el número de ciclos de temperatura: ver figuras N° 28 y 29.

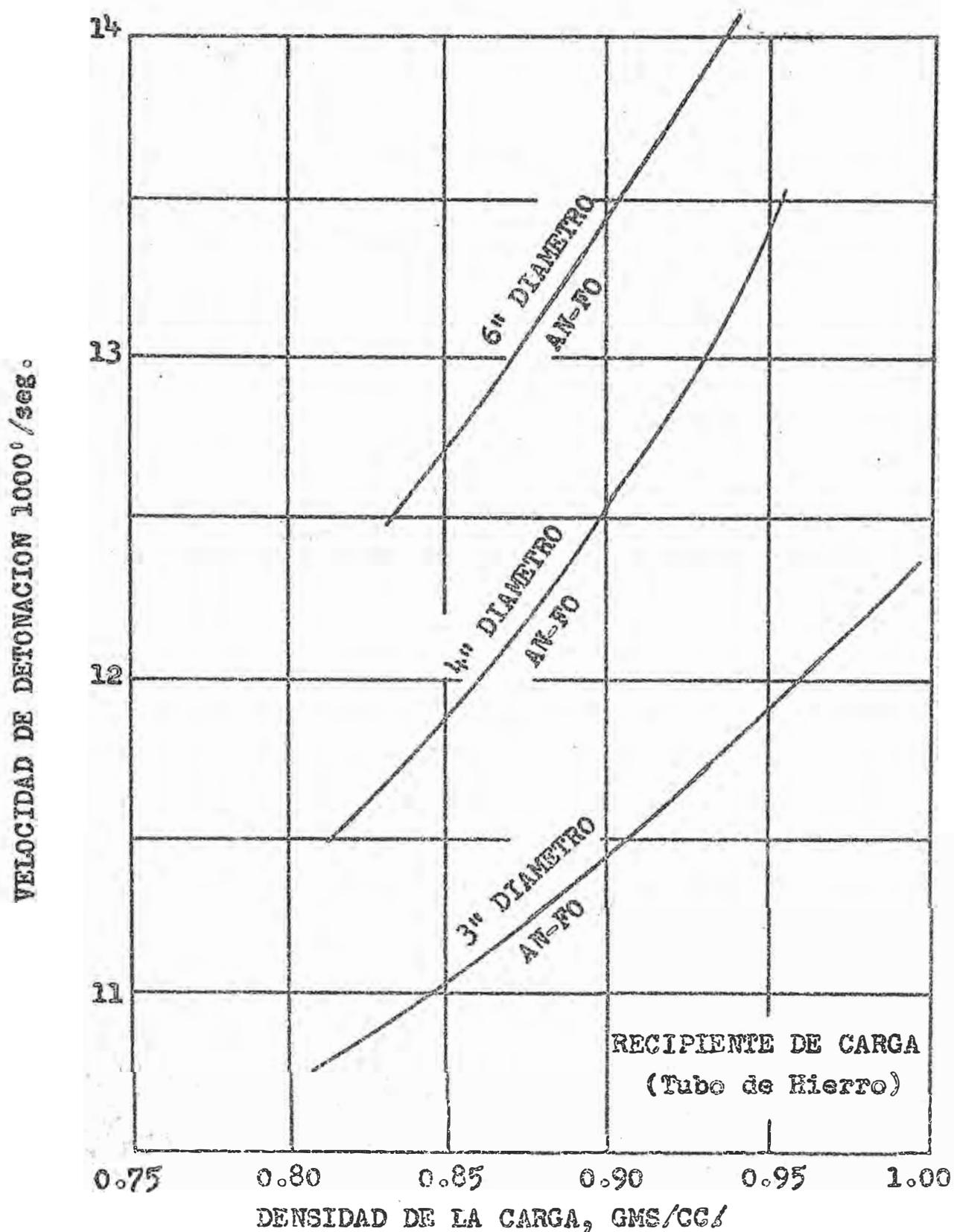
b.-Encendedores.-

Si el encendedor o cebo reúne las condiciones necesarias de resistencia y cantidad para dar comienzo a una detonación con el explosivo AN-FO, la velocidad de detonación del mismo, alcanza un valor estable que depende de las condiciones de carga y el medio ambiente. En las cercanías inmediatas del cebo puede haber ya sea una velocidad aumentada ó disminuída, lo cual depende del tamaño y resistencia del encendedor. Los cebos de consistencia débil pueden iniciar una detonación inestable que puede fallar completamente ó proseguir a una velocidad mucho más lenta que la del índice estable ó sea hasta 18" de una carga de 3" de diámetro.



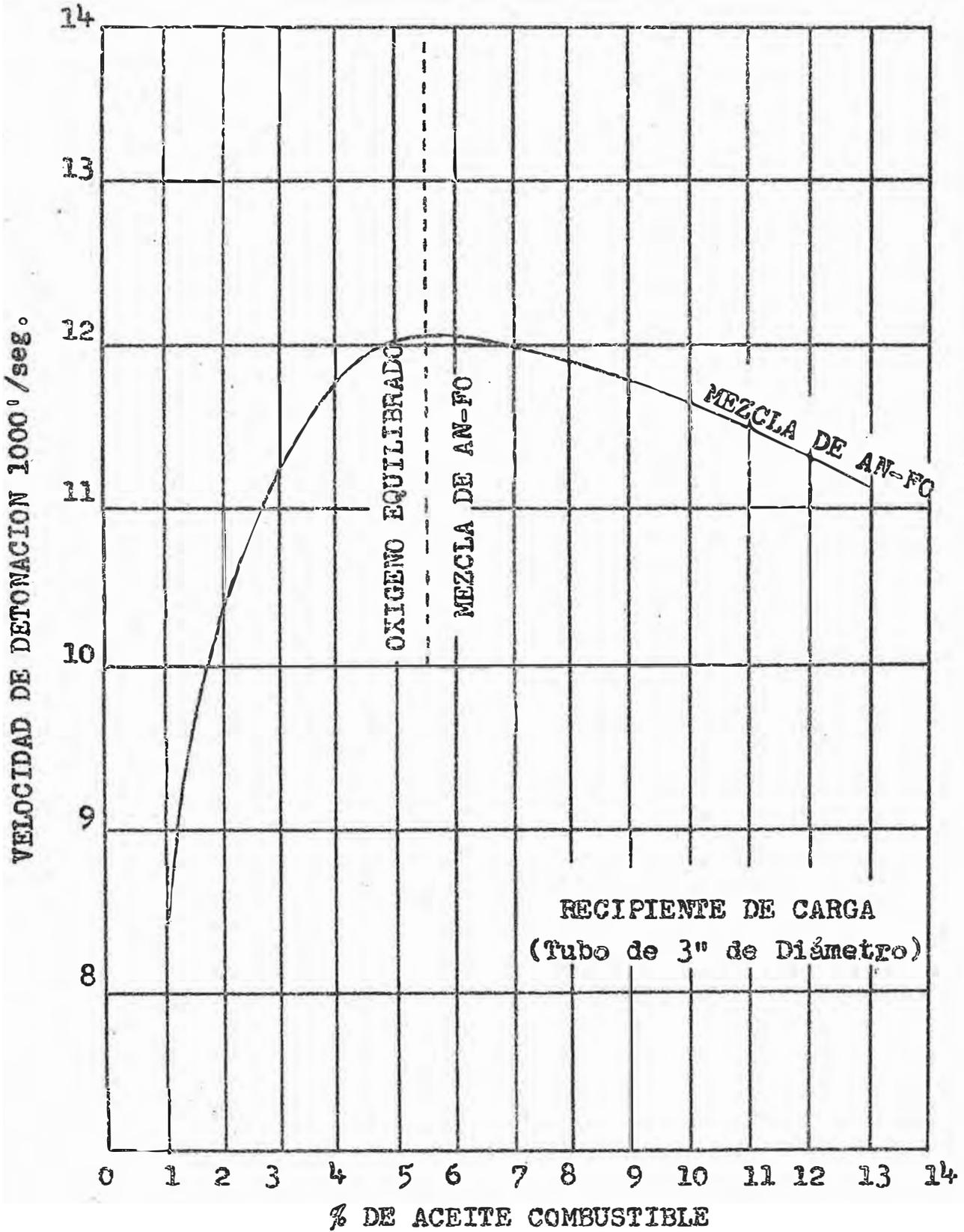
EFFECTOS DEL DIAMETRO DE LA CARGA SOBRE LA VELOCIDAD DE DETONACION

Figura N°22



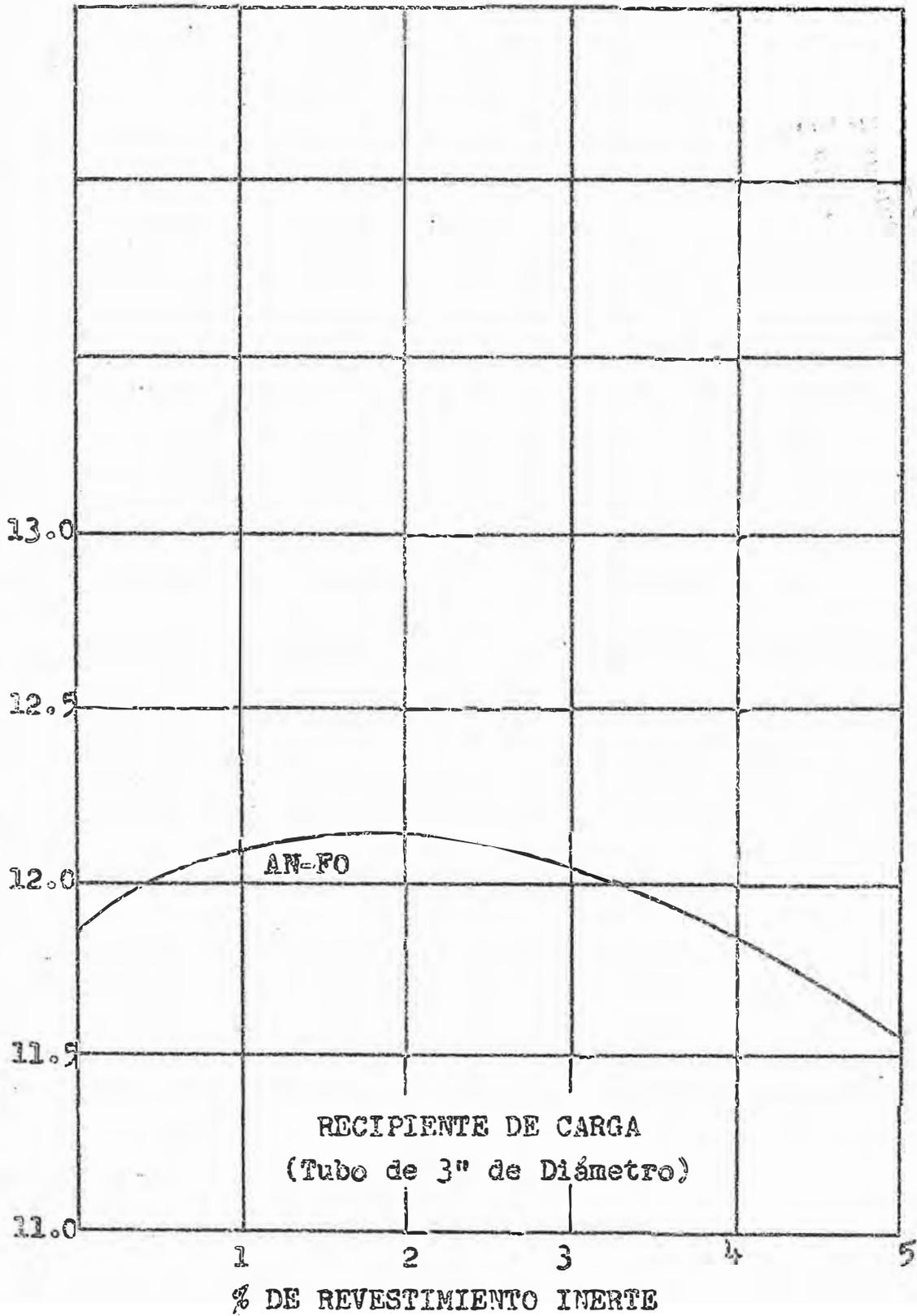
INFLUENCIA DE LA DENSIDAD DE LA CARGA SOBRE LA VELOCIDAD DE DETONACION

Figura N°23



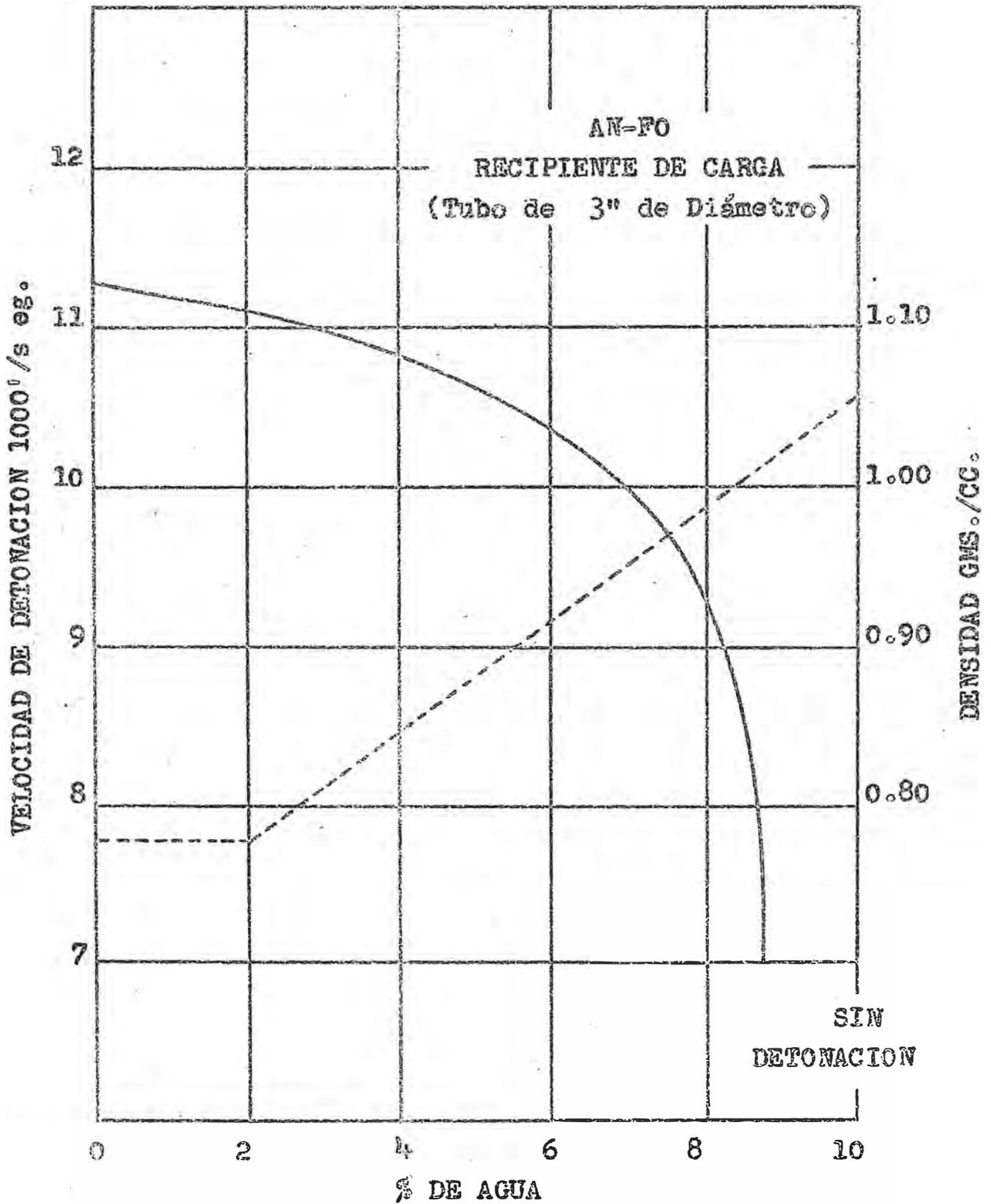
INFLUENCIA DEL CONTENIDO DE ACEITE SOBRE LA VELOCIDAD DE DETONACION  
Figura N°24

VELOCIDAD DE DETONACION 1000' / seg.



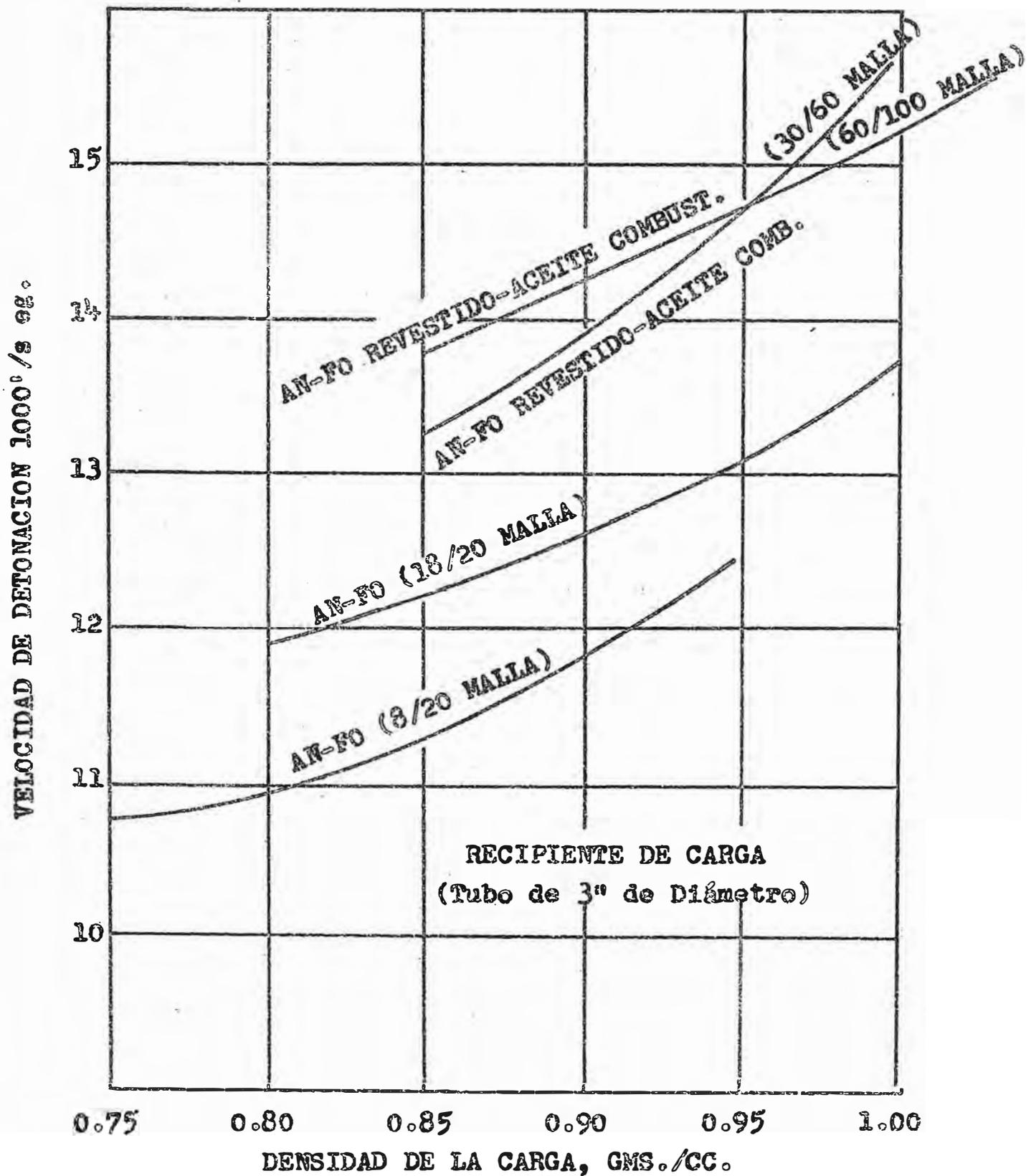
INFLUENCIA DE AGENTES INERTES DE REVESTIMIENTO SOBRE LA VELOCIDAD DE DETONACION

Figura N°25

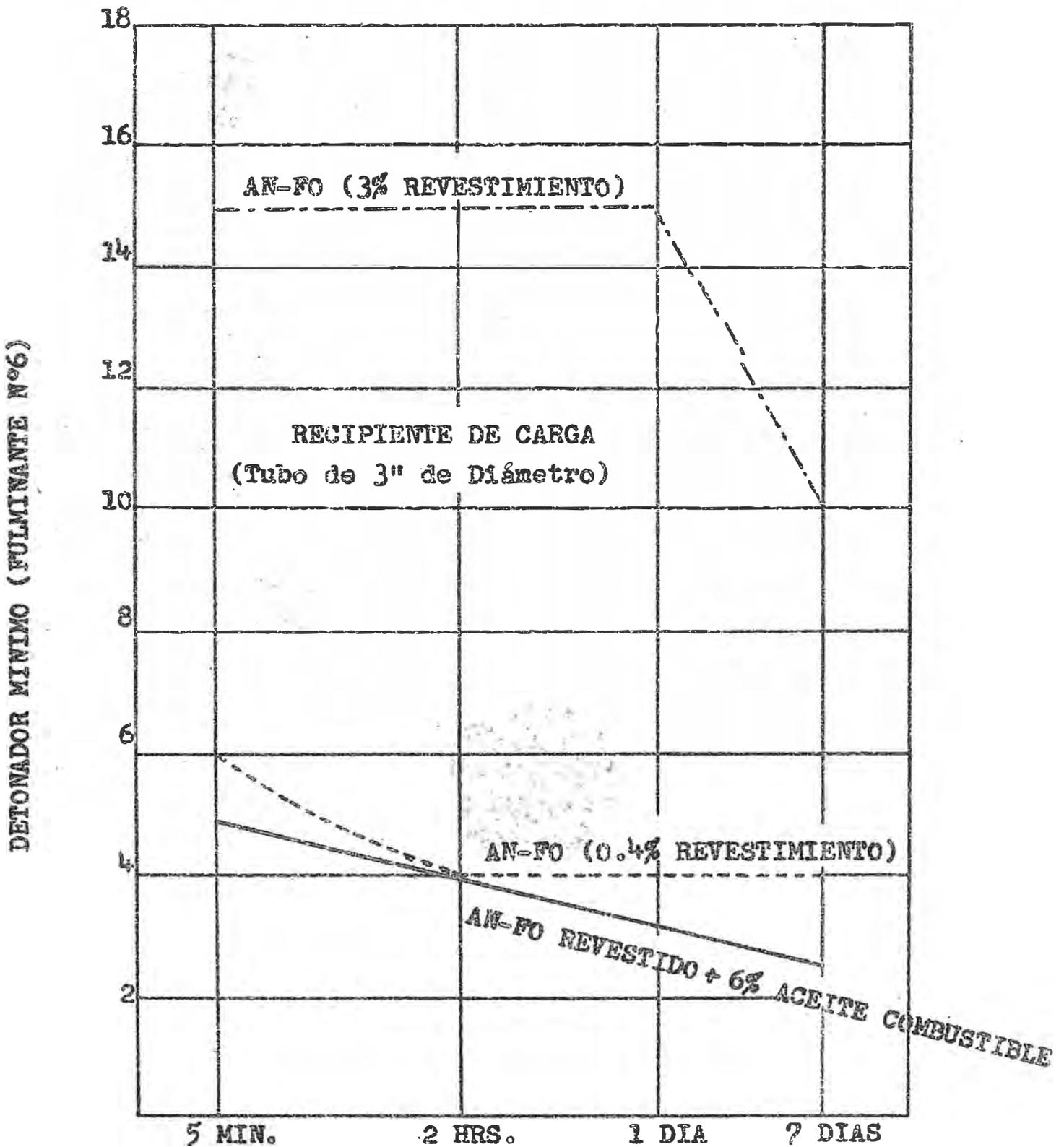


EFFECTOS DEL CONTENIDO DE AGUA SOBRE LA VELOCIDAD DE DETONACION

Figura N°26

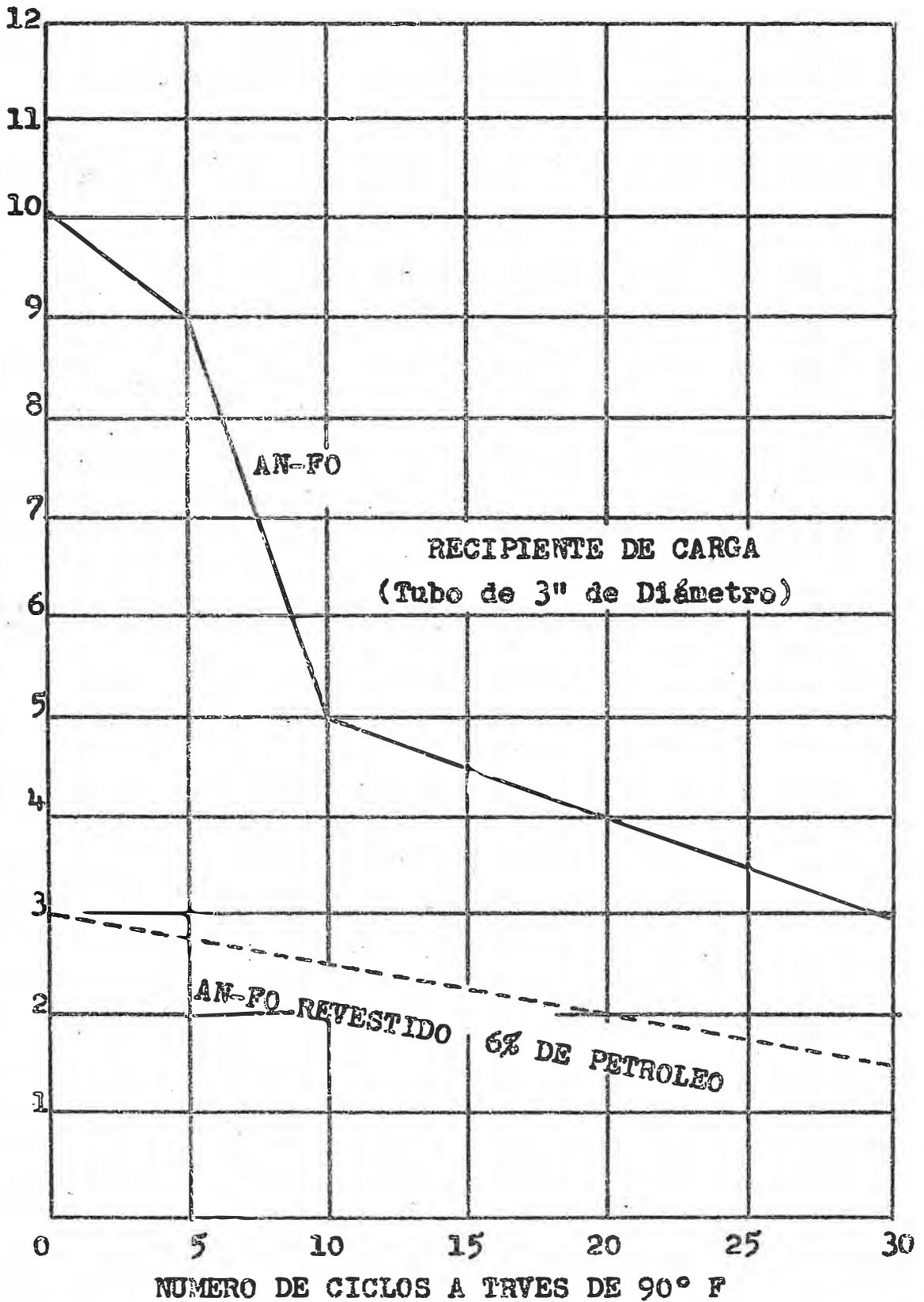


INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE LA VELOCIDAD DE DETONACION  
 Figura N°27



VARIACION DE LA SENSIBILIDAD SEGUN EL TIEMPO QUE SE TIENE DESPUES DE AGREGAR EL PETRÓLEO

CANTIDAD DE FULMINANTES N°6 NECESARIOS PARA LA INICIACION



EFFECTOS SOBRE LA SENSITIVIDAD POR LOS CICLOS DE TEMPERATURA

Figura N°29

T A B L A N°IX

INFLUENCIA DEL METODO DE MEZCLAMIENTO SOBRE LA VELOCIDAD DE  
DETONACION

---

(1,000 pies/segundo)

	Aceite vertido por la parte superior de la bolsa y dejado 30 minutos	Mezcladora de concreto, dejando 5 min.	Mezclamiento durante 5 minutos y dejado 24 hrs.
94/6 de gránulos de nitrato de amonio sin revestimiento Densidad = 0.83	10,900	11,700	11,700
94/6 de AN-FO con 4% de revestimiento Densidad = 0.83	10,500	11,300	11,650
94/6 de AN-FO con 3% de revestimiento Densidad = 0.83	11,350	11,600	11,850

3/4 de galón de diesel por bolsa de 80 libras

1/2 galón de diesel por bolsa de 50 libras

---

Se sabe que la dinamita del 60% suministra la fuerza suficiente para encender el AN-FO. Resistencias de porcentaje inferior como la de 40% se están usando hasta cierto límite, pero se sabe que no son buenos encendedores del explosivo AN-FO. Algunas mezclas más sensibles del nitrato de amonio-aceite combustible, como aquellas del nitrato de amonio sin revestimientos ó molido, pueden muy bien encenderse con una guía detonante de 150 a 175 granos. Otras formas de "Encendedores" como el PETN fundido, la composición B, etc., están generalizándose en las operaciones de voladura. Su discusión se hará más adelante en la sección respectiva.

La cantidad y la forma geométrica del encendedor pueden afectar en forma considerable la eficiencia de la operación. Así por ejemplo, un cartucho de 1-1/4" x 8" (media libra) con 60% de gelatina de amonio no producirá un encendido tan bueno como el mismo cartucho, pero cortado en dos y amarrando ambas partes, porque de este modo se reduce la longitud y se aumenta el diámetro efectivo. Esto nos da como pauta que la longitud en relación al diámetro es de suma importancia cuando se selecciona el encendedor adecuado. La longitud correcta de un encendedor no ha sido todavía definitivamente establecida para todos los casos.

En algunos casos, para efectuar una buena detonación puede necesitarse una cantidad considerable de cebo. Así tenemos, si los taladros húmedos son cargados con bolsas de AN-FO a prueba de agua, colocándose un cebo entre dos bolsas, es lógico creer, que sería necesario emplear una cantidad superior de cebo ó un cebo

más potente para compensar la cantidad de trabajo absorbida por el agua de las cercanías y al mismo tiempo, suministrar la fuerza necesaria para el encendido.

El método de encendido por puntos múltiples, ó sea el de colocar los cebos en lugares específicos a lo largo de la longitud de carga del barreno, se ha estado empleando ventajosamente con el explosivo AN-FO. Este sistema es especialmente conveniente donde los estratos rocosos que se desea volar, presentan rajaduras y grietas de regular longitud ó cuando se quiere volar una serie de capas alternadas de roca dura y blanda.

Colocando los cebos estratégicamente, se elimina la posibilidad de una falla en la detonación al cortarse la carga. Si la onda de detonación disminuye por insuficiencia de compactación como consecuencia de una capa delgada de roca, la detonación de otro cazo aumentaría de nuevo la velocidad, o por lo menos aseguraría la detonación continua de la columna de pólvora a través de la zona de roca blanda.

#### d.-Factores que influyen en la voladura.

Hay que considerar los siguientes factores:

a.-Tipo de carga.

b.-Densidad del explosivo.

c.-La atacadura o taco

d.-Tiempo de iniciación

e.-Cantidad de explosivos que depende de la carga y la profundidad del taladro.

#### e.-Fórmulas básicas.

Para calcular la cantidad de explosivo a emplearse en un disparo de un banco, se emplea la siguiente fórmula:

$$B = \frac{(I) (D) (T)}{27}$$

B = Tonelaje (Yardas cúb.)

También se aplican las fórmulas siguientes:

$$B = \frac{(I) (D)}{27} \left( \frac{T + C}{2} \right)$$

$$B = \frac{I}{27} \frac{(H + D)}{2} \left( \frac{T + C}{2} \right)$$

Donde:

$$B = C + t$$

t = Distancia horizontal de la cresta a base (pié)

$$f = 0.3 \times C \quad \text{ó} \quad 0.3 \times \frac{C + T}{2}$$

$$d = f \times T$$

$$D = H + d$$

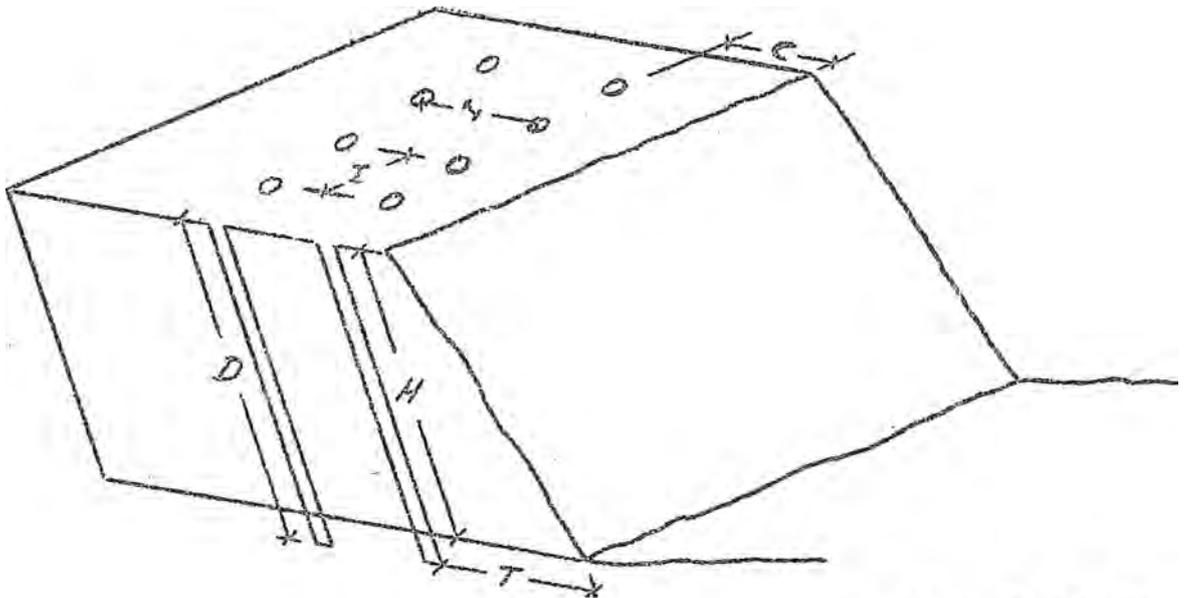
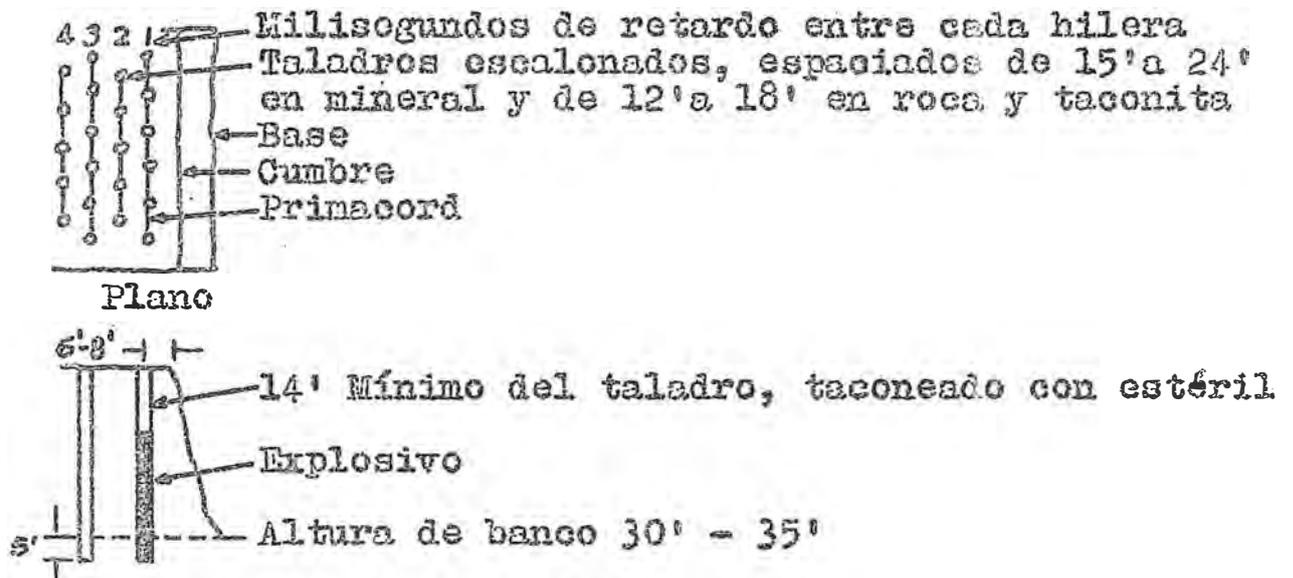


Figura N° 30

### f.-Trazos

A continuación una serie de trazos que nos servirá de guía:



### PERFORACION EN MINERAL DE FIERRO

Tipo de Mineral: Medio duro, mineral de hierro no abrasivo.

Tipo de Desmonte: Duro, taconita abrasiva y otras rocas.

Diámetro del Taladro: 6" de la barra y de 6" a 9" el

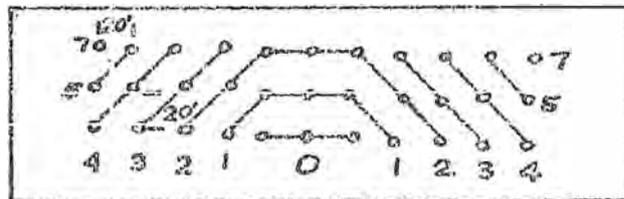
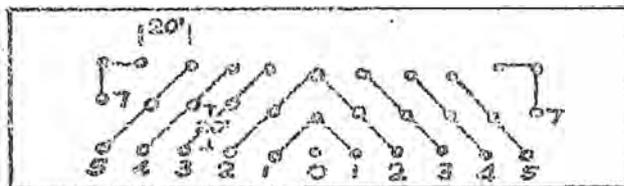
Churn - drill

Prevención: Uso cuidadoso de los espacios de los taladros.

Consumo de Explosivos: Mineral 0.45 a 0.70 lb/ton.,

Desmonte 0.75 a 1.50 lb/ton. 2

## Método "A"



## Método "B"

Los números indican los milisegundos de retardo usados para obtener una buena secuencia de voladura.

PERFORACION EN CAPAS DE CALIZAS

Tipo de Roca: Dureza media, moderadamente abrasiva.

Diámetro del Taladro: 6 3/4 pulgadas, rotativa.

Diámetro del Explosivo: 5" por 16", dinamita.

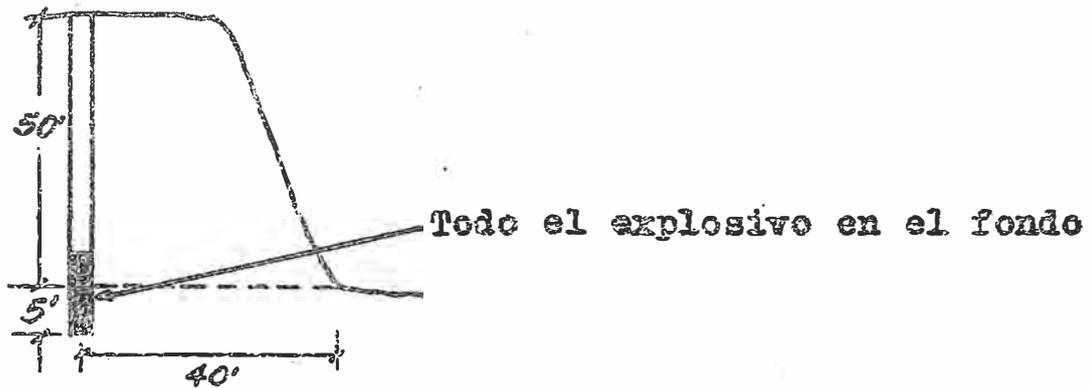
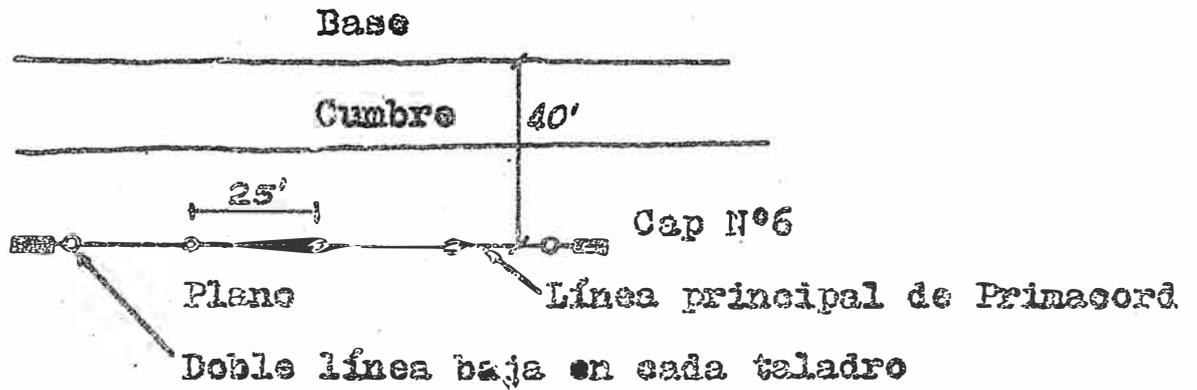
Carga del Taladro: Abajo 1/4 explosivo de 70%,

Arriba 3/4 explosivo de 50%

Detonadores: Primacord, con retardo de 0 a 7 milisegundos.

Modelo de Perforación: Entre centros de tal. 20 pies, altura de banco 45', altura tal. 46'.

Figura N°16



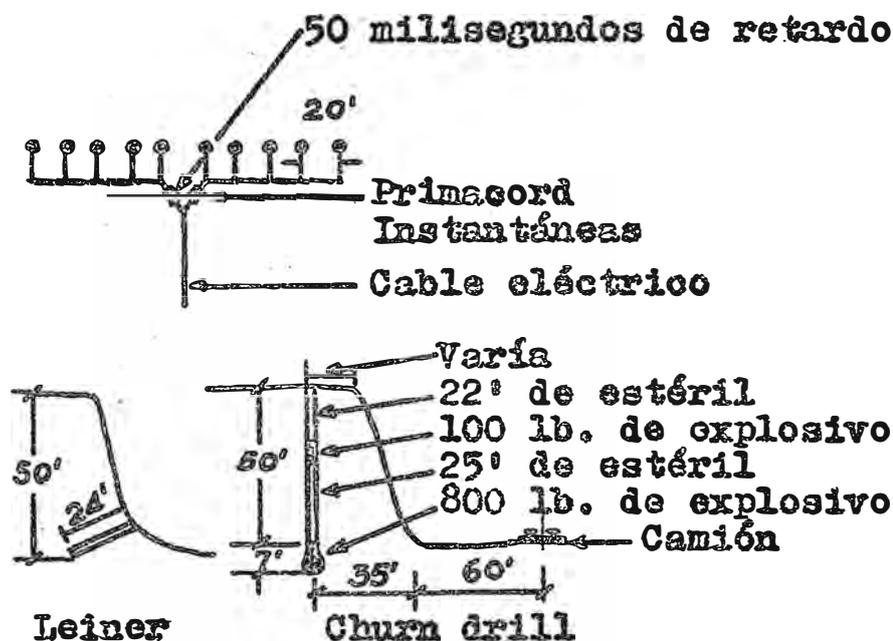
### PERFORACION EN COBRE PORFIRITICO

Tipo de Mineral y Desmante: Dureza media a blanda, no abrasivo.

Diámetro del Taladro: 9 pulgadas, Churn drill.

Prevención: Usar sobrecarga si necesita.

Consumo de Explosivo: Mineral y desmante 0.7 lb/ton.



### PERFORACION EN COBRE PORFIRITICO

Tipo de Mineral: De blando a duro.

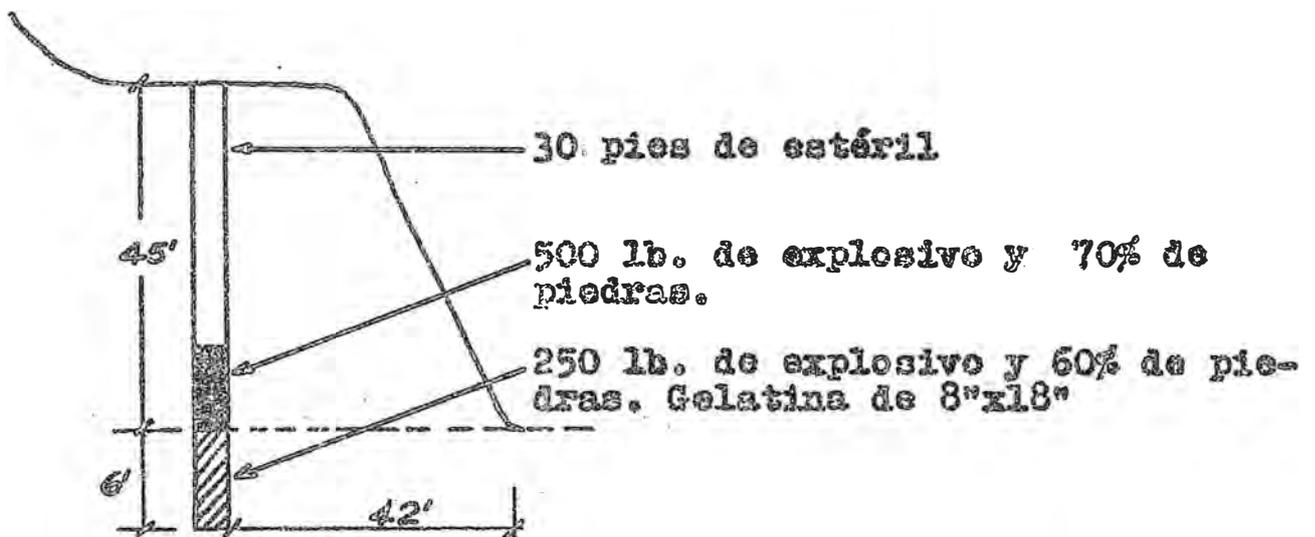
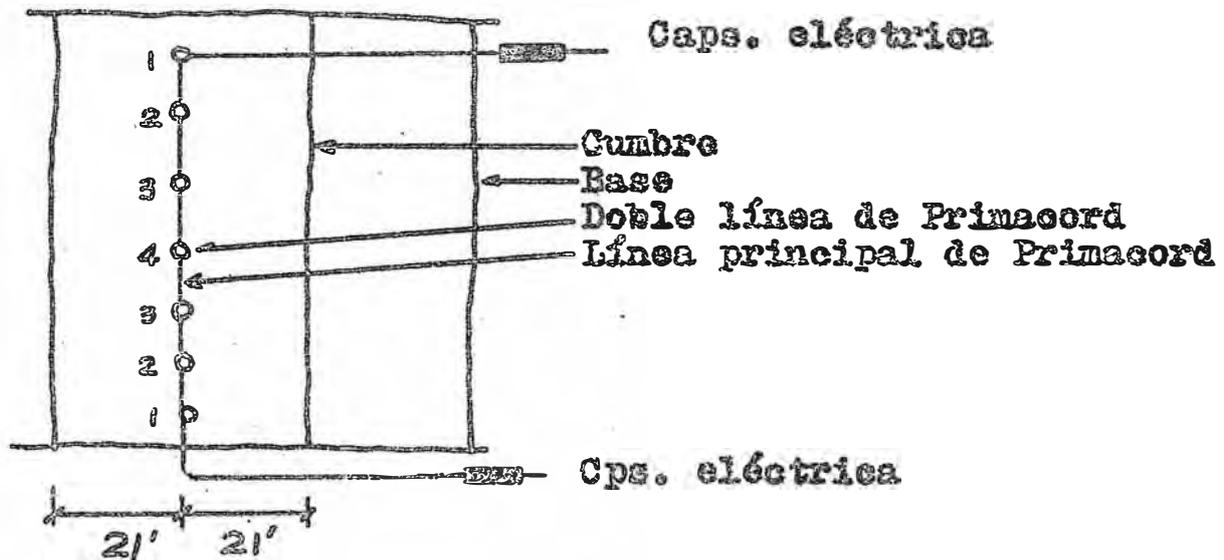
Tipo de Desmonte: De medio a blando, abrasivo.

Diámetro del Taladro: 9" Churn drill, 3" Leiner.

Prevención: Menos explosivo en el fondo, más encima.

Consumo de Explosivo: Mineral 0.18 lb/ton.

Desmonte 0.125 lb/ton.



### PERFORACION EN COBRE PORFIRITICO

Tipo de Mineral: Medio duro, abrasivo

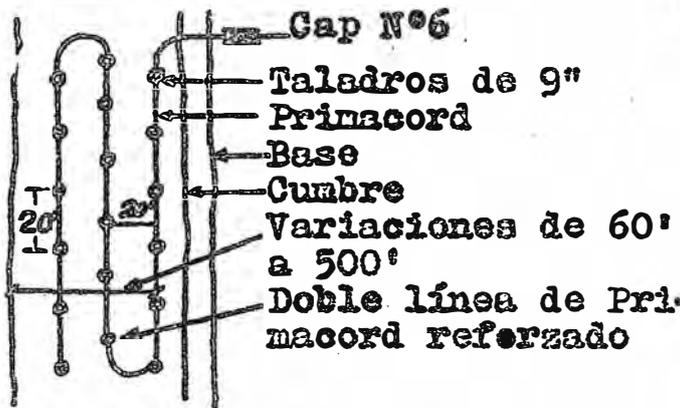
Tipo de Desmorte: Medio duro, abrasivo

Diámetro del Taladro: 9", Churn drill

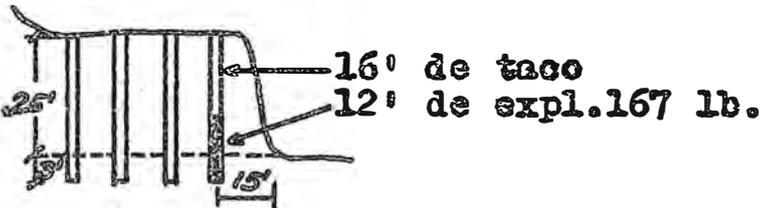
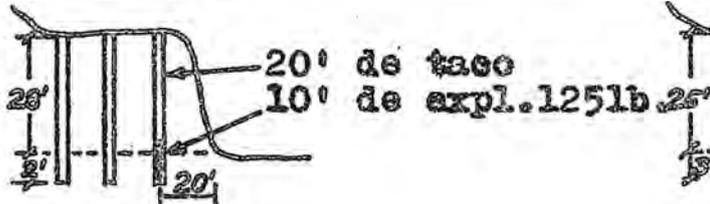
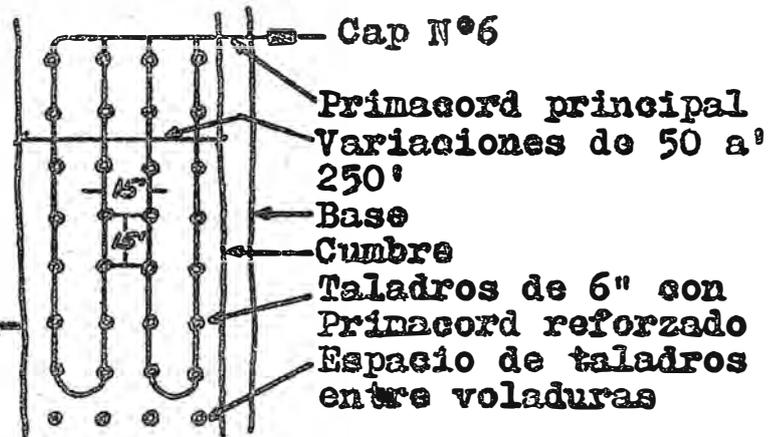
Prevención: Usar por lo menos 30' de estéril

Consumo de explosivo: Mineral y demonte 0.227 lb/ton.

## Para Taconita Blanda



## Para Taconita Dura



Nota.- Para los taladros fuera de la línea de los de 6", se usa la carga de 12' de explosivo (132 lb) al fondo, 4' de taco, 2' de explosivo (35 lb) y 10' de taco.

PERFORACION PARA TACONITA DURA Y BLANDA

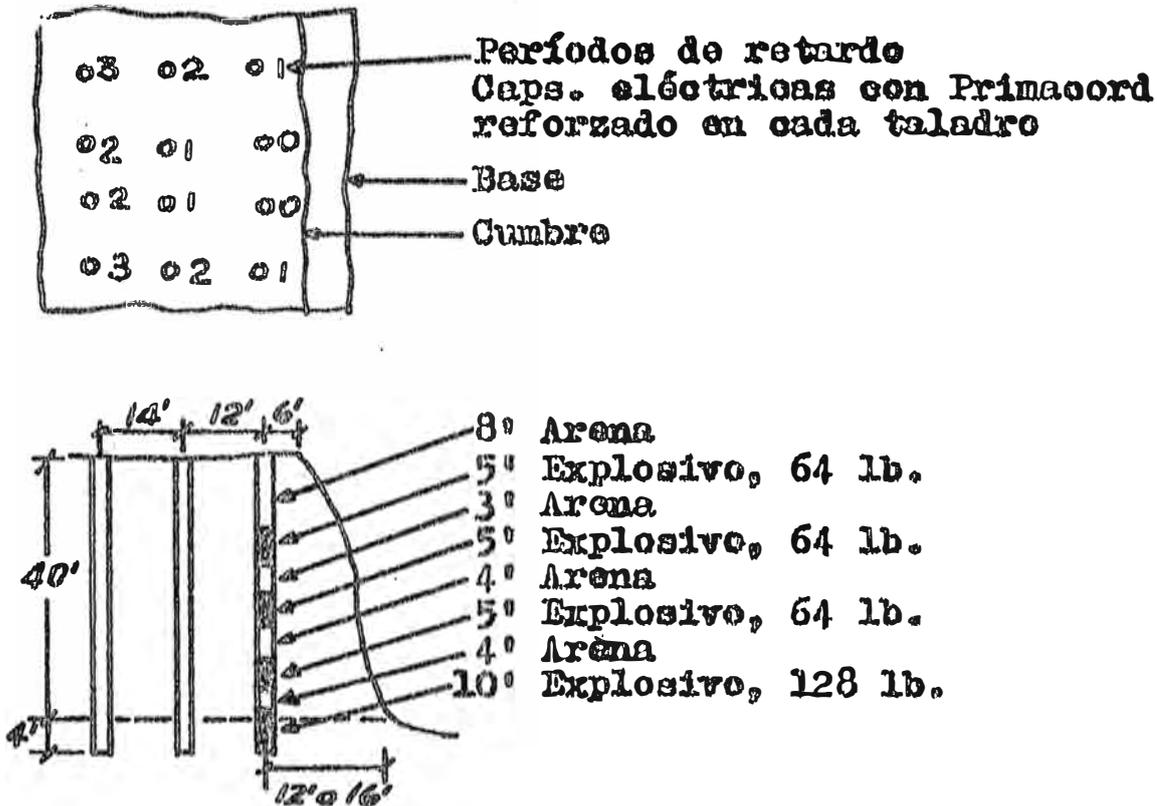
Tipo de roca: Taconita dura y blanda, ambas abrasivas

Diámetro del Taladro: 6" Churn drill para dura, 9" para blanda.

Prevención: Usar la sobrecarga cuando es necesaria

Consumo de explosivo: 1.07 lb/ton. para taconita dura

0.20 lb/ton. para taconita blanda



### PERFORACION EN LIMENITA MASIVA

Tipo de Mineral: Medio duro, abrasiva

Tipo de Desmonte: Anortosita dura y abrasiva

Diámetro del Taladro: 6" perforación por percusión

Prevención: Corte por debajo del nivel del banco.

Consumo de Explosivo: Mineral 0.28 lb/ton.

Desmonte: 0.34 lb/ton.

## C.-EXCAVACION

En minería open pit la excavación se realiza generalmente a considerable profundidad y contra un banco de tierra dejando un vación con paredes verticales o cercanamente verticales. Las pequeñas excavaciones que se parezcan a los "pits" pueden ser realizadas por un sinnúmero de sistemas, pero, los costos por unidad de volumen resultarán altos debido a los costos de mover el equipo dentro y fuera del lugar. Estos costos son absorbidos o distribuidos cuando se trata de mover apreciables volúmenes de material, siendo entonces la velocidad de producción virtualmente el único factor en el criterio general del costo. La velocidad al cual la excavación se realiza, depende del equipo seleccionado para llevar a cabo la tarea, y del tipo de suelo que va a ser excavado.

### a.-Pala Mecánica

La pala mecánica es el instrumento más eficiente de todos aquellos usados para excavar y cargar grandes cantidades de material si la profundidad del pit es substancial. La pala mecánica llena las unidades de transporte a mayor velocidad que cualquier otro sistema, y las operaciones de carguío pueden ser controladas con mayor precisión.

La pala mecánica no es satisfactoria para excavar en suelos no-coherentes donde el material no permanece formando bancos, desde que la pala debe operar desde el fondo de tales bancos y debe estar protegido de los materiales deslizantes. Los suelos con buenas características de drenaje, pueden ser secados suficiente-

mente para reunir esta condición, aunque no sean básicamente coherentes.

La pala mecánica se compone de tres partes básicas: la plataforma base o montura, la superestructura giratoria, y la parte frontal.

Las monturas soportan la pala entera y son diseñadas con orugas o con neumáticos para darles movilidad.

La superestructura giratoria está balanceada sobre un eje vertical que sobresale de la montura. El eje soporta una plataforma sobre el cual se sitúa la fuente de energía; motores diesel, eléctricos, etc.. Estos motores activan una serie de cilindros. Los diferentes movimientos de la parte frontal de la pala son controlados, mediante cables que se enrollan a los cilindros, o en algunos casos, mediante cadenas continuas accionadas por los ejes de los cilindros. Todo este conjunto está protegido por una cabina.

La parte frontal de la pala se compone de una viga principal y otra secundaria, al final de la cual se encuentra la cuchara de la pala.

#### b.-Draga mecánica

La draga es otro de los sistemas usados en Open Pit aunque en menor escala que la pala mecánica. La draga es la unidad de excavación que mayormente se adapta para el manipuleo de material suelto. También se pueden usar otros aparatos en esta clase de material, tales como el cucharón de quijadas o el pontón de dragar, pero las aplicaciones de estos últimos están limitados a ciertos aspectos específicos.

La draga realiza muchas clases de excavación en material suelto; la construcción de bancos a lo largo de los ríos, excavación de canales, y en general para todo tipo de construcciones de bancos.

Las dragas son usadas ampliamente en la remoción de la sobrecarga de desmonte. Cuando el mineral o los mantos de carbón no son demasiado compactos se usa también en la extracción del material valioso.

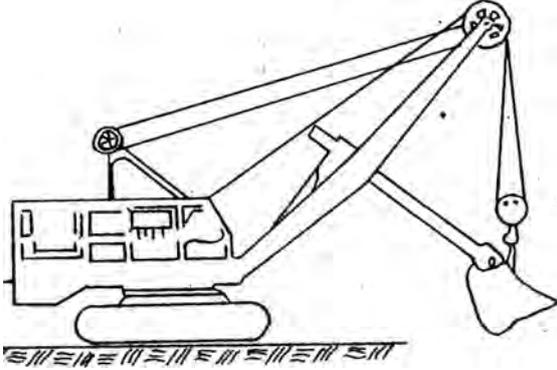
Cuando el suelo es muy suelto o cuando el agua está presente a escasa distancia del suelo, se usa la draga en lugar de la pala mecánica. Es ideal para manipular cascajo suelto, arena seca, operación en el cual, es más eficiente que la pala mecánica. También se le usa para cargar unidades de transporte, pero en esta operación es menos eficaz que la pala mecánica.

La draga es una adaptación de una unidad de grúa. Una grúa está provista de orugas, montura y una superestructura giratoria; se le convierte en draga, colgando la cuchara de la línea de izaje e instalando un cable desde la cuchara a un segundo cilindro. (ver figuras N° 31, 32, 33, 34, 35 y 36).

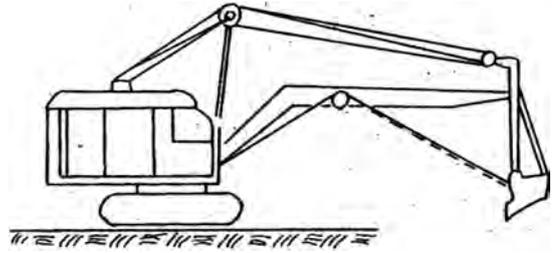
### c.-Cálculo del rendimiento de las palas y dragas mecánicas

Hay muchas maneras de obtener el aproximado rendimiento de una pala o draga mecánica bajo diferentes condiciones. El método que expondré a continuación usa una fórmula básica para el cálculo del rendimiento de una pala, el cual incluye todos los factores necesarios para corregir el rendimiento teórico y aproximarle al real, en las condiciones operantes que prevalecen. Los

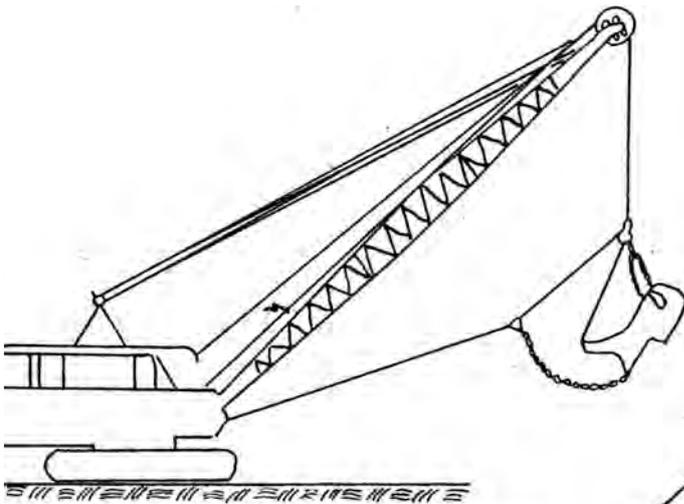
EQUIPO DE EXCAVACION



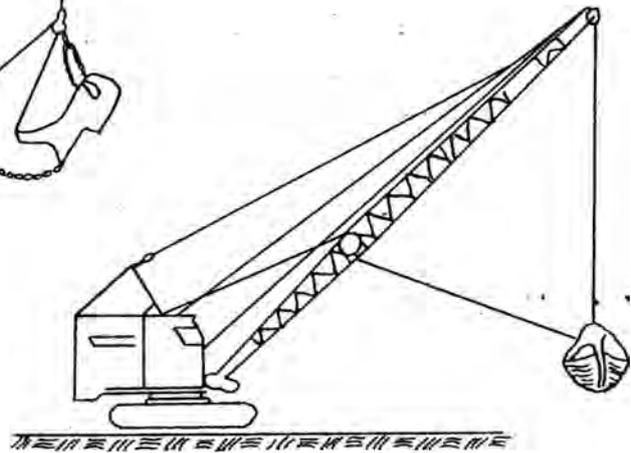
Pala Mecánica



Pala de Arrastre

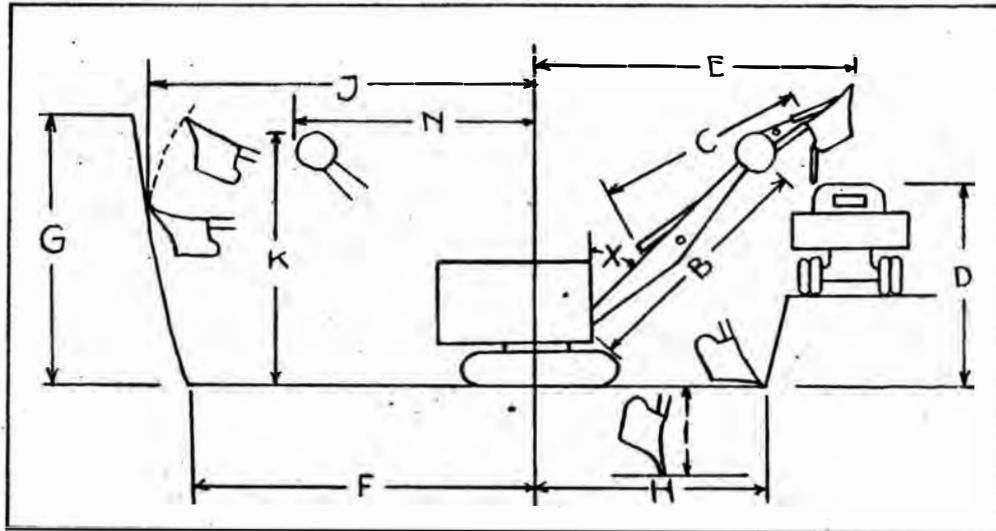


Draga



Cucharón de Quijadas

## LA PALA MECANICA



X.- Angulo de la Pluma, grados

B.- Longitud de la Pluma

C.- Longitud del brazo del cucharón

D.- Altura máxima de vaciado

E.- Radio de corte, Elevación máxima

F.- Máximo radio de vaciado

G.- Altura máxima de corte

H.- Radio de recogida

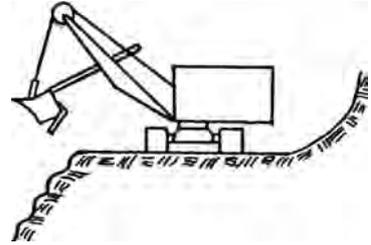
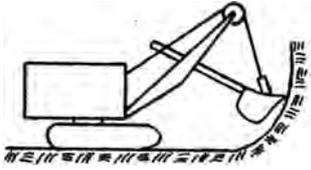
I.- Profundidad de corte

J.- Radio máximo de corte

K.- Espacio entre el extremo de la Pluma y el piso de la Pala.

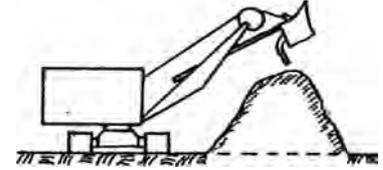
N.- Radio del extremo de la Pluma al eje de rotación de la Pala.

## USOS DE LA PALA MEGANICA



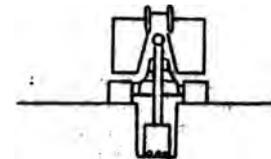
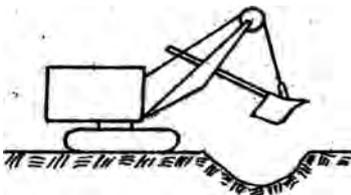
**Excavación de Bancos    Cargar Camiones    Construcción de laderas**

## APLICACIONES PREFERIDAS



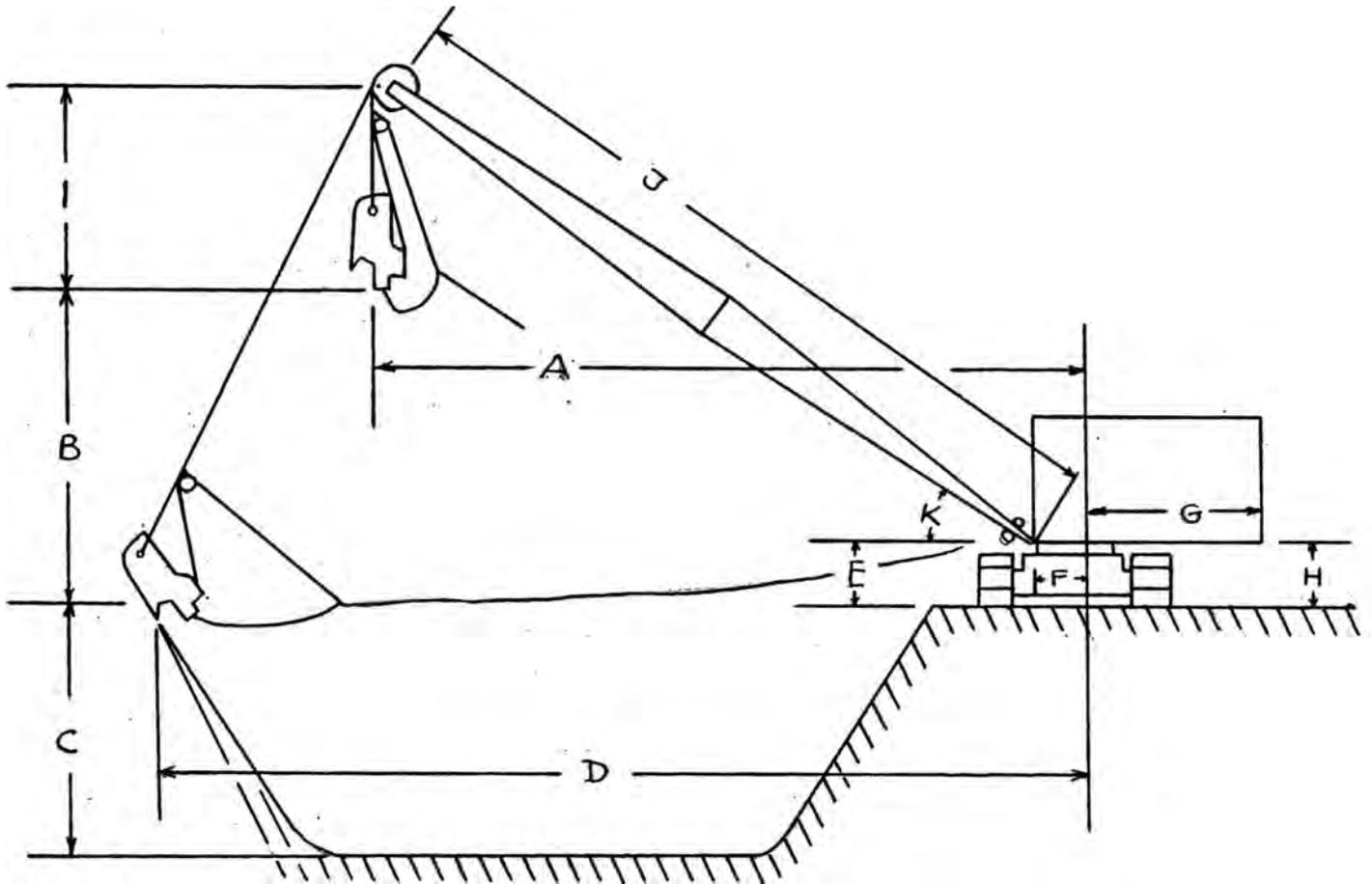
**Excavación Horizontal    Construcción de Taludes    Construcción de muros**

## APLICACIONES POSIBLES



**Excavación bajo nivel    Descargar tolvas    Construcción de trincheras**

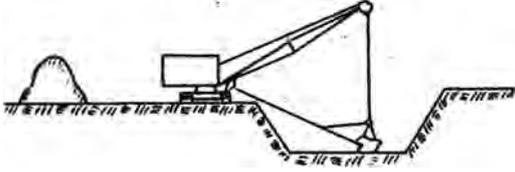
## APLICACIONES LIMITADAS



### LA DRAGA

- J.- Longitud de la Pluma
- K.- Angulo de la Pluma, grados
- A.- Radio de vaciado
- B.- Altura de vaciado
- C.- Máxima profundidad de cavadura
- D-A.- Tiro del cucharón (alcance de cavadura)
- I.- Dimensión del cucharón
- H-E.- Distancia entre el suelo y la base de la pluma
- F.- Distancia entre el centro de rotación y la base de la Pluma.
- G.- Distancia del eje hacia atrás de la cabina

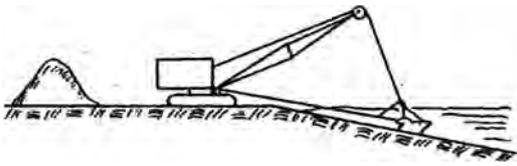
USOS DE LA DRAGA



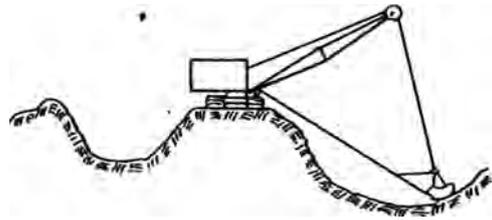
Excavación de Zanjas



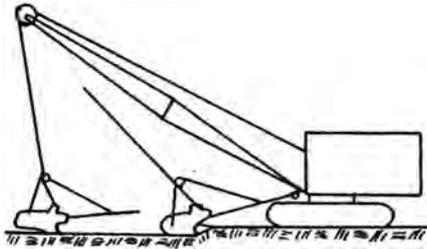
Excavación de trincheras



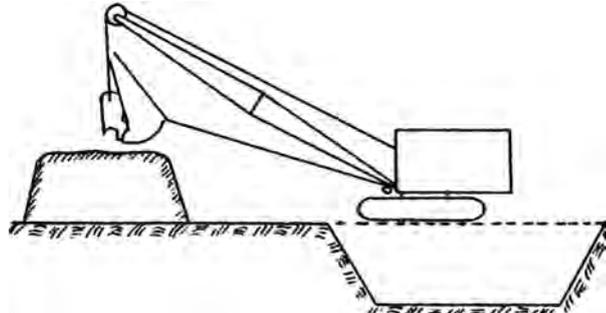
Excavación bajo agua



Remoción de sobrecarga



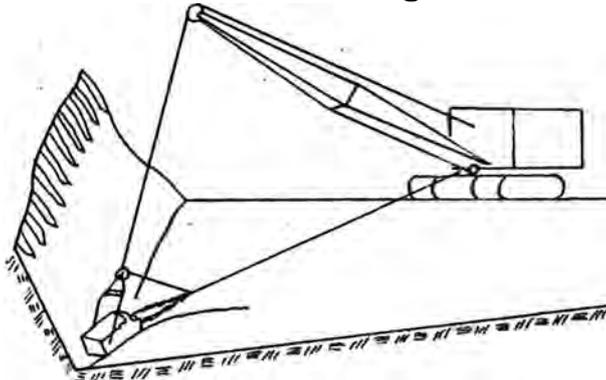
Explanar superficialmente



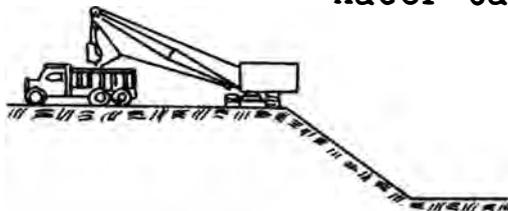
Excavación general



Cargar tolvas

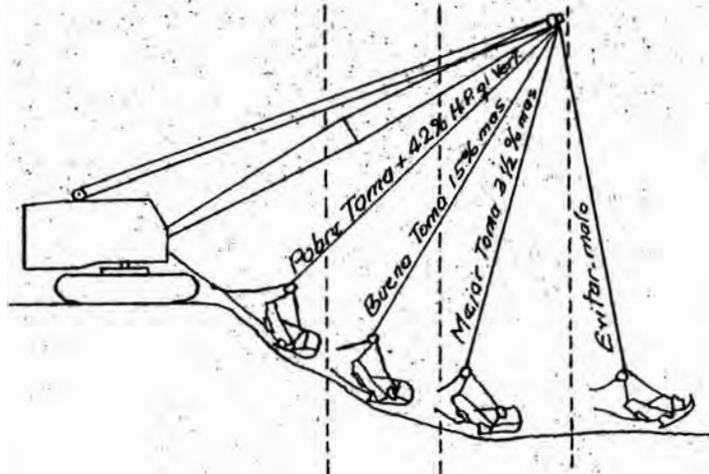


Hacer taludes

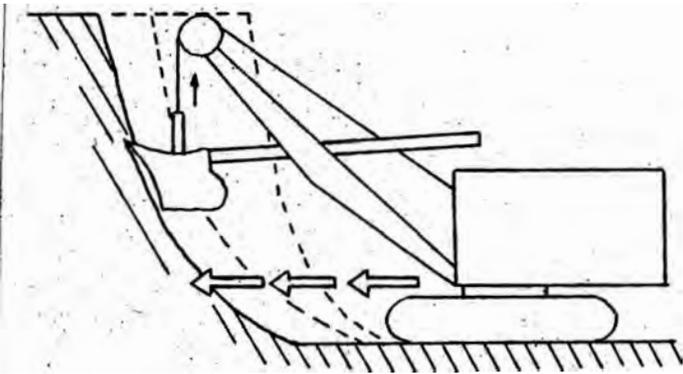


Cargar camiones

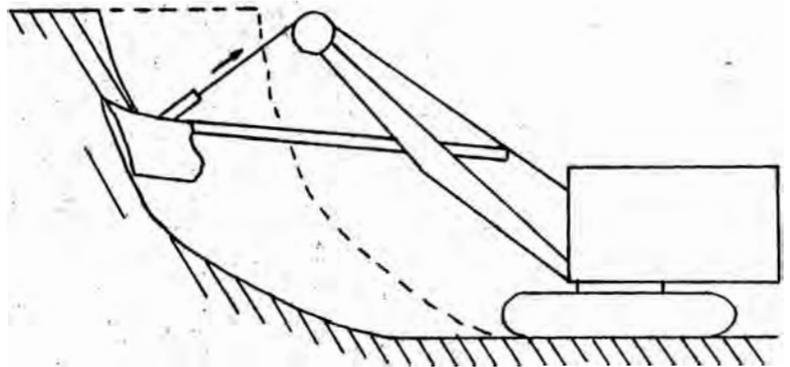
## METODOS DE TRABAJO DE LA DRAGA



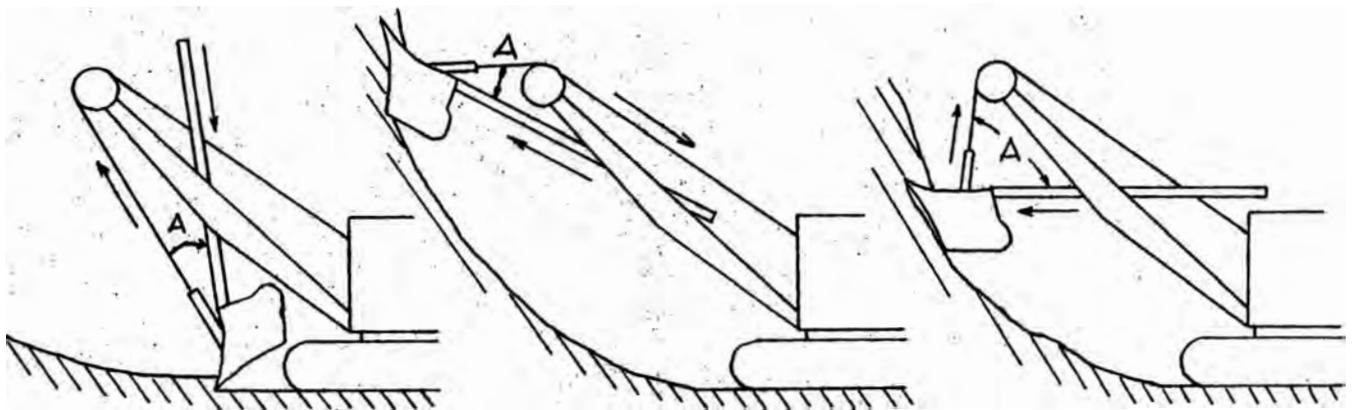
## METODOS DE TRABAJO DE LA PALA



Método Eficiente



Método Ineficiente



Malo

Malo

Bueno

factores que intervienen se indicarán a continuación. Se pueden obtener resultados mas aproximados determinando el valor de tales factores para una operación específica por medio de pruebas físicas y estudios del tiempo en dicha operación.

Las siguientes fórmulas (1) y (2) son usados para determinar el rendimiento en medida "suelta" en yardas cúbicas por hora, ó en medida "sólida" en yardas cúbicas por hora. Las fórmulas (3), (4) y (5) se usan para calcular el número aproximado de camiones necesarios para servir una pala o draga mecánica que tiene un rendimiento indicado por la fórmula (1) ó (2).

Será necesario dar una explicación detallada de los varios componentes de las fórmulas indicadas y explicar el uso de la información incluida en las tablas. (Ver figura N° 37).

Fórmula del rendimiento de una pala ó draga mecánica:

$$\text{Medida suelta, yard. cúb./hora} = \frac{(3600) (Cd) (E) (F) (D) (A)}{t_s} \quad (1)$$

$$\text{Medida sólida, yard. cúb./hora} = \frac{(3600) (Cd) (E) (F) (D) (A) (S)}{t_s} \quad (2)$$

Relación camiones-pala mecánica:

$$\text{Cucharadas de la pala/camión } n = \frac{Ct}{(Cd) (F)} \quad (3)$$

Tiempo corregido del ciclo para los camiones =  $Tt =$

$$\frac{\frac{dh}{V_1} + t_1 + \frac{dr}{V_2} \times t_2}{E} \quad (4)$$

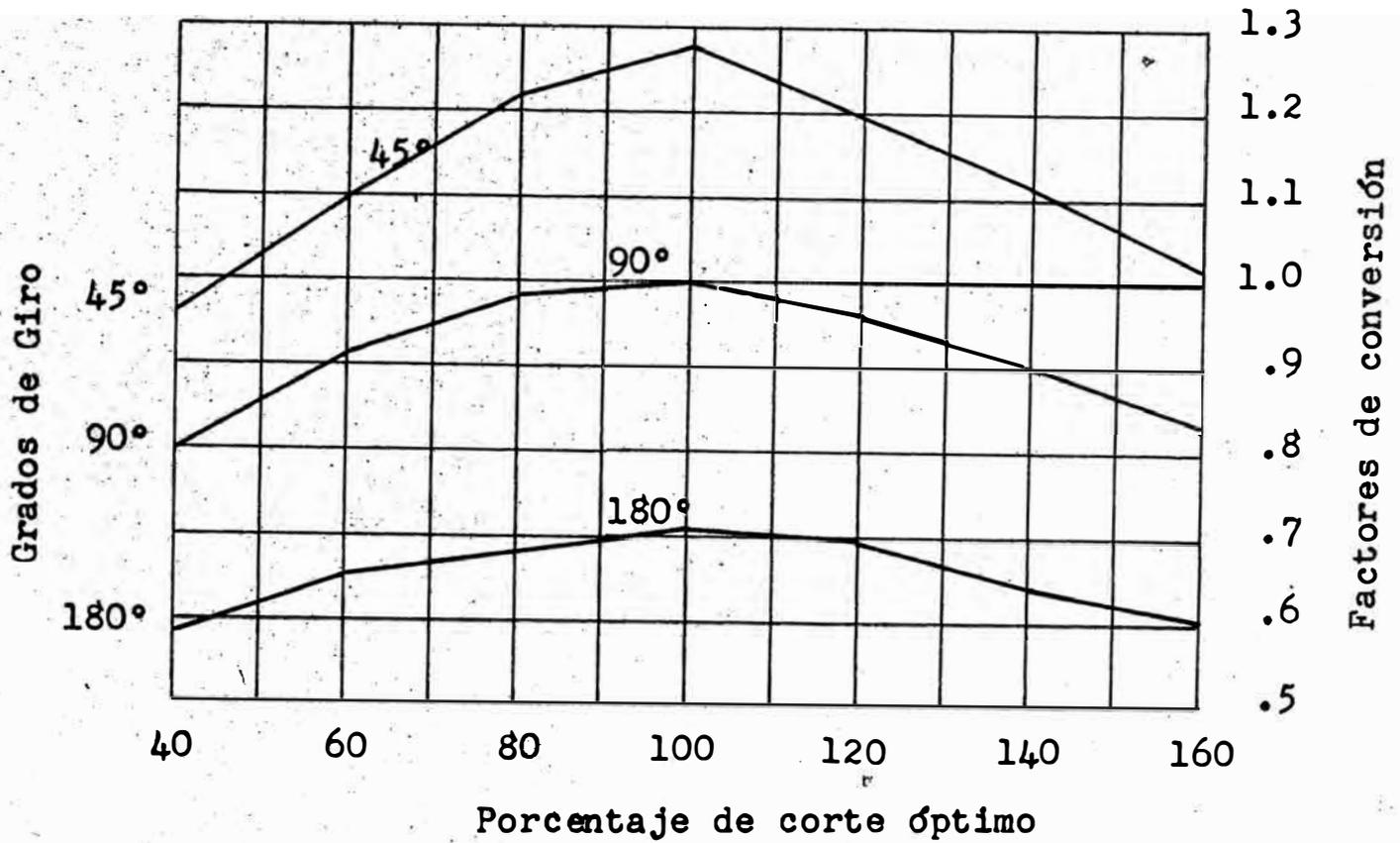
$$\text{Número de camiones/pala} = 1 + \frac{60 (t_t) (A)}{(n) (t_g)} \quad (5)$$

Donde:

- Cd Capacidad de la cuchara en yardas cúbicas
- Ct Capacidad del camión en yardas cúbicas
- D Corrección para la profundidad de corte
- E Factor de eficiencia (factor de utilización del tiempo.
- F Factor de relleno (eficiencia de la cuchara)
- S Factor de acrecentamiento del mineral
- $V_1$  Velocidad máxima de transporte x factor de velocidad (velocidad promedio) Pies/minuto.
- $V_2$  Velocidad máxima de regreso x factor de velocidad (velocidad promedio) Pies/minuto
- $d_h$  Distancia de la ruta de transporte en pies
- $d_R$  Distancia de la ruta de regreso en pies
- n Número de pasadas de la pala para llenar un camión.
- $t_g$  Ciclaje en segundos de la pala o draga mecánica
- $t_t$  Tiempo aproximado corregido en minutos para el ciclaje del camión.
- $t_1$  Tiempo en minutos para que el camión dé la vuelta y descargue el mineral.
- $t_2$  Tiempo en minutos en el que el camión se coloca para recibir la carga.
- A Corrección para el ángulo de giro de la pala o draga (de los 90 grados standard).

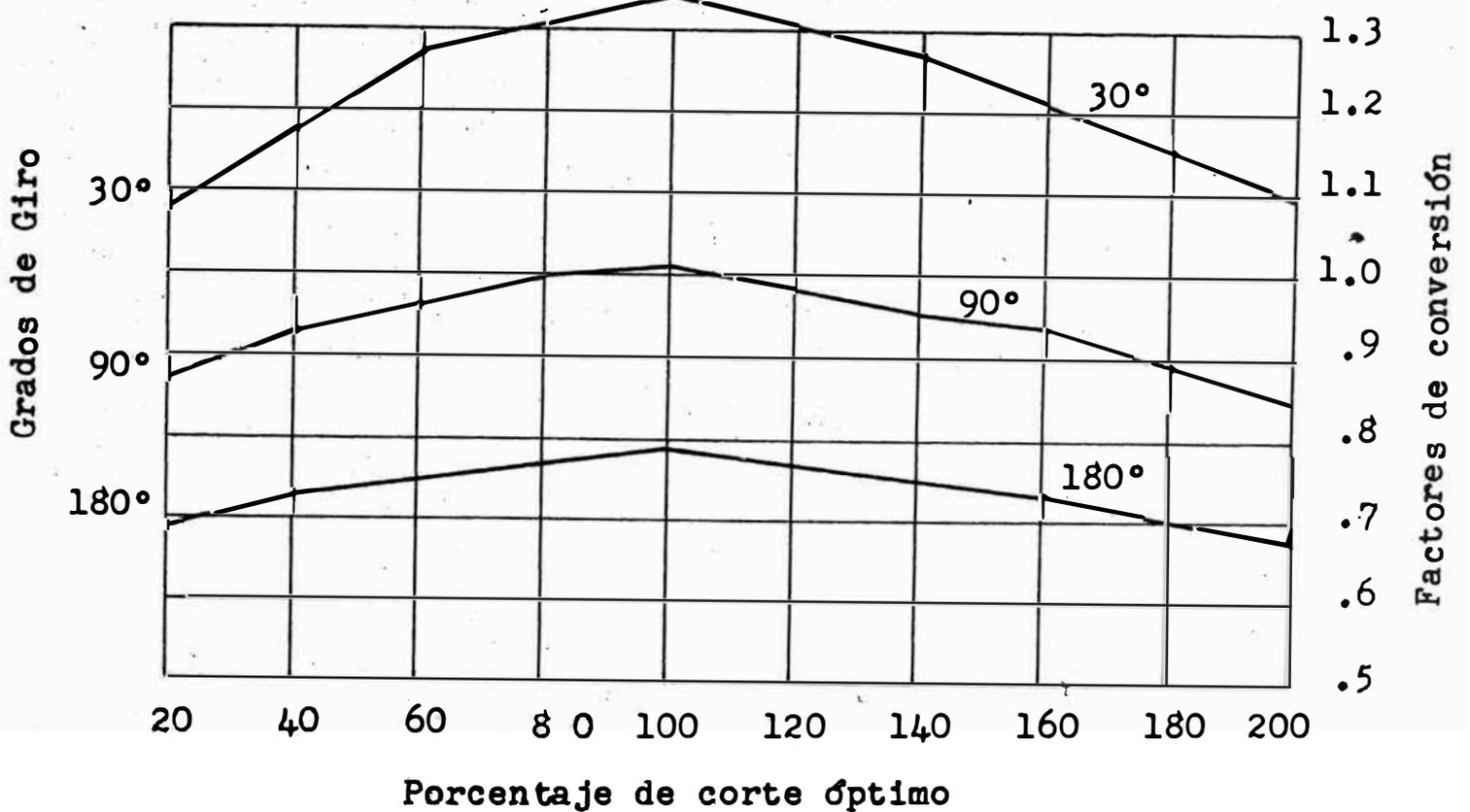
COMO EL ANGULO DE GIRO Y CAPACIDAD DE EXCAVACION

AFECTA EL RENDIMIENTO DE LA PALA



COMO EL ANGULO DE GIRO Y CAPACIDAD DE EXCAVACION

AFECTA EL RENDIMIENTO DE LA DRAGA



## 1.-Explicación de la fórmulas de rendimiento

Dividiendo 3600 por el tiempo en segundos del ciclaje se obtiene el número de ciclos por hora que será efectuada por la pala o draga. ( $C_p$ ) es el cucharón o capacidad de la cuchara de la pala en yardas cúbicas. (E) es el factor de eficiencia que corrige el tiempo de trabajo de la pala de los 60 minutos teóricos por hora al tiempo real de trabajo. En la mayor parte de las operaciones hay uno ó dos factores que intervienen, y el valor de E es una combinación de estos factores. La tabla 11 dá la aproximada eficiencia del equipo que se puede obtener bajo varias condiciones. La tabla 12 indica el efecto que trae consigo la administración sobre el desenvolvimiento del trabajo, cuando la pala opera como parte de un sistema de manipuleo de materiales, y no cuando trabaja como una unidad independiente. Cuando la pala opera como una unidad independiente, como en las operaciones de remoción del desmonte donde el material es arrojado y no cargado en los camiones, se usa el factor de eficiencia indicado por la tabla 11. Cuando la pala es parte de un sistema se deben considerar ambos factores. La tabla 13 dá los valores de los factores combinados indicados por las tablas 11 y 12. Los valores de la tabla 13 son aplicables a la mayor parte de las condiciones que se encuentran en las operaciones de mina. La tabla 14 dá la conversión del tiempo real de trabajo por hora a eficiencia, además esta tabla puede ser usada para convertir los promedios estudiados del tiempo hacia valores de (E). En muchas ocasiones que no hayan adecuados records, de producción e información so-

FACTORES APROXIMADOS DE EFICIENCIA PARA EQUIPO DE OPERACIONES

Y ADMINISTRACION

T A B L A N° 11

Eficiencia del Equipo de Operación

	Porcentaje	Factor
Bueno	90	0.90
Promedio	80	0.80
Pobre	70	0.70

T A B L A N° 12

Eficiencia Trabajo - Administración

	Porcentaje	Factor
Bueno	100	1.0
Promedio	85	0.85
Pobre	65	0.65

T A B L A N° 13Factores de Eficiencia Combinados

Eficiencia del Equipo de Operaciones.	Eficiencia Trabajo - Administración		
	Buena	Promedio	Pobre
Buena	0.90	0.77	0.59
Promedio	0.80	0.68	0.52
Pobre	0.70	0.60	0.45

TIEMPO DE OPERACION ES POR EFICIENCIA DE OPERACIONEST A B L A N° 14

Minutos	% Eficiencia	Minutos	% Eficiencia
60	100	35	58
55	92	30	50
50	83	25	42
45	75	20	33
40	67	15	25

bre el estudio del tiempo en el cual basar, los factores de eficiencia concernientes a administración, y en este sentido la tabla 15 dá una información aproximada.

El factor de relleno (F) es comunmente llamado el factor del cucharón para las palas o el factor de la cuchara para la draga. Este factor representa la carga aproximada que la cuchara realmente conduce y es expresado como un porcentaje de la capacidad calculada. Las condiciones de excavación son generalmente clasificadas como fácil, mediano, medianamente duro y excavación dura. La tabla 16 indica los factores aproximados de relleno para palas y dragas bajo varias condiciones de excavación; indica también ejemplos de los tipos de material que caen bajo las clasificaciones varias. Se puede observar de la tabla que los varios tipos de roca perforada y disparada caen en la clasificación de excavación dura, habiendo una amplia variante en los factores. Esta variante puede ser explicada por la relación del tamaño de la pala al material roto. Si los tamaños de las rocas disparadas permanecen esencialmente de la misma dimensión, la eficiencia de excavación de la pala variará en relación a los tamaños de las palas. La tabla 20 indica los factores aproximados de la cuchara en producción de cantera, para varias dimensiones de pala. En un análisis realmente detallado, se deberían realizar pruebas en el campo para determinar los factores promedios de relleno para un trabajo específico.

#### USO DE LA TABLA DE EFICIENCIA APROXIMADA TRABAJO-ADMINISTRACION

El valor promedio de la eficiencia de trabajo es determina-

T A B L A N° 15

TABLA DE ESTIMACION PARA LA EFICIENCIA TRABAJO-ADMINISTRACION

ELEMENTOS DE TRABAJO CONSIDERADOS	Eficiencia 25 45 65 Pobre	Valor Relativo		
		Trabajo 75 80 85	Administración 90 95 100	
<u>1. Economía General/al (local)</u>	<u>Próspero</u>	<u>Promedio Normal</u>	<u>Alta</u> <u>Tiempo malo</u>	
negocio	vigoroso	Normal	depreciado	
volumen de producción	alto	normal	bajo	
desempleo	bajo	normal	alto	
<u>2. Labor de Suministro</u>	<u>Pobre</u>	<u>Promedio</u>	<u>Bueno</u>	
entrenamiento	pobre	promedio	bueno	
escala de pago	bajo	promedio	bueno	
obreros disponibles	escaso	normal	sobra	
<u>3. Supervisión</u>	<u>Pobre</u>	<u>Promedio</u>	<u>Bueno</u>	
entrenamiento	pobre	promedio	bueno	
escala de pago	bajo	promedio	bueno	
disponible	escaso	normal	sobra	
<u>4. Condiciones de trabajo</u>	<u>Pobre</u>	<u>Promedio</u>	<u>Bueno</u>	
administración	pobre	promedio	bueno	
lugar de operación	desfavorable	promedio	favorable	
mano de obra requerida	primera clas.	regular	aceptable	
duración de operación	corta	promedio	grande	
<u>5. Condiciones atmosféricas</u>	<u>Malo</u>	<u>Regular</u>	<u>Bueno</u>	
lluvia	mucha	algunas	ocasional	
frío	fuerte	moderado	ocasional	
calor	fuerte	moderado	ocasional	
nieve	mucha	algunas	ocasional	
<u>6. Equipo disponible</u>	<u>Pobre</u>	<u>Normal</u>	<u>Bueno</u>	
aplicable	pobre	normal	bueno	
condición	pobre	regular	bueno	
mantenimiento, reparaciones	baja	promedio	rápido	
<u>7. Retrasos</u>	<u>Numerosos</u>	<u>Algunos</u>	<u>Mínimo</u>	
trabajo flexible	pobre	promedio	bueno	
entrega de suministros	bajo	normal	puntual	
pedidos	pobre	promedio	bueno	

## T A B L A N º 16

### VALORES APROXIMADOS DE EFICIENCIA DE LA CUCHARA PARA VARIAS CLASES DE MATERIALES

#### Condiciones:

Valores correspondientes a una cara de excavación de suficiente longitud, como para que la cuchara obtenga su carga correspondiente. Ciertas correcciones deben ser hechas para cucharas de poca capacidad, excavando en bancos poco profundos, mediante la aplicación del factor para alturas de bancos.

#### FACIL EXCAVACION

Factor para la cuchara de la pala, 95% a 110%

Factor para la cuchara de la draga, 95% a 110%

Materiales sueltos, blandos, que corren fácilmente, tales

como:

- Arena seca o cascajo granulado
- Arena húmeda • cascajo granulado
- Tierra rica en materia orgánica
- Tierra suelta
- Tierra ordinaria
- Arcilla arenosa
- Cascajo arcilloso suelto
- Cenizas
- Carbón bituminoso

#### EXCAVACION MEDIANTE FACIL

Factor para la cuchara de la pala, 85% a 95%

Factor para la cuchara de la draga, 80% a 90%

Materiales que no son difíciles de excavar sin voladura, pero que se rompen en masa grandes causando vacíos en la cuchara de la pala o de la draga, tales como:

- Arcilla seca o húmeda
- Cascajo grueso
- Cascajo arcilloso, macizo
- Tierra maciza
- Antracita

#### EXCAVACION MEDIANAMENTE DURA

Factor para la cuchara de la pala, 70% a 80%

Factor para la cuchara de la draga, 65% a 75%

Materiales que requieran alguna rotura previa, mediante disparos ligeros o sacudimientos. Más macizo y algo difícil de penetrar, causando vacíos en la cuchara, tales como:

- Caliza totalmente rota
- Roca arenosa
- Pizarra disparada
- Formaciones de mineral, que requieren alguna voladura, sin ser de carácter rocoso.
- Arcilla pesada, húmeda y pegajosa
- Cascajo con elementos rocosos grandes
- Cascajo cementado

#### EXCAVACION DURA

Factor para la cuchara de la pala, 50% a 75%

Factor para la cuchara de la draga, 40% a 65%

Roca disparada, arcilla dura, y otros materiales voluminosos que causan considerables vacíos en la cuchara y dificultad para penetrar y cargar, tales como:

- Pizarra dura
- Calizas
- Granito
- Areniscas
- Taconita
- Conglomerados
- Roca caliche
- Todas las rocas mencionadas arriba, mezclados en larga piezas con material fino y sucio.

T A B L A N° 20

SELECCION DE LA PALA MECANICA

Producción aproximada de la Pala (medida en la práctica)

Capac. de la cuchara	Ciclaje en segundos			Producción			Producción de Cantero		
	90° giro			yds. cú. Eficien. 80%			yds. cú. Eficien. 80%		
	Condiciones de Excav.			Condiciones de Excav.					
yds. cú. Cd	Fácil ts	Mediana ts	Dura ts	Fácil yardas cúbicas	Mediana cúbicas	Dura	Fact. F	Revol. ts	Prod. Yd. c.
.375	14	19	24	59	34	18			
.5	14	19	24	78	45	24			
.75	15	21	26	109	61	33			
1	15	21	26	146	81	45			
1.5	16	22	28	205	116	62			
2	16	22	28	274	155	83	55%	28	76
2.5	18	23	27	304	185	107	55%	27	98
3	18	23	27	365	222	129	60%	27	98
3.5	18	23	27	426	259	150	60%	27	150
4	18	23	28	486	297	165	65%	27	186
4.5	20	25	29	493	307	180	65%	29	195
5	20	25	29	547	341	200	70%	29	233
5.5	20	25	29	602	375	220	70%	29	256
6	21	26	30	625	393	231	75%	28	310
6.5	21	26	30	677	426	251	75%	28	336
7	21	26	30	730	459	269	75%	28	362
8	22	27	31	796	505	299	75%	29	399
9	22	27	31	895	568	336	75%	29	449
10	22	27	31	995	631	373	75%	29	499
20	42	45	50	1042	758	463	75%	48	603
30	45	48	54	1459	1066	643	75%	50	868

do despues de prudentes consideraciones de los siete elementos de producción en la siguiente forma:

1.-Establecer un valor relativo para cada uno de los siete elementos de producción.

2.-Obtener la eficiencia total promediando entre los siete elementos de producción.

3.-El factor de eficiencia de trabajo indicará la corrección aproximada para la producción necesario a seguir para obtener la eficiencia general de la operación total y administración. La corrección se adiciona a la eficiencia de operación.

Ejemplo:

1.-Economía General	80
2.-Provisión de mano de obra	75
3.-Supervisión	85
4.-Condiciones de trabajo	60
5.-Condiciones del tiempo	70
6.-Disponibilidad de equipo	75
7.-Demoras	80

525: 7 = 75, Eficiencia de trabajo.

Economía General:

Negocio	90
Volúmen de Producción	70
Desempleo	80

240: 3 = 80

1a.-Fórmula

Para obtener el rendimiento de una pala o draga mecánica, en yardas cúbicas por hora y en medida sólida se usa la fórmula:

Rendimiento, medida sólida, yardas cúb./hora

$$\frac{(3600) (C_d) (E) (F) (D) (A) (S)}{t_s}$$

Los factores que intervienen en esta fórmula han sido ya anteriormente explicados; sin embargo, cabe hacer algunas anotaciones:

(D). Este factor debe ser usado cuando una pala ó draga mecánica trabaja a una profundidad de corte que no es la óptima. La óptima profundidad de corte es aquella profundidad que produce el rendimiento mas grande para un tamaño dado de pala y para un cierto tipo de material. La óptima profundidad de corte no guarda ninguna relación con el máximo alcance de excavación de la máquina. Practicamente en todas las operaciones de minería, un banco disparado es considerablemente mas alto que la óptima profundidad de corte, aproximandose a las mejores condiciones de carguío. Si el banco mas alto no se cuelga, ninguna corrección de profundidad de corte es necesario y el valor de 1.0 se usa para (D).

La tabla 17 dá una relación de las óptimas profundidades de corte para varios tamaños de palas y dragas en diferentes tipos de materiales. La mayor parte de las palas de tamaño mas grande, que aquellas mencionadas en la tabla, se usan en roca disparada no requieren ninguna corrección, o bien, son máquinas especialmente diseñadas para un trabajo específico y el factor de corrección en ellas no es aplicable.

(A). Este es el factor para corregir el ciclaje de la pala al ha-

## T A B L A N° 17

ALTURA OPTIMA DE CORTE

Clase de material		Capacidad de la cuchara en yardas cúbicas								
		3/8	1/2	3/4	1	1-1/4	1-1/2	1-3/4	2	2-1/2
Marga húmeda	Pala	3.8'	4.6'	5.3'	6.0'	6.5'	7.0'	7.4'	7.8'	8.4'
Arcilla arenosa clara	Draga	5.0'	5.5'	6.0'	6.6'	7.0'	7.4'	7.7'	8.0'	8.5'
Arena y cascajo	Pala	3.8'	4.6'	5.3'	6.0'	6.5'	7.0'	7.4'	7.8'	8.4'
	Draga	5.0'	5.5'	6.0'	6.6'	7.0'	7.4'	7.7'	8.0'	8.5'
Tierra común	Pala	4.5'	5.7'	6.8'	7.8'	8.5'	9.2'	9.7'	10.2'	11.2'
	Draga	6.0'	6.7'	7.4'	8.0'	8.5'	9.0'	9.5'	9.9'	10.5'
Arcilla dura trabajable	Pala	6.0'	7.0'	8.0'	9.0'	9.8'	10.7'	11.5'	12.2'	13.3'
	Draga	7.3'	8.0'	8.7'	9.3'	10.0'	10.7'	11.3'	11.8'	12.3'
Arcilla húmeda pegajosa	Pala	6.0'	7.0'	8.0'	9.0'	9.8'	10.7'	11.5'	12.2'	13.3'
	Draga	7.3'	8.0'	8.7'	9.3'	10.0'	10.7'	11.3'	11.8'	12.3'

cer giros distintos a los 90 grados. La mayor parte de las informaciones sobre pala, indican el ciclaje sobre la base de un giro standard de 90 grados, y en condiciones de carguo diferentes, hay necesidad de corregir el rendimiento como resultado de un giro más corto ó mas largo. La tabla 18 indica los factores de corrección para ángulos de giro y profundidades de corte distintas a la óptima. Se puede usar la Tabla 18 para encontrar un factor combinado (DA), o se puede determinar cada factor separadamente. (S). Este factor llamado de acrecentamiento, es una función del porcentaje de aumento de volumen en una material del estado "in situ" al estado suelto. En muchas operaciones se desea computar el rendimiento del equipo en medida sólida aunque la máquina esté trabajando con material suelto, para lo cual se multiplica la medida suelta por el factor de acrecentamiento.

Factor de acrecentamiento (S)  $\frac{100}{100 \% \text{ de acrecentamiento.}}$

o (S)  $\frac{\text{peso unitario suelto}}{\text{peso unitario sólido}}$

La tabla 19 da una relación aproximada de los pesos unitarios sólidos o en el lugar, los pesos unitarios sueltos, porcentajes de acrecentamiento, y factores de acrecentamiento, para una variedad de materiales. Esta tabla puede ser usada como una guía para estimar las características de varios materiales; sin embargo, las determinaciones reales en el campo seran mas prácticas, para computaciones detalladas en un trabajo específico.

El problema de seleccionar los tamaños apropiados de pala ó draga que produzcan un determinado rendimiento, puede ser simpli-

T A B L A N° 18

Efecto de la Altura de Corte y el Angulo de Giro Sobre el Rendimiento de Palas y Dragas (α)

Factores de Conversión

D R A G A S

Altura de corte óptimo en %	ANGULO DE GIRO							
	30°	45°	60°	75°	90°	120°	150°	180°
20	1.06	.99	.94	.90	.87	.81	.75	.70
40	1.17	1.08	1.02	.97	.93	.85	.78	.72
60	1.24	1.13	1.06	1.01	.97	.88	.80	.74
80	1.29	1.17	1.09	1.04	.99	.90	.82	.76
100	1.32	1.19	1.11	1.05	1.00	.91	.83	.77
120	1.29	1.17	1.09	1.03	.985	.90	.82	.76
140	1.25	1.14	1.06	1.00	.96	.88	.81	.75
160	1.20	1.10	1.02	.97	.93	.85	.79	.73
180	1.15	1.05	.98	.94	.90	.82	.76	.71
200	1.10	1.00	.94	.90	.87	.79	.73	.69

P A L A S

Altura de corte óptimo En %	ANGULO DE GIRO						
	45°	60°	75°	90°	120°	150°	180°
40	.93	.89	.85	.80	.72	.65	.59
60	1.10	1.03	.96	.91	.81	.73	.66
80	1.22	1.12	1.04	.98	.86	.77	.69
100	1.26	1.16	1.07	1.00	.88	.79	.71
120	1.20	1.11	1.03	.97	.85	.77	.70
140	1.12	1.04	.97	.91	.81	.73	.66
160	1.03	.96	.91	.85	.75	.67	.62

(α) de Power Crane and Shovel Association

T A B L A N° 19

CARACTERÍSTICAS APROXIMADA DE MATERIALES

<u>Material</u>	<u>Peso sólido por yard.cub.</u>	<u>Porcentaje de Factor de acrecamiento acree.</u>	<u>Factor de Peso suelto por yard.cub.</u>
lla seca	2300 lbs.	25%	.80
lla clara	2800 lbs	30%	.77
lla densa, dura y h.	3000 lbs	33%	.75
ón antracita	2200 lbs	35%	.74
ón bituminoso	1900 lbs	35%	.74
ra seca	2800 lbs	25%	.80
ra húmeda	3370 lbs	25%	.80
ra, arena y cascajo	3100 lbs	18%	.85
ra			
es como excav.sin clara	2500-3000 lbs	30%	.77
cajo seco	2450 lbs a	10-15%	.87-74
cajo húmedo	3900 lbs	10-15%	.91-87
ra (marga o lama) seca/	1700 lbs a	15-35%	.87-74
ra " " húmeda	3500 lbs	25%	.80
a dura suleta	4000 lbs	50%	.67
a triturada	3240-3920 lbs	35%	.74
le o roca blanda	3000 lbs	33%	.75
izas, carbón duro	700-1000 lbs	8%	.93%
izas, carb.blando con esco-			
	1000-1515 lbs	8%	.93
izas,carb.blando ord.	1080-1215 lbs	8%	.93
xita	2700-4325 lbs	33%	.75
creto	3240-4185 lbs	40%	.72
nito	4500 lbs	50-80%	.67-56
o	4300 lbs	30%	.77
eral de fierro,hemat.	6500-8700 lbs	67-122%	.60-45
lín	2800 lbs	30%	.77
iza suelta	4200 lbs	67-75%	.60-57
za, marmol	4600 lbs	67-75%	.60-57%
a seca (compacta)	2160-2970 lbs	20%	.83
a húmeda (moderadamente lenada)	2970-3510 lbs	20%	.83
na seca	2200-3400 lbs	10-15%	.91-87
na húmeda	2450-3900 lbs	10-15%	.91-87
nisca	4140 lbs	40-60%	.72-63
le, cascajo	2800 lbs	33%	.75
arra	4590-4860 lbs	30%	.77
a ignea	5000 lbs	50%	.66

El peso y el factor de carga de un material variará según otros factores como tamaño del trozo, contenido de humedad, grado de compactación, etc..  
Si el peso exacto del material es determinado, entonces se tomará como verdadero el hallado.

ficado por el uso de las tablas 20 y 21. Estas tablas dan los aproximados rendimientos de varias palas y dragas, y han sido computados usando la fórmula (2). Estas tablas pueden ser usadas como una guía de selección para calcular el tipo de equipo que es mas conveniente usar, para obtener un rendimiento deseado. Cuando este equipo ha sido seleccionado, se debe confirmar esta selección usando la fórmula indicada del rendimiento, con los factores que son aplicables al trabajo en cuestión.

Una vez que el rendimiento del equipo ha sido establecido, entonces se podrá calcular el número de camiones o vagones necesarios para atender la pala o la draga mecánica. Al seleccionar el tamaño del camión se ha encontrado que un número de 4 a 6 pases de una pala o draga para cargarlo, dan generalmente los mejores resultados. La computación real del número de camiones necesarios pueden ser hechos usando las fórmulas (3), (4) y (5).

Detalle del estudio del ciclaje de los camiones para una operación particular se pueda obtener realizando un estudio completo de los tiempos parciales y totales, obteniendose así el valor de  $(t_c)$ , que es el ciclaje corregido para los camiones.  $(t_c)$ . Este es el tiempo promedio en segundos para un ciclo completo de la pala o draga con un giro de 90 grados. Las tablas 20 y 21 dan una relación de los ciclajes promedio, con un ángulo de giro de 90 grados para varios tipos de condiciones de excavación. En la tabla 21 se notará que para las dragas más grandes el ciclaje se da para un ángulo de 110 grados. En operaciones con draga, las unidades mas grandes se usan generalmente en operaciones de remoción

## T A B L A N° 21

## SELECCION DE UNA DRAGA

Produccion aproximada de la Draga (medida en la Práctica)

Profundidad de la Pluma ft.	Long. de la Pluma	Ciclaje en segundos 90° giro			Producción, yds. cúb. medido en un banco Eficiencia 80%		
		Condiciones de Excavación			Condic. de Excavación		
		Fácil	Mediana	Dura	Fácil	Mediana	Dura
3	28	20	24	30	41	35	12
2	30	20	24	30	55	33	16
3	35	21	26	30	65	38	20
4	35	21	26	30	78	46	24
	40	23	28	32	95	57	30
1/4	45	24	28	32	114	71	38
1/2	45	26	30	34	126	80	43
3/4	50	27	31	35	142	90	48
	60	28	32	37	156	100	52
1/2	60	30	34	39	182	118	62

Ciclaje para  
110° de giro

1/2	70	30	35	42	219	137	69
	60	32	37	42	239	151	80
	70	35	40	45	250	159	86
	80	35	40	45	313	199	107
	100	40	45	50	328	213	116
	140	45	50	55	341	224	123
	160	50	55	60	433	291	161
	215	60	63	68	437	304	170
	180	60	63	68	511	355	199
	225	70	75	80	500	341	193
	200	70	75	80	625	426	241

del desmonte, y en este trabajo el ángulo de giro se aproxima generalmente a los 110 grados. Se debe comprender que estos ciclos son solamente aproximados, y que las medidas promedias reales que se hagan del tiempo de los ciclos en el campo, en una tarea específica, daran resultados mas precisos.

## 2.-Explicación de las fórmulas de selección para la pala y draga

### MEDIANICAS

Los valores indicados para palas y dragas mecánicas en las tablas 20 y 21 son valores promedios de rendimientos que se pueden esperar bajo las condiciones indicadas, pero de ninguna manera son aplicables a un trabajo bien específico. Estos valores deberían ser modificados para condiciones distintas de aquellas estipuladas, y también para otros tamaños de cucharas.

Al estimar el rendimiento de palas, se debe dar consideración a factores tales como habilidad del operador, longitud de giro, carácter del material, altura del banco, vacíos en la cuchara, inclinación del suelo sobre el cual opera la máquina, y disponibilidad de camiones o carros. En general, el rendimiento de una pala se basa netamente en el tiempo de excavación, después de que todas las correcciones se han hecho para los distintos factores.

Las tablas son usadas principalmente como una guía de selección para hacer posible que un ingeniero escoja el tamaño de equipo que reúna las condiciones más indicadas. El tamaño seleccionado debería entonces ser confirmado, usando la fórmula básica de rendimiento con los factores, de acuerdo a las condiciones, para obtener un estimado preciso de la capacidad productiva de la

máquina, en el trabajo específico que se tiene.

## D.-TRANSPORTE

### Introducción

La aplicación de equipos y métodos desarrollados, en años recientes para transporte en minería open pit no ha sido tan amplio como en las otras fases del sistema open pit (maquinaria de perforación, uso del nitrato de amonio, máquinas de carguío, etc.); sin embargo, los medios de transporte han experimentado un progreso apreciable; se desarrollaron nuevos métodos de transporte tales como los skips de vía inclinada y los transportes autocargadores, que todavía están en camino hacia aplicaciones mas amplias.

El potencial disponible para disminuir los costos ofrecidos por los métodos modernos de transporte hace que un minero progresista, grande o pequeño, determine si su presente sistema, sea el mas barato y el mas eficiente, para sus condiciones particulares. Esto se puede determinar solamente por una detallada investigación. Una aproximación lógica es dividir el estudio en cuatro secciones, los cuales seran planeados para:

- a.-Determinar las características de cada sistema de transporte.
- b.-Determinar las características de la operación particular en el pit.
- c.-Eliminar, por inspección, ciertos sistemas de transporte debido a ovbias desventajas para las operaciones particulares del pit.
- d.-Escoger de los restantes el mejor método, por un análisis

detallado de costos.

a.-Sistemas de transporte

Sería imposible, dentro de límites razonables discutir las características pertinentes de todos los sistemas de transporte en un pit. Sin embargo, ésta clasificación cae dentro de las cuatro categorías de transporte sobre rieles, transporte en camiones, faja transportadora y transporte por skips. Estos métodos son amplios por cuanto dos ó mas medios de transporte se usan simultáneamente.

1.-Transporte sobre Rieles

Un sistema de transporte sobre rieles se adapta mejor a una operación donde se ha de minar un área bastante extensa, donde grandes volúmenes de material se tienen que transportar diariamente, durante un largo período de tiempo, y en que el material es bastante uniforme en calidad. La operación acusará costos relativamente buenos cuando la distancia de transporte es larga.

Al seleccionar este sistema de equipo, se debe considerar que el transporte por trenes en un open pit, requiere el uso de curvas mucho mas agudas que las que se encuentran en las operaciones normales de ferrocarril. Carros de seis ruedas no pueden ser usados generalmente; la amplitud entre rieles debe ser disminuída ligeramente, y se deben usar medios especiales de acoplamiento. Se ha encontrado que las locomotoras de trocha y cambio regular no seran suficientes, debido a que la relación que tiene de peso a caballaje, no es suficientemente grande como pa-

ra proporcionar la tracción necesaria para el arranque inicial y halar pesadas cargas sobre gradientes de subida en una mina open pit.

La desventaja del transporte por trenes, es que el sistema se halla limitado a aquellas minas que tienen límites territoriales y suficiente espacio dentro del pit como para permitir la construcción de los bancos necesarios para instalar líneas de rieles que no excedan el 3% ( el máximo es 4% ); otra limitación está impuesta, por la excesiva remoción de desmonte.

El programa de transporte por trenes en una mina open pit debe solucionar los problemas de selección del medio de fuerza de locomoción; señales y comunicación; instalación de las líneas y mantenimiento:

La selección del medio de fuerza de locomoción. Se usan mayormente tres tipos de locomotoras: Las máquinas diesel-eléctricas cambiables cerca de 1000 HP), las locomotoras trolley-eléctricas (1300-1600 HP) con acondicionamiento de baterías o con fuerza auxiliar diesel, para operaciones fuera de trolley, y el medio principal de transporte diesel-eléctrico (cerca de 1750HP).

Las máquinas cambiables diesel-eléctricas son usadas generalmente para operaciones de cambio de las máquinas principales de línea y para servicios auxiliares.

La mayor parte de las locomotoras trolley-eléctricas se usan con un voltaje de 600 a 750 de corriente directa, aunque en su mayoría los componentes son standard, algunas minas la usan con una adición de una batería de 500 amperes-hora para propor-

cionar fuerza en operaciones fuera del trolley, por cuanto muchos de los bancos no pueden ser electrificados cuando el avance de minado por pié de banco es relativamente alto, y algunas veces cuando el suelo necesita voladura de carácter fuerte. Para adquirir una buena flexibilidad durante la operación, las locomotoras trolley-eléctricas son mayormente diseñadas para trabajar en tres grados de fuerza: conexión en serie de los motores de tracción para el arranque y llegar a 4 millas por hora; conexión en serieparalelo para una operación intermedia (4 a 11 millas por hora); y conexión paralela (10 a 25 millas por hora) en el que la capacidad completa de HP es disponible.

Las locomotoras de transporte diesel-eléctricas de las líneas principales fueron introducidas a las operaciones open pit por el año 1950. La aplicación suave de la fuerza completa disponible en todas las velocidades proporciona aceleración rápida, permitiendo que estas locomotoras trabajen a velocidades relativamente altas en distancias cortas.

Los carros ferrocarrileros mayormente usados en las minas open pit varían de 20 a 50 yardas cúbicas; los carros de volteo lateral operados con aire son usados tanto para el transporte de mineral como para desmante dando al sistema de transporte máxima flexibilidad. El tipo de frenos de aire en los carros combina, operación directa de aire con aire automático, de modo que un tren puede ser maniobrado con aire directo y mantener el aire automático en reserva. Además, los carros están equipados con tipos de frenos, cuando estén vacíos y cargados.

lb.-Señales y comunicación. El control de tráfico es una operación extremadamente importante a un transporte sobre rieles. Algunas minas tienen el control del tráfico centralizado por medio de cambios automáticos, y se han adaptado radios de onda corta para el control de supervisión. Este método también proporciona comunicación directa entre el jefe despachador, varios puntos sobre la línea de rieles y las locomotoras asignadas a labores especiales. Estas mejoras han tenido un marcado efecto, en eliminar demoras en el movimiento de trenes.

lc.-Instalación de líneas. El secreto real de un eficiente sistema de transporte sobre rieles es el método de instalar las líneas. El sistema ideal de instalación combina curvas y gradientes mínimas con máximo acceso a todas las áreas. Estas condiciones son modificadas por las condiciones del terreno los cuales naturalmente difieren en cada mina. No es generalmente posible realizar el mejor sistema de instalación en los comienzos del desarrollo de la mina debido a diferentes tonelajes que transportar; además la ubicación de las líneas de rieles jamás es estática en un pit que continuamente se expande.

ld.-Mantenimiento. Debido a un constante aumento en los costos de labor, la única respuesta para un buen mantenimiento de la línea de rieles ha sido la mecanización de las variadas operaciones. La incorporación y el uso de una gata operada mecánicamente, una máquina distribuidora de la tara, y una máquina presionadora de la tara, resultaron excelentes medios de acondicionamiento superficial. Otras actividades tales como el tendido de las líneas;

el reemplazamiento de durmientes, eclisas y clavos también han sido mecanizadas con el uso de equipo especialmente diseñado y construido, tal como los carros-plataforma y las locomotoras-grúa.

## 2.- Transporte por Camiones

Este método es el comunmente mas usado, de todos los sistemas de transporte en un pit, por cuanto permite una gran flexibilidad durante el minado; los camiones pueden transportar mineral o desmonte en todo momento y pueden ser movidos e inmediatamente de un lugar a otro del pit, y los materiales a transportarse no tienen que ser molidos antes del carguio a los camiones. Estan diseñados para operar en gradientes hasta de 8% y algunas veces hasta de 16% (aunque esto no es recomendable), además pueden operar en áreas con vetas y bolsionadas de mineral, y en el trabajo de limpieza del fondo del pit.

Sin embargo, los costos de transporte con los camiones no son necesariamente bajos. La inversión para comprar una flota de estas máquinas, construir y mantener las carreteras para su operación, y establacer talleres y almacenes para su mantenimiento; es muy considerable. Adicionalmente, los costos de operación y mantenimiento son relativamente altos debido a la apreciable cantidad de mano de obra técnica que se requiere.

La tendencia en el transporte en camiones es el uso de unidades grandes. Esto significa no solamente costos de transporte mas bajos sino que hace posible el uso de palas grandes, bancos altos, etc., con una correspondiente reducción en los costos generales de minado. No hemos llegado todavía al tamaño máximo, pero

hay un factor límite, cual es la maniobrabilidad. Se realiza continuamente en el equipo existente para aumentar la productividad, tratando de obtener motores de mayor caballaje y ciclos de tiempo rápido. Se está dando cuidadosa atención a los cambios de aceite, el cual contribuye a una mejor operación; análisis de laboratorio para las muestras de aceite, han probado que cada máquina se comporta de una manera diferente y debe ser tratado también de diferente manera, para obtener los mejores resultados. Las llantas de igual manera están siendo mejoradas, lo cual es muy importante, desde que las llantas en sí, constituyen el material más caro en este sistema de transporte (cerca del 30%). Un nuevo tipo de camión de vaciado posterior, con un radio de giro muy corto, una buena visibilidad, una buena relación de pesos con carga y vacío, el cuerpo principal montado sobre cilindros llenos con nitrógeno y arreglos de lubricación simplificada; han demostrado ser los más maniobrables y rápidos que los diseños convencionales.

En los casos donde se necesitan camiones de gran tamaño, la experiencia ha justificado la construcción y mantenimiento de buenas carreteras de superficie endurecida y de alta velocidad, para así aumentar la duración de los motores reduciendo las condiciones de polvo.

Constante atención se da al desgaste de las llantas, llevando un record cuidadoso de la vida de éstas y razones para las roturas y fallas de otra naturaleza, revisando constantemente la presión de ellas, zonas en las carreteras donde patinan las llan-

tas, y etc.; los conductores deberían ser entrenados en el cuidado y protección de las llantas.

Máxima utilización de los camiones debe obtener reduciendo las paradas y demoras mediante eliminación de los disparos en los períodos de transporte; también, mediante mantenimiento fuera de las horas de trabajo, y mantenimiento preventivo; llevando un record de demoras y medidas similares.

Respecto a los modelos de camiones, usados en la remoción de desmonte y durante el minado, brevemente, tenemos los siguientes:

Camiones de 10 a 15 yardas cúbicas, de dos ejes y vaciado posterior, los cuales se adapta muy bien a los pits pequeños, donde el espacio disponible está limitado y las distancias por transportar son cortas.

Camiones de 20 a 25 yardas cúbicas, de tres ejes y vaciado posterior, es cuales se usan con comodidad en zonas de bastante espacio disponible, como para no raspar las llantas, y donde las distancias para transportar sean bastante largas.

Camiones de 30 a 35 yardas cúbicas, de vaciado posterior y tres ejes que serían usados en las mismas condiciones que los camiones de 25 yardas cúbicas, transportando, por supuesto mayor volumen de material; sin embargo, estos camiones no pueden operar a un costo razonable en carreteras ásperas y de curvas cortas.

También hay camiones de 30 a 35 yardas cúbicas, de dos ejes, que usan llantas muy grandes, y motores de 400 a 600 caballos, capaces de salvar pendientes muy apreciables y a velocidades mas rápidas que muchas de las otras unidades; el volumen sería la

consideración primaria para la selección.

Como una variable en esta clase de transporte, tenemos las unidades semi-trailer que disponen de una acción de vaciado único y son de gran capacidad (de 64 toneladas ó mas); estos camiones tienen una maniobrabilidad excelente en espacios limitados. La velocidad de transporte de estas unidades está limitada, por la tendencia que tienen a galopar; para eliminar esto, una construcción de eje doble ha sido introducida, pero que resulta en una pérdida de tracción y para aumentar la tracción, se ha introducido un mecanismo que permite que las ruedas de tracción soporten mas peso que las otras.

Las unidades trailer de vaciado por el fondo también están siendo usadas para transportar material; ellas descargan, sin perder tiempo por el vaciado.

La situación mas común en minería open pit es que el plan original del pit requerirá cierto tipo de camiones para los transportes iniciales, y que mas tarde, será necesario usar varios otros tipos para completar el desarrollo del pit y llevar a cabo la etapa del minado de la mejor manera económica posible. Además, siempre se es necesario revisar el plan operacional a medida que progresa el trabajo.

### 3.-Fajas Transportadoras.

Cuando las características de un depósito lo permitan, las fajas transportadoras pueden ser un efectivo sistema de transporte; pero, a causa de la inflexibilidad dentro del pit, este sistema necesita de otro auxiliar para alimentarlos, límite en el tamaño del material a transportarse y protección contra la vola-

dura primaria; de modo que esta clase de transporte debe ser considerado sólo como una aplicación especial. Ellos se adaptan mejor a las operaciones del pit donde el minado se realiza en un solo nivel por largos períodos de tiempo, y que, la planta de molienda y clasificación no tiene que ser movido muy a menudo. Este sistema puede ser operado sobre vertientes de hasta 18 grados (30 a 32% ).

El sistema de fajas requiere menos personal de operación que el sistema de trenes o camiones y no se necesita realizar gastos costosos de mantenimiento de carreteras. Una simple carretera de acceso es todo lo que se requiere.

El factor adverso más grande en el uso de fajas es la necesidad de moler el mineral a cierta dimensión antes de colocarlo en la faja. Las plantas de molienda y tamizado tienen que establecerse en las áreas del pit, y se debe dar especial consideración a la posibilidad de tener que trasladar la planta de tamizado alguna vez durante la vida de la mina. Además, la molienda del material estéril no es nada conveniente, por consiguiente, teniéndose material estéril en el pit se debe usar el transporte por camiones, usando la faja transportadora solamente para transportar mineral.

El sistema de fajas proporciona transporte en línea recta, el que en muchos casos ha salvado apreciables distancias en comparación a los otros sistemas de transporte. El sistema de fajas también permite voltear en ángulo recto, y cualquier distancia puede ser cubierta usando un sistema de fajas en andén; líneas

de fajas transportadoras de alrededor de 15 kilómetros han sido usados en varios proyectos de construcción de presas, requiriendo un pequeño trabajo preparatorio de construcción y erección. y si es necesario salvar un río o cruzar una carretera, el puente para la faja es lo más ligero, estrecho y económico en relación a los puentes de otra índole.

El sistema de faja transportadora proporciona el menor consumo de energía con un factor uniforme. Las fajas descendientes, en el cual la caída por gravedad excede la resistencia friccional, pueden ser diseñados de tal manera que el motor actúa como un generador y la energía es devuelta al sistema de transmisión eléctrica, a fin de ser usada para otros fines.

En esta clase de transporte, la inversión inicial es bastante alta pero el gasto de mantenimiento es menor; solamente se necesita un hombre para operar y mantener una milla de faja, generalmente. La lubricación de los rodillos, es necesario una vez cada seis meses, por lo menos.

La instalación de la faja, aunque requiere gran exactitud, es un procedimiento simple y las paradas son muy pequeñas. Fajas debidamente mantenidas sufren muy rara vez una descompostura o rotura. La faja en sí, señala su necesidad para ser reemplazada con un amplio margen de tiempo, de modo que se puede disponer de un repuesto inmediato para reemplazarla. Los riesgos de incendio pueden ser eliminados por el uso de fajas neopreno resistentes al fuego. También se están usando las fajas transportadoras en la remoción de desmontes, en equipo con dragas mecánicas y tolvas de carguío transportables.

Las nuevas materias primas que se están utilizando en la construcción de fajas hacen que el uso de éstas sea muy amplia. La capacidad de las fajas varía de unas pocas toneladas hasta 6,000 toneladas por hora, o más. El ancho más común de las fajas es de 60" a 72" y las velocidades son del grado de los 800 por minuto.

#### 4.-Transporte por Skips

El sistema de skips está diseñado para seguir el ángulo natural de reposo de la vertiente del pit, el cual varía de los 20 grados a un máximo promedio de 45 grados. Debido a la línea recta usada para el tendido de los rieles, los skips pueden ser operados a velocidades más altas que en cualquier otro sistema de transporte, influenciando, para una producción de gran capacidad. Se le puede extender a medida que se desarrollan los nuevos bancos, pudiendo usar puntos múltiples de carguío. En lugares donde el material debe ser elevado a 400 ó más, la tendencia es usar este sistema de transporte. No se requiere molienda previa del material, por cuanto los skips pueden transportar cualquier material que carguen las palas, o que transporten los camiones.

De igual manera que en el transporte por caniones y trenes, este sistema puede transportar tanto, mineral como desmonte a voluntad, y no hay demoras en el carguío, transporte y vaciado de los skips.

Como en el sistema de fajas, no se requieren amplias ni costosas carreteras bien mantenidas. Una simple carretera de acceso es suficiente, pudiendo ser estrecha y relativamente de bastante

inclinación, dejando disponible más área del pit para el minado.

En el transporte por skips, la inversión inicial es bastante alta, especialmente, desde que la línea del skip debe ser aumentada en los puntos de vaciado para los camiones que transportan el mineral desde las palas mecánicas, y que son a la vez puntos de carguío del skip. Sin embargo, los costos de mantenimiento son extremadamente bajos siendo las partes móviles y de desgaste, pocas. Este sistema requiere también muy poca inversión en equipos de repuesto. Un skip de repuesto, un cable de repuesto y unos pocos repuestos eléctricos; son generalmente todo lo que se necesita.

La capacidad de los skips se diseña en relación a la capacidad de los camiones, de modo que la carga de un camión equivaldrá a la carga de un skip; los skips operan en contrapeso. Otra ventaja de este sistema es que permite una gran flexibilidad durante las etapas de diseño y operación del pit.

En la mayor parte de las minas open pit, la línea de rieles consiste de un doble grupo de rieles de 90 libras, con una separación de 10 pies, 5 pulgadas; esta línea descansa sobre durmientes de 14 pies, los cuales son todos contrapesados y asegurados con pines dentro del suelo; rodillos cubiertos de caucho se colocan a ciertas distancias (cada 25 pies) para soportar el cable. Se construye una senda a lo largo de la línea de rieles para ayudar al personal a inspeccionar los rieles y los rodillos

La caja del skip opera como un tipo Kimberly, con la excepción de que el cuerpo descansa sobre un chasis de cuatro ruedas, se le provee de muelles. Las ruedas están montadas en el eje tra-

sero de tal manera que al final resultan suspendidas en tres puntos, lo cual permite al skip viajar a altas velocidades sin peligro de descarrilamiento. El vaciado de los skips es directamente a las tolvas, las cuales, en la mayor parte de los casos están separadas por compuertas hidráulicas, de modo que la carga de los skips puede ser dirigida a cualquiera de las tolvas, a voluntad del operador. Esto facilita el carguío, separación del mineral y del desmonte. Dos alimentadores recíprocos operados también hidráulicamente, atienden cada tolva y alimentan los trenes o camiones.

Un sistema de skips requiere un mínimo de personal; algunas operaciones usan una cuadrilla de tres hombres y algunos usan solamente dos, para operar el sistema por botones de control semi-automático.

Una estructura movable y tolvas de alimentación de la capacidad de un skip se usan a fin de mantener la continuidad de las operaciones y reducir al mínimo el daño a los skips debido al carguío directo. Este permite vaciar a un camión sin necesidad de esperar por el skip, o cargar el skip sin esperar al camión durante períodos cortos.

El sistema de los cilindros dobles permiten estaciones de carguío adicional para ser instalados y operados al mismo tiempo, a medida que las operaciones de minería se hacen más profunda.

Las comunicaciones entre los operadores del sistema y los del tren o de los camiones se realiza generalmente por radio, y un sistema de señales a mano y a luz; también se usan teléfonos.

Respecto a las estaciones de carguío, los costos de opera-

ción indican la altura o el punto de separación para el transporte por skips y por camiones.

### 5.-Transportes de carguío propio

Estas máquinas han sido recientemente introducidas y actualmente se les debería considerar todavía en la etapa del desarrollo. Son en realidad una conjunción de la pala mecánica subterránea, la máquina de carguío frontal y el camión-tolva de transporte. Los modelos actualmente en uso o que se hallan desarrollados están montados sobre orugas o sobre neumáticos. En teoría, estas unidades pueden ser operadas en situaciones de transporte de ciclaje corto, son de carguío propio, eliminan el costo de propiedad, mantenimiento y operación de una pala. El uso de estas máquinas estará siempre restringido a condiciones de transporte de radio corto, probablemente no más de unos cuantos cientos de pies. El material a transportarse tiene que ser naturalmente blando y fino y además de tal carácter, que se fragmente muy bien con los disparos. Sin embargo, dentro de las condiciones correctas, y especialmente para operaciones de bajo tonelaje; estas unidades pueden ofrecer una aplicación muy efectiva (excavadores de baldes y otros).

### 6.-Transportes tipo rastrillo (scrapers)

Estas máquinas son muy eficientes y de bajo costo para mover material blando, no consolidado para cortas distancias, hasta un máximo de 2,000 pies. Se emplean unidades "empujadores", pues ayudan apreciablemente a incrementar la velocidad y la efectividad en el ciclo de carguío; los poderosos tractores sobre neumáticos son especialmente buenos para este propósito. Los modelos actual-

mente en uso tienen capacidades de hasta 70 toneladas.

Por supuesto, los scrapers jamás pueden ser tomados en cuenta para uso en roca dura o disparada o donde la distancia por recorrer es grande, o en gradientes bastante fuertes.

### 7.-Otros

Hay otros tipos de transporte de rocas tales como el cable carril y tuberías que conducen ciertos materiales bajo condiciones arregladas. En general, estos medios son instalaciones especiales para mover material a través de largas distancias fuera de un pit y no dentro de ella.

### 6.-Características del pit

La función primaria de un sistema de transporte, por supuesto, es proporcionar un flujo suave, regular, del material del pit a la planta. Por consiguiente, al estudiar las características de cierto pit en un esfuerzo de seleccionar el mejor sistema de transporte posible, para esa particular aplicación, es imperativo comprender completamente la clase y dimensión del tipo de carguío a ser empleado, y la naturaleza del lugar donde se ha de vacear el material, de modo que el transporte conformará completamente a las capacidades y fluctuaciones de estos dos factores. Planeamiento adicional debe ser necesario si varios materiales se ha de transportar.

El método de minería a ser empleado es importante, particularmente al considerar la flexibilidad necesaria de la clase de transporte establecido. La distancia al que el material debe ser transportado, tipo de terreno que debe ser cruzado y si el vaciado del material debe ser realizado en más de un punto, tal como

una planta o un depósito de desmonte; afectará la decisión final,

Otra consideración la cual es fácilmente descuidada, es que si la mano de obra disponible es entrenada, o semi-entrenada y que si el costo cubrirá, los gastos de vivienda y comodidad en el caso de que el sistema de transporte seleccionado requiera mano de obra adicional. Hay un número de otros factores que también deben ser considerados:

- Tamaño, profundidad y forma del depósito mineral.
- Uniformidad de los materiales
- Producción anual y vida de la mina
- Relación del material estéril al mineral
- Capital y costos de operación
- Temperatura y problemas relacionados a la estación.

#### c.-Eliminación de los sistemas incompatibles

Una vez que las informaciones de los puntos a y b ha sido cuidadosamente reunida, una simple y lógica inspección de los hechos eliminarán rápidamente los varios sistemas posibles de transporte, salvo dos o tres de los listados en el asunto a. Cualquiera de estos sistemas no eliminados podrían presumiblemente ser empleados para realizar esta tarea particular. La selección final debe ser aquel sistema que demuestra ser el más económico, y que puede ser el método o combinación de métodos disponibles a la menor inversión de capital y menor costo de operación consistente con una buena práctica minera.

#### d.-Selección del método por análisis de costos

La selección final de los varios sistemas de transporte aplicables, se debe basar en un completo y detallado estudio de in-

geniería acerca del pit y el sistema de transporte separadamente para cada método. Este plan debe mostrar no solamente los comienzos y puntos finales, sino también incluir los tonelajes de mineral y desmonte en los sucesivos niveles del pit. Esto indublemente requiere un trabajo fuerte de ingeniería por personal experimentado. Brevemente, los pasos tomados al hacer una buena selección del mejor método de transporte, es como sigue:

- Establecer la cantidad, calidad y contornos del depósito mineralógico.
- Determinar la cantidad de material por remover para cada método de transporte, incluyendo la remoción del desmonte.
- Considerar el material estéril intermezclado en el depósito y su remoción.
- Computar la distancia a transportar y la altura a transportarse.
- Calcular el capital necesario para facilidades y equipo.
- Calcular los costos de operación
- Determinar el costo total y las ganancias resultantes.
- Considerar cada método alternadamente en el mismo detalle.

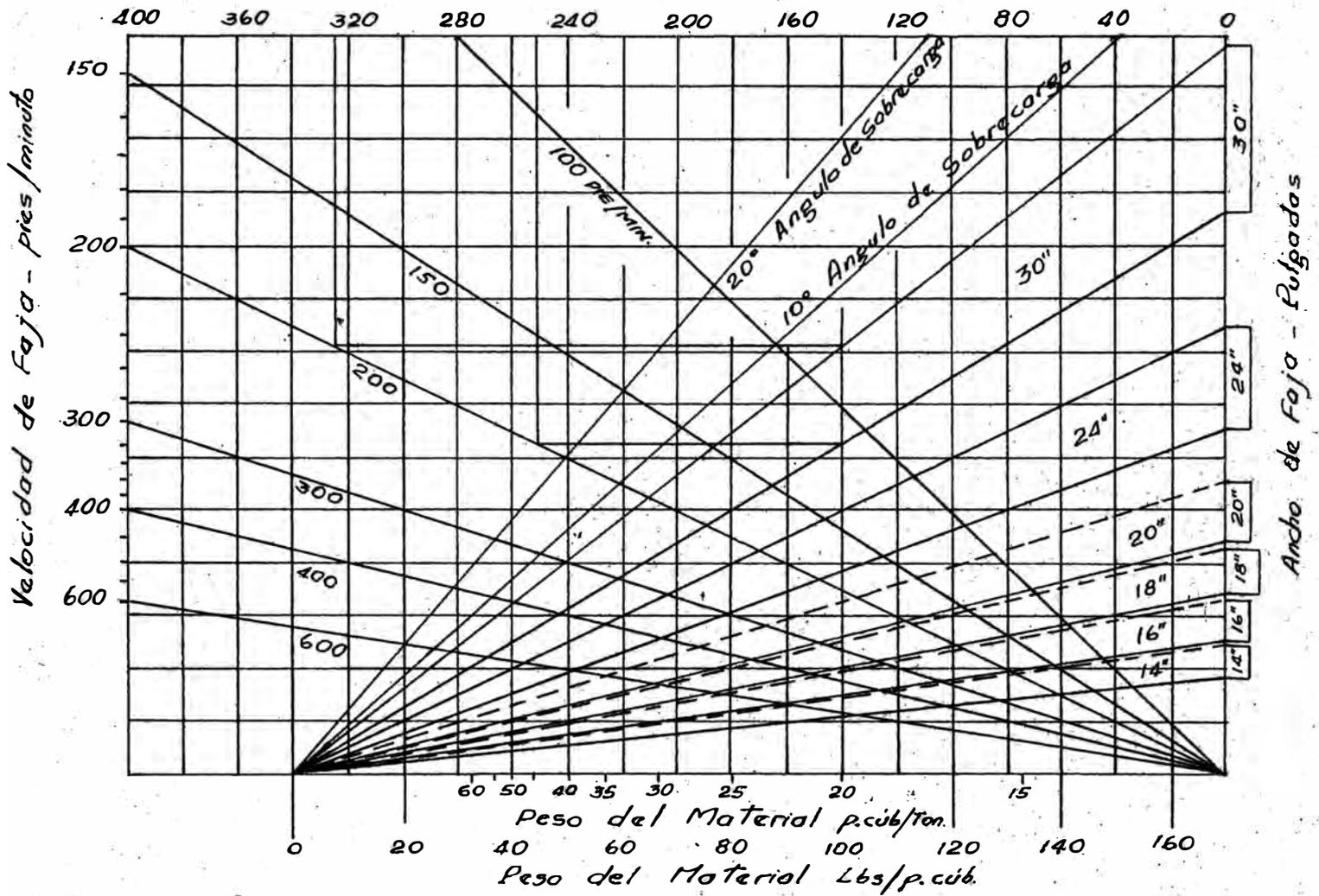
Una vez que estos factores han sido considerados y la selección hecha, se debe realizar un chequeo final, dando amplia consideración al aspecto de seguridad, y a la flexibilidad de la operación tanto para el presente como para el futuro. Observar si este sistema toma ventaja del equipo disponible y si encaja en el plan general de las otras operaciones de la compañía. Figuras explícitas deben incluir, reservas para mantenimiento, para la primera etapa

de operación, y para contingencias inesperadas.

Para obtener una completa visión de estos costos, se debe dar consideración realística al gasto de financiar el cambio o adopción de otro sistema de transporte.

## CUADRO PARA SELECCIONAR FAJAS TRANSPORTADORAS

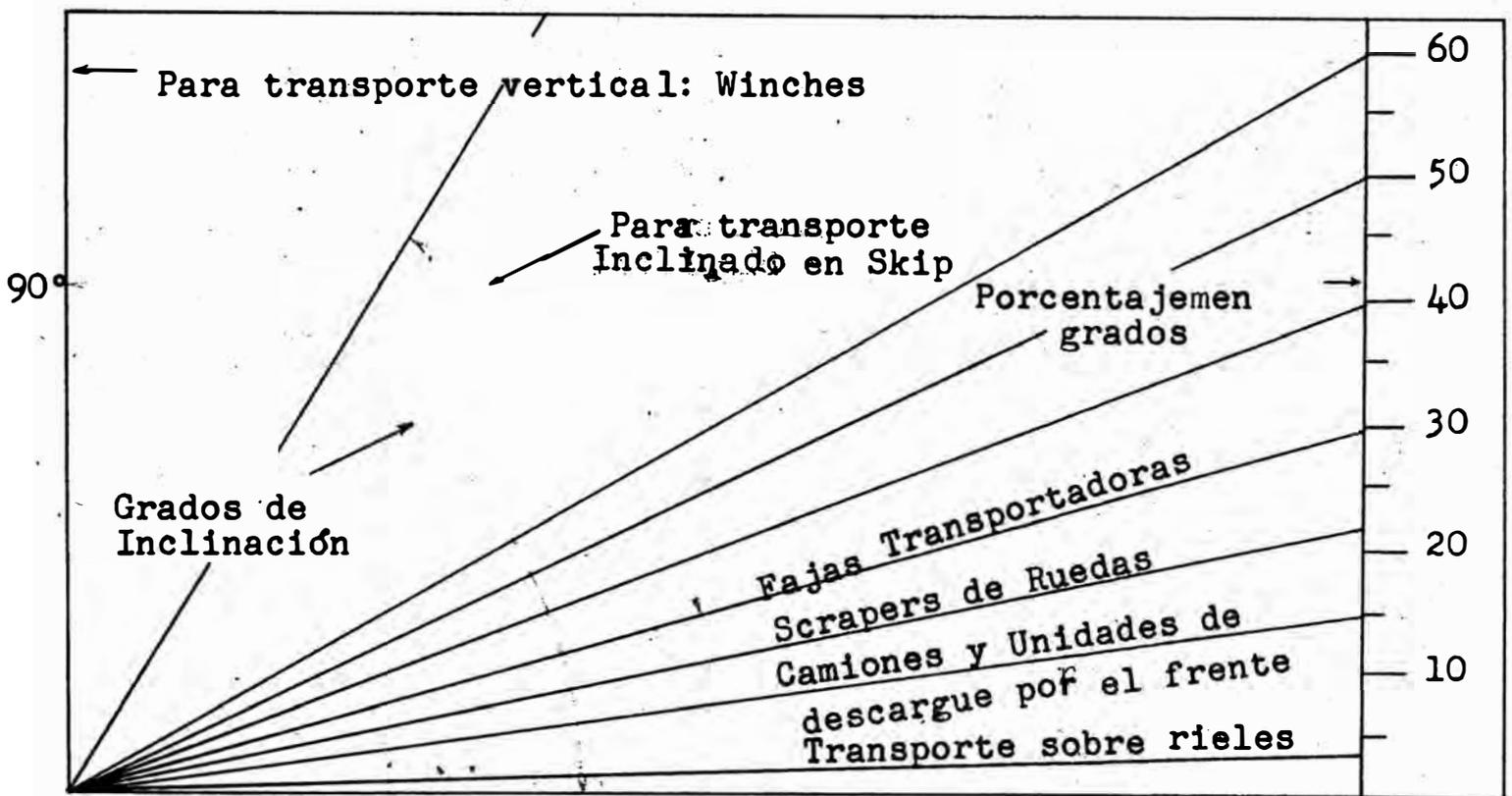
*Radio de Alimentación Tons/Hora*



FAJA	14	16	18	20	24	30	36
Tamaño Uniforme, mezclado	2	3	4	5	5	6	7
hasta fino	4	5	6	6	8	10	12

*Máximo tamaño de Trozo*

LIMITES PARA VARIOS TIPOS DE  
EQUIPO DE TRANSPORTE



## CAPITULO IV

### FUNCIONES AUXILIARES

#### A.-ORGANIZACION

##### Introducción

En un sentido, Webster define la organización como la estructura ejecutiva de un negocio, el personal de dirección con sus varios deberes y lugares en administración, las varias personas que conducen un negocio, considerados como una unidad". Es aparente que esta fase de la definición es muy amplia e incluye todo lo que dos ó más personas combinan, bajo el mismo plan, llevar a cabo algún acto.

El acto de organizar probablemente tiene sus comienzos algún tiempo antes del comienzo de la humanidad, cuando los cavernarios encontraron mas satisfactorio tener las mujeres realizando funciones especiales dentro de sus capacidades, mientras ellos se dedicaban a la caza y otras funciones propias de su género. Esto marca el comienzo de la división de trabajo. Por otro lado, talvez los cavernarios accidentalmente descubrieron que por sus acciones organizadas podían actuar más fácilmente y con mayor seguridad, que mediante sus acciones individuales. Las especialidades han aumentado tanto desde entonces, que esto podría ser considerado como la era de la especialización; sin embargo, el futuro promete aún mayor especialización en cuanto a trabajo se refiere.

La organización puede ser considerada como el resultado de los compromisos, envolviendo posibilidades acerca de una tarea o

situación específica.

La organización es una entidad viviente, moviente, formada o representada por gente que reacciona y responde a ciertos estímulos; algunas veces estos estímulos pueden ser muy vagos. La organización existe para un propósito principal, para asegurarse de que todas las funciones principales se realicen. En el caso de los antiguos cavernarios, pueda que solamente existió una función: la caza de los animales prehistóricos para la alimentación.

La especialización sigue progresando. El trabajo está siendo dividido en más pequeñas partes. A medida que aumentan las complejidades, el crecimiento de la especialización tiende a aumentar la importancia de la organización. A pesar de las ventajas de la especialización, hay riesgos; uno de los principales es el embobecimiento de una persona por la atención concentrada a la especialización. Esto puede conducir a un punto donde las ventajas de la especialización se pierde ante la sociedad.

Los compromisos de mandados por la organización muestran una creciente necesidad de dar consideración a otros. El desarrollo de los derechos de los trabajadores y las obligaciones de la Dirección son facetas de la organización moderna. Estos desarrollos son relativamente reciente, y datan desde hace mas o menos tres décadas.

Por supuesto, acorde con los nuevos desarrollos, tenemos lo que se llama la fuerza inmóvil o la resistencia al cambio. Habrían cuatro caminos para enfrentar una situación cambiante. La nueva tendencia puede ser ignorada y puede ser opuesta, o nuevos métodos pueden ser desarrollados para tomar ventaja de la tenden-

cia, o las condiciones pueden ser cambiadas para adaptarse a la filosofía de los valores humanos. Una combinación de las dos últimas maneras parece ser la única solución para una organización continua.

Es un hecho establecido que cada persona es única y puede requerir tratamiento diferente de otros. También está establecido que los adultos pueden aprender; la educación y el desarrollo debería ser continuo a través de la vida. Estos son hechos que influyen actualmente la manera de pensar en cuanto a organización se refiere.

Como se mencionó anteriormente existe una organización para asegurar la realización de funciones esenciales. Hay numerosas maneras de hacer que esto se cumpla. Uno, es a través de la fuerza, otro es a través del temor; hay todavía otro que es a través de la autoridad, el cual puede contener elementos de los dos casos citados. Después tenemos la persuasión, recompensa y satisfacción. El último, y especialmente los últimos dos han demostrado ser los mejores métodos en obtener resultados. Ellos hacen que la persona o personas deseen realizar el trabajo para obtener la recompensa ofrecida y la satisfacción ganada en la realización del acto.

La coordinación del esfuerzo es necesario para que una organización sea efectiva. Esto levanta la supervisión, la cual puede ser considerada para la coordinación de talentos y habilidades y para ensamblarlos dentro de un todo efectivo. Un equipo de football sin coordinación no sería un éxito.

Tendría que existir una política central, en dirección al cual la especialización y la coordinación debería ser dirigida.

Tiene que existir un objetivo en todas las fases de una organización; pero, en general, si analizamos varias situaciones en detalle, extraordinariamente descubrimos que muchas partes de tal organización cumplen sus funciones solamente por el momento propio, con sólo una vaga idea de lo que tratan de hacer y obtener y por-  
que.

El presidente de una compañía puede tener como su objetivo la operación a un máximo provecho para los accionistas de ella. El Gerente o Superintendente de una Mina open pit puede tener como su objetivo primario la producción de 30,000 toneladas de una cierta calidad de mineral por día.

Para llevar a cabo estos objetivos, se deben desarrollar y utilizar métodos apropiados. Un método sistemático y ordenado de los puntos de ataque resulta en la reducción del tiempo perdido, errores, duplicaciones, desperdicio en la obtención de un objetivo.

Un establecimiento dinámico o móvil es necesario para la administración. Un ser humano es la unidad básica operacional en una organización. Esta personalidad no es ni debería ser un automatismo, es cambiante cuya relación con otras personalidades afectan la organización.

La organización está condicionada por la política y por la opinión pública. Una organización debería responder a los cambios bruscos tanto como a los avances tecnológicos.

#### a.-Principios

Hay posiblemente una docena de principios fundamentales en una organización, éstos son los siguientes:

1.-Cada fase necesaria o función relacionada a los objetivos de una organización debe ser asignada a la unidad total. La violación mas persistente del precepto antes dicho es la falla al hacer una asignación.

2.-La asignación a una sección de la organización debería ser específica, clara y comprensible, esto es importante, por cuanto muchos errores se cometen cuando las órdenes no son debidamente dictadas o debidamente comprendidas.

3.-La función no debería ser dada sino a una sola unidad independiente. Uno puede imaginar el desorden que sería la producción de una mina, cuando se concede la operación de ella a dos unidades diferentes de la organización.

4.-Métodos de organización consistente, se deberían aplicar en cada nivel de la organización. Esto generalmente resulta relativamente simple. La tendencia de la estandarización proporciona también una base simple de comprensión y colocación de las responsabilidades.

5.-Es importante que cada persona de la organización sepa a quien reporta y quien o quienes deben reportar a él. Esto es necesario para mantener líneas claras de autoridad. Así una persona sabe quien es el "Jefe" y el Jefe sabe quienes son sus "brazos".

6.-Ningún miembro de una organización debería reportar mas que a un superior. Un trabajador podría violar las órdenes de un superior al obedecer las de otro.

7.-La responsabilidad funcional debe ser acompañada por la autoridad necesaria para realizar la función. Las delegaciones de responsabilidad con la autoridad, para actuar es necesaria. Cuan-

do la responsabilidad falla en acompañar la autoridad, la realización de una función se transforma difícil o imposible. Ninguna persona puede ser declarada responsable por un acto, a menos que él estaba permitido de realizar el acto.

8.-Personas o grupos de personas actuando como unidades, reportando a un supervisor no deberían exceder un número, el cual puede ser efectivamente coordinado por el supervisor. Esta sobre-extensión indica supervisión insuficiente, y por consiguiente las operaciones se hacen imposible.

9.-La línea de autoridad no deberían ser violadas por miembros de la dirección cuya función primaria es de, sugerencias. Debe haber una clara comprensión de las responsabilidades de cada uno de los miembros de la Dirección.

10.-La autoridad y la responsabilidad para las acciones debe ser descentralizada cuanto sea posible. Esto permite la realización de los deberes por aquellos más cercanos y generalmente más capaces para la realización eficaz de aquellos deberes.

11.-Ningún supervisor debería prestar indebida atención a las acciones de rutina de los subordinados. El control sobre problemas de excepcional importancia son los objetivos primarios de los supervisores. Esta importancia es una cosa relativa que varía de las unidades más bajas a las más altas.

12.-Una organización debe ser controlada para prevenir obstrucciones en el desarrollo del trabajo. Una organización sobre elaborada requiere personal adicional a causa de su inflexibilidad.

De acuerdo con todas las reglas y principios, ellos están obligados de preveer un guía hacia un objetivo específico. Ciertas

situaciones que ocurren pueden hacer violar un principio, pero la completa comprensión de los principios es necesaria, de modo que una violación hecha a propósito es ventajosa. Por ejemplo, un Gerente puede creer necesario asignar una función a dos unidades diferentes para comparación.

Hay dos ramas generales en una organización: líneas y staff. La rama de la línea es de autoridad y la función primaria del staff es dar consejos para ayudar a mantener la línea propia de autoridad y en la realización de los deberes de los miembros de la línea.

Hay tres funciones básicas de la línea, ellas pueden ser llamadas: la determinativa, aplicativa, y la interpretativa. La fase determinativa se refiere al objetivo para ser llevado a cabo. Esto incluye el planeamiento e ingeniería. La aplicativa es "el realizar", y la interpretativa se refiere a la correlación y digestión de la información y al trabajo hecho por la segunda función. Por analogía, esto se puede aplicar a una operación de open pit. En la primera fase, se determina que es lo que debe ser hecho y la mejor manera de hacerlo. Un pit es planeado, una producción es planeada, y todos los elementos relacionados son considerados para realizar una operación propuesta de la manera más eficiente posible. La segunda fase se refiere a la aplicación de técnicas, métodos y equipo usado para llevar a cabo la operación planeada. La perforación, voladura y también todos los elementos relacionados a ellos son coordinados para llevar a cabo el trabajo. En la fase interpretativa, las preguntas que se tenían en la etapa anterior son consideradas como respuestas hechas. Una in-

interpretación general de los resultados obtenidos se hace aquí con el propósito de mejorar o evaluar el trabajo hecho.

Las tres funciones arriba mencionadas pueden ser aplicadas a todos y cada uno de los niveles de una organización. Como una simple ilustración, podemos considerar la cuadrilla de rieles en una operación de open pit. Un problema sería la imposibilidad de cargar con una pala los carros situados sobre la línea de rieles, debido a que esta línea está demasiado lejos de la pala. Se determina que la línea debe ser movida más cerca a la pala. Por experiencia pasada se sabe la distancia que debe moverse. A continuación viene el traslado de la línea de rieles por la aplicación de la mano de obra y equipo al lugar pre-seleccionado. Siguiendo esta regla durante la operación se puede notar que algunos de los carros queden demasiado cerca a la pala y que la pala no pueda cargar con una capacidad completa. Una interpretación de este problema es que la línea de rieles ha sido colocada muy cerca a la línea se corra un poco hacia atrás; durante el próximo ciclo la línea ya no será movida tan cerca a la pala. Durante este ciclo de trabajo, el staff tiene que hacer las informaciones, consejos y supervisión.

Se incluyen algunos bosquejos de organización usados por varias compañías de minas open pit. Uno de los bosquejos se refieren a una corporación completa y los bosquejos restantes se refieren solamente a ciertas operaciones de open pit en la etapa del minado. Se debe recordar que una organización es una cosa fluida, móvil y que cambia según las circunstancias. Por consiguiente los bosquejos que se incluyen, aunque aplicables en algunos casos ac-

tualmente, pueden resultar inadecuados mañana. (ver figuras N° 40, 41, 42, 43, y 44).

## B.-ADMINISTRACION Y ORGANIZACION DE LA SEGURIDAD

### Introducción

Seguridad en una forma de negocio es muy duro de "vender" y debe estar bien organizado para tener que ser aceptado por los obreros de la compañía.

La organización del programa de seguridad no es una tarea simple y debe haber mucho planeamiento y discernimiento en su formación, ya sea que se aplica a una pequeña operación o a una corporación. En el planeamiento y formulación de un programa de seguridad, no solamente debe reunir las condiciones estipuladas por el Reglamento de Seguridad del País, sino que se debe adoptar el equipo necesario mas allá de lo que dictan las leyes.

Un programa de seguridad debe ser organizado de tal manera que debe adaptarse a la mente individual y a la actitud que sobre seguridad tengan los obreros de la corporación.

### a.-Política

1.-Obligación de la Compañía: Un comprensivo programa de prevención de accidentes es la evidencia mas positiva del genuino deseo de una compañía de evitar accidentes. Un buen programa debe ser sistemáticamente desarrollado a fin de incluir cada obrero desde el ejecutivo máximo hasta el último hombre. Este tipo de programa representa una considerable inversión en tiempo, esfuerzo y dinero y puede ser iniciado y sostenido solamente por una compañía que esté vitalmente interesado con la total prevención

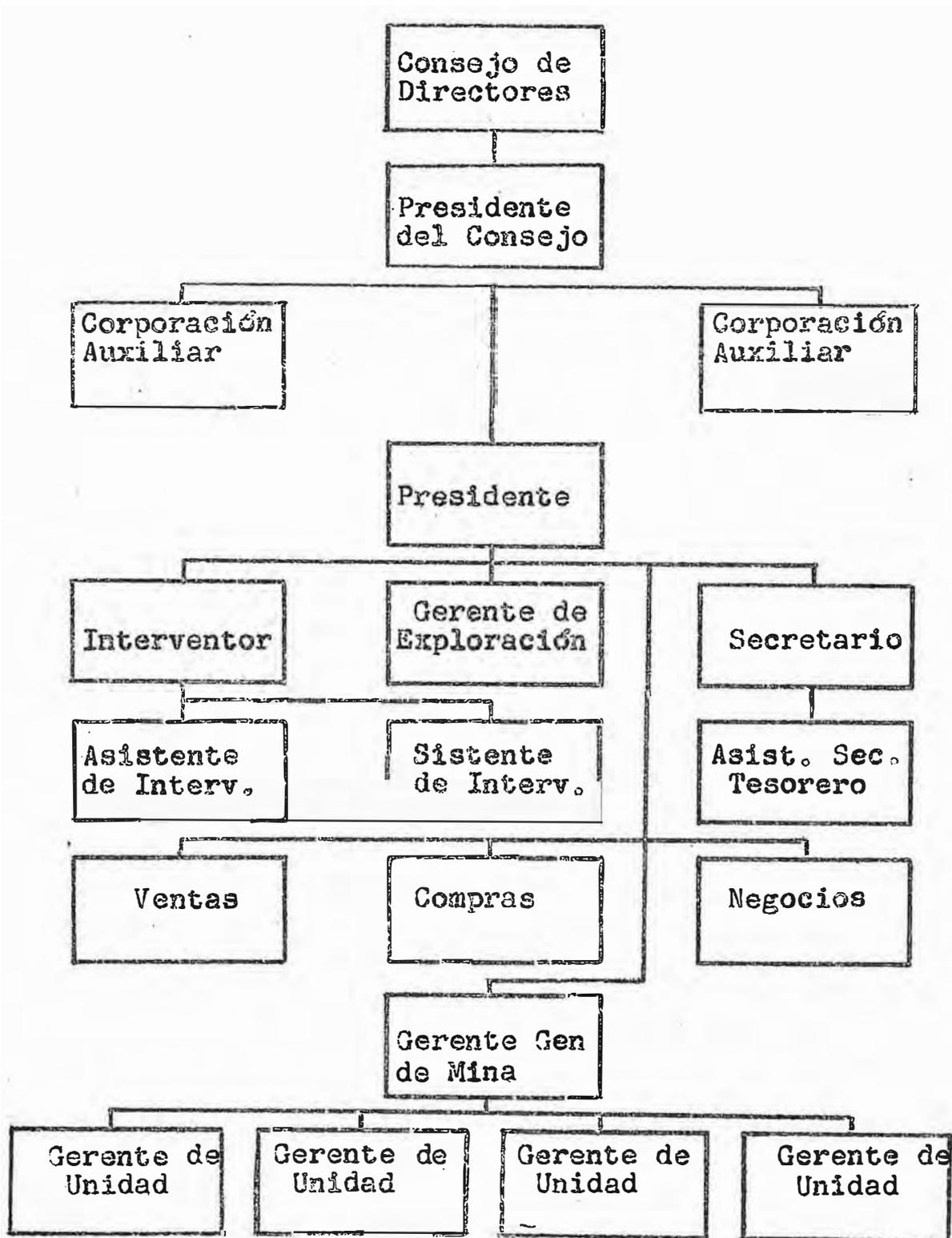


Figura N° 40

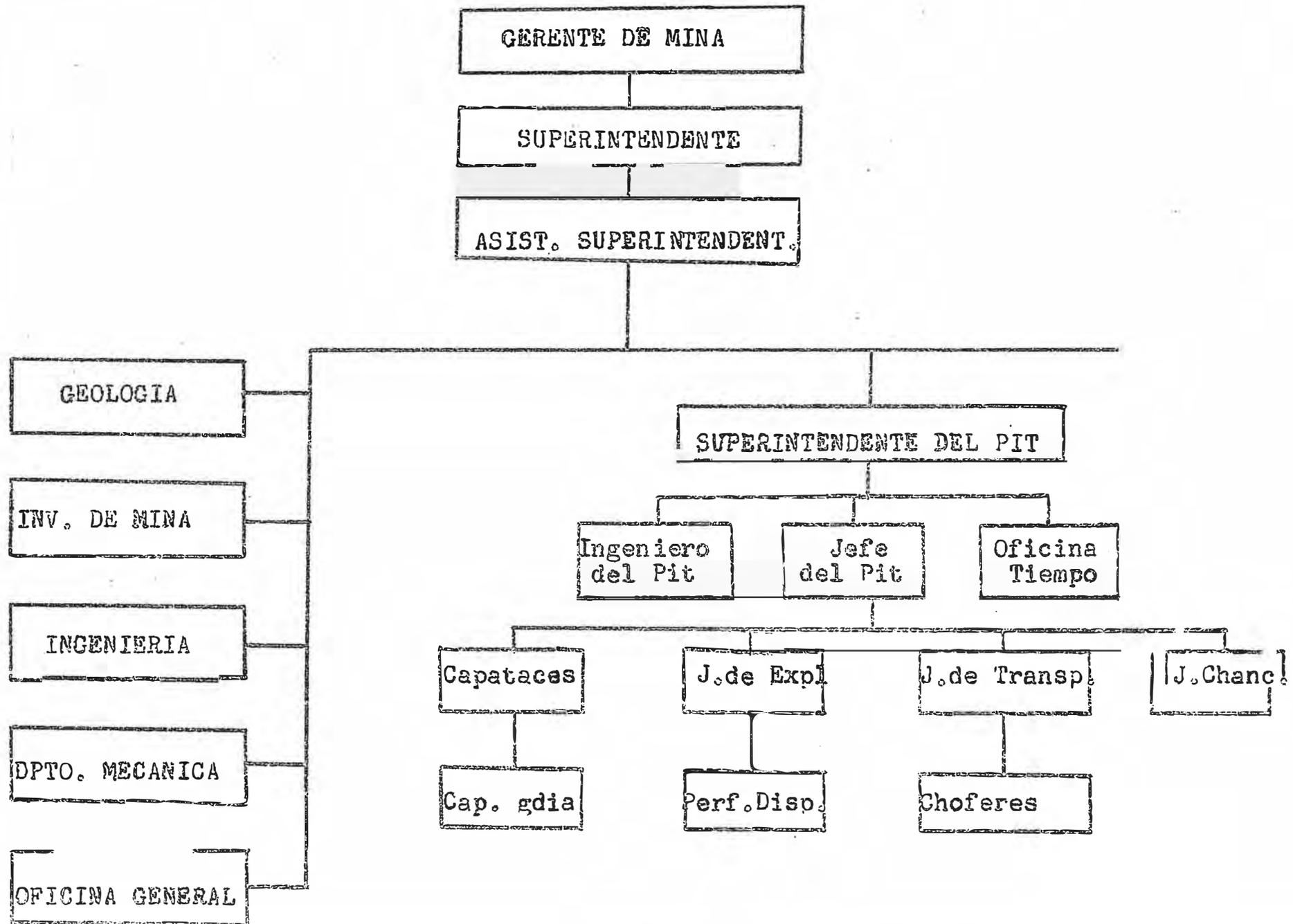


Figura N°41

## SUPT. MINA

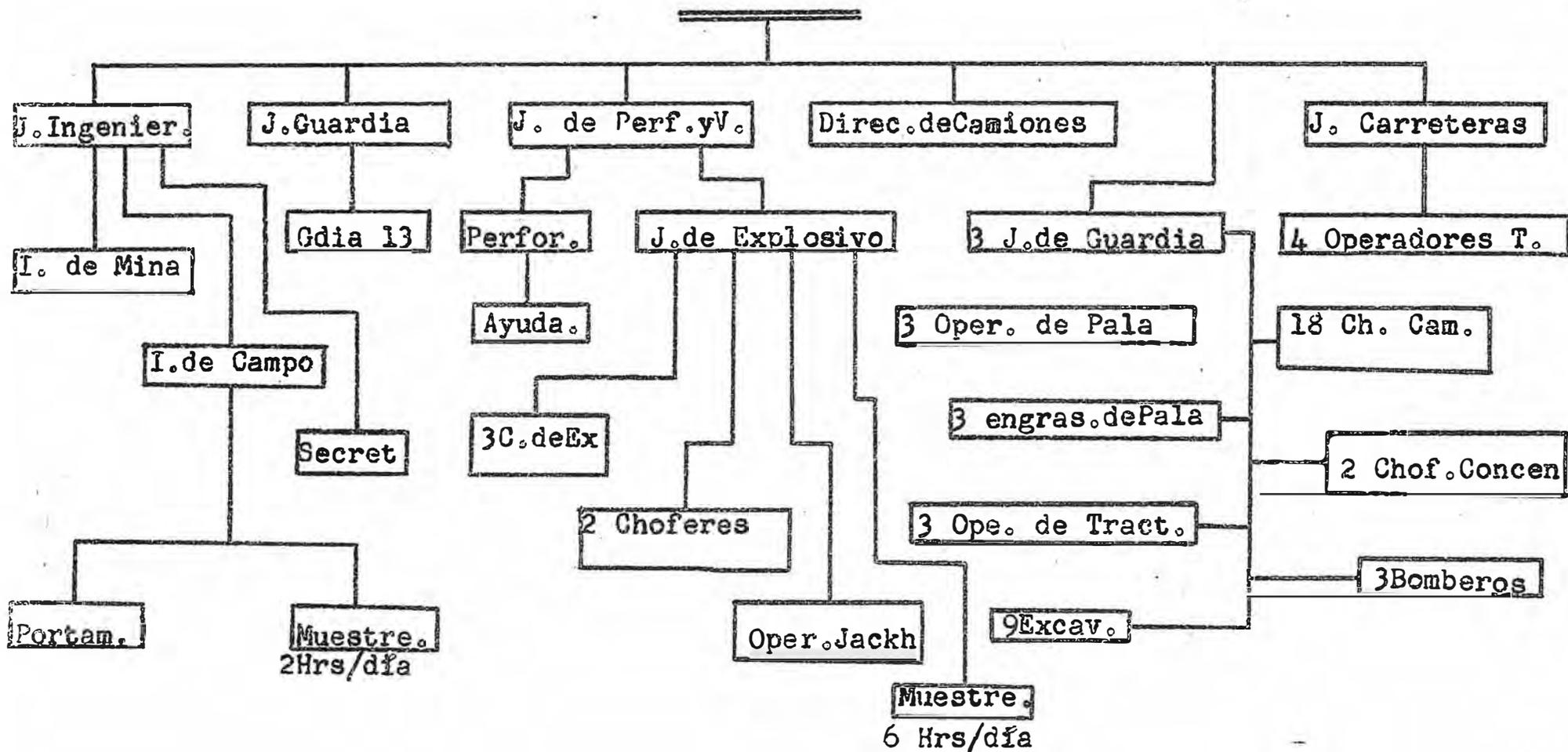
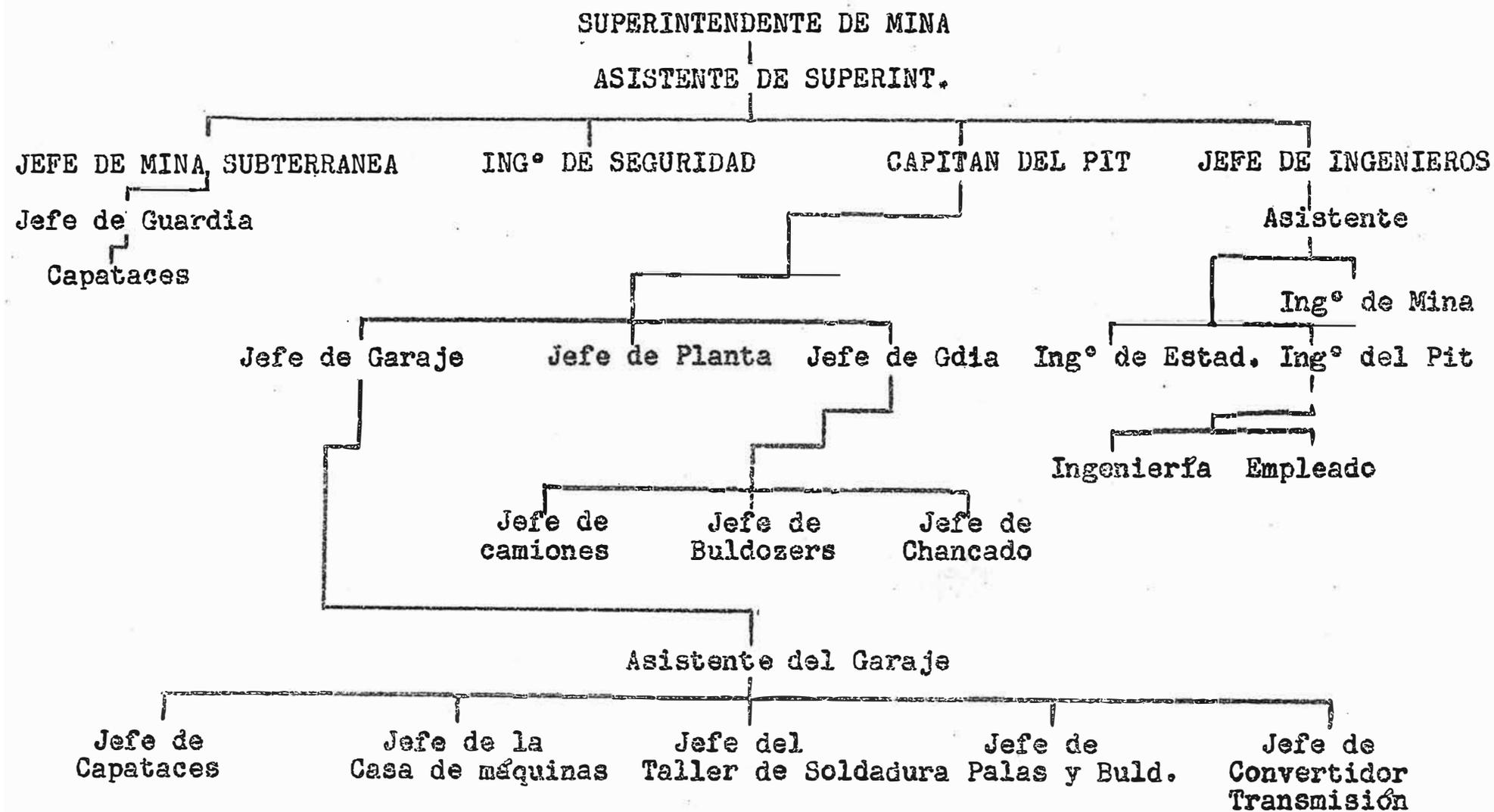


Figura N°42



CUADRO DE ORGANIZACION DE OPEN PIT

Figura N°43

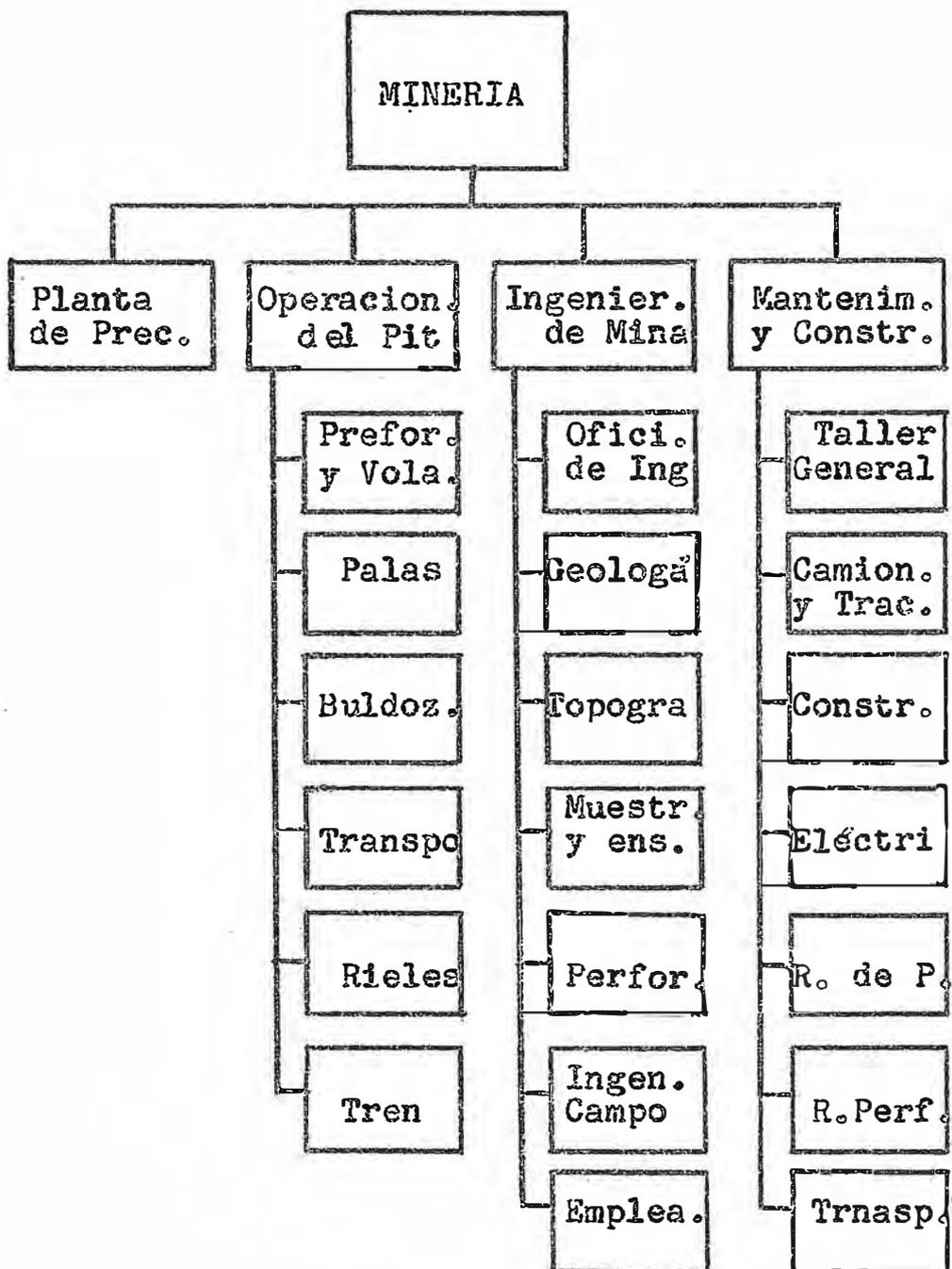


Figura N° 44

de toda clase de accidentes.

La mayor parte de las compañías creen que, por razones económicas, "la seguridad paga", pero hay otra razón más poderosa que este deseo de la compañía, el cual es la consideración humanitaria para sus obreros. Usando todos los medios conocidos para realizar el dicho que dice: "Hiere el ser herido", una compañía no debe escatimar esfuerzos ni gastos en enseñar a sus obreros a trabajar con seguridad, en hacer las condiciones de trabajo tan seguras como sea posible, y para implantar en sus obreros la conciencia de seguridad en cada acto durante su período de trabajo.

La compañía debe también reconocer sus responsabilidades para la prevención de accidentes. Casi todos los accidentes son evitables y la experiencia muestra que el trabajador más seguro es también el más eficiente. Además, una compañía debe reconocer su responsabilidad para proveer herramientas, equipo y condiciones de trabajo que contribuirán por todo medio posible en la prevención de accidentes.

La Seguridad puede ser llevada a cabo solamente a través de la cooperación más entusiasta entre la Gerencia y las fuerzas de trabajo. La organización para la administración de un programa de seguridad debe ir paralelamente con la producción de la compañía. La responsabilidad para el éxito del programa general debe ser asumido por la Gerencia con los Jefes de las diferentes secciones, aceptando la responsabilidad para la prevención de accidentes dentro de sus respectivas secciones. Por otro lado, los supervisores deben cooperar con los obreros discutiendo los asuntos de seguridad con ellos y respaldando las ideas constructivas, dando cuida-

dosa consideración a las sugerencias sobre seguridad y corrigiendo los defectos encontrados en las inspecciones de seguridad.

De la experiencia se ha aprendido que una gran cantidad de los accidentes son el resultado de la falta de entrenamiento del personal de empleados, trabajadores y también supervisores.

El concepto de "insistencia" tal como se aplica en el programa de prevención de accidentes, debe importar un esfuerzo diligente de parte de la Gerencia y supervisores para comprender y llevar a cabo las reglas del programa mismo, establecer el ejemplo, y seguir completamente todas las fases del programa en todos los niveles, asegurándose que cada individuo en su tarea conozca y comprenda cada detalle acerca del medio o camino propio y seguro.

2.-Obligación de los obreros.- Al ingresar, el obrero nuevo debe ser requerido para hacerse familiar con las reglas generales concernientes a Seguridad, una vez asignado a una tarea específica.

El obrero no debe asumir que su seguridad personal en el trabajo es enteramente la responsabilidad de la compañía. Ella probablemente lo proveerá, con las condiciones de trabajo más seguras posibles y lo instruirá acerca de como trabajar lo mejor posible; pero el trabajador debe asumir la responsabilidad de protegerse así mismo obedeciendo las reglas, siguiendo las instrucciones y tomando las ventajas de las medidas de seguridad proporcionadas por la compañía.

El obrero debe también darse cuenta del hecho, que los esfuerzos de la compañía en extender su educación sobre seguridad solamente tendrá éxito hasta el punto que guarde relación con la vo-

luntad del obrero en este sentido. También debe ser la obligación de todo obrero, el de tomar ventaja completa de las oportunidades que le ofrece la compañía para aprender como trabajar en forma efectiva y con seguridad y tener en mente la necesidad de controlar sus pensamientos y acciones, para evitar ser herido. También se espera del obrero estar a tono con las condiciones cambiantes, aceptando y poniendo en uso las prácticas de seguridad mejoradas, y contribuyendo en lo mejor posible con sugerencias e ideas que ayudaran a levantar el mejoramiento continuado del programa de seguridad.

#### b.-Organización de la seguridad

1.-Comités: Si la mina, que comienza su programa de seguridad, el comité principal de seguridad debe ser el general de la mina, encabezado por el Administrador General o Superintendente General. Los miembros de este comité serían los jefes de divisiones y departamentos, mas comunmente llamado el Staff de Seguridad y el secretario sería el Supervisor de Seguridad.

El propósito principal de un Comité de esta naturaleza sería estudiar y formular la política de seguridad al nivel de la Gerencia. También, los records y sumarios deben ser revisados para determinar la evidencia de la realización y para indicar la necesidad de un mejoramiento mayor en el programa de seguridad. Las copias de cada reunión deberían ser recopiladas por el Supervisor de Seguridad y proporcionadas a los miembros del comité.

Otros grupos importantes de comités, que deben ser incluidos, juntamente con el comité general son los comités seccionales, representando cada uno, una sección separada dentro de la mina.

Los presidentes de cada comité deben ser los jefes de sección, ingenieros y staffs de seguridad; el secretario es generalmente un miembro del staff de seguridad. Las reuniones de estos comités se realizan una vez por mes en la mayor parte de las minas.

Estos comités deben ser los medios de reuniones prácticas para asegurar la participación de todos los obreros en el programa de seguridad. La principal función de estos comités son traer a los trabajadores, en contacto directo con la política y fundamentos del programa y así asegurar su interés y cooperación. No se puede dar demasiado énfasis a las reuniones de estos comités; sin embargo, es aquí donde cada trabajador obtiene su educación en seguridad. En cada reunión, los reportes de accidentes que han ocurrido deben ser revisados; además, los peligros inherentes, prácticas y condiciones de trabajo, deben ser estudiadas.

Es por estos comités, que todas las clasificaciones de accidentes, investigaciones e inspecciones generales deben ser hechas.

2.-Departamento de Seguridad: El supervisor de seguridad debe actuar como el secretario ejecutivo de la rama principal de la organización de seguridad el cual generalmente se compone del grupo de varios comités de seguridad encabezados por el comité general de la rama a través de los comités de sección. Estos comités, generalmente son encargados de la tarea de eliminar accidentes en la rama, deben llevar a cabo su trabajo, mediante reuniones con el propósito de estudiar: (1) Accidentes, sus causas y medios de prevención, (2) Peligros y su eliminación, y (3) Prácticas operacionales de seguridad. Decisiones hechas y procedimientos que se deciden en estas reuniones deben ser puestas en acción efectiva.

por las varias unidades de operación de tal manera que conseguirán resultados apropiados.

El departamento de seguridad debe proveer una buena cantidad de servicios que son generalmente encaminados a lo largo de las líneas de ejecución y evaluación.

Por cuanto hay un número ilimitado de servicios que puede proporcionar el departamento de seguridad, se indicará solamente un poco de los más importantes. El departamento debe:

- (1) Planear y asistir mediante la realización de las varias reuniones de seguridad.
- (2) Escribir y recomendar formas a seguir mediante la inspección de los defectos hallados.
- (3) Conservar records de sugerencias y defectos.
- (4) Ayudar mediante la investigación de accidentes.
- (5) Conservar records de todos los accidentes.
- (6) Proveer una biblioteca sobre materiales de seguridad como referencia y uso de los varios comités.
- (7) Recomendar e instruir al grupo de secretarios sobre sus deberes.
- (8) Estudiar los accidentes y sus causas, y
- (9) Dar información sobre los desarrollos de seguridad y actuar como consejero y consultor para todos aquellos que necesitan los servicios de un supervisor de seguridad.

A lo largo de la línea de evaluación, el departamento de seguridad debe conservar records estadísticos de accidentes con respecto a frecuencia, severidad y costos para los propósitos de reportar sobre el progreso en la campaña de eliminación de acciden-

tes. Debe también conservar records y estudiar el costo de las campañas de seguridad para evaluar su valor en términos monetarios.

### C.-Educación sobre Seguridad.

#### 1.-Adoctrinación del trabajo para empleados nuevos y transfe-

ridos: Cuando se ha tomado un hombre nuevo, debe ser enviado a la oficina de seguridad, se le instruye acerca del rol que va a desempeñar, se le dá una copia de las obligaciones sobre seguridad para con la compañía, y se le dá el equipo de protección personal que es requerido para su trabajo particular. Cuando el nuevo empleado ha estado en el trabajo cerca de dos semanas, se le toma un exámen sobre la política de seguridad de la compañía, código de prácticas de seguridad y prevención de accidentes. Este procedimiento se lleva a cabo en un gran número de minas, y de los resultados que se ha estado obteniendo se le tiene por un buen procedimiento.

2.-Código sobre práctica de seguridad: Es también el deber de una compañía formular instrucciones para la guía de los obreros para llevar a cabo su trabajo con eficiencia y seguridad; por consiguiente, hacer el mejor uso de las condiciones seguras de trabajo que se disponen. También es necesario, que un comprensivo y continuo método de educación del obrero sea llevado a cabo, e implantado a través de una buena vigilancia con una visión constante en dirección al entrenamiento del individuo, en la realización propia del trabajo y promoción de su mente a la idea de seguridad.

Se ha encontrado por experiencia que un método efectivo de

enseñar a los obreros a trabajar con seguridad y eficiencia es preparar un fuego de instrucciones para su guía, en el cual toda la información relatará su trabajo con seguridad. Tales delineamientos son llamados "procedimientos", o "Códigos de práctica de seguridad". Se ha encontrado también que los códigos de seguridad propiamente preparados, son de beneficio inmensurable a los Gerentes, Superintendentes, Jefes de sección, jefes de guardia y a todos los obreros en general, tanto como a los nuevos. Estos códigos les permite llevar a cabo su trabajo diario con más eficiencia y también con mayor seguridad.

3.-Cambio del procedimiento de ocupación: Cuando un obrero progresa, es promovido o cambiado de una tarea a otra sobre una base temporal, se le debe proveer con los códigos adicionales sobre las prácticas de seguridad o boletines que le pueden ser de ayuda en llevar a cabo su nuevo trabajo con seguridad. Su supervisor inmediato en la nueva tarea debe preocuparse de que al trabajador se le provea de los equipos adicionales de seguridad que pueda necesitar. El supervisor debe ver también personalmente que cada obrero sea instruido correctamente respecto a los peligros que son peculiares en su nuevo trabajo.

Antes de aceptar de que un obrero sea promovido de un trabajo a otro sobre una base permanente, el Jefe debe asegurarse del record de servicio del obrero y asegurarse, que el record de seguridad del trabajador y la actitud general de él hacia el programa de seguridad son tales que la promoción es bien merecida.

4.-Películas, fotografías, etc.: Ayudas de carácter visual, tales como películas, fotografías, etc., han demostrado ser de

gran importancia en promover el aspecto de seguridad entre todos los obreros. Ellas también ayudan en aumentar el conocimiento general sobre seguridad de todos los obreros.

5.-Entrenamiento sobre primeros auxilios: El programa de seguridad de toda compañía minera debe incluir para todos los obreros por lo menos los principios fundamentales de primeros auxilios y la provisión de los materiales adecuados de primeros auxilios en todos los departamentos, o mejor aún, de los materiales requeridos por el código de minas.

#### d.-Medidas de Protección.

1.-Protectores de carácter mecánico: El propósito de los protectores de carácter físico y mecánico, es proteger y prevenir todos los tipos de accidentes. Los protectores son usados como un medio de proteger al individuo.

Es práctica corriente entre las formas manufactureras de herramientas, en construir protectores para sus máquinas como parte integral de ellas; toda vez que sea posible, es mejor hacer esto que poner un protector adicional como un accesorio. Por ejemplo, en lugar de colocar un enrielado alrededor de una fuente o medio de transmisión de energía eléctrica, es práctica mas segura construir un protector de malla de alambre reforzado con tuberías o ángulos de hierro.

2.-Equipo de protección personal: Hoy día, es práctica común en todas las minas proveer algunos de sus equipos de protección personal que se necesitan para el trabajo, tales como botas de jébe, máscaras, etc.. Se dá éste, al obrero cuando va a trabajar, y la sustitución de los equipos gastados o con defectos, se realiza

en la oficina de seguridad.

Otros equipos de protección, tales como cascos, zapatos con puntas de acero, lentes, ropa de agua, linternas a batería, deben ser vendidos a los obreros, a precio de costo.

3.-Supervisión adecuada: Se debe reconocer que la Gerencia tiene la responsabilidad final para la eliminación de accidentes, el cual en su lugar, coloca la responsabilidad inmediata en los miembros del staff de seguridad como representantes de la Gerencia, en administrar con toda efectividad el programa de seguridad. La supervisión debe ser adecuadamente organizada, informada y activamente llevada a cabo en toda época. El supervisor de seguridad debe hacer recomendaciones y sugerencias para toda clase de mejoras, tomar parte activa en el entrenamiento y educación de los supervisores, participar en las reuniones de seguridad y coordinar todos los trabajos de seguridad.

4.-Inspecciones: Las inspecciones periódicas son otro de los numerosos medios de protección que se deben tomar en las minas para la eliminación de accidentes. Entre estos se hallan, las inspecciones de secciones, inspecciones de propósito especial y muchos otros.

#### e.-Análisis Estadístico

1.-Investigaciones: El propósito de la investigación de todo accidente es, por supuesto, descubrir todos los factores concernientes a la realización de tal accidente, mediante el estudio de los reportes adecuados y la determinación de las medidas correctivas necesarias.

2.-Clasificación: Análisis de todos los tipos, circunstan-

cias, y causas de los accidentes son necesarios para determinar en que trabajo de seguridad se debe concentrar y también determinarse que líneas del programa deben ser modificadas para ser mas efectiva. Para llevar a cabo eficientemente tales propósitos, se debe establecer una clasificación standard de accidentes, de acuerdo a los mas conocidos, con ligeras modificaciones si son necesarias para que encajen en las necesidades de la respectiva compañía minera.

3.-Diagnósticos: Los diagnósticos pueden ser descritos como el estudio de una colección de factores relacionados con el propósito de seleccionar una forma para ser aplicada a una situación que necesita mejora o corrección.

El propósito de diagnósticos para los accidentes individuales es para corregir las condiciones específicas que sobresalen o se revelan en el estudio de los casos individuales. De igual manera, el conocimiento de los actos inseguros de las personas, es de ayuda.

4.-Remedios: Hay cuatro tipos básicos de remedios, que son los siguientes: (1) Ingeniería de Revisión; (2) Instrucción, persuasión y Apelación; (3) Ajuste en el personal; (4) Disciplina. La selección del remedio apropiado es generalmente bueno si se ha hecho el análisis correcto.

5.-Costo de Accidentes: Se ha establecido que la responsabilidad de prevenir accidentes descansa en la Gerencia. En adición a la moral y consideraciones humanas y a los requerimientos de la ley de compensación de los trabajadores, está el asunto del costo, en cual en sí, constituyen un incentivo muy definido para

la Gerencia para eliminar accidentes.

6.-Costo del Programa de Seguridad: Desde que la prevención de accidentes es la responsabilidad de la Gerencia, la extensión de este programa debe ser determinado a la larga por la Gerencia, y el costo completo será cubierto por el Empleador. Es importante que el costo del programa de seguridad sea determinado y considerado como otro renglón en los costos de operación.

#### f.-Coacción

1.-Procedimiento a seguir: Como un medio de asegurar el cumplimiento de las prácticas de seguridad y como una ayuda útil en poner énfasis a las instrucciones en la supervisión general, ciertos procedimientos a seguir son ampliamente usados y son de incuestionable valor. Estos pueden tomar la forma de procedimientos escritos en formas impresas.

2.-Aplicación de los remedios: La aplicación de los remedios es el paso final en el plan para la prevención de accidentes. Si los pasos anteriores se han tomado propiamente y concienzudamente, el remedio que ha sido seleccionado, puede ser aplicado con la confianza, que usando adecuados procedimientos, las condiciones dadas serán corregidas.

3.-Disciplina: Cuando se requiera la disciplina, ésta debe ser usada con la discreción mas grande. La disciplina puede tomar la forma de amonestación oral, o expresiones de reprobamiento y descontento. En algunos casos de obreros, que no cooperan y de actitudes antagónicas, puede ser necesaria y justificada la aplicación de penas, el extremo del cual debe ser expulsión. Las penas deben ser aplicadas solamente como un último recurso.

## C.-EQUIPO AUXILIAR

### a.-Principios de Movimiento de Tierras

Para obtener el probable rendimiento de un equipo o un trabajo particular, es necesario analizar, según los factores que afectan directamente y son:

- 1.-El material con que trabaja
- 2.-Resistencia de Rodamiento
- 3.-Resistencia de Pendiente
- 4.-Tracción
- 5.-Altura
- 6.-Temperatura
- 7.-Ciclaje
- 8.-Eficiencia
- 9.-Selección de Equipo
- 10.-Potencia

1.-Materiales.-El tipo de material afecta el rendimiento y producción en las operaciones de movimiento de tierras; por ejemplo el material fino será mejor para cargarlo, que el material grueso usando el mismo equipo. Así mismo un material suelto presenta menos dificultades que un material compacto.

Para entender como los materiales afectan el rendimiento de la maquinaria es necesario considerar su densidad, aumento de volumen, vacíos y contracción.

La densidad es mucho mejor obtenerlo de la experiencia.

El porcentaje de aumento de un material al ser roto, se obtiene mediante la fórmula:

$$\text{Factor de aumento} = \frac{100\%}{100\% + \% \text{ de aumento}}$$

Yds. Cúb. sólidas = Capacidad de tolva x F. aumento

Para varios materiales ver Tabla N°19.

Los vacíos causados por el material roto, durante el cargue se obtiene según:

$$\text{Factor de aumento} = 100\% - \% \text{ vacíos}$$

Cuando un scraper carga es comprimido el material, dando lugar al aumento de su capacidad en un 15% mas o menos.

El factor de contracción usualmente se aplica para material compactado en un relleno:

$$\% \text{ de contracción} = 100 - \frac{\text{Peso de la tierra en su lugar}}{\text{Peso de la tierra compactada}}$$

$$\text{Volumen de med. sólida} = \frac{\text{Vol. que será roll.} \times 100\%}{100\% - \% \text{ Contr.}}$$

2.-Resistencia de Rodamiento.-Es la fuerza que tiende a retardar el movimiento de rodamiento cuando la máquina se desplaza sobre la superficie, y es expresado en libras por tonelada de peso bruto. Hay factores que determinan la resistencia de rodamiento:

- Condiciones del suelo
- Flexibilidad de las paredes de la llanta
- Velocidad
- Fricción del cojinete de la rueda

Se puede establecer una constante mínima de 40 lbs. por tonelada de peso sobre las ruedas, para la flexibilidad de las paredes de la llanta, para mover una carga sobre una superficie

plana y dura. Cuando el terreno es blando la R.R. se incrementa en 30 lbs. por tonelada de peso por cada pulgada de penetración.

La resistencia de rodamiento varía considerablemente en una carretera ya que cambia a cada paso de una unidad. Para calcular la DBPP (Drawbar pounds pull) o Rimpull necesaria para contrarrestar la R.R. ofrecida por las llantas de jeba, se halla mediante la fórmula:

$$DBPP \text{ requerido} = (\text{peso bruto de la unidad trailer cargada, en toneladas}) (R.R. \text{ en lbs./ton.})$$

3.-Resistencia de Pendiente.-Maneja un tractor sobre una pendiente consume una potencia que se le llama resistencia de pendiente(DBPP o Rimpull), teniéndose que por cada 1% de pendiente requiere aproximadamente 20 lbs. por tonelada de DBPP o rimpull. Esta resistencia se añade a la de rodamiento:

$$\text{Rimpull requerido} = \text{Peso bruto, tons.} \times 20\text{lbs. por ton.} / \% \text{ pendiente por } \% \text{ R.R.}$$

$$\text{Resistencia total} = R.R. + R.P.$$

4.-Coeficiente de tracción.-Puede ser definido como la relación entre el DBPP o R.F. de un tractor y el peso sobre las orugas o ruedas de la unidad. El DBPP o R.F. cuando empieza a patinar. Se ha obtenido un promedio de 85% de coeficiente de tracción para los tractores con orugas y 55% para tractores con ruedas.

5.-Altura.-Una máquina disminuye su potencia al aumentar la altura s.n.mar. Se calcula su verdadera potencia según la fórmula:

$$\% \text{ pérdida} = \frac{(3\%)(\text{pies de elev.} - /3000')}{1000'} \quad (\text{Caterpillar})$$

$$\% \text{ pérdida} = \frac{(3\%)(\text{pies de elev.} - 1000') \times 100}{1000'} \quad (\text{Euclid, otras})$$

$$\text{DBPP aprovechables} = (\text{DBPP al nivel})(100\% - \% \text{ pérdida})$$

6.-Temperatura.-La potencia de una máquina usualmente es determinada con una frenada cuyo resultado es expresado como potencia al freno (bhp). Si al ser examinada la máquina bajo otras condiciones que no fueran las normales, la potencia corregida será:

$$H_c = H_o \frac{P_s}{P_o} \sqrt{\frac{T_o}{T_s}}$$

donde:

$H_c$  = bhp corregido para condiciones normales

$H_o$  = bhp observado en la prueba

$P_s$  = presión barométrica normal, 29.92 pulg. de Hg

$P_o$  = presión barométrica observada

$T_o$  = temperatura absoluta °F, igual a 460 + temp. observada

$T_s$  = temperatura absoluta para condiciones normales, igual a 460 + 60 = 520°F

7.-Ciclaje.-Es el tiempo requerido de una unidad para una vuelta completa de operación. Consta de un tiempo fijo y un tiempo variable, requerido para ir y volver al lugar de excavación.

Se debe tener en cuenta los factores que afectan al tiempo fijo y que son los siguientes:

-Cargando; depende del tipo de material, capacidad de la tolva, empuje del tractor y eficiencia del operador.

-Aceleración o cambios; depende del peso bruto de la unidad, la potencia, pendiente y resistencia de rodamiento.

-Desaceleración o frenadas

-Vueltas

-Descargando o extendiendo; depende de la capacidad.

En el tiempo variable se tiene un promedio de 4 M.P.H. en horizontal para tractores con orugas y de 10 a 35 M.P.H. para tractores con ruedas.

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{Distancia en pies}}{\text{Velocidad(M.P.H.)} \times 88}$$

$$\text{Tiempo variable} = \text{Tiempo ida} + \text{Tiempo retorno}$$

8.-Eficiencia.-Nunca se llega al 100% de eficiencia del operador y de la máquina, en una hora de trabajo. Entre los factores que afectan a la eficiencia tenemos:

-El elemento humano

-Plan de trabajo

-Averías de la máquina

-El clima

-Servicio eficaz

Los tractores de oruga trabajan 50 minutos en una hora y los de rueda 45 minutos solamente.

9.-Selección de Equipo.-Tanto el tipo de orugas como el de ruedas dan buenos resultados si trabajan en su clase de trabajo. Sin embargo hay ventajas y desventajas, por ejemplo el tipo de oruga tiene mayor potencia, mientras el tipo de rueda tiene mayor velocidad.

10.- Potencia.-En un equipo siempre hay pérdidas de potencia entre el motor y la barra de tracción o la rueda.

Fórmulas de Tractores:

$$\text{Drawbar pounds pull} = \frac{33000 \times \text{Drawbar H.P.}}{\text{Velocidad (pie/minu)}}$$

$$\text{Drawbar Horsepower} = \frac{\text{DBPP} \times \text{Velocidad (Pié/min)}}{33000}$$

$$\text{Libras de Rimpull} = \frac{375 \times \text{hp} \times \text{eficiencia}}{\text{Velocidad, m.p.h.}}$$

La eficiencia es aproximadamente de 85% para tractores y camiones.

#### b.-Tractores

El trabajo que desempeñan los tractores es el de empujar o arrastrar cargas , pudiendo desempeñar otros. Entre los tipos de tractores tenemos:

a) De orugas

b) De ruedas

-dos ruedas

-cuatro ruedas

a) Tractor de Orugas.-Sirve para trabajos de empuje y arrastre de cargas o para winches y piques, etc.. Es usado cuando hay que sacrificar la velocidad de transporte, para obtener una alta fuerza de tracción.

b) Tractor de Ruedas.-Son usados cuando se necesita altas velocidades de transporte que no es posible alcanzar con un tractor de orugas. Esta velocidad dá ventajas sobre el tipo de orugas en muchos trabajos que se necesita recorrer grandes distancias.

Sin embargo cuando se trata de empujar o arrastrar, se halla en la imposibilidad de hacerlo.

Entre los tipos de dos ruedas y de cuatro, hay ciertas ventajas para cada uno de ellos.

El tipo de dos ruedas tiene las siguientes ventajas:

- Mejor maniobrabilidad
- Mayor tracción en los ejes de las motrices
- Menor resistencia de rodamiento
- Menos llantas que provisionar y mantener

El tipo de cuatro ruedas las que siguen:

- Mayor confianza para el operador, hay mejor gobierno de la máquina.
- Menor tendencia para saltar sobre una carretera escabrosa
- Mayor probabilidad de aumentar la velocidad
- Mayor maniobrabilidad para el operador, cuando se separa del trailer.

Para la selección de un tractor se debe tener en cuenta los siguientes factores principales:

- a) La capacidad requerida para un trabajo determinado.
- b) La clase de trabajo para el cual será usado, empujando, halando un scraper, halando una tolva, raspando, etc..
- c) El tipo de suelo sobre el cual recorrerá, alta o baja eficiencia de tracción.
- d) La carretera de la carretera de transporte
- e) La blandura de la carretera de transporte
- f) La pendiente de la carretera de transporte

g) La longitud de transporte

h) El tipo de trabajo que hará después de terminar el trabajo.

### c.-Buldozers

Estas máquinas pueden ser liberadas de la cuchilla, ya sea de un buldozer con orugas o con ruedas. Pueden ser clasificados en:

-Buldozer que controla la cuchilla por cable

-Buldozer que controla la cuchilla hidráulicamente

Se puede emplear cualquier tipo, en ciertos trabajos, en forma satisfactoria, mientras que para otros, uno de ellos será superior. Un buldozer puede desempeñar muchos trabajos como:

- 1) Limpiando
- 2) Habriendo trochas a travez de las montañas
- 3) Moviendo tierras, aproximadamente 100 pies
- 4) Ayudando a cargar al tractor-scraper
- 5) Extendiendo tierras
- 6) Rellenando trincheras
- 7) Limpiando escombros
- 8) Mantenimiento de carreteras
- 9) Limpiando el suelo de zanjas y canteras

El angledozer es un buldozer que puede mover la cuchilla a diferente ángulo. La capacidad se indica por la longitud y altura de la cuchilla.

1.-Ventajas del buldozer controlado por cable.

- a) Simplicidad de instalación y operación

b) Fácil reparación del control.

c) Reducción de peligros perjudiciales para la máquina.

## 2.-Ventajas del bulldozer controlado hidráulicamente.

a) Capacidad para producir una alta presión contra la cuchilla.

b) Capacidad para mantener precisa la armadura de la cuchilla en su posición.

Debemos tener presente que hay equipos auxiliares, como la niveladora, raspadora, para el mantenimiento de carreteras.

## d.-Fórmulas del consumo de combustible, aceite y grasa.

Consumo de petróleo Diesel:

$$G.P.H. = \frac{0.51b. \times H.P. \text{ al freno} \times \text{factor de carga}}{7.2 \text{ lb./galón}}$$

$$G.F.H. = 0.069 \times H.P. \times \text{factor de carga}$$

Los H.P. al freno está tomado en la rueda trasera antes de la pérdida de transmisión. Es aproximadamente el 15% mayor que la potencia en la barra de tracción.

Consumo de Gasolina:

$$G.P.H. = \frac{0.7 \text{ lb} \times H.P. \text{ al freno} \times \text{factor de carga}}{6.2 \text{ lb/galón}}$$

$$= 0.113 \times H.P. \times \text{factor de carga}$$

Consumo del Aceite lubricante:

$$G.P.H. = \frac{HP \times 0.6 \times .007}{7.4 \text{ lb/galón}} + \frac{\text{galones en cárter} + \text{carga del filtro}}{\text{hrs entre cambio de aceite}}$$

## CAPITULO V

### BIBLIOGRAFIA

- Annual Review of Mining Development, Mining Engineer, Part II,  
Febrero de 1961.
- Blasters' Handbook, Dupont, Edición N°14, 1958.
- B.L. Peurifoy, Construction Planning Equipment and Methods,  
McGraw - Hill, N.Y. 1956.
- Cumming, J.D., Diamond Drill Handbook, J.K. Smit & Sons of Cana-  
dá Ltd., Canadá 1956.
- Dotson J.C., Mine Ventilation Lecture Notes, University of Ari-  
zona, Tucson, Arizona, 1961.
- Engineering and Mining Journal, Junio 1957.
- Engineering and Mining Journal, Operaciones Técnicas Modernas  
en Minería Open Pit y Subterránea, 1958.
- Engineering and Mining Journal, Guidebook, 1959.
- Engineering and Mining Journal, Guidebook, 1956.
- General Excavation Methods, Brinton Carson, McGraw-Hill, 1961.
- Gillmor, R.E., A Practical Manual of Organization, Funk and Wa-  
gnalls Co., 1948.
- Hardwick, W.R., Stover M.M., Open Pit Copper Mining Methods and  
Practices, Copper Cities Division, Miami Copper Co,  
Gila County, Ariz., Bureau of Mines Information  
Circular 7985, 1960.
- Hardwick, W.R., Open Pit Copper Mining Methods at New Cornelia  
Branch, Phelps Dodge Corp., Pima County, Ariz.,

Bureau of Mines Information Circular 7938, 1960.

Hardwick, W.R., Open Pit Copper Mining Methods, Morenci Branch, Phelps Dodge Corp., Greenlee County, Ariz., Bureau of Mines Information Circular 7911, 1959.

Hardwick, W.R., Open Pit Mining Methods and Practices at the Chino Mines Division, Kennecott Copper Corp., Grant County, N. Mex. Bureau of Mines Information Circular 7837, 1958.

Joy Manufacturing Company, Catalog N°500, Pittsburg, Pa.

Look, A.D., Williams, M.L., Safety Plan at Ray Mines Division, Kennecott Copper Corporation, Ray, Ariz., Bureau of Mines Information Circular 7772, 1957.

Leopold Muller, The European Approach to Slope Stability.

Miller Robert J.M., A Study of Size of Diamonds in Diamond Drilling, University of Missouri School of Mines and Metallurgy, Boletín N°81, 1952.

Mc Williams, John R., Mining Methods and Costs at the Anaconda Company Berkeley Pit, Butte, Mont., Bureau of Mines Information Circular 7888, 1959.

Monsanto Chemical Company, Saint Louis 29, Missouri.

Mining Engineer, Society of Mining Engineers Officers, Abril, 1959.

Mining Engineer, Society of Mining Engineers officers, Junio, 1959.

Mining Congress Journal, Noviembre, 1956.

Mining Congress Journal, Abril, 1957.

- Mining Congress Journal, Mayo 1957.
- Mining Congress Journal, Enero, 1958.
- Mining Congress Journal, Febrero, 1959.
- Mining Congress Journal, Noviembre, 1959.
- Mining Congress Journal, Diciembre, 1959.
- Mining Congress Journal, Marzo, 1960.
- Mining Congress Journal, Noviembre, 1960.
- Mining Congress Journal, Diciembre, 1960.
- Pynnonen, R.O., Zaverl L.J., Look A.D., Analysis of 494 Accidents, Open Pit Iron Ore Mines, Beneficiation Plants, and Shops, Lake Superior District, Bureau of Mines Information Circular 7892, 1959.
- Power Cranes & Shovels, The Functional Design, Job Applications, and Job Analysis, Boletín N°1, Marzo, 1960.
- Power Cranes & Shovels, Operating Cost Guide, Boletín N°2, Octubre, 1960.
- Ross, Adrian E., Experiments with Oriented Diamond Indicate 42% Savings in Bit Costs, E.M.J., Octubre, 1954.
- R.H. Karol, Soils an Soil Engineering.
- Roberts Lewis, Calculation of the Maximum Depth of Cut, University of Utah, Boletín N°23.
- Stardrill-Keystone-Franks-Acme, Catalog on Drilling Machines and Tools, 1957.
- Stanley D. Wilson, The Application of Soil Mechanics to the Stability of Open Pit Mines.

Symposium on Surface Mining Practices, University of Arizona,  
Ootubre, 1960.

Symposium in Rock Mechanics, Colorado School of Mines, Third.  
Symposium of Mining Research, School of Mines and Metallurgy,  
University of Missouri, Boletín N°98.

Urwick, Lyndall, The Elements of Administration, Harper and Bros,  
1943.

APENDICE V

TABLA DE PESOS Y MEDIDAS

MEDIDAS DE LONGITUD

1 milla - 1760 yardas - 5280 pies - 63,360 pulgadas

Inglesas a métricas

1 milla - 1.609 kilometros

1 yarda - 0.9144 metro

1 pie - 0.3048 metro - 30.48 centímetros

1 pulgada - 2.54 centímetros

Métrica a yardas

1 kilómetro - 0.6214 milla

1 metro - 39.37 pulgadas - 3.2808 pie - 1.0936 yardas

MEDIDAS DE SUPERFICIE

1 milla cuadrada - 640 acres

1 acre - 4840 - yardas cuadas - 43,560 pies<sup>2</sup>

1 yarda<sup>2</sup> - 9 pie<sup>2</sup>

1 pie<sup>2</sup> - 144 pulgadas<sup>2</sup>.

Inglesas a métricas

1 milla cuadrada - 2.5899 kilómetros<sup>2</sup>

1 acre - 0.4047 hectáreas - 40.47 acres

1 yarda<sup>2</sup> - 0.836 metros<sup>2</sup>.

1 pie<sup>2</sup> - 0.0929 metros<sup>2</sup>

1 pulgada<sup>2</sup> - 6.452 Centímetros<sup>2</sup>

Métricas a Inglesas

1 Kilometro<sup>2</sup> - 0.3861 milla cuadrada - 247.1 acres

1 Hectárea - 2.471 acres - 107.640 pies<sup>2</sup>

1 Acres - 0.0247 acres - 1076.4 pie<sup>2</sup>

1 Metro<sup>2</sup> - 10.764 pie<sup>2</sup> - 1.196 yardas<sup>2</sup>

MEDIDAS DE VOLUMEN

1 yard<sup>3</sup> - 27 pie<sup>3</sup>

1 pie<sup>3</sup> - 1728 pulgadas<sup>3</sup>

1 cord - 128 pie<sup>3</sup>

1 galón - 0.1137 pie cúbicos - 231 pulgadas<sup>3</sup>

1 pie<sup>3</sup> - 7.48 galones V. S.

Inglesas a métricas

1 yard<sup>3</sup> - 0.7646 m<sup>3</sup>

1 pie<sup>3</sup> - 28.316 litros

1 pulg<sup>3</sup> - 16.38 cub<sup>3</sup>.

1 galón V.S. - 3.785 litros

1 cuarta V.S. - 0.946

1 pinta V. S. - 0.473 litros

Métricas a Inglesas

1 m<sup>3</sup> - 35.314 pie<sup>3</sup> - 1.308 Yardas<sup>3</sup>

1 m<sup>3</sup> - 264.2 galones V. S.

1 cm<sup>3</sup> - 0.061 pulgadas<sup>3</sup>

1 litro - 0.0353 pie - 61.023 pulgadas<sup>3</sup>

1 litro - 0.2642 galones V. S. - 1.0567 cuarta V. S.

MEDIDAS DE PESO

1 ton. larga = 2240 lbs = 1016.05 kilogramos  
 1 ton. corta = 2000 lbs = 907.18 kilogramos  
 1 ton., métrica = 2204.6 lbs  
 1 kilogramo = 2.2046 lbs  
 1 lb = 0.45359 kilogramos

GRAVEDAD ESPECIFICA

1 pié cúbico de agua = 62.4 lbs

Equivalencia de Densidad

1 lb por yarda<sup>3</sup> = 0.5933 kl por m<sup>3</sup>  
 1 kl por m<sup>3</sup> = 1.6856 lbs por yarda<sup>3</sup>

Equivalencia de presiones

1 lb por pulg<sup>2</sup> = 0.0703 kl por cm<sup>2</sup>  
 1 kl por cm<sup>2</sup> = 14.224 lbs por pulg<sup>2</sup>.

Pesos de combustible diesel

1 galón V. S. = 7 lbs promedio  
 1 galón V.S. = 3.17 kilogramos

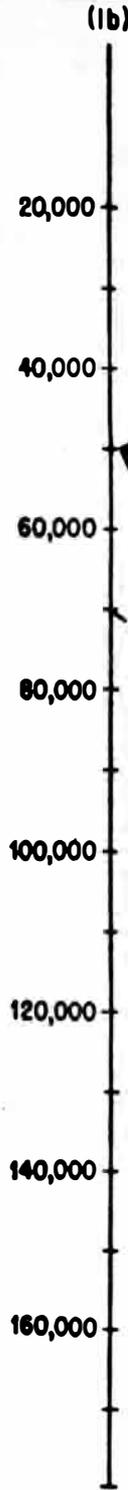
Medidas de Brocas

1 carat = 2 miligramos

Rimpull para velocidad constante

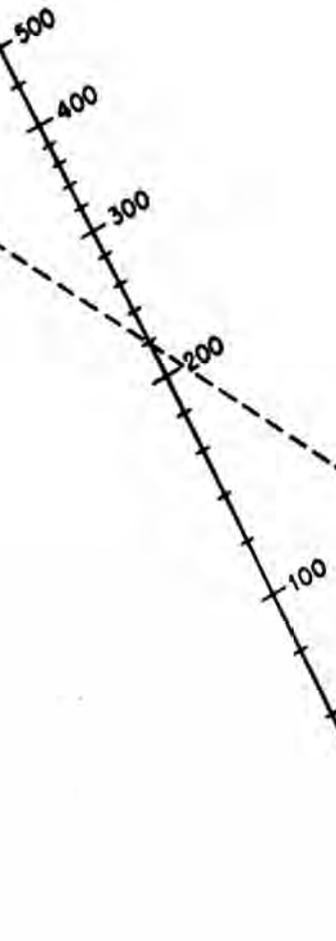
Rimp

Peso bruto de la máquina (lb)



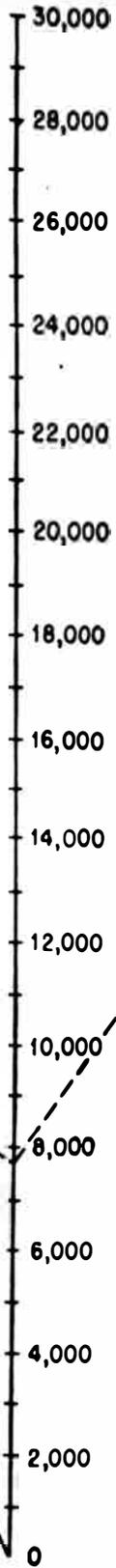
①

Resistencia de Rod. grado de resisten (lb per ton)

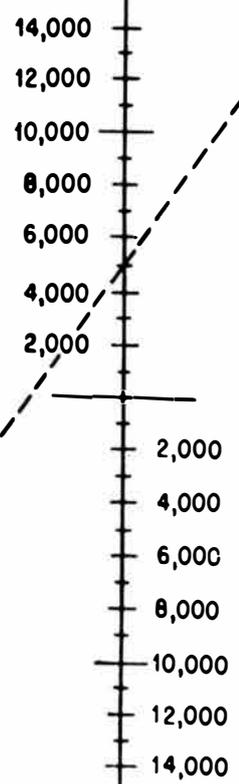


②

③



Fuerza de desaceler.



Fuerza de aceleración

④

(a)

Fig. N° Diagrama

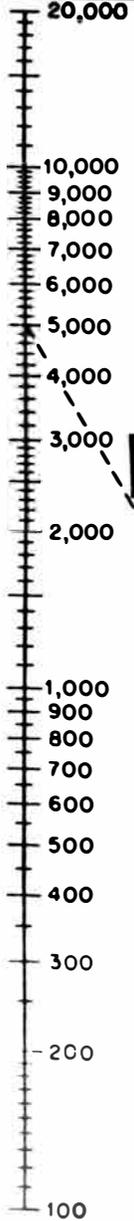
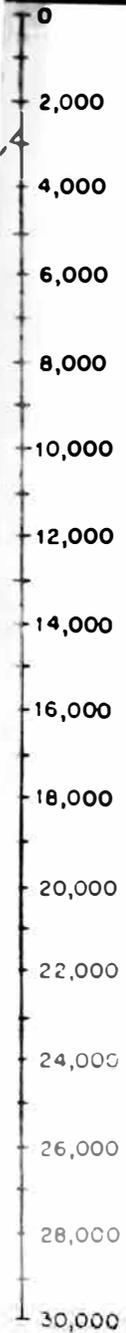
disponible

Fuerza de desac

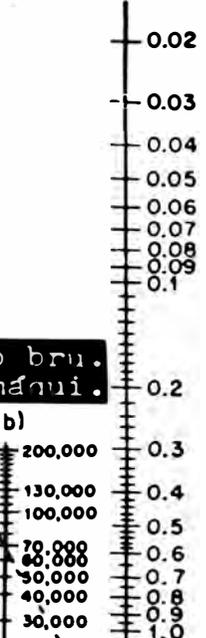
Aceleración o  
desaceleración  
(ft per sec per sec)

Diferencia entre  
las dos velocidades

suma de las dos  
velocidades (mph)

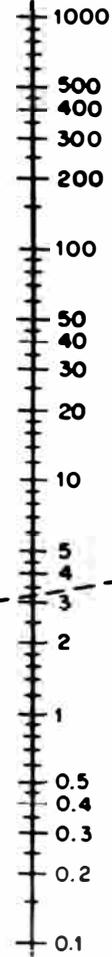


6



8

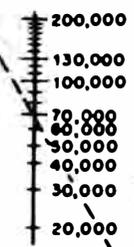
Tiempo (sec)



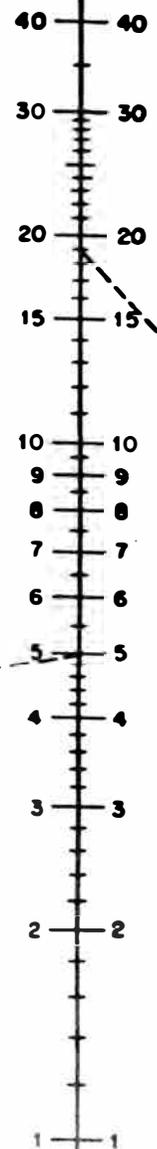
9

Peso bru.  
de máqui.

(lb)



7



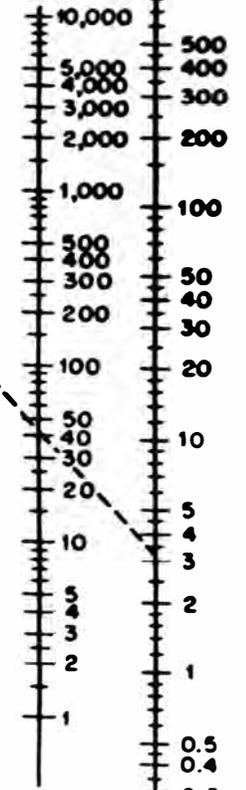
10

11

Tiempo (sec)

Distancia

(feet)



12

13

para determinar el rendimiento de un tractor  
un camión (Le Tourneau Westinghouse Co.)