



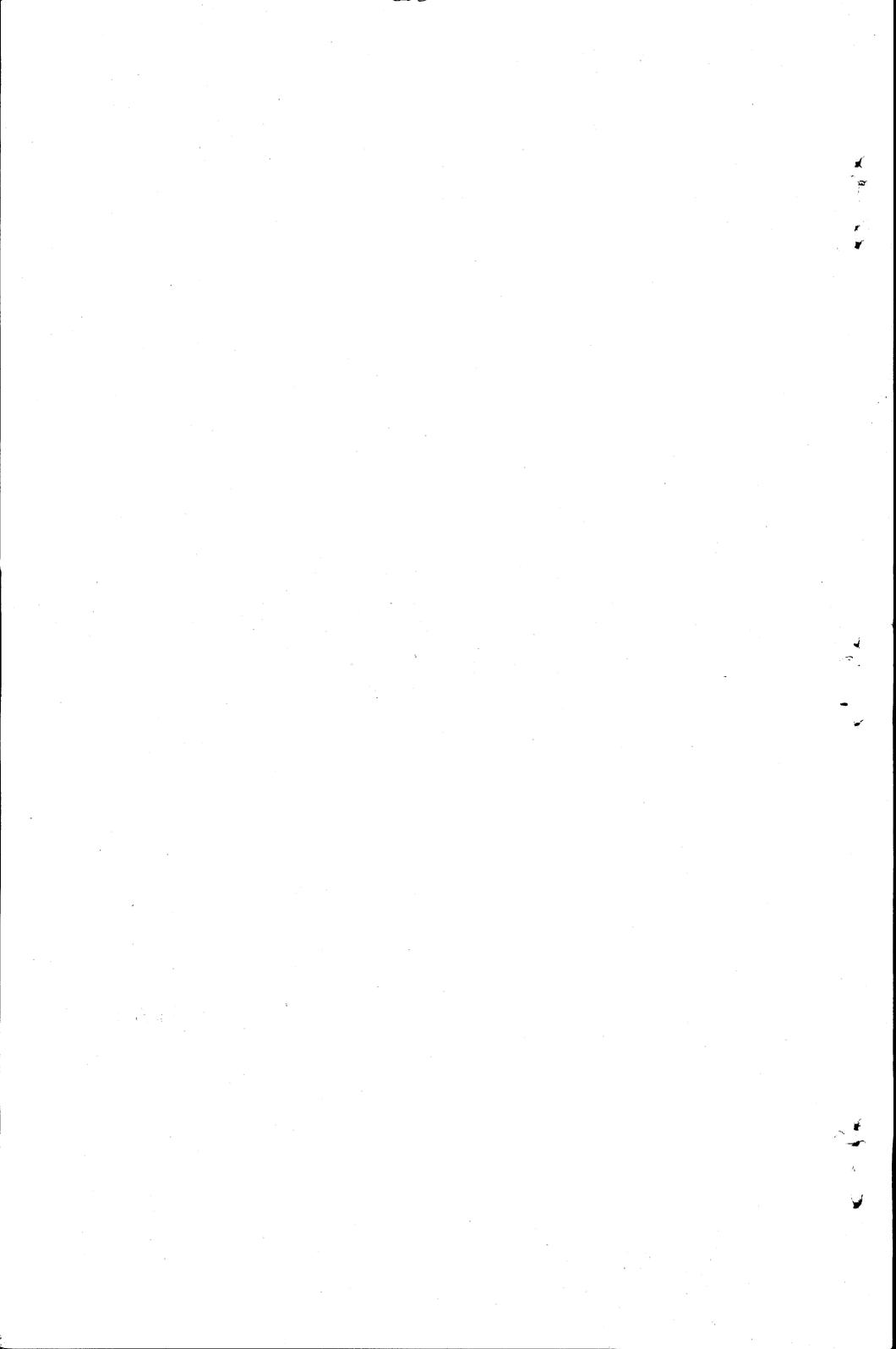
**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA**

**APUNTES DE
EXPLORACION DE
MINAS III**

DAVID GOMEZ RUIZ

**DIVISION DE INGENIERIA EN CIENCIAS DE LA TIERRA
DEPARTAMENTO DE EXPLORACION DE MINAS Y METALURGIA**

FI/DICT/85-006



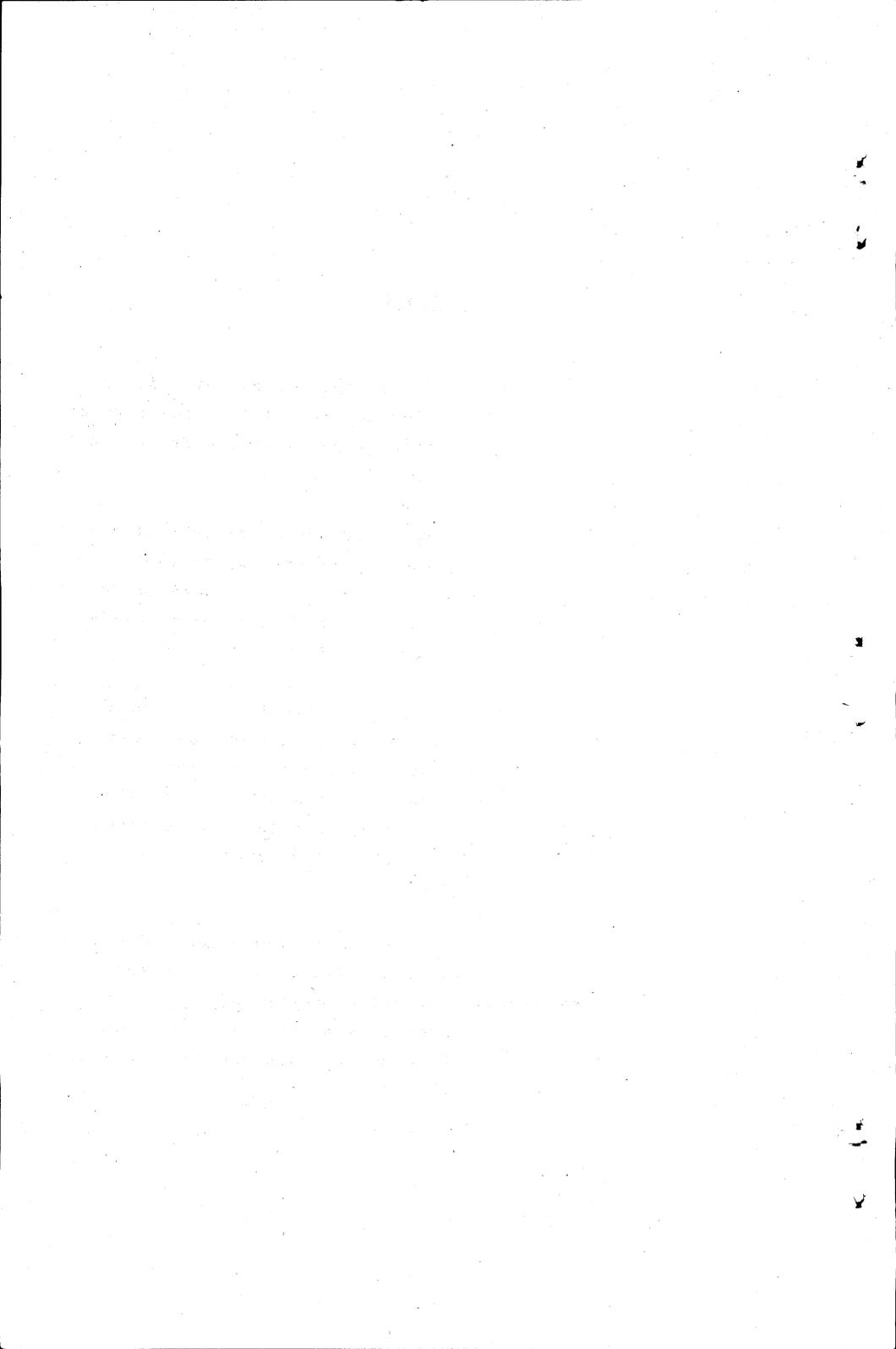
P R E F A C I O

Estos "Apuntes" son el resultado de impartir durante más de -- 20 años la asignatura "Explotación de Minas III" a estudiantes de la carrera de Ingeniero de Minas y Metalurgista de la Facultad de Ingeniería de la U.N.A.M.

El Ingeniero Geólogo se ocupa de la búsqueda, descubrimiento, exploración y evaluación de criaderos minerales; en cambio, -- el Ingeniero de Minas se encarga de seleccionar el método óptimo de extracción de los minerales de dichos criaderos, maximizando la seguridad, economía y eficiencia.

El curso de "Explotación de Minas III" estudia los métodos subterráneos de explotación de los mantos de carbón, así como los métodos superficiales de explotación minera aplicables a placeres, canteras y mantos de carbón; finalmente, y como digno -- remate o coronamiento de dicho curso, se estudia la exploración, el diseño del tajo óptimo, y la planeación de la producción de una mina a tajo abierto.

Estos apuntes pretenden abarcar todos los temas señalados en -- el párrafo anterior. Sin embargo, y debido a las incesantes -- innovaciones tecnológicas y a las frecuentes modificaciones -- que se hacen a los planes y programas de estudio, se recomienda revisar y actualizar periódicamente estos Apuntes, para evi -- tar que se conviertan en obsoletos.



INDICE DE MATERIAS

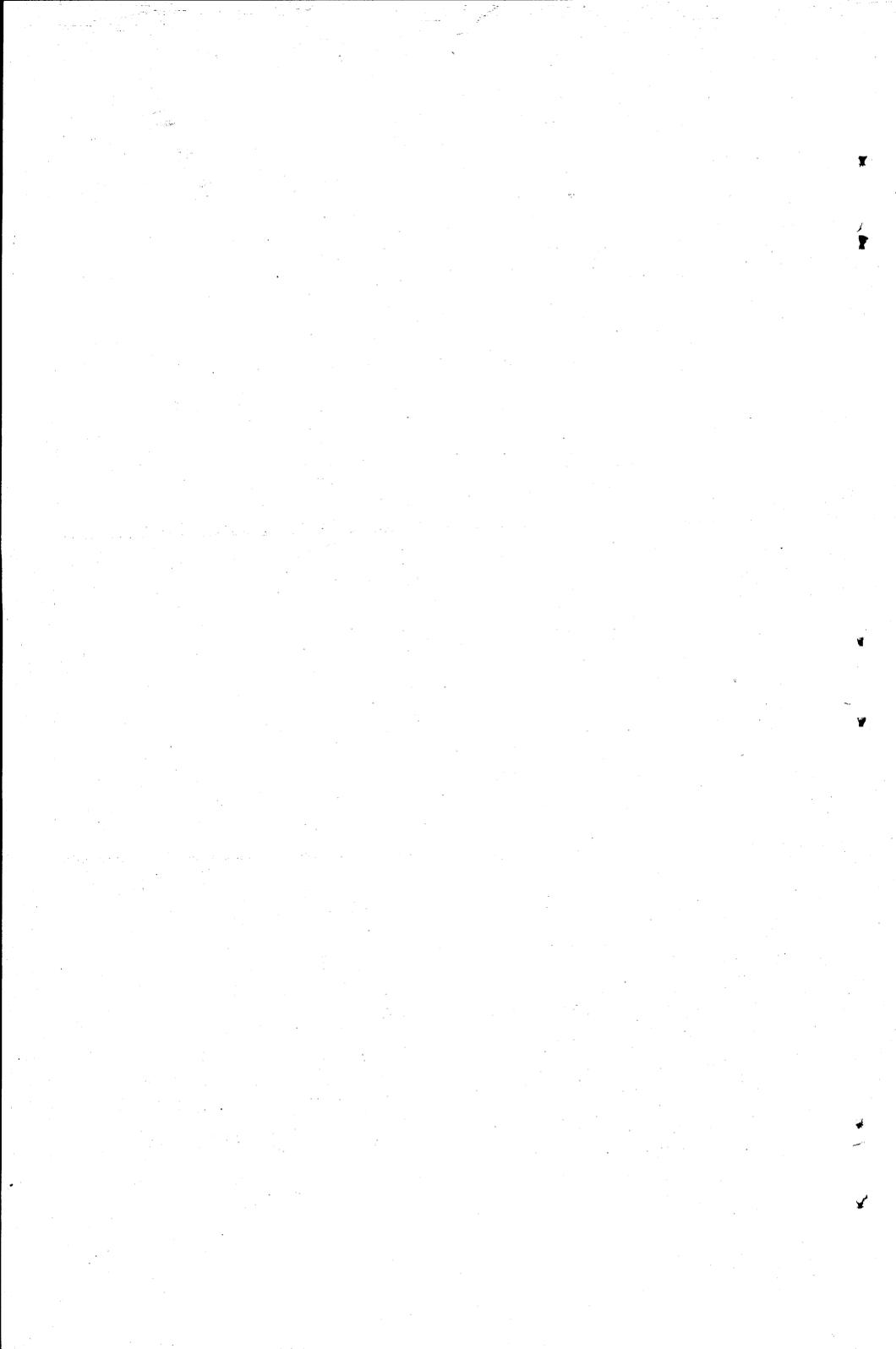
	PAG.
PREFACIO	i
CAP. I.- <u>METODOS SUBTERRANEOS DE EXPLOTACION DE MINAS DE CARBON</u>	1
1.1.- <u>Explotación por Salones y Pilares, y Bordos y Pilares</u>	1
1.1.1.- Introducción	1
1.1.2.- Obras de Desarrollo o Acceso	1
1.1.3.- Obras de Preparación	3
1.1.4.- Obras de Explotación o Tumbado del Carbón	5
1.1.5.- Rezagado y Acarreo del Carbón Tumbado	8
1.1.6.- Fortificación de las Excavaciones	8
1.1.7.- Ventilación de Minas Subterráneas de Carbón	8
1.1.8.- Explotación del Carbón en E.U.A. y Europa	11
1.1.9.- Mecanización en Minas de Carbón	12
1.2.- <u>Explotación por Tajos Largos (long wall)</u>	14
1.2.1.- Introducción	14
1.2.2.- Tajos Largos Avanzando	14
1.2.2.1.- Obras de desarrollo y de preparación.	14
1.2.2.2.- Obras de explotación	15
1.2.3.- Tajos Largos Retrocediendo	16
1.2.3.1.- Obras de Desarrollo	16
1.2.3.2.- Obras de Preparación	17
1.2.3.3.- Obras de Explotación	17

	PAG.
1.2.3.4.- Rezagado y acarreo del carbón tumbado	18
1.2.3.5.- Ademe o Fortificación	19
1.2.3.6.- Ventilación	19
CAP. II.- <u>MINERIA SUPERFICIAL Y EXPLOTACION DE PLACERES</u> .	21
II.1.- <u>Métodos Superficiales de Explotación de Minas</u> .	21
11.1.1.- Explotación de Placeres.	22
11.1.2.- Explotación a Tajo Abierto	23
11.1.3.- Glory - Hole	25
II.2.- <u>Explotación de Placeres</u>	25
11.2.1.- Definiciones	25
11.2.2.- Exploración y Explotación de Placeres . .	26
11.2.3.- Métodos para la Explotación de Placeres .	27
11.2.4.- La Batea, "The Rocker", "The Long Tom" . .	27
11.2.5.- Canalones o "Sluices"	30
11.2.6.- Monitores Hidráulicos	34
11.2.7.- Explotación de Placeres con Dragas	37
CAP. III.- <u>EXPLOTACION A CIELO ABIERTO DE MINAS DE CARBON.</u>	40
III.1.- <u>Introducción.</u>	40
III.1.1.- Nociones Históricas	40
III.1.2.- Aplicabilidad	40
III.1.3.- Obras de Desarrollo y de preparación . .	41
III.1.4.- Tumba, Rezagado y Acarreo del Carbón. . .	41
III.1.5.- Costos, Recuperaciones, Ventajas y Desven tajas	41
III.1.6.- Ejemplos	42

	PAG.
III.2.- <u>Planeación del Descapote de un Manto de Carbón.</u>	43
III.3.- <u>Equipos, Métodos y Costos de Descapote</u>	43
III.3.1.- Selección de los Equipos para Descapotar	43
III.3.2.- Métodos de Descapote	45
III.3.3.- Costos de Descapote	46
III.4.- <u>Operaciones de Descapote en los E.U.A.</u>	48
III.5.- <u>Determinación de los Equipos más Adecuados para Descapotar con el uso de Computadoras</u>	48
III.5.1.- Conceptos Básicos	48
III.5.2.- Supuestos y Fórmulas	50
III.5.3.- Ejemplo ilustrativo	53
III.5.4.- Resumen y Conclusiones	55
III.6.- <u>Ruedas Excavadoras y Equipos Auxiliares de Descapote</u>	56
III.7.- <u>Equipos de Excavación, Cargado y Acarreo del Carbón. Drenaje</u>	57
III.8.- Restauración de los Terrenos Destruídos por la Extracción del Manto de Carbón	58
CAP. IV.- <u>EXPLOTACION A TAJO ABIERTO</u> (Diseño del Tajo Óptimo y Planeación de la Producción).	60
IV.1.- Introducción	60
IV.1.1.- Principales Minerales que se han Explotado a Tajo Abierto	60

	PAG.
IV.1.2.- Innovaciones Tecnológicas en la Minería a Tajo Abierto (1945-1965)	60
IV.1.3.- Perspecticas Futuras de la Explotación a Cielo Abierto	64
<u>IV.2.- Conceptos Básicos para la Planeación de una Mina a Tajo Abierto</u>	65
IV.2.1.- Introducción.	66
IV.2.2.- Altura de los Bancos	66
IV.2.3.- Pendiente del piso de los bancos	66
IV.2.4.- Ancho de los bancos e intervalo entre Bermas	67
IV.2.5.- Diseño de Caminos	67
IV.2.6.- Pendiente Final del Tajo	68
IV.2.7.- Construcciones e Instalaciones Superficiales	69
IV.2.8.- Secuencia del Descapote y del tumbre -- del Mineral.	69
<u>IV.3.- Exploración y Cálculo de las Reservas Geológicas</u>	71
IV.3.1.- Localización y muestreo de los barrenos de Exploración	71
IV.3.2.- Cálculo de las reservas geológicas	72
<u>IV.4.- Diseño del Tajo Optimo y Cálculo de las Reservas Explotables</u>	74
<u>IV.5.- Planeación Optima de la Producción</u>	77
<u>IV.6.- Ciclos de Trabajo en una Mina a Tajo Abierto, y Selección de Equipos</u>	78
IV.6.1.- Perforación y Perforadoras	79
IV.6.2.- Voladura con Explosivos.	82
IV.6.3.- Limpia del Material Tumbado	84
IV.6.4.- Acarreo del Material Tumbado	90

	PAG.
IV.7.- <u>Ejemplos Típicos de Minas Chicas, Medianas -- y Grandes</u>	91
IV.8.- Ejemplo de Cálculo de Costos en una Mina a - Tajo Abierto	95
IV.9.- <u>Exploración, Diseño del Tajo Optimo y Planea- ción de la Producción de la Mina "La Caridad", Nacozari, Sonora.</u>	96
IV.9.1.- Introducción	96
IV.9.2.- Exploración	96
IV.9.3.- Cálculo de las Reservas Geológicas	97
IV.9.4.- Diseño del Tajo Optimo	98
IV.9.5.- Cálculo de las Reservas Explotables	98
IV.9.6.- Planeación Optima de la Producción	99
 BIBLIOGRAFIA	 100



CAPITULO I.

METODOS SUBTERRANEOS DE EXPLOTACION DE MINAS DE CARBON.

I.1.- Explotación por Salones y Pilares ("Room and Pillar --- Method") y por Bordos y Pilares ("Bord and Pillar Me--- thod").

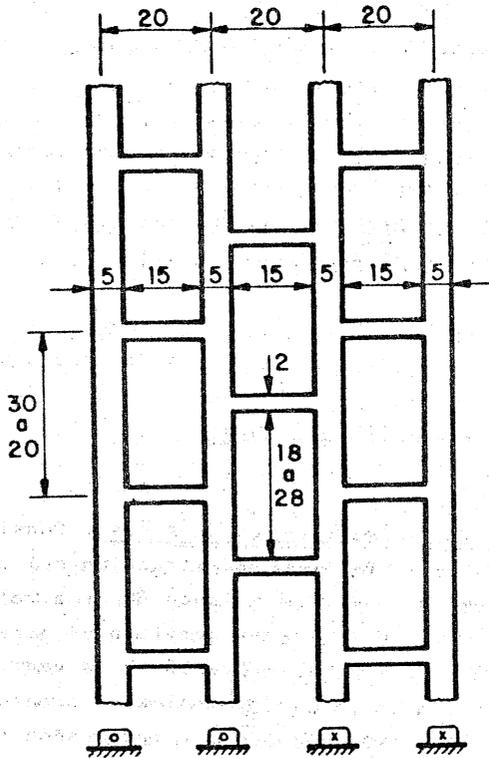
I.1.1.- Introducción. En las minas subterráneas de carbón se distinguen los seis aspectos siguientes:

- Obras de desarrollo o de acceso.
- Obras de preparación.
- Obras de explotación o de tumbado del carbón.
- Rezagado y transporte del carbón tumbado.
- Fortificación o ademe de las excavaciones.
- Procedimientos para la ventilación de las minas subterráneas de carbón.

A continuación y en forma sistemática, se desarrollarán estos seis aspectos para los dos métodos subterráneos de explotación del carbón antes mencionados: Salones y Pilares, y Bordos y Pilares.

I.1.2.- Obras de Desarrollo o de Acceso. Consisten en dos tiros, uno inclinado de extracción del carbón y otro vertical de ventilación (succión de aire), así como en cañones generales que permiten el acceso a los laboratorios, el acarreo del carbón y la ventilación respectiva. Estos cañones generales de acceso, ventilación y acarreo son cuádruples, y cada cañón tiene desde 12 --

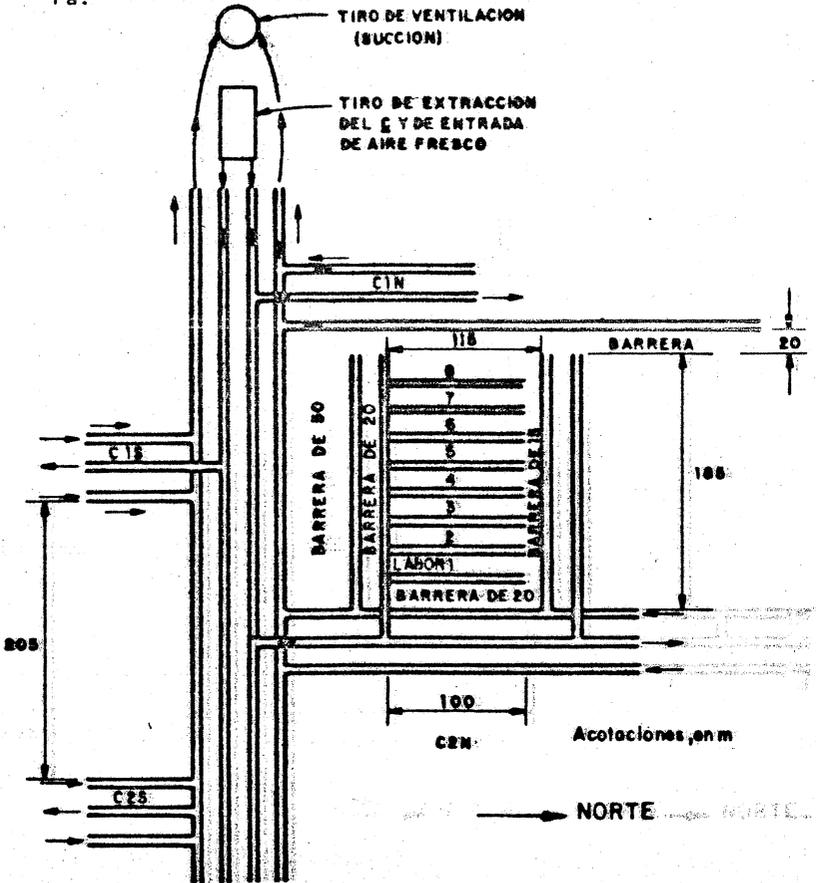
pies hasta 18 pies de ancho (nosotros los consideramos de 5.0 m de ancho, en promedio). Estos cañones distan 20 m de c.a.c., y se comunican entre sí mediante cruceritos "cuatrapeados" de ventilación de 2.0 m de ancho, y espaciados de 10 a 30 m de centro a centro (c.a.c.). Estos cruceritos, cuando ya no se necesitan para dirigir a los topes de los cañones las corrientes de ventilación, se tapan con cortinas de lona tratada, primero, y después con muros de mampostería. Véase la figura siguiente (cañones generales cuádruples):



Acotaciones, en m

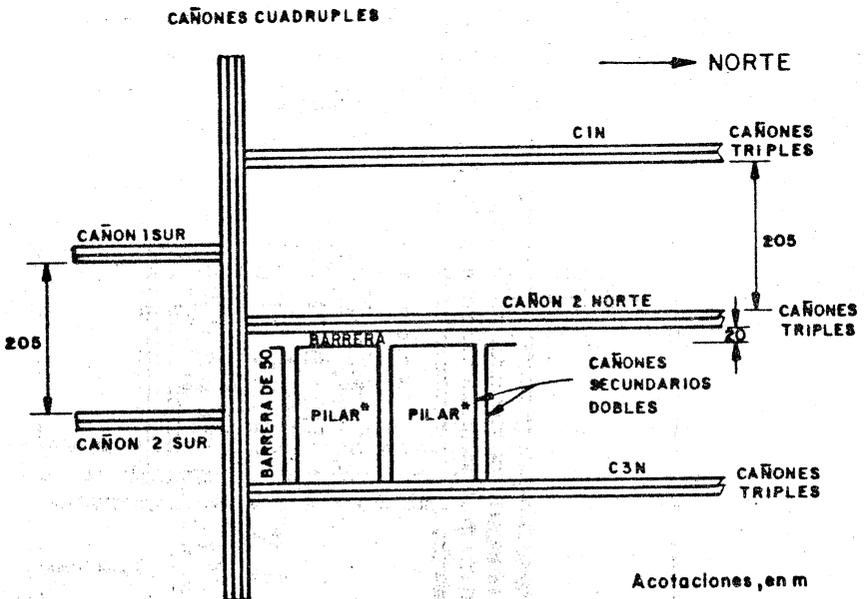
1.1.3.- Obras de Preparación. Consisten en cañones triples, en cañones secundarios dobles, en labores (1,2,3,..9) y en cruceritos de preparación (y de ventilación).

-Los cañones triples son también de 5 m de ancho, distan 20 m de c.a.c., y se conectan entre sí cada 20 m de c.a.c. por cruceritos de ventilación cuatrapeada; estos cañones triples se dan aproximadamente perpendicularmente a los cuádruples, y de modo que quede un pilar macizo de 205 m entre cada serie de cañones triples consecutivos. Véase la siguiente figura.



A partir de los tiros se dan los cañones generales --
cuádruples; y, a partir de estos últimos, los caño--
nes triples.

Así mismo, a partir de los cañones triples se dan los
cañones secundarios dobles, también de 5 m de ancho,
de 185 m de longitud, espaciados 20 m de c.a.c., y co
nectados entre sí por cruceritos de 2 m y 5 m de an
cho, también espaciados 20 m de c.a.c. Además, entre
el cañón gral. cuádruple y el primer cañón secunda
rio doble, que son paralelos entre sí, se deja un pi
lar macizo de carbón (barrera de protección) de 50 m
de ancho. Entre dos series consecutivas de cañones -
secundarios dobles se dejan pilares macizos de carbón
de 115 m. Véase la siguiente figura.:



* PILARES MACIZOS DE 185 X 115

Finalmente, casi perpendicularmente y a partir de los cañones secundarios dobles se dan frentes paralelas - entre sí (labores Nos. 1, 2, 3, ..., y 9) de 100 m de longitud y 5 m de ancho, espaciadas 20 m de c.a.c. y conectadas entre sí cada 20 m por cruceritos de 2 m de ancho. La labor No. 1, paralela al cañón triple, deja una "barrera de protección" de 20 m de carbón -- macizo.

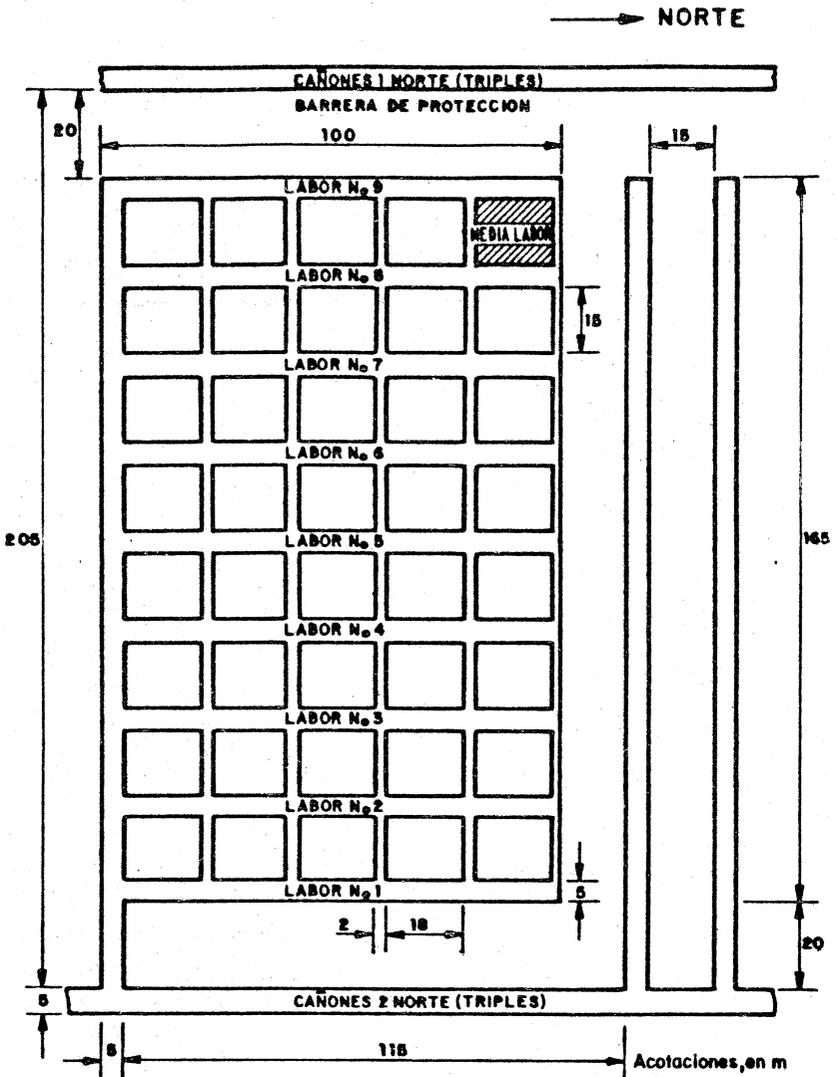
1.1.4.- Obras de Explotación o de Tumba del Carbón. Consis--
ten en el tumba de los pilares de carbón de 18m x 15m, o bloques de carbón formados entre las labores y los cruceritos; tumba que se realiza mediante obras de explotación, que consisten en "medias labores" (frentes o salones) y en "despilare" o "desborde". En efecto, estos pilares de carbón de 18m x 15, se dividen en dos partes iguales mediante una frente llamada "media-labor", paralela a las dos labores contiguas o adyacentes. En seguida, se desbordan lo más que se pueda - los pilares de carbón situados a ambos lados de la media labor.

Si se sigue el método de "Salones y Pilares" (Room and Pillar Method), se da una media labor ancha y se abaten los pilares angostos; pero si se aplica el método de "Bordos (huecos) y Pilares", se da una media labor angosta y, posteriormente, se desbordan los pilares -- anchos a ambos lados de la media labor.

En otros términos, en "Bordos y Pilares" se avanza rápidamente con medias labores estrechas (angostas), y -- se retrocede lentamente desbordando pilares anchos. --

En cambio, en "Salones y Pilares" se avanza lentamente con medias labores anchas (salones), y se retrocede (de retirada) rápidamente desbordando pilares an-- gustos. Ya de retirada se desbordan los pilares si-- tuados entre los cañones dobles (y después entre los triples) conservándose sólo las barreras de protec--- ción de 50 m de carbón.

Tumbe del Carbón.- En general, los bancos de carbón se tumban haciéndoles un corte por abajo (de 2 1/2 a 6") y, después, se barrena y dispara un par o dos de barrenos por banco. Por ejemplo, en la Mina No. 6 de Nueva Rosita, Coah., en la que se usó el método de Salones y Pilares, se utilizaban cortadoras de piso y perforadoras neumáticas de broca; además, sólo se usa ban explosivos permisibles para abatir el carbón, o sea, cartuchos de Mexobel No. 2. Véase la figura siguiente; esquema general de cómo se desarrolla y prepara un manto de carbón antes de comérselo por "Salones y Pilares", o por "Bordos (huecos) y Pilares":



- 1.1.5.- Rezagado y Transporte del Carbón Tumbado.- El carbón tumbado o abatido en las excavaciones anteriores (obras de desarrollo, preparación y explotación) se levanta o limpia a mano, o mecánicamente (shaking conveyors), y se carga en carros o en bandas transportadoras que lo conducen hasta el patio de la mina (mediante acarreo y manto) y hasta la planta de lavado del carbón. Suele usarse vía de 42" de calibre y riel de 30 a 60 lb/yd.
- 1.1.6.- Fortificación o Ademe de las Excavaciones.- Los tiros, los cañones generales cuádruples y los triples, se ademan en forma permanente. En los cañones secundarios dobles se usa ademe transitorio; y en la explotación por Salones y Pilares, y por Bordos y Pilares, se usan "postes con cachucha" para sostener temporalmente el techo que posteriormente se deja hundir.
- 1.1.7.- Procedimiento para la Ventilación de las Minas Subterráneas de Carbón.- Este problema de ventilación es de suma importancia en las minas de carbón, debido a la presencia en la atmósfera de la mina tanto de polvo como de gas metano (gas grisú). Por este motivo, en toda mina de carbón, deben existir entradas de aire fresco y salidas de aire viciado. Las corrientes de ventilación se generan por medio de potentes abanicos o ventiladores mecánicos, y se encauzan y controlan mediante puertas (algunas son de pichón), cortinas de lana tratada, costales de yute, y/o muros o tapones de mampostería. También se construyen puentes de concreto ("overcasts") en los "cruceros de ventilación": intersecciones de dos cañones principales en donde se --

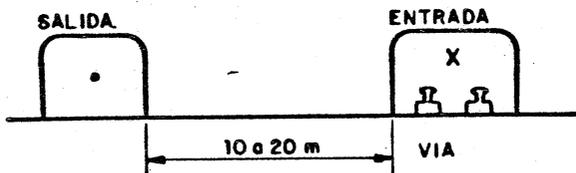
cruzan corrientes de ventilación de aire fresco y viciado, cuya mezcla deberá evitarse mediante dichos "Overcasts".

A continuación y mediante el uso de esquemas se dará una idea más clara de cómo se ventila una mina de carbón; o sea, de cómo se canalizan las corrientes de aire fresco y de aire viciado para que no se mezclen entre sí:

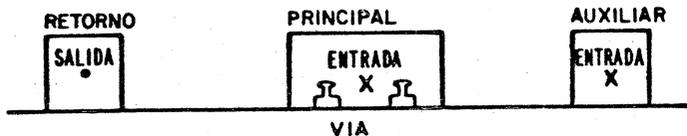
Simbolos: (x) -Entrada de aire fresco.

(.) -Salida de aire viciado.

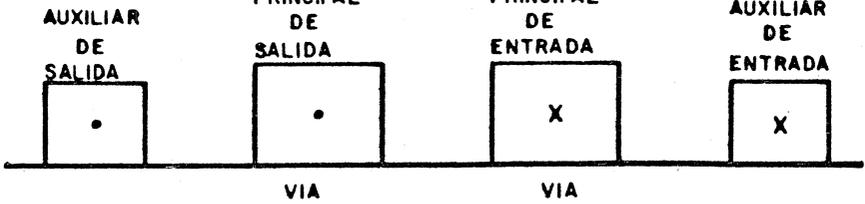
1.- En un cañón doble :



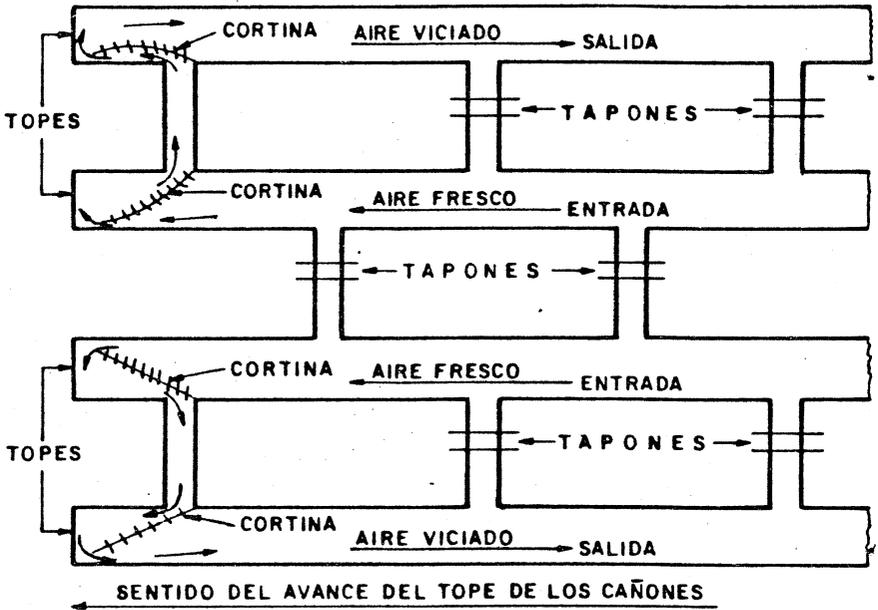
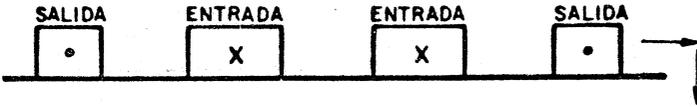
2.- En un cañón triple



3.- En un cañón cuadruple



4.- Detalle del avance y de la ventilación de los topes de de un cañón cuadruple



1.1.8.- Explotación de Minas Subterráneas de Carbón en los E.U.A. y en Europa.- Los mantos carboníferos de Europa, varios dentro de una misma cuenca (poco extensa), están muy plegados y fallados; en cambio, en E.U.A., los mantos dentro de una misma cuenca (muy extenso) son pocos en número y prácticamente horizontales.

La profundidad media de "manteo" en las minas de carbón de EUA es de 500'; en las de Inglaterra, de 1,000'; en las de Francia y Alemania, de 1,500'; y de 2,000' en las de Bélgica. Los tiros más profundos de estas minas carboníferas han alcanzado más de 3,600 pies (1.0 km.). Hasta 12 mantos, situados en diferentes niveles, se han explotado simultáneamente en las minas de carbón europeas; en cambio, en EUA, raras veces se ha explotado más de un manto cuya potencia varía de 1.0 a 1.5 m.

Los tiros de las minas europeas son circulares o elípticos (más estables) y se ademan con acero o concreto. En E.U.A. predominan los tiros de sección rectangular ademados con madera.

En Europa predomina el método de "Tajos Largos Avanzando" y rellenando que maximiza recuperaciones (más de 90%) y minimiza el hundimiento de la superficie; y en E.U.A. predomina "Salones y Pilares", adaptable a cualquier manto de carbón, pero que no logra recuperaciones superiores al 70 u 80% del carbón explotable.

1.1.9.- Mecanización en las Minas de Carbón.- En las minas subterráneas de carbón, los métodos manuales están desapareciendo en favor de los mecanizados, en virtud de que los primeros arrojan rendimientos medios de 6 ton (2 - a 8), y los segundos de 12 (10 a 15) ton/hombre-turno.

Se haga la limpieza del carbón tumbado a mano o con rezagadora, primero se corta la base o piso del manto o banco de carbón, mediante un corte de pata de 2" 1/2 a 6" de altura x 3' a 9' de profundidad, y luego se barreña y dispara. Las máquinas rezagadoras o cargadoras de carbón tienen capacidades de 150 a 250, en condiciones desfavorables, y hasta de 300 y 500 ton/turno, bajo condiciones favorables (una máquina rezagadora puede atender de 5 a 7 frentes de ataque por turno).

En las obras angostas se tumban 25 ton de carbón por --disparada; y en las anchas, 40, 50 y hasta 60 ton/disparada; además, si está permitido disparar durante el turno, mediante el uso de cartuchos de "Cardox" o de "Airdox", se pueden dar hasta 6 disparadas en el mismo lugar y durante el mismo turno, moviéndose la rezagadora a otro lugar o frente por rezagar, mientras se corta por abajo, se barreña y se dispara en la primera frente; --es decir, cada frente de trabajo puede producir aproximadamente 150 ton/turno, y una máquina rezagadora puede atender de 5 a 7 frentes de ataque.

Con el fin de evitar pérdidas de tiempo e interferencias, hay que coordinar y balancear óptimamente equipos y mano de obra: cortadoras, perforistas, cargadoras o rezagadoras, rieleros, ademadores y pegadores ("shot firers").

Analícnse los ejemplos siguientes:

Ejemplo 1.- Los métodos para desbordar pilares en las minas subterráneas de carbón se muestran en la figura 9.55, pág. 312 del Lewis=figura 16.07, pág. 542 del Lewis - Clark.

Ejemplo 2.- El plano de una mina de carbón trabajada por "Salones y Pilares", con cañones cuádruples, triples, dobles, labores, cruceros, pilares y sentido de la explotación del carbón, con el hundimiento del techo, se muestra en la figura 9.56, pág. 313 del Lewis = figura 16.08, pág 544 del Lewis - Clark.

Ejemplo 3.- El método de explotación por "Salones y Pilares" con limpia o rezagado a mano, se ilustra en la figura 9.57, p. 314, Lewis = figura 16.09, p. 545, Lewis - Clark: "Los salones de 30' de ancho, equidistantes 30' de c.a.c., con pilares macizos de 30' entre ellos, que se desbordan con cortes de piso de 20' a 30' de ancho, y cuyo techo se sostiene con 'postes con cachucha". El carbón tumbado se carga a mano en carritos tirados por motores.

Ejemplo 4.- El método de "Salones y Pilares" con rezagadoras mecánicas se ilustra en las figuras 9.58 (p.315), 9.59 y 9.60 (p.316) del Lewis (figs. 16.10 y 16.11, p.546; y fig. 16.12, p.547 del Lewis-Clark).

En estas figuras, se ilustra un corte de piso, un corte vertical al centro y la barrenación de un manto de c; -- también se muestra una explotación por "Salones y Pilares" altamente mecanizada: máquina cortadora, "shaking -

conveyors", bandas transportadoras (24" y 30", de ancho, y 140 pies/min, veloc.); corte de piso, barrenación, -- disparado, ademe y limpia o rezagado son operaciones -- continuas.

1.2.- Explotación Subterránea del Carbón por Tajos Largos (Long Wall).

1.2.1.- Introducción: Para poder aplicar este método, el techo del manto de carbón debe ser de consistencia tal que se doble pero no se quiebre, para que el empuje del techo sobre el manto produzca el colapso del manto, en cuanto éste sea socavado de piso con la máquina cortera, no -- siendo necesario usar explosivos. Hileras de postes -- colocados a lo largo del "tajo largo" ayudan a controlar el empuje y el hundimiento del techo.

1.2.2.- Tajos Largos Avanzando ("Advancing Long Wall"). En la figura 9.65, pág. 321 del Lewis (fig.16.17, p.552, -- Lewis-Clark), se ilustra el método de "Tajos Largos -- Avanzando" aplicado a un manto de carbón de 20" (50 cm.) de potencia.

Descripción del Método con Fundamento en las Figuras -
Anteriores.

1.2.2.1.- Obras de Desarrollo y de Preparación: Tiros de extracción y de ventilación; a partir del tiro de extracción, protegido por un grueso pilar, se cuelan cuatro cañones generales perpendiculares entre sí; cañones

principales N, S, E. W. A partir de estos cañones - y formando un ángulo de 45° con ellos, se dan otros cañones de desarrollo y preparación, espaciados en forma tal que sus extremos disten entre sí 486 pies (146 m): frente larga de carbón. Estos últimos cañones se cuelan sobre el manto de carbón (de 20" de potencia), pero de cabeza invaden un manto de caliza, y de piso, uno de arcilla (mantos que encajonan al de carbón), para que el techo del cañón diste -- 5'-1/2 del hongo del riel (66").

1.2.2.2.- Obras de Explotación.- Las frentes largas de carbón, a medida que se van explotando, van formando un círculo o rueda en expansión, siendo el tiro el eje de dicha rueda, y sus rayos los cañones. A medida que el carbón se explota del tiro hacia la periferia, la vía se avanza en cada nuevo corte para que quede pegada a la frente larga. Los cañones se conservan -- abiertos mediante muros de pizarra que se levantan -- a ambos lados de dichos cañones; además, el resto del tepetate (hueso) tumbado se usa para rellenar los -- huecos dejados al extraer el carbón: se levantan pilares de tepetate, de 3' x 3' de sección, que se espacian 10' de c.a.c. para sostener el techo de caliza (Véase sección BB, fig. 9.66, p.322, Lewis = fig. - - 16.18, p. 553, Lewis - Clark.

Cada máquina "cortera" socava o corta de piso alrededor de 450' de carbón (longitud del tajo largo o -- de cada frente larga) en un turno de 7 horas. Trenes (convoyes) de 6 carros son acarreados por mulas al -- tiro de extracción. De 60' a 80' de longitud de fren

te de carbón se asignan a cada trabajador para que --
limpie y cargue el carbón en carritos, escoja el tepe
tate y levante los pilares de 3' x 3', espaciados 10'
de c.a.c. Unos 200 hombres producen 500 ton/día de -
carbón (2.5 ton/h-t).

Ejemplo 2.- Las figs. 9.67, p. 323, Lewis; fig.16.19,
p. 554 del Lewis - Clark, muestran un tajo largo de
500', cuyo carbón tumbado se limpia con un transpor--
tador de cadena (en lugar de carritos cargados a pa--
lla); y se adema con huacales de madera de 2' 1/2 x - -
2' 1/2, espaciados 15' de c.a.c., así como con postes
con cachucha, etc.

Ejemplo 3.- "Longwall Mining Using Steel Props." --
Estúdiense este tema en las páginas 327 y 328 del - -
Lewis (=págs. 558 y 559 del Lewis - Clark): fig. --
9.73, p. 328 del Lewis (= fig. 16:25, pág. 559 del --
Lewis - Clark.

1.2.3.- Tajos Largos Retrocediendo (Retreating Long Wall).
(Caso de la Mina "La Sauceda", Mupio. de Palaú, Coah.
de AHMSA): En el mes de Agosto de 1958, se inició la
explotación por tajos largos de la mina "La Sauceda",
operada por la Cía. Mexicana de Coque y Derivados, - -
S.A., de C.V.

1.2.3.1.- Obras de Desarrollo: Tres cañones generales, uno
de ventilación y dos de acceso, de 5.00 m de ancho +
por 2.0 m de alto, a 20 m de c.a.c., de 2 km de lon-
gitud, y unidos por cruceros de ventilación cada 25
m., c.a.c. Dos cañones principales salen hasta la -

superficie siguiendo la pendiente del manto de C (des de 0° hasta 28°), se ademan con marcos de madera con muros de mampostería, postecitos cortos de madera, ca bezales de madera cuadrada o rolliza de 10" a 12" (- o bien, vigueta de acero: perfiles I y H) espaciados de 1 a 3 m, y con tupido de rollizo o rajuela entre marco y marco (el principal: con banda transportado-
ra).

1.2.3.2.- Obras de Preparación: Perpendicularmente y a partir de los cañones principales triples anteriores, se --- cuelan (dejando un pilar macizo de carbón de 150 m) - cañones dobles de 3.0 m de ancho x 2.0 m de alto, a - 20 m de c.a.c., unidos cada 25 m de c.a.c. por cruce- ros de ventilación, y de 1,000 m de longitud. Los -- topes de estos cañones largos de 1,000 m, se unen en- tre sí mediante una "frente larga de carbón" de 2.0 m de ancho por 150.0 m de longitud.

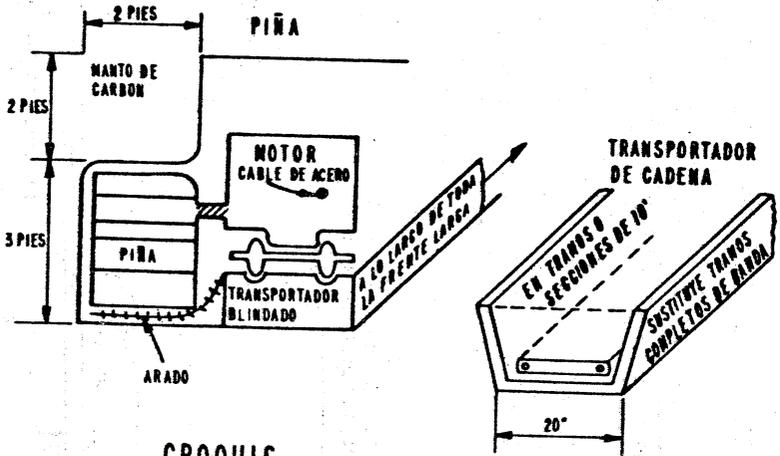
1.2.3.3.- Obras de Explotación: Mediante una máquina cortadora - (piña), se dan sobre el manto de carbón cortes o ta- jadas de 2' de profundidad x 3' de altura x 150.0 m - de longitud, a partir y a todo lo largo de la frente larga. Esta máquina "cortera" consta de: a) la piña y el arado, b) del transportador blindado que sirve de vía, e) del motor eléctrico permisible con rodada y montado sobre el transportador blindado y a un la- do de la piña y el arado. Este arado recoge y des- carga el carbón tumbado sobre el transportador blin- dado, a razón de unas 200 ton/turno.

Se dan a mano, en los extremos de la frente larga, es tablones de salida y de llegada, cada uno de 60 cm de ancho x 1.0 m de alto x 5.0 m de longitud, según se muestra en la figura respectiva. En el establo de salida se coloca la piña que da un corte de 140 m de longitud, en una hora, en la "pata" de toda la frente larga. Se pueden dar hasta 40 cortes por semana (40 x 0.60 = 24.0 m.). Trabajando 3 turnos se avanza (retrocede la frente larga) unos 20 m por semana. En el tajo largo existen siempre 4 hileras de postes "cuatrapeados" y a 50 cm de c.a.c., con cabezales en "cantilever" de 1.0 m aproximadamente.

- 1.2.3.4.- Rezagado y Transporte del Carbón Tumbado. La piña corta el primer metro de espesor del manto, a partir de su piso, y el resto se desborda a mano con pica neumática (martillo picador). Este carbón desbordado es cargado por el arado, a su regreso al establo de salida, sobre el transportador blindado instalado a lo largo de toda la frente larga. Este transportador blindado descarga sobre el transportador de cadena de 20" de ancho y en secciones de 10'. A su vez, este transportador de cadena, que sustituye tramos completos de banda quitada durante el retroceso de la frente larga, descarga sobre una banda de 30" de ancho y de hasta 1,000 m de longitud (capacidad de 200 ton/hora), banda que descarga sobre otra banda de 36" de ancho (capacidad de 300 ton/hora), instalada en uno de los cañones principales de acceso (triples); esta última banda conduce el carbón hasta la superficie: patio de la mina. Véase la fig. respectiva.

1.2.3.5.- Ademe o Fortificación: Los cañones principales y permanentes se ademan como ya se dijo en "obras de desarrollo (véase la fig. respectiva): ademe permanente y transitorio. Se colocan postes de gato y de fricción de 5' a 6' de altura, y cabezales removibles (en cantilever) de acero (1.20 m largo x 4" de peralte), a lo largo de toda la frente larga para controlar el hundimiento del techo. En la actualidad, en lugar de estos postes de fricción (soportaban 25 ton de presión) se usan postes hidráulicos cadentes, y "ademes caminantes", fortificación permanente y móvil (postes caminantes).

1.2.3.6.- Ventilación: La generación y el control de las corrientes de ventilación (aire fresco y viciado) es de suma importancia, y se realiza a través de un tiro vertical de ventilación (succión) conectado con los cañones triples y dobles, con los cruceros de ventilación y con las frentes largas.



CAPITULO II.

MINERIA SUPERFICIAL Y EXPLOTACION DE PLACERES.

II.1.- Métodos Superficiales de Explotación de Minas.

"Mina Superficial" es un conjunto de excavaciones al -- aire libre o a la intemperie, que se practican para extraer los minerales metálicos, no-metálicos, o el carbón, de sus yacimientos respectivos y cercanos a la superficie del terreno (menos de 500' de profundidad). - Los métodos superficiales de explotación minera se clasifican en la forma siguiente:

A) Explotación de Placeres:

- a) Mediante batea.
- b) Mediante canalones ("sluices").
- c) Mediante monitores hidráulicos.
- d) Mediante dragas.

B) Explotación A Tajo Abierto (4 tipos de minas):

- a) De un solo banco.
- b) De bancos múltiples.
- c) Descapote de mantos de carbón.
- d) Canteras ("quarring").

C) "Glory - Hole":

- a) Superficial
- b) Subterráneo.

11.1.1.- Explotación de Placeres. Consiste en la excavación, lavado y concentración gravimétrica, mediante agua corriente y en dispositivos especiales, del material detrítico (de aluvión) de los placeres.

11.1.1.1.- Batea o Artesa y Canalones.- La batea se usa en la búsqueda, exploración y muestreo de placeres, así como en su explotación a muy pequeña escala; en efecto, un hombre-turno puede lavar una yarda cúbica (764 litros) de material de aluvión.

Los canalones o "sluices" fueron muy usados en los EUA para la recuperación del oro de placer; sin embargo, actualmente casi sólo se usan con fines de exploración, o de explotación a pequeña escala, de placeres poco importantes.

11.1.1.2.- Monitores Hidráulicos.- Indicados para explotar a gran escala placeres extensos y potentes, con algunas piedras grandes. Sustanciales cantidades de agua bajo presión, conducida por tuberías con chiflones en sus extremos, se usa para desintegrar el material de aluvión del placer y transportarlo en canalones. La altura normal de los bancos varía de 15' a 50'; y para obtener mejores resultados, conviene que la pendiente de la base rocosa sobre la cual yace el placer varíe de 2% a 6%: para material fino, o grueso, respectivamente.

11.1.1.3.- Dragas.- El dragado de un placer extenso y potente

consiste en la excavación bajo el agua de su material de aluvión de baja ley. La draga es una excavadora continua de grandes volúmenes de material detrítico, unida a una planta de concentración gravimétrica (canalones, jigs, mesas) con dispositivos para el transporte y depósito de jales; y todo lo anterior montado en una plataforma flotante: -- pontón o barcaza. Normalmente, las dragas pueden excavar bancos de 12' a 100' debajo de la superficie libre del agua, y de 15' a 25' de altura arriba de dicha superficie.

11.1.2.- Explotación a Tajo Abierto.- Método indicado para -- explotar criaderos minerales que afloren o que estén cercanos a la superficie del terreno, extensos horizontalmente, y que permitan altos ritmos de producción a bajos costos.

El diseño de una mina a cielo abierto se basa, entre otros, en los factores siguientes: orientación en el espacio de las juntas, fracturas y fallas (del criadero y del encape); relación tepetate a mineral - - ("strip ratio"); condiciones meteorológicas; ritmo de producción, y equipo disponible. Se distinguen -- cuatro tipos de minas a cielo abierto: de un solo -- banco, de bancos múltiples, de descapote, y canteras.

11.1.2.1.- Mina de un solo banco.- Véase la figura 9.2, Sección 9, Vol. 1, del "Manual del Ingeniero de Minas" de Cummins & Given: cara, altura y pendiente -- del banco; esta figura muestra un solo nivel de -- operación. La altura normal de los bancos varía -- de 12' (roca floja) a 25' (roca firme), y hasta --

50'. El ritmo de producción dependerá de la capacidad del equipo y del número de bancos que se puedan atacar simultáneamente. Por este método, se explotan mantos de arena y grava, de materiales -- de construcción y de carbón.

- 11.1.2.2.- Mina con Bancos Múltiples.- Véase la figura 9.3, - Sección 9, Vol. 1, del Cummins & Given. Aplicable a criaderos o mantos con espesores mayores de 50'. El ancho ("berm") de los bancos varía de 20' a 75', dependiendo del tamaño de los equipos de acarreo; - y su altura varía de 20' a 60'. Estos bancos pueden formar una espiral hasta el fondo del tajo; o - bien, pueden ser bancos horizontales unidos por rampas.
- 11.1.2.3.- Descapote de Mantos de Carbón ("Strip Mining"). - - Aplicable a mantos de carbón que afloran o que están muy cercanos a la superficie del terreno. La - potencia del manto de carbón varía de 2' a 30'; - - la relación "espesor encape/espesor manto" puede -- llegar hasta 30: 1, y el espesor del encape, hasta 150'. Encape y carbón se van removiendo en tiras - ("strips"), en cierta dirección del manto, y los de sechos de tepetate se van depositando en el espacio dejando por la tira de carbón ya removido. Para des capotar, se usan ruedas excavadoras, grandes "dragl^l nes" y "Shovels"; y para explotar el manto de carbón se usan "shovels" más chicas (de 6 a 12 yd³ de capacidad del cucharón).
- 11.1.2.4.- Canteras (Quarry Mining).- Aplicable a la explotación de materiales de construcción: rocas tales - - como mármol, granito, caliza, pizarra, yeso, etc.,-

que se presenten en yacimientos adecuados para la explotación por bancos.

- 11.1.3.- Glory-Hole. Véase la figura 9.6 del Cummins & Given: consiste en combinar el tumbe a cielo abierto con el acarreo y el manto subterráneos.

El glory-hole superficial se aplicó en la mina de -- Proaño, Fresnillo, Zacatecas; y el glory-hole subterráneo, en la mina de Santa Eulalia, Chihuahua.

El método de glory-hole representa el paso de transición entre los métodos superficiales y subterráneos - de explotación de minas.

Bibliografía: SME-Mining Engineering Handbook, Vol. 1, Sección 9, páginas 3 a 8, Cummins and - Given, 1973.

11.2.- Métodos para la Explotación de Placeres.

- 11.2.1.- Definiciones. Los "placeres" son depósitos secundarios (detríticos) formados por el intemperismo, combinado con procesos naturales de clasificación y concentración de los metales y minerales más pesados y resistentes que provienen de la desintegración de las rocas. El intemperismo (acción de la intemperie sobre las rocas) puede ser químico, o debido a la acción -- del agua corriente, del mar, o del viento.

Estos placeres se clasifican en eluviales (in situ) - y aluviales (de acarreo): véanse páginas 928 y 929 -

del libro "Surface Mining", edición 1968.

Los placeres son criaderos minerales constituidos de material de aluvión (arcilla, arena, grava, etc.) y - que contienen uno o varios de los metales o minerales siguientes:

<u>Metales o Minerales</u>	<u>Peso Específico</u>	<u>Símbolo o Fórm mula Química.</u>
Platino -----	22.0	Pt.
Oro -----	19.0	Au.
Casiterita -----	7.0	Sn O ₂ .
Scheelita -----	6.0	Ca WO ₄ .
Magnetita -----	5.0	Fe ₃ O ₂ .
Ilmenita -----	4.7	Fe Ti O ₃ .
Cromita -----	4.6	Fe Cr ₂ O ₄ .
Rutilo -----	4.2	Ti O ₂ .
Corundo (zafiros y rubíes)-----	4.0	Al O ₃ .
Granate (piropo,almandita,etc.) --	3.5 a 4.3	Silicatos de- Al, Ca, Mg, Fe.
Diamante -----	3.5	C.

11.2.2.- Exploración y Explotación de Placeres. Descubierto un placer, se explora y muestrea mediante pozos o barrenos ("Churn drill" de 6" diám.) para poder definir -- la distribución de sus valores, calcular sus reservas y evaluar su importancia económica.

Por otra parte, un placer se explota mediante los pasos o etapas siguientes:

- a) excavación y acarreo; se excava y acarrea su material de aluvión que contiene metales o minerales va

liosos.

- b) Trituración y lavado: se desmenuza y lava el material de aluvión anterior mediante agua corriente.
- c) Concentración gravimétrica: se separan y concentran por gravedad los metales o minerales más pesados y valiosos.

11.2.3.- Clasificación de los Métodos para la Explotación de Placeres. Dichos métodos se subdividen en los cuatro siguientes:

- Se usa batea, "the rocker", o "the long Tom".
- Se usan canalones o acequias ("sluices").
- Se usan monitores hidráulicos.
- Se usan dragas (dragado).

Los dos primeros métodos se recomiendan para explotar placeres poco extensos y potentes; y los dos últimos, para placeres muy extensos y potentes.

11.2.4.- La Batea, "The Rocker", "The Long Tom". Estos tres dispositivos o artefactos se usan en la búsqueda (prospección), exploración y muestreo de placeres, así como en su explotación a muy pequeña escala.

11.2.4.1.- Tentaduras con Batea o Artesa (Panning).- La batea (pan) es un trasto circular de acero o de madera, de 10" a 16" de diámetro en su parte superior, de 2".0 a 2".5 de profundidad, con sus lados inclinados de 35° a 40° con la horizontal (tronco de cono --

hueco). Además de la batea, como herramientas adicionales se usan pico y pala.

Para hacer una tentadura en batea, se procede de la manera siguiente:

- a) Se trituran o desmenuzan a mano las gravas y arenas auríferas, dentro de la batea sumergida (inmersa) en el agua.
- b) Se le imprime a la batea un movimiento giratorio para que se asienten las partículas más pesadas y derramen o se vayan con el agua las más ligeras (concentración gravimétrica).
- c) Si el oro se presenta en pepitas, se recoge a mano; pero si se presenta en pajitas o escamitas muy finas ("flakes or colors"), se recupera mediante amalgamación con mercurio.

Un solo hombre puede lavar una yarda cúbica (764 litros) de material de aluvión en 10 horas.

11.2.4.2.- "The Rocker" (la mecedora), "The Cradle" (la cuna). Véase la figura 11.01, página 380, del libro "Elements of Mining" de Lewis & Clark, edición 1964. Estas mecedoras o cunas varían de 5' a 10' de longitud, por 14" a 20" de ancho, y por 20" de altura total. Los orificios de la criba son de 1/2 a 1/4 de pulgada de diámetro; y la pendiente del fondo se puede ajustar desde 1": 8" hasta 1": 20", siendo la de 1": 12" la más usada, según la naturaleza

del material de aluvión. Como herramientas adicionales se usan pico, pala, botes o cubetas.

El material de aluvión se acarrea en botes o baldes; se descarga, desmenuza y lava a través de la criba; y las piedras grandes se separan a mano. -- El chute (plano inclinado) conduce el material desmenuzado a la parte superior del fondo provisto de rifles transversales. Los metales o minerales pesados y valiosos quedan atrapados entre los rifles, y las colas salen en el derrame del extremo inferior de la cuna.

Dos hombres turno pueden lavar de 3 a 5 yd³ (2,300 a 3,800 litros) de material de aluvión.

11.2.4.3.- "The Long Tom".- Véase la figura 572 de la página - 757 del Manual del Ingeniero de Minas de Peele, --- edición 1918. Fue el padre o antecesor de los - - "Sluices", los cuales ya desalojaron al "Long Tom".

El "Long Tom" consiste en un cajón de carga abierto y de madera, de 10' a 12' de largo, 14" a 20" de ancho en el extremo superior, y cerca del doble de este ancho en el extremo inferior, provisto éste de una criba inclinada con orificios de 1/2 a 1/4 de pulgada de diámetro. Debajo de esta criba existe otro cajón abierto de madera y un poco más ancho -- que el anterior, con rifles transversales en el fondo. Los fondos de ambos cajones tienen pendientes de 1.0 a 1.5 pulgadas por pié.

Descripción de las Operaciones: El material de aluvión se traspalea al cajón de carga, y el material desmenuzado a mano pasa a través de la criba; los metales o minerales valiosos quedan atrapados entre los rifles, y las colas salen en el derrame. -- Dos hombres-turno pueden lavar unas 6 yd³ (4,600 -- litros) de material de aluvión.

- 11.2.5.- Véanse páginas 382 a 386 de "Elements of Mining", Lewis-Clark, edición 1964; así como páginas 452 a 461 - de "Elements of Mining", Young, 4a. edición, 1946.

Los canalones o "Sluices" son cajones, generalmente de madera, en secciones de 12' de longitud cada cajón, que sirven para lavar y concentrar por gravedad y con agua corriente los metales y minerales pesados y valiosos contenidos en un placer. Estos canalones tienen las dimensiones y características siguientes:

Longitud: Desde tres secciones (36') hasta 25 secciones (300'), dependiendo de la naturaleza del material de aluvión (suelto, o compacto) y de la granulometría del oro (grueso, de tamaño medio, o muy fino).

Anchura: Desde 0.20 hasta 2.00 m para concentrar oro; desde 2.00 hasta 6.00 m, para casiterita.

Altura: Desde 1 pie hasta 3 pies.

Espesor del tirante de H₂O: Desde 10 hasta 30 cm.

Pendiente: La inclinación del fondo del canalón varía desde 2% hasta 12.5% (la más usada es 4.17%: 6" en 12'). Los canalones pueden apoyarse sobre la roca de base o sobre caballetes de madera para darles la pendiente apropiada.

Rifles y su -

espaciamiento: Los rifles se colocan en el fondo de los cajones, y pueden ser tacones de madera (de 2"x2"), fierro ángulo de 2".5, guijarros o riscos. Se espacian o separan desde (1/4)" hasta 20".

Los rifles desempeñan tres funciones: -- a) retardan el movimiento de la pulpa -- para que las partículas más pesadas se asienten, b) forman trampas para retener el oro, y c) producen remolinos que clasifican por tamaños los metales, o minerales atrapados entre los rifles.

Capacidad de

un Sluice : Depende o es función de: F(ancho, pendiente, tirante, y gasto de agua, y naturaleza del aluvi6n). Esta capacidad se mide en yd^3 , o en m^3 de aluvi6n lavados en 24 hrs.

Descripci6n de las Operaciones: El material de aluvi6n se vuelca o descarga sobre una criba (con orificios de 1/4, 3/8 o 1/2 pulg.) colocada sobre el caj6n de carga o tolva de alimentaci6n del "sluice", que es el foco de la explotaci6n del placer. Este foco debe estar suficientemente elevado para que proporcione una pen-

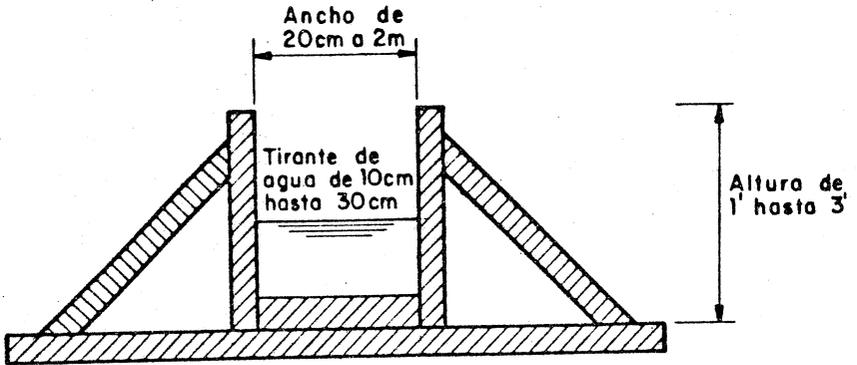
diente adecuada, así como un área suficiente para depositar las colas (desechos) en donde no estorben - - posteriormente.

Alcanzados los límites de una parte o sección del - - placer, se inicia la explotación de otra, previo traslado de todo el equipo de sluices al nuevo punto de - - ataque.

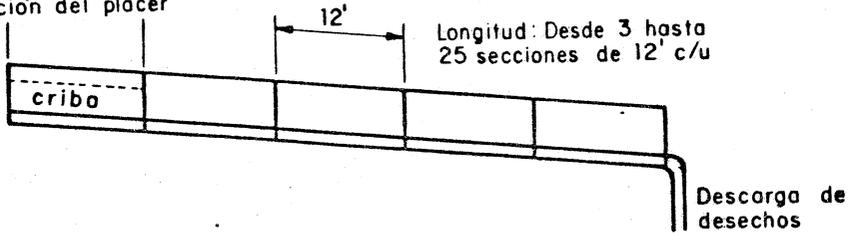
La explotación de placeres con canalones tiene las variantes siguientes, según la manera de excavar y de - - acarrear el material de aluvión hasta el cajón de carga:

- A) Operaciones a pequeña escala: El material de aluvión se traspalea directamente con pico y pala al cajón de carga del sluice.
- B) Operaciones a escala media: El material de aluvión se transporta en carretillas llenadas a pico y pala, o con escrepas accionadas por bestias.
- C) Operaciones a gran escala: Se hace el acarreo con carritos sobre vías que convergen al cajón de carga, con escrepas mecánicas, con cables aéreos, pallas automáticas (cavo 310-A-Copco; scooptrams; - - hasta con shovels y draglines).

La limpia del sluice se practica periódicamente, o - - cuando haya que cambiar algún rifle desgastado, o - - cuando la amalgama se vuelva quebradiza. El coeficiente de recuperación del oro en estos sluices es - - del 60 al 80%.



Cajón de carga, tolva de alimentación o foco de explotación del placer



- Criba con orificios de 1/4, 3/8 ó 1/2 pulgada de diámetro.
- Pendiente fondo: De 2.0% a 12.5% (promedio 4.17%: 6" en 12'). (provisto de rifles)

Nota.- Los rifles se espacian desde 1/4" hasta 20", y pueden ser tacones de madera cuadrada de 2" x 2", o fierro ángulo de 2.5" x 2.5".

La separación y concentración gravimétrica del oro contenido en los pláceres localizados en regiones -- áridas o desérticas y carentes de agua se efectúa en mesas, jigs y pulverizadores que usan aire comprimido en lugar de agua para su operación (concentración neumática). En los placeres de oro del desierto de Altar, Sonora, se usaba una "máquina polveadora" o "Máquina de Quilly": plano inclinado cubierto de lona con un fuelle que soplaba aire debajo del fondo de lona; las pepitas se recogían a mano, y el oro fino se recuperaba por amalgamación.

11.2.6.- Monitores Hidráulicos ("Hydraulic Giants"). Este método de explotación de placeres recibe el nombre, en inglés, de "Hydraulic Mining" o "Hydraulicking".

11.2.6.1.- Datos por Recabar: Para poder planear la explotación hidráulica de un placer con monitores o dragas, deberán recabarse los datos siguientes:

- a) Topografía del placer: Sus curvas de nivel, -- las curvas de la "roca de base" y las del terreno circundante, para poder seleccionar los puntos de ataque y los lugares para el depósito -- de desechos o jaderos ("dumps").
- b) Consistencia y granulometría del material de -- aluvión, y su valor comercial por unidad de volumen (yd^3 . o m^3).
- c) Gasto de agua disponible para poder estimar el ritmo diario de explotación.

Con base en los datos anteriores, se proyectan - - equipos, tuberías y obras requeridas para la explotación hidráulica del placer (Proyecto-Programa-Presupuesto-Viabilidad-Construcción-Operación-Mantenimiento).

11.2.6.2.- Aplicabilidad: ¿Cuándo deberán usarse los monitores hidráulicos o "Hydraulic Giants"?

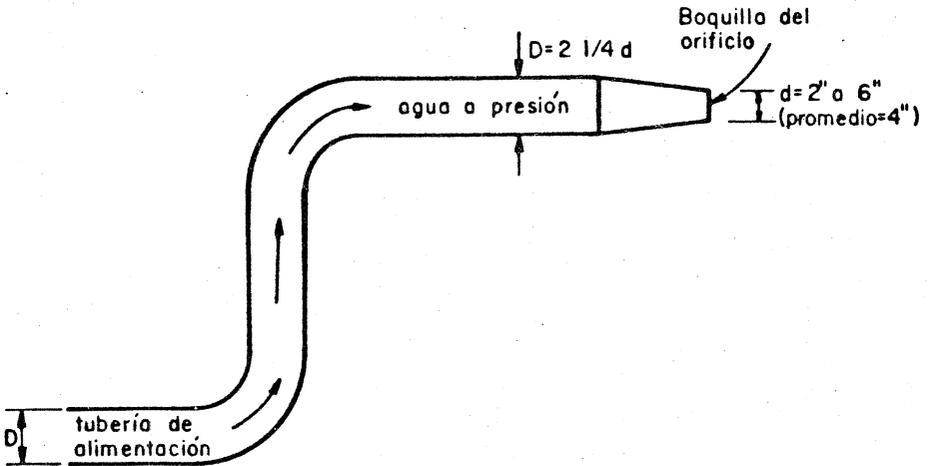
- a) Cuando se trate de la explotación a gran escala de placeres extensos y potentes; o bien, para - descapotar el material de aluvión que cubra a - un criadero mineral.
- b) Cuando la roca del fondo del placer tenga pendientes de 2% a 6%, para material de aluvión fino o grueso, respectivamente.
- c) Cuando se disponga de grandes cantidades de - - agua a presión.

11.2.6.3.- Descripción del Monitor Hidráulico y de sus Operaciones.- Los monitores hidráulicos son dispositivos especiales conectados con una tubería de alimentación en cuyo extremo libre está provista de - un chiflón; la tubería de alimentación de acero - - (flanges, anclajes y válvula de seguridad) tendrá un diámetro 2-1/4 veces el diámetro de la boquilla del chiflón (entre 2" y 6" de diámetro). El monitor se fijará al suelo mediante anclas laterales, pero podrá moverse 360° en un plano horizontal y - -

20° en un plano vertical. Al agua se le dará presión estática, o mediante bombas en serie. Estos monitores trabajan a presiones desde 50 m hasta 200 m de columna de agua: 5 a 20 kg/cm².

El material de aluvión es aflojado y desintegrado, "in situ", mediante el potente chorro de agua que sale del chiflón; el material desintegrado es acarreado por la misma agua, y por gravedad, a través de zanjas, canales o acequias.

"The intelligent" (especie de Robot), fue descubierto en Alaska en 1965, por John Miskovich.



Croquis de un monitor hidráulico

Bibliografía: a) Estudio Sobre la Explotación de -
jales por Minado Hidráulico en la --
Unidad Fluorita, Parral, Chih., Te--
sis de Fernando Grajales Muñoz, UNAM,
Octubre, 1971.

b) "Surface Mining", AIME, N.York, -
1968, págs. 522 a 525.

11.2.7.- Explotación de Placeres Mediante Dragas (Dragado).

11.2.7.1.- Datos por Recabar.- Los mismos datos que para los -
monitores:

- a) Topografía del placer, de la roca base y del te-
rreno circundante (curvas de nivel), para poder
planear su explotación.
- b) Naturaleza del material de aluvión (consisten--
cia y granulometría) y su valor comercial por -
yd³ o m³.
- c) Gasto disponible de agua (para poder determinar
el ritmo de producción).

11.2.7.2.- Aplicabilidad de las Dragas (¿Cuándo deberán usar-
se las Dragas?):

- a) Cuando se trate de explotar a gran escala pla-
ceres extensos y potentes (de hasta 60m ó 196
pies de potencia).

- b) Cuando el material de aluvión no esté muy cementado ni contenga abundancia de rocas grandes (ga barros y troncos de árbol).
- c) Cuando la roca del fondo sea casi horizontal (menos de 2%, pendiente).
- d) Cuando se disponga de agua suficiente para formar un lago artificial, y para reponer el agua perdida por percolación.

11.2.7.3.- Descripción de la Draga Tipo California y de sus Operaciones.

Descripción de la Draga.- Es una balsa, barcaza o pontón de madera, o de acero estructural, provista de: 1) Equipos de excavación continua (rosario de cangilones), 2) Equipos de transporte (bandas), 3) Equipos de lavado y clasificación (trommel) 4) Equipos de concentración gravimétrica del material de aluvión (sluices, mesas y jigs), así como de 5) un sistema de bombeo (bombas y tuberías), y de 6) una planta generadora diesel-eléctrica. Es decir, una draga es una máquina flotante de excavación continua, combinada con una planta de concentración gravimétrica, y otra planta diesel-eléctrica.

Descripción de sus Operaciones.- La draga tipo californiana flota en un estanque artificial que se mueve con ella a medida que excava por delante y descarga y rellena por detrás. Un rosario o cadena sin

fin de cangilones de acero al manganeso excava el material de aluvión y lo transporta a una tolva, de la cual pasa a través de un chute o plano inclinado a un "trommel" (revolving screen). El material fino que pasa a través del "trommel" es descargado sobre sluices, jigs o mesas concentradoras, y el material grueso que no pasa el trommel reconoce a una banda transportadora instalada sobre una pluma inclinada, que lo acarrea y descarga en la parte trasera de la draga. Los gruesos de los metales o minerales valiosos se recuperan en los jigs; los finos, en las mesas concentradoras.

Los cangilones de las dragas tienen desde 1.5 (42 - litros) hasta 20 pies cúbicos (560 litros) de capacidad c/u, siendo los más usados, los de 6, 10, 15 - y 16 pies³; y la velocidad media de operación es -- de 21 a 24 (hasta 40) cangilones/minuto.

Una draga puede excavar desde 8' hasta 160' por debajo del espejo del agua, y desde 10' hasta 50' por arriba de dicho espejo. La vida promedio de una -- draga es de 30 años...

Bibliografía: a) "Surface Mining", AIME de Nueva York, 1968, páginas 503 a 522.

b) "Placer Mining" (Cummins & Given, -- 1973). Sección 9-3, páginas 3 a 5, Vol. 1.; Sección 17, páginas 151 a 180, Vol. 2.

CAPITULO III.

EXPLOTACION A CIELO ABIERTO DE MINAS DE CARBON.

("Coal Stripping")

III.1.- Introducción:

III.1.1.- Nociones Históricas.- Desde el año de 1911, durante el cual se introdujeron las palas de vapor en los -- E.U.A. para descapotar mantos de carbón, ha habido -- un incremento constante en el porcentaje de carbón -- bituminoso producido en dicho país, en comparación con el producido por métodos subterráneos: 0.30%, en 1937; 30%, en 1962; 34%, en 1980.

En los E.U.A., la productividad promedio por hombre-turno en las minas de carbón es de 23.0 ton, a tajo abierto, y de 11 ton, por métodos subterráneos.

Actualmente, es posible descapotar mantos de carbón con recubrimientos o encapes de hasta 150 pies de espesor. Además, para descapotar se diseñan y usan -- "draglines" (palas mecánicas excavadoras con cucharón de arrastre) de hasta 220 yd³ de capacidad de cucharón, y de hasta 500 pies de alcance de la pluma.

III.1.2.- Aplicabilidad.- La explotación a tajo abierto se aplica a mantos de carbón prácticamente horizontales, de 1.5 a 10 pies de potencia, que afloran o yacen bajo -- encapes de hasta 160 pies de espesor; por cuyo motivo, la relación entre el "espesor del encape" y la "potencia del manto de carbón" resulta de 20, en promedio,

y de 30, como máximo: $0 < \text{"strip ratio"} < 30$.

III.1.3.- Obras de Desarrollo y de Preparación.- Consisten en un camino que conecta la mina a tajo abierto con la planta lavadora de carbón; además, si es necesario, el encape del manto de carbón se barrena y se dispara (véase figura 16.01, pág. 534 del Lewis-Clark); posteriormente, se levanta el tepetate tumbado, mediante "draglines" con cucharones desde 3 hasta 115 yd³ de capacidad, y se deposita en donde no estorbe. Finalmente, el techo o superficie superior del manto de carbón se limpia con bulldozers, o escrepas, y -- soplándole aire comprimido; y si se acumula agua --- en el tajo, se bombea.

III.1.4.- Tumbe, Rezagado y Acarreo del Carbón.- Si el manto de carbón no es duro, se excava directamente con -- "shovels" (palas excavadoras) provistas de cucharones desde 2 hasta 10 yd³ de capacidad; pero si el -- manto de carbón es resistente, se barrena y dispara usando cartuchos de pólvora ("pellets", etc.) El carbón excavado, o tumbado con explosivos, se maneja -- con "shovels" que descargan en góndolas sobre vía, o en camiones, que transportan el carbón hasta la -- planta lavadora.

III.1.5.- Costos, Recuperaciones, Ventajas y Desventajas.- - -

Los costos son del orden de \$ 2.00 dólares, Mon. - - Amer., por tonelada; las recuperaciones son del 90%, o superiores; la productividad puede alcanzar hasta 30 ton por hombre-turno, en los E.U.A.; sus ventajas consisten en que es un método de explotación simple,

barato y seguro; y sus desventajas, en que depende de las inclemencias del clima (intemperie), requiere mano de obra especializada, y arruina la superficie del terreno: contaminación ambiental.

III.1.6.- Ejemplos. En el País, describiremos la "Mina La Florida de los Muzquiz" cuya explotación se inició en 1958, y tal como se trabajaba en el año de 1960. En esta mina, ubicada a 20 km de Barroterán, Coah., se explotaba un manto de carbón de 6 pies de potencia, bajo un encape de 50 pies de espesor. Los primeros 40 pies del encape eran material de aluvión que se excavaba con una "dragline" de 7 yd³ y 40 m de pluma, y los 10 pies restantes eran cuarcitas duras que se barrenaban y disparaban con dinamita del 60% de potencia. La pala descapotadora daba tajos de 15 m de ancho por 2 km de largo, a una velocidad de 8 yardas - cada 24 horas. El techo del manto se limpiaba con bulldozer, y dicho manto se excavaba con "shovel" -- de 2 yd³ y 15m de pluma; el carbón "todo uno" se transportaba en camiones de 5 ton hasta la planta -- lavadora de Barroterán (20 km). Se empleaban 24 -- hombres distribuidos en los tres turnos. La capacidad instalada era de 700 ton/día, y los costos de mina eran de \$1.50 dólares, Mon. Amer., por tonelada.

Para un ejemplo del extranjero, estúdiese el caso -- de la figura 16.05, página 538 del Lewis-Clark.

Bibliografía:--Páginas 533 a 540 del Lewis-Clark.

-Páginas 393 a 468, Vol. 3, del S.D.- - Woodruff.

III.2.- Planeación del Descapote de un Manto de Carbón.

Se procede en el orden siguiente:

- A) Se adquieren los terrenos superficiales y las concesiones carboníferas que se supone contienen suficientes reservas de carbón: Comisión de Fomento Minero y Dirección General de Minas de la SEMIP.

- B) Se determinan los datos siguientes: (1) topografía general del terreno; (2) espesor y naturaleza del encape o recubrimiento; (3) espesor y naturaleza del manto de carbón; (4) monto de las reservas de carbón; (5) precio estimado de la tonelada de carbón.

- C) Se elaboran mapas que muestren curvas de nivel, crestones de carbón, linderos de los diversos superficiarios y concesionarios, caminos y rutas de acceso, localización de los barrenos de exploración; así como áreas para depositar los materiales de desecho del descapote, para la planta lavadora y presa de jales, y para las demás construcciones e instalaciones superficiales.

Mediante el examen, descripción y análisis de los corazones o testigos de los barrenos, se determinan la naturaleza y el espesor de los diversos estratos por descapotar, así como las características físicas y la composición química del manto carbonífero.

III.3.- Equipos, Métodos y Costos de Descapote.

III.3.1.- Selección de los Equipos para Descapotar.- El factor universal y más usado para determinar la viabilidad técnico-económica del descapote de un manto de -

carbón es la relación ("ratio") encape/carbón":

-Es el número de yd^3 de encape (material estéril) -- que es necesario remover para poner al descubierto una ton de carbón, y puede llegar hasta 20:1; o -- sea, a $15 m^3$ por ton de carbón. O bien:

Espesor encape \leftarrow 35 a 40 ("ratio")...Promedio, 20.
Espesor Manto C

La selección del equipo de descapote (tipo, diseño y tamaño: capacidad en ton/hora y altura máxima del banco) se basa en la información siguiente:

- (1) Topografía del terreno (plana, ondulada, o abrupta).
- (2) Espesor y dureza del encape, así como ritmo del descapote.
- (3) Espesor y dureza del manto de carbón y su ritmo de producción.
- (4) Costos de mano de obra, equipos y materiales.
- (5) Reservas de carbón y su precio de venta por ton.

Seleccionados los equipos más adecuados para descapotar ("draglines") "shovels", ruedas excavadoras, etc.), y ya definido el ritmo de producción del carbón, se escogen los equipos adicionales siguientes: perforadoras, palas mecánicas para cargar el carbón y camiones, equipos que se escogen para un "ciclo balanceado de producción" entre las operaciones y dichos equipos: -- barrenación (perforadoras), descapote (palas descapotadoras), rezagado (palas para carbón) y acarreo (camio-

nes), desde el punto de vista de la "asignación - -
óptima de recursos".

Los equipos más usados para descapotar mantos de --
carbón son las "shovels" y las "draglines", en los
E.U.A., y las ruedas excavadoras, en Europa. Las -
"draglines" (pala excavadoras con cucharón de arras
tre) son más adecuadas que las "shovels" para enca-
pes poco compactos, más versátiles y fáciles de mo-
verse, y más adecuadas para limpiar la parte supe---
rior del manto de carbón. La "shovel" (pala mecáni-
ca excavadora) es más adecuada que la dragline para -
excavar directamente encapes relativamente duros y -
consistentes, y evitar así su barrenación y voladu-
ra con explosivos. Resumiendo, la "dragline" puede -
manejar gran variedad de materiales; tiene bajos cos-
tos de operación y mantenimiento; puede excavar arri-
ba y abajo de su piso; puede realizar explotación se-
lectiva; y puede descargar el material excavado en --
camiones, carros de FF.CC. o sistemas de bandas trans-
portadoras.

- III.3.2.- Métodos de Descapote.- (1) Una sola pala descapotado-
ra ("shovel") camina sobre la cara expuesta del manto
de carbón, excava todo el encape, y lo amontona en la
faja o tira de terreno en la que ya se removi^ó o ex-
trajo el carbón. (2) Una sola pala descapotadora - -
(dragline) camina sobre la superficie del terreno si-
tuado arriba del manto de carbón, excava todo el ma-
terial del encape (tepetate) y lo deposita en donde -
no estorbe posteriormente. (3) Se usan en serie una
"shovel" y una "dragline", y ambas caminan sobre la -

superficie expuesta del techo del manto de carbón: - la "shovel" camina por delante, excava la capa inferior más resistente para descubrir el manto de carbón; y amontona el tepetate en el corte (tira) del cual ya se extrajo dicho carbón; en cambio, la "dragline", que camina detrás de la "shovel", remueve la capa superior y menos resistente del encape, y deposita el material de descho sobre el tepetate amontonado por la "shovel".

Para descapotar, pueden usarse también ruedas excavadoras ("Wheel excavators"). También es posible usar varias combinaciones de "shovels" y "draglines" con bulldozers y escrapas.

111.3.3.- Costos de Descapote.- Los costos comparativos de remover una yd^3 de encape (tepetate), usando palas - - ("shovels") grandes o chicas, se ilustrarán a continuación. En efecto, el cuadro siguiente muestra los costos estimados de operación, mantenimiento y amortización para dos tipos de palas, en dólares, Mon. Amer.

Conceptos	Dlrs. Mon. Amer.	"Shovel"	"Shovel"
		Antigua, Chica, Tipo 5320, de 13 yd^3 y 95' de pluma.	Moderna, Grande, Tipo 5760, de 70 yd^3 y 140' de pluma.
-Operador pala, a razón de	\$4.5000/hora	\$ 4.50	\$ 4.50
-Aceitador " " "	4.0000/hora	4.00	4.00
-Minero " " "	3.7500/hora	3.75	3.75
-200 Kw-h, " " "	0.0125/kw-h	2.50	-
-1,000 Kw-h, " " "	0.0125/kw-h	-	12.50
-Mantenimiento " " "	0.0300(x500 yd^3 /h)	15.00	-
-Mantenimiento " " "	0.0250(x2,260 ")	-	56.50
-Amortización (15 años x 11 meses x 720 horas/mes= 118,800 hrs.).	-	-	27.78
Totales por hora de operación		\$ 29.75	\$109.03
Capacidad de excavación en yd^3 /hora		500	2,260
Costo estimado de operación por yd^3		\$ 0.0595	\$0.0483
Costo estimado de operación por m^3		\$ 0.0779	<u>\$0.0632</u>

Los costos anteriores se estimaron de acuerdo con los supuestos siguientes: (1) el costo de la mano de obra se supone igual para las dos "shovels", así como el costo de la energía eléctrica (\$0.0125 dólares, Mon.-Amer. por Kw-hora). Por lo que toca a costos de mantenimiento, para la "shovel" tipo 5320 y para un período de 12 a 15 años, se ha calculado un costo de mantenimiento de \$ 0.03 dlrs./yd³ excavada; en cambio, para la "shovel" tipo 5760, debido a su diseño más moderno y mejor calidad de sus aceros y soldaduras, es razonable suponer un costo promedio de mantenimiento de - - \$ 0.025 dlrs./yd³ excavada. Finalmente, por lo que -- respecta a amortización, se supone que la pala anti--gua 5320 ya ha sido amortizada totalmente (sin cargo de amortización); en cambio, se estima que el costo total de adquisición e instalación de la shovel tipo 5760, as--cendería a la suma de \$ 3'300,000. dólares, M.A., que - amortizada durante 15 años de 11 meses (720 horas de -- operación por mes = 30 días x 24 horas), resultaría un cargo de amortización de \$ 27.78 dlrs., M.A., por hora de operación.

Del cuadro de costos anterior se concluye, que no obstante el alto costo de amortización de la pala grande (\$3'300,000. dlrs., M.A.), el costo total de remover - una yd³ de encape con esta pala resulta más bajo que - para la pala antigua y chica, aunque esta última ya haya quedado totalmente amortizada. Además, el máximo espesor de excavación de la pala antigua es de 45 pies, mientras que es de 70 pies para la pala moderna. Esto significa que la "shovel 5760" dejará al descubrir----to reservas de carbón que la "shovel 5320" no podría.

III.4.- Operaciones de Descapote de Mantos de Carbón en los E.U.A.

Estúdiense cuidadosamente los cuadros Nos. 1, 2, 3, 4, 5, 6 y 7 que aparecen en las páginas 405 a 413 del volumen 3 del S.D. Woodruff, y que resumen los resultados obtenidos de una investigación directa realizada por "The American Mining Congress Committee on Strip Mining", en relación con las operaciones en los E.U.A. y durante 1959, de 60 "Shovels" y 29 "draglines".

III.5.- Determinación de los Equipos más Adecuados para Descapotar, Mediante el Uso de las Computadoras.

El método computacional que viene en las páginas 406 a 428 del Volumen 3 del Woodruff, para determinar los tamaños más adecuados de los equipos de descapote, se entresacó de la tesis de Henry Rumpfelt para obtener su título profesional en el "Texas A. & M. College". Esta tesis fue publicada en el "Mining Engineering Journal" del mes de Mayo de 1961, y se resume a continuación.

III.5.1.- Conceptos Básicos.- La relación entre el peso de una pala ("shovel o dragline") y su capacidad de descapote o de trabajo, es muy importante, y se expresa mediante números MUF ("Maximum Usefulness Factor"). Este "factor de máxima utilidad de una pala" se define como el producto de la capacidad de su cucharón, en yd^3 , por el alcance o distancia de descarga de su pluma, en pies. El ángulo de reposo del material de desecho por amontonar (talud natural del material quebrado) se supone de 1:25 a 1:00 (5:4), y el del material "in situ", de 1:00 hori-

zontal por 3.00 vertical (talud o pendiente de reposo del banco macizo).

Por otra parte, cuando un material in situ se fragmenta, aumenta de volumen. Este aumento de volumen se llama coeficiente de abundamiento (swell) y se expresa como un porcentaje del volumen original. Por ejemplo, si el volumen original es $V \text{ yd}^3$, y el depositado en el montón de desechos es $1.20 V \text{ yd}^3$, entonces, el coeficiente de abundamiento S será igual a $20\% = \frac{20}{100}$.

Para las "shovels" (véase la figura 7, página 415 del Vol. 3 del Woodruff, que muestra sus dimensiones y su posición correcta de trabajo), su número "MUF" (s) se define como el producto del tamaño nominal de su cucharón ("Dipper"), en yd^3 , por su alcance (r), en pies: $\text{MUF}(s) = D \times r$. Véase el cuadro No. 8, pág. 415 del Vol. 3 del Woodruff, que muestra los números MUF's de diversas "shovels", en relación con sus pesos brutos: desde 815 hasta 6,350 ton métricas. Véase también la gráfica mostrada en la fig. 9 de la pág. 416 (Woodruff), línea recta, que muestra que cada unidad MUF (= 1) requiere 645 lb de peso bruto de "shovel".

Para las "draglines" (véase la fig. 8, pág. 415 del Woodruff), su número MUF(d) es el producto del tamaño nominal de su cucharón ("Bucket"), en yd^3 , por el alcance r de su pluma, en pies: $\text{MUF}(d) = B \times r$. Véase el cuadro No. 9, pág. 417 del Woodruff, así como las gráficas (rectas A y B), fig. 10 de la pág. 416 del mismo Woodruff, rectas cuyas abscisas representan pesos brutos y cuyas ordenadas representan Nos. MUF de

las "draglines". La recta A representa a las palas actualmente en operación (575 lb de peso por unidad MUF); y la recta B, la tendencia en las palas del futuro (467) lb de peso por unidad MUF).

III.5.2.- Supuestos y Fórmulas.- La clave del asunto está en correlacionar los números MUF de los equipos con los diversos espesores de los encapes por descapotar. - De la fig. 11, pág. 419 del Woodruff, que muestra la sección de una "shovel", se deduce la siguiente fórmula general (A), que da el alcance r de la pala en función de H, t y W (véase la deducción de la fórmula en la pág. 426 del Woodruff):

"SHOVELS"

$$r = (1.25) \times \left[\left(1 + \frac{S}{100} \right) \times H - t + \frac{W}{5} \right] \quad \dots (A)$$

En esta fórmula general (A):

r = Alcance o distancia de descarga, en pies (fig. -- 11).

S = Coeficiente de abundamiento en % del volumen original (20, 30, etc.).

H = Espesor en pies del encape o recubrimiento.

W = Ancho en pies del banco o corte (tira) del encape.

t = Espesor en pies del manto de carbón bituminoso.

La fórmula general para determinar la capacidad del cucharón ("Dipper") de una "shovel", en yd^3 , es la siguiente:

$$D = \frac{(Q_c) \times (1,613) \times (H)}{(31,200) \times (L)} \dots (B) \text{ Véase su deducción en la pág. 427,, Woodruff.}$$

Siendo:

Q_c = Producción mensual requerida, en ton, de carbón limpio.

H = Espesor en pies del encape.

L = Toneladas de carbón contenidas en un acre - - - (4,047 m²).

Peso específico del carbón: desde 1.20 para el suave hasta 1.60 para el duro. Por consiguiente, el número MUF(s) requerido para la "shovel" y para un espesor H del encape, se obtiene del producto de las --- ecuaciones anteriores:

$$MUF(s) = (A) \times (B) = r \times D:$$

$$MUF(s) = \left\{ (1.25) \times \left[\left(1 + \frac{S}{100}\right) \times H - t + \frac{W}{5} \right] \right\} \times \left\{ \frac{(Q_c) \times (1,613) \times (H)}{(31,200) \times (L)} \right\} \dots (C)$$

Peso bruto en lb de una "shovel" = 745 x No. MUF(s). - Las fórmulas anteriores, a partir de la (A), se aplican a las "shovels".

"DRAGLINES"

De la fig. 12, pág. 420 Woodruff ("dragline cross section"), se deduce en la pág. 427 la fórmula (D) siguiente, que da el alcance r en función de H , t y W :

$$r = \left[0.33 H - 3.3 \right] + 1.25 \left[\left(1 + \frac{S}{100} \right) H - t + \frac{W}{5} \right] \quad \dots (D)$$

Siendo:

- r = Alcance en pies de la pluma de la dragline.
- S = Coeficiente de abundamiento (20,25,30, 35%).
- H = Espesor del encape por descapotar, en pies.
- W = Ancho en pies del corte, banco o tira del encape.
- t = Potencia en pies del manto de carbón.

La fórmula siguiente (E) se deduce en la pág.428, Woodruff, y da la capacidad del cucharón ("Bucket") en pies cúbicos de una "dragline":

$$B = \frac{(Qc) \times (1,613) \times (H)}{30,400 \times (L)} \quad \dots (E)$$

Siendo:

- Qc = Producción mensual requerida de carbón limpio, tons.
- H = Espesor en pies del encape por descapotar.
- L = Toneladas de carbón limpio contenidas en un acre.

Por consiguiente, el número MUF (d) requerido por una "dragline" y para un espesor H del encape, viene dado por el producto de las ecuaciones (D) y (E):

$$MUF(d) = r \times B, \quad \text{o sea:}$$

$$\left\{ \left[0.33 H - 3.3 \right] + 1.25 \left[\left(1 + \frac{S}{100} \right) H - t + \frac{W}{5} \right] \right\} \times \left\{ \frac{(Qc) \times (1,613) \times (H)}{30,400 \times (L)} \right\} \quad \dots (F)$$

-Peso bruto en lb de una "dragline"= $575 \times \text{No. MUF (d)}$.
Las fórmulas anteriores, a partir de la (D), se aplican a las "draglines".

111.5.3.- Ejemplo Ilustrativo.- Se estima que un manto de carbón de 6 pies de potencia (t), rendirá 7,500 ton netas de carbón limpio por acre (L). Si se descapota dicho manto con una "dragline", el ancho del corte del encape será de 80 pies (Wd); pero si se hace con una "shovel", dicho ancho será de 60 pies (Ws).

Además, se considera un ritmo promedio de producción de 83,500 ton netas de carbón limpio por mes (Qc); y los espesores del encape (H) variarán de 60 a 120 pies, de 2 en 2 pies. Para las "shovels", aplíquense las fórmulas (A), (B) y C; y para las "draglines", -- las fórmulas (D), (E) y (F).

Una computadora digital fue usada en toda la programación siguiente:

Programa A ('shovel').- La ecuación (A) fue resuelta para diferentes espesores del encape (H), entre 60 y 120 pies, con incrementos de 2 pies y para los cuatro grupos siguientes:

1er. Grupo:	El	abundamiento	se	conserva	constante,	S=20%.
2do. Grupo:	"	"	"	"	"	S=25%.
3er. Grupo:	"	"	"	"	"	S=30%.
4to. Grupo:	"	"	"	"	"	S=35%.

Programa B ("shovel").- La ecuación (B), en la cual no figura S, se resuelve para $60' \leq H \leq 120'$, con incrementos de 2'.

Programa C ("shovel").- La ecuación (C) se resuelve para $60' \leq H \leq 120'$, con incrementos de 2 pies, y para cuatro grupos:

1er. Grupo: S=20%

2do. Grupo: S=25%

3er. Grupo: S=30%

4to. Grupo: S=35%

Programa D ("dragline").- La ecuación (D) se resuelve para $60' \leq H \leq 120'$, con incrementos de 2', y para cuatro grupos:

1er. Grupo: S=20%

2do. Grupo: S=25%

3er. Grupo: S=30%

4to. Grupo: S=35%

Programa E ("dragline").- La ecuación (E), en la que no figura S, y que da la capacidad requerida del cucharón (B), se resuelve para varios espesores del encape: $60' \leq H \leq 120'$, con incrementos de 2 pies:

Programa F, ("dragline").- La ecuación (F) se resuelve para valores: $60' \leq H \leq 120'$, con incrementos de 2 pies, para 4 grupos:

1er. Grupo: S=20%

2do. Grupo: S=25%

3er. Grupo: S=30%

4to. Grupo: S=35%

11.5.4.- Resumen y Conclusiones.- Los resultados de todo este trabajo de computación (6 programas) no se dan -- por ser muy voluminosos. Tal como se muestra en la fig. 13, pág. 424 del Woodruff, existe cierta analogía entre las gráficas de los números MUF para -- "shovels" y "draglines"; en efecto, Nos. $MUF(d) \approx 1.25$ Nos. $MUF(s)$, para los mismos espesores del encape y un $S=20\%$.

Estúdiese el sistema de curvas H (espesor del encape) y r x D (No.MUF) mostradas en la fig. 14, pág. 425 - del Woodruff. Son tres curvas relacionadas con diversos espesores H del encape y representados sobre el eje de las abscisas. Las ordenadas de estas tres curvas representan respectivamente a r, D, y al peso bruto en libras de la "shovel": $745 \times \text{No. MUF}(s)$. Mediante estas tres gráficas se pueden determinar las cuatro especificaciones básicas de una "shovel" y para espesores de encape comprendidos entre 60 y 120 - pies: r, D, No. MUF(s) y su peso bruto (GMW=Gross -- Machine Weight). En efecto, si $H=90$ pies, la capacidad D del cucharón será de 52 yd^3 , el alcance r de - 144 pies, y el peso bruto de 5,540,000 lb. Análogamente, para $H=120$ pies, resultan $D=69 \text{ yd}^3$, $r=189$ pies, $GMW=9,700,000$ lb.

Toda la teoría anterior sobre "shovels" y "draglines" sirve sólo para iniciarse en el estudio de las operaciones de descapote de un manto de carbón: sin embargo, sólo la experiencia y el enfrentamiento con la - realidad darán respuestas definitivas en relación con los equipos óptimos para descapotar. El objetivo básico de la teoría anterior fue mostrar el enfoque y -

metodología a seguir, ya que dicha teoría no tomó en cuenta otras variables que intervienen en problemas reales de descapote; además, la deducción de las -- fórmulas y los ejemplos ilustrativos se basaron en - situaciones hipotéticas, no reales. Por consiguiente, es necesario tomar nota de las limitaciones de - esta teoría.

III.6.- Ruedas Excavadoras y Equipos Auxiliares de Descapote.

Las ruèdas excavadoras ("wheel excavators") son exca - vadoras continuas operadas eléctrica o hidráulicamente (ruedas alemanas), montadas sobre orugas, equipadas -- con rueda excavadora en el extremo de un brazo, y con un sistema interno de transporte: banda transportadora instalada sobre una larga pluma. Existen ruedas ale-- manas, muy usadas en Europa, y norteamericanas, usadas en el Condado de Fulton, Illinois, E.U.A. Estúdiense las págs. 428 a 432, Vol. 3, Woodfruff.

En general, las ruedas norteamericanas sólo se usan -- para remover el encape, mientras que las alemanas se - usan tanto para descapotar como para explotar el manto de carbón y restaurar la superficie del terreno. Las figuras 15 y 16 de la página 430 del Woodruff muestran una rueda alemana instalada en una mina francesa de -- lignito: produce un millón de ton anuales de lignito, para lo cual es necesario remover $7,200,000 \text{ m}^3$ de encape ("Ratio"= 7.2 m^3 de tep:1.00 ton de carbón). Los mantos de lignito varían de 5 a 20 pies de potencia y yacen bajo encapes de 50 a 100 pies de espesor. Esta rueda puede excavar hasta 100 pies de espesor de encape, de los cuales, hasta 12 pies pueden quedar debajo del piso sobre el que descansa la rueda.

Equipos Auxiliares de Descapote. - Estúdiense páginas - 432 a 434 del Vol. 3 del Woodruff.

-Descapote con bulldozer y pala: una "shovel" o "drag-line" chica y un bulldozer pueden descapotar hasta -- 60 pies de encape; el bulldozer, los primeros 10 ó 20 pies de material suelto, y el resto (40 ó 50 pies), la pala. Esta combinación se recomienda para encapes no muy compactos y cuando no se pueden efectuar inversiones iniciales fuertes.

-Descapote sólo con bulldozers: deben usarse dos como mínimo, para encapes no mayores de 35 pies de espesor, en terrenos arredondados (lomas) y con encapes fácilmente removibles.

-Tractores sobre llantas y provistos de "rippers" (desgarradores): deben usarse para remover el material suelto, flojo y de poco espesor de la parte superior del encape, y acarrearlo varios cientos de pies.

III.7.- Equipos de Excavación, Cargado y Acarreo del Carbón. Drenaje.

-Cargado del Carbón: una vez que el manto de carbón ha sido descapotado y expuesto, se excava, se carga en camiones o trailers y se transporta hasta la planta de -- lavado. Para excavar el carbón y cargarlo, se usan palas ("shovels") con cucharones desde 1 hasta 7 yd³ de capacidad. Para el acarreo del carbón, se usan desde el camión estándar de volteo de 2 ton de capacidad hasta el trailer de 110 ton. El tamaño de la caja del ca-

mión debe adecuarse o balancearse con la capacidad del cucharón de la pala: una regla práctica recomienda usar camiones cuya capacidad en toneladas sea de 4 a 6 veces la capacidad del cucharón de la pala que los --- cargará.

Los caminos para camiones con capacidades de 60 a 110 ton de carbón, y velocidades de 30 a 40 millas/hora, - deberán estar muy bien trazados, construidos y conservados, para evitar la rápida destrucción de dichos caminos, así como el desgaste excesivo de las llantas de los mismos camiones. Véanse págs. 434 a 438, Vol. 3, Woodruff.

Drenaje: una mina de carbón a tajo abierto es una verdadera presa; por cuyo motivo, deberá evitarse la entrada del agua al tajo, desviando ríos o construyendo zanjas y canales. El agua que penetre dentro del tajo -- se desalojará por gravedad y a través de canales, tuberías o alcantarillas. Como el banco crece y avanza constantemente, se recomienda el uso de bombas portátiles instaladas en piletas para la acumulación del -- agua. Está aumentando el uso de tuberías de descarga de plástico o de aluminio, debido a su ligereza y fácil instalación. Estúdiense págs. 447 a 451, Vol.3, - Woodruff.

III.8.- Restauración de los Terrenos Destruídos por la Extracción del Manto de Carbón ("Land Reclamation").

Estúdiense las páginas 446 a 447, Vol. 3, Woodruff. - A este respecto, los dos problemas principales son: -- (1) Restaurar la superficie del terreno para volverlo a utilizar después de haber extraído el manto de carbón; y (2) impedir la contaminación del agua de los --

ríos con el descargue de soluciones aciduladas.

El tipo de restauración depende de la topografía del terreno, de la naturaleza del material de recubrimiento, y de las leyes y reglamentos respectivos. Habrá casos en que el material de desecho no sea capaz de sostener la vida vegetal, sino hasta varios años después de que el intemperismo haya desarrollado suelo vegetal. En este caso, los terrenos sólo deberán rellenarse y nivelarse con bulldozers; posteriormente, se sembrarán arbustos o árboles para restaurar o reconstruir el paisaje.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- "Coal Stripping", Parte C, Cap. 1, Vol. 3 del S.D. Woodruff, Pergamon Press, edición 1966, páginas 393 a 468 (75 páginas).
- 2.- "Veinticuatro Referencias Bibliográficas", página 468 del Vol. 3 del S.D. Woodruff.
- 3.- "Sección 17", "Coal Stripping", Vol. 2 del SME-Mining Engineering Handbook, AIME de N. York, Cummins and Given, 1973.

CAPITULO IV.

EXPLOTACION A TAJO ABIERTO: Minerales Metálicos y no-Metálicos.

IV.1.- Introducción:

IV.1.1.- Principales Minerales que se han Explotado a Tajo -- Abierto.- En los E.U.A., se han explotado a cielo -- abierto las sustancias siguientes:

- 1) Carbón mineral (actualmente, 33% del total).
- 2) Minerales de cobre (casi 80% del total) y minerales de hierro (más del 90% del total).
- 3) Materiales de construcción: grava, arena, arcilla, caliza y yeso; así como barita y roca fosfórica.
- 4) Minerales de tungsteno, mercurio, cobalto, níquel, oro y plata.
- 5) Con el auge de la Energía Atómica, se espera que en un futuro próximo se incremente la explotación a -- cielo abierto de minerales de uranio y torio.

IV.1.2.- Innovaciones Tecnológicas en la Minería a Cielo Abierto.- Durante los 20 años posteriores a la terminación de la Segunda Guerra Mundial (1945 a 1965), hubo un -- aumento general de la productividad en el método de -- explotación a tajo abierto. Este aumento se debió a -- las innovaciones tecnológicas introducidas en los cuatro campos siguientes:

- 1) En el campo de los explosivos: introducción de las mezclas "ANFO".
- 2) En el campo de la perforación: introducción de la -- perforadora rotaria.

- 3) En el campo de la excavación y rezagado: incremento de la capacidad de los equipos respectivos: --- "shovels", draglines" y ruedas excavadoras ("wheel-excavators").
- 4) En el campo del acarreo: incremento de la capacidad de los camiones ("trucks").

IV.1.2.1.- Introducción de las Mezclas Explosivas "ANFO".- La mezcla ANFO: 100 lb del fertilizante nitrato de amonio granulado + 5 ó 6 lb de aceite combustible diesel, se patentó y comenzó a usarse como explosivo en marzo de 1955. Esta mezcla explosiva resultó costar casi la cuarta parte de las dinamitas, no obstante que tenía, aproximadamente, su misma potencia disruptiva y propulsiva. La introducción de esta mezcla abatió los costos por concepto de explosivos.

IV.1.2.2.- Introducción de la Perforadora Rotaria.- Antes de -- la Segunda Guerra Mundial (1939-1945), se usaban casi exclusivamente "Churn-Drills" en los bancos de -- las minas a tajo abierto, perforadoras que daban barrenos de 6 hasta 12 pulgadas de diámetro por 60 a -- 90 pies de profundidad, y a una velocidad de 15 a -- 80 pies por turno, según la dureza de la roca por -- barrenar.

Después de la Segunda Guerra Mundial, se introdujeron las perforadoras rotarias, las cuales daban barrenos de las mismas dimensiones antes señaladas -- (6" a 12" x 60' a 90'), pero a velocidades de 200 -- a 400 pies por turno. Es decir, en promedio, la perforadora rotaria resultó cinco veces más rápida que

la "churn-drill", y requería la cuarta parte de -- los operadores (mano de obra); por consiguiente, esta innovación en el campo de las perforadores tam**bién** abatió los costos por concepto de perforación o barrenación. La perforación rotaria predomina - en el descapote de mantos de carbón y en la minería del cobre a cielo abierto.

IV.1.2.3.- Incremento de la Capacidad de los Equipos de Exca-
vación y Rezagado.- Nos referimos a los equipos si-
guientes:

- 1) "Shovel": pala montada sobre orugas y con radio de giro de 360°("full-revolving"), accionada electricamente
- 2) "Dragline": pala excavadora de cucharón de arrastre.
- 3) "Wheel-Excavator": rueda excavadora muy usada en Europa en lugar de la "dragline".

Antes de 1945, para cargar carbón o minerales de cobre o de hierro, se usaban "shovels" con cucharones de 3 a 5 yd³; y para descapotar, se usaban "shovels" o "draglines" con cucharones de hasta 33 yd³. Después de la Segunda Guerra Mundial, las capacidades de dichos cucharones se incrementaron de 5 a 15 yd³, y de 33 a 180 yd³, respectivamente (5 veces); además, también aumentaron proporcionalmente las longitudes o alcances de las plumas de "shovels" y "draglines". Todo esto incrementó la capacidad de trabajo de estos equipos de excavación y rezagado y, en consecuencia, abatió los costos por dicho concepto.

IV.1.2.4.- Incremento de la Capacidad de los Equipos de Acarreo.- Después de la Segunda Guerra Mundial, las locomotoras de vapor, trolley y diesel comenzaron a ser desplazadas por los camiones ("trucks"), que podían vencer pendientes más fuertes y curvas más pronunciadas que los ferrocarriles.

Por otra parte, al aumentar la capacidad de los cucharones de las palas, fue necesario aumentar también la capacidad de los camiones que les daban servicio (un camión debe llenarse con 4 ó 6 cucharonadas de pala). Antes de 1950, se usaban camiones de 2, 5, 10, 20 y hasta 30 ton de capacidad. La revolución en el transporte con camiones se inició entre 1955 y 1960, con la introducción de camiones de 85 y 100 ton de capacidad. En 1965, se introdujo un camión de 240 ton en las minas de carbón a tajo abierto de Illinois. En 1980, en la exposición de maquinaria minera en Las Vegas, E.U.A., se mostró un camión de 300 ton de capacidad!..

En el descapote de manos de carbón, también se usan bandas transportadoras para acarrear y depositar el material estéril procedente de dicho descapote.

Resumiendo, de 1945 a 1965, la minería superficial aprovechó mejor las innovaciones tecnológicas que la minería subterránea; sin embargo, durante el resto del Siglo XX, la minería subterránea deberá aprovechar mejor los resultados de las investigaciones que se están realizando en los campos siguientes: Mecánica de Rocas (Ciencia del Subsuelo Vs. Ciencia del Espacio), Excavaciones Rápidas, Ingeniería de Sistemas, Cibernética, etc.

Por otra parte, en los E.U.A., y en todos los países industrializados y densamente poblados, el Gobierno y el público en general están ejerciendo una fuerte presión en favor de la reducción o eliminación de las explotaciones mineras a cielo abierto, porque destruyen la belleza natural del paisaje, envenenan los ríos con desechos y ácidos, y contaminan la atmósfera con partículas de polvo y gases -- de las disparadas con explosivos (campana de anti-contaminación ambiental). La supresión del Tajo, o su conversión a Mina Subterránea, eliminaría estos perjuicios y molestias.

IV.1.3.- Perspectivas Futuras de la Explotación a Tajo Abierto.

Es creencia común que el tumba a cielo abierto es más ventajoso que el tumba subterráneo, en relación con -- flexibilidad de las operaciones, costos, condiciones ambientales de trabajo, seguridad, recuperaciones y control de las leyes; sin embargo, existen muchos criaderos minerales profundos, imposibles de ser trabajados económicamente a cielo abierto.

Por otra parte, aun cuando la mineralización siga profundizando en los tajos abiertos, llega un momento en el cual aumenta tanto el volumen del material estéril por descapotar, que conviene abandonar el tajo, o introducir un método subterráneo de explotación.

Las reservas futuras de minerales de cobre se concentran en los criaderos porfiríticos de cobre, cuya explotación se hace a cielo abierto, pero que al profundizar, resultaría más económico explotarlos por métodos subterráneos: "Block-caving", etc.

Con fundamento en consideraciones técnico-económicas se puede decir, que en lo futuro predominará la explotación a cielo abierto de los yacimientos ferríferos de E.U.A.; aunque en Europa se usen con todo éxito los métodos subterráneos.

Los criaderos sedimentarios y potentes de calizas y de minerales no metálicos, se podrán explotar tanto a cielo abierto como por métodos subterráneos. Así mismo, conforme aumente el espesor del encape de los mantos de carbón y mejore la tecnología de los métodos subterráneos, disminuirá la diferencia entre los costos de explotación del carbón a tajo abierto y por procedimientos subterráneos.

Resumiendo, mientras los operadores de minas a tajo abierto puedan colocar enormes cantidades de minerales en los mercados, a costos más bajos que los operadores de minas subterráneas, continuará una fuerte tendencia hacia la expansión de la minería superficial. Sin embargo, por los motivos antes vistos, en los países industrializados y densamente poblados está creciendo la oposición hacia la minería superficial, en favor de la subterránea; por cuyo motivo, en dichos países se frenará el desarrollo futuro de la minería superficial.

IV.2.- Conceptos Básicos para la Planeación de una Mina a Tajo Abierto.-

IV.2.1.- Introducción.- Una mina a tajo abierto es una excavación hecha en la superficie terrestre para poder extraer minerales útiles o comercialmente aprovechables; para este fin, generalmente también es necesario excavar y remover grandes cantidades de material estéril o tepetate. La selección de los parámetros físicos para el diseño del tajo y para la programación de la extracción del mineral y del tepetate, constituye una compleja decisión ingenieril de enorme trascendencia económica.

IV.2.2.- Altura de los Bancos.- Se determina en función del tamaño tanto de los equipos de barrenación como de rezagado que se vayan a usar; y sobre todo, dicha altura se determina en función de la altura máxima (óptima) de excavación del brazo o pluma de la "shovel" -- por usar. En general, a mayor altura de un banco corresponde mayor eficiencia de la perforación y del rezagado, debido a que se tienen menores costos por tonelada quebrada y rezagada. En la práctica, las alturas de los bancos de las minas a tajo abierto, varían en la forma siguiente: 15', 30', 38', 50' y hasta 75 pies de altura.

IV.2.3.- Pendiente del Piso de los Bancos.- Para facilitar el drenaje durante la época de lluvias, o durante la -- temporada de deshielos, conviene dar pendientes positivas de +1% a +2% a los pisos de los bancos, en sentido tal, que el agua no se acumule, sino que tenga salida para que se aleje de las frentes o bancos de trabajo.

IV.2.4.- Ancho de los bancos e intervalo entre las "bermas".- Las "bermas" atrapan el material suelto que se desprende de las paredes de los taludes (caras de los bancos), y su ancho depende del tamaño de las palas excavadoras (shovels) y de la pendiente de trabajo de los bancos. Estas bermas pueden ser angostas (de 15 a 25 pies), o de anchos normales (de 40' a 50'), que permiten el acceso de grandes palas y tractores destinados a la limpieza de las bermas, que se dejan cada dos o tres bancos (véase la figura No.1), pág. 70.

IV.2.5.- Diseño de Caminos.- Las minas a cielo abierto requieren como mínimo un camino de acarreo, y a veces más, para poder minar el depósito hasta su parte más profunda; lo cual depende de la configuración de dicho depósito o criadero mineral. Para la construcción del camino de acarreo deberán definirse previamente su pendiente, ancho y localización.

La pendiente del camino de acarreo (dentro del rango de 8% a 12%) se determina con fundamento en las gráficas de operación (velocidad, frenado, etc.) que proporcionan las casas fabricantes de camiones o "trucks" (Wabco, Euclid, Terex). En regiones sometidas a severas condiciones climáticas (lluvias o nevadas), conviene reducir las pendientes.

El ancho del camino de acarreo dependerá del ancho de la unidad de acarreo (camión, trailer); por regla general, dicho ancho será, cuando menos, 3.5 veces el -

ancho del camión (en las curvas un poco más), según lo señalan las normas para la construcción de caminos.

La localización del camino, o del sistema final de caminos de acarreo, es la parte más difícil. En efecto, el camino definitivo deberá localizarse lo más pronto posible (si no quieren trazarse innumerables caminos temporales), bordeando el límite final de cada banco del tajo (plano horizontal), conforme dicho tajo vaya profundizando. Se puede usar un método de ensaye y error ("trial and error"), manualmente o con computadora, para poder determinar la posición y la pendiente óptima del camino, respecto al contacto mineral-tepetate del depósito, y con fundamento en la relación económica entre el tepetate removido y el mineral recuperado.

IV.2.6.- Pendiente Final del Tajo.- El diseño de la pendiente final de las paredes del tajo se basa en la resistencia mecánica de los materiales que forman dichas paredes, en la orientación de las fallas o debilidades estructurales de las rocas, en el ancho de la berma, y en consideraciones geotécnicas para el diseño de taludes.

Con frecuencia, la pendiente final del tajo queda determinada por la selección previa de ciertas alturas, anchos y pendientes de trabajo de los bancos, mas bien que por consideraciones de carácter geotécnico. En efecto, si se escoge una altura de 50 pies para los bancos (con fundamento en la pala disponible), y se decide que el máximo intervalo entre las

bermas sea de 100 pies (cada dos bancos de 50', por lo fracturado del tajo final); entonces, el ancho mínimo de la berma será de 45 pies; además, si el echado del bajo de la veta o criadero es de 75° , se concluirá que la pendiente entre las bermas no deberá exceder de dichos 75° . Por otra parte, si alojamos un camino de acarreo ("haul road") en esta pared del tajo, su pendiente final será de 52° , tal como se muestra en la fig. 1 de la página siguiente. Para definir y ratificar la estabilidad a profundidad de esta pendiente final del tajo, se requeriría un análisis geotécnico exhaustivo: mecánica de suelos y de rocas, geología estructural y geohidrología.

IV.2.7.- Construcciones e Instalaciones Superficiales.- Incluyen talleres, oficinas, quebradoras, túneles para el acarreo del mineral, tiraderos de tepetate, planta de beneficio, etc., lo cuales deberán localizarse fuera de los límites finales del tajo, y protegerse contra vibraciones y voladuras de rocas de las disparadas con explosivos.

IV.2.8.- Secuencia del Descapote y del Tumble de Mineral.- El desarrollo de una secuencia óptima para remover el tepetate y recuperar el mineral de una mina a tajo abierto, es un problema complicado y difícil, tanto desde el punto de vista técnico (ingenieril) como económico. En efecto, esta secuencia dependerá de la localización de los límites económicos del tajo, y esta localización, a su vez dependerá de la secuencia antes mencionada. Por consiguiente, este problema se -

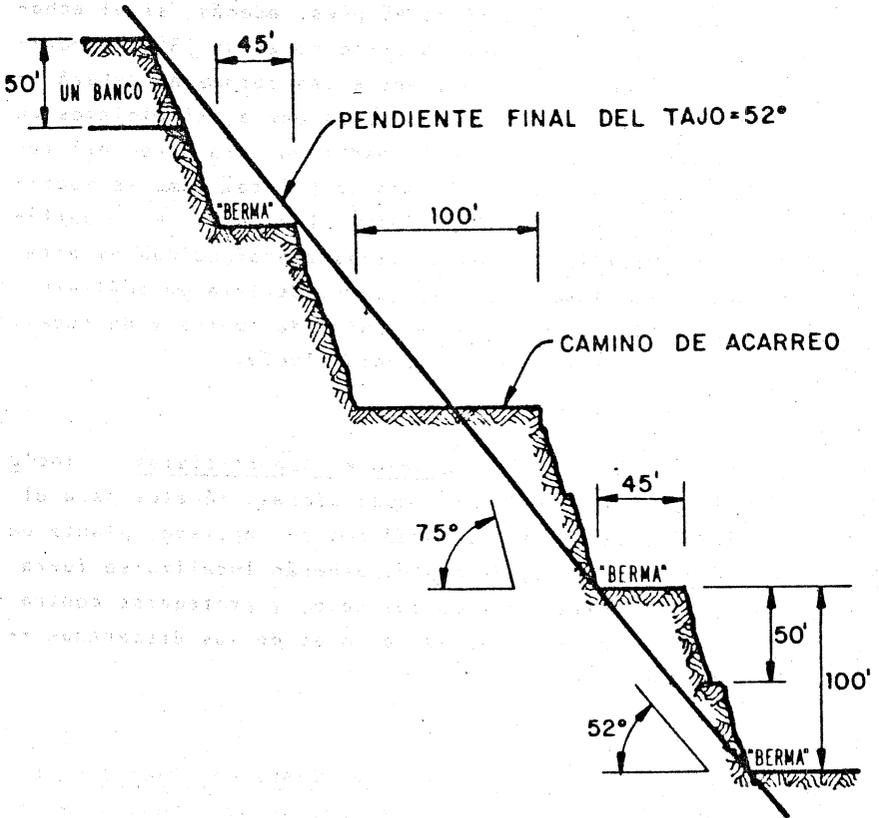


Figura 1.- Pendiente final del tajo determinada por consideraciones de carácter no geotécnico

resuelve por el método de tanteos o de ensaye y error (trial and error), con computadoras (manualmente resultaría muy laborioso optimizar) y con el uso de programas muy especializados, elaborados por expertos en la materia. Por consiguiente, para poder evaluar los resultados obtenidos, se requiere una persona con profundos conocimientos en computación y con amplia experiencia en minería a tajo abierto.

IV.3.- Exploración y Cálculo de las Reservas Geológicas.

IV.3.1.- Localización y muestreo de los barrenos de exploración.-

La localización de los barrenos de exploración dependerá de la topografía de la superficie del terreno (plana, ondulada, abrupta), así como de la naturaleza del yacimiento. Los núcleos (lingotes) de los barrenos se cortan -- longitudinalmente: una parte se ensaya, y la ótra se almacena.

Por ejemplo, en la búsqueda de carbón dentro de una cuenca carbonífera, los barrenos iniciales de exploración -- podrían formar una retícula cuadrada de 2 km por lado; -- distancia que posteriormente podría cerrarse a 1 km y, -- finalmente, a 500 m (en el área que contuviese carbón comercial). Análogamente, en la búsqueda de criaderos porfiríticos de cobre, los barrenos de exploración podrían formar inicialmente una retícula cuadrada, o de triángulos equiláteros, de 200 m de lado, distancia que posteriormente podría cerrarse a 120 m y hasta 60 m (200 pies) por lado (sobre el corazón del yacimiento). Los yacimiento

tos ferríferos del famoso "Mesabi Range" de los ---- E.U.A., se exploraron mediante barrenos espaciados - 30 m sobre las diagonales de cuadrados de 80 m de la do; pero para poder distinguir mejor las áreas por - descapotar de las zonas mineralizadas, se dieron barrenos intermedios, espaciados entre sí de 10 a 15 m.

IV.3.2.- Cálculo de las Reservas Geológicas.- Con los resultados obtenidos del análisis, descripción y ensaye de los núcleos de barrenación, se determinan las características geométricas, geológicas y mecánicas del yacimiento; incluyendo su forma, leyes, estructura, consistencia mecánica, etc.

El "inventario de la mineralización o de los minerales" se elabora o desarrolla con fundamento en los resultados de los programas de barrenación y en la topografía de la superficie del terreno; dicho inventario, deberá representar un modelo completo de la topografía y de la geología del yacimiento, así como de la distribución de la mineralización o de los valores dentro del mismo yacimiento.

Concretando, las reservas geológicas del criadero -- mineral se pueden calcular mediante los pasos siguientes:

- (1) Se elaboran los planos geológicos y las secciones geológicas (N-S y E-W) del yacimiento, así como los planos y secciones de ensaye, que muestren los tipos de rocas, la distribución de los valores, y los contornos de la zona mineralizada con

valor comercial: con leyes superiores al punto de equilibrio o ley mínima costeable (cutt off - grade), también denominada "ley de corte".

- (2) Se escoge o define la altura de los bancos (30', 40', 50', etc.) en que se subdividirá el yacimiento; se elaboran los planos y secciones geológicas, de mineralización y de ensaye de cada banco; se calculan los volúmenes del yacimiento entre banco y banco, así como las leyes promedio de cada barreno subdivididas en tramos (cada tramo de barreno corresponde a un banco).

- Si se opta por el uso de la "Computadora", se seguirá el procedimiento siguiente:

- 1) Con los registros de los barrenos de exploración, subdivididos en tramos iguales a la altura escogida para los bancos, se alimenta la computadora (con tarjetas perforadas, cintas magnéticas, etc.). En los listados elaborados por la computadora aparecerán las cuatro columnas siguientes: a) No. del Barreno; b) Sus coordenadas en tres dimensiones; c) Sus leyes; y d) sus profundidades.
- 2) Se hace un listado con computadora de los -- promedios de ensaye de los barrenos, banco -- por banco.
- 3) Se construye un modelo tridimensional del yacimiento para la computadora mediante una cu

drícula orientada de N-S y de E-W, que subdivida a dicho yacimiento en bloques o prismas de ciertos largos, anchos y alturas (las alturas serán las escogidas para los bancos): de estas últimas dimensiones se deduce el talud de trabajo de los bancos. En seguida, -- se introduce al modelo la topografía del terreno (curvas de nivel), la geología y las -- restricciones geológicas del yacimiento, el -- tepetate y la mineralización, y los ensayos -- de cada barreno subdivididos por bancos.

4) Posteriormente viene el "proceso de interpolación" para determinar las leyes en los bloques o prismas anteriores en los cuales no -- se hayan perforado barrenos. Se puede usar -- la interpolación dentro de un solo plano hori -- zontal (un solo banco), o en tres dimensiones, empleando cierto radio de interpolación (150m, etc.) y cierto ángulo de sombra (30°, etc.). Se pueden usar tres métodos de interpolación: polígonos (manual y computadora), la cuadrática de $1/D^2$ (con computadora), y Kriging (Geostadística, con computadora).

5) Con fundamento en todo lo anterior, se pueden calcular las "Reservas Geológicas del Yacimiento".

IV.4.- Diseño del Tajo Optimo. Cálculo de las Reservas Explotables.

Las leyes medias de cada banco o nivel de trabajo, va---

ciadas sobre un plano, sirven de base para el diseño del tajo, banco por banco. Para poder determinar los límites finales del tajo, así como sus reservas explotables, deben tomarse en cuenta los factores o criterios siguientes:

- (1) Criterios o Aspectos Económicos. - Se diseña un tajo que maximice el valor actual o presente de las ganancias futuras que rendirá dicho tajo; o bien, se diseña un tajo que maximice el valor neto total del criadero, sin considerar la variación del valor del dinero con el tiempo: "break-even pit". - - Este último criterio se basa en el cálculo del --- "break-even stripping ratio" (punto de equilibrio de la relación "tepetate (encape)/mineral"): - - -
 - Valor recup./ton Min. - Costo produc./ton min. ÷ Costo Descapote/ton tepetate.

$$\text{-Límite Económico de la Relación Encape/Mineral (para cierta utilidad mínima)} = \frac{\text{Valor recuperable (por ton mineral)} - \text{Costo Produc. (por ton min.)}}{\text{Ganancia Mínima por ton mineral.} + \text{Costo de descapote/ton de tepetate.}}$$

Nota. - El costo de producción incluye todos los costos (hasta metal refinado), a excepción del costo de descapote. Conviene desarrollar un modelo económico tridimensional, calculando el valor neto (positivo o negativo) de cada bloque de dicho modelo, según su localización dentro del tajo. El uso de estos modelos requiere la aplicación de computadoras.

$$\text{-Límite Económico de la Relación Encape/Mineral} = \frac{\text{Costo/ton de Mineral por Mét. Subterráneo (4)} - \text{Costo/ton de Mineral por Tajo Abierto (1)}}{\text{Costo de Descapote/ton de tepetate (1)}}$$

- (2) Criterios Físicos.- Después de haber determinado las relaciones de descapote ("stripping-ratios") económicamente permisibles, deberá definirse la pendiente final del tajo (45°, 50°, etc.). Esta pendiente deberá ser la máxima posible, a condición de que permanezcan estables (durante la vida de la mina) las paredes del talud final del tajo (problema geotécnico).

En efecto, para estimar las pendientes finales del tajo, deberán considerarse la localización, la orientación y las características de las estructuras geológicas; la experiencia operativa con tajos; las técnicas de mecánica de suelos y de mecánica de rocas; la posición del nivel freático y los problemas geohidrológicos potenciales; además, deberá tomarse en cuenta la variable tiempo: bancos muy "parados" pueden sostenerse algunos meses, y hasta años, lo que permitiría la rápida extracción del mineral.

Establecidos los parámetros básicos para el diseño del tajo, la configuración geométrica del tajo óptimo (banco por banco) se podrá desarrollar aplicando técnicas manuales o con computadora, dependiendo del tamaño del yacimiento, del grado de exactitud deseada, del tiempo requerido, y de la disponibilidad de la computadora.

Es decir, las áreas susceptibles de ser minadas económicamente se determinan con apoyo en ciertos parámetros: pendiente final del tajo (45°, 50°, etc.), cos-

tos totales de operación, leyes mínimas costeables (puntos de equilibrio) de las sustancias comercialmente aprovechables, y sus precios, recuperaciones de dichas sustancias, etc.

Se estima el valor económico de cada bloque (positivo o negativo) en que se subdivide el yacimiento. Además, cada bloque deberá pagar la extracción de todos los bloques que le queden arriba (sección por sección), y considerando el ángulo del talud final del tajo (45° , 50° , etc.). En esta forma, se determinará (con computadora) cuales bloques se sacarán y cuales no, y se irá configurando el límite final del tajo óptimo, banco por banco, al ir avanzando a través de todo el depósito por el método del "Cono Invertido Ascendente", o mediante la aplicación del "Algoritmo de Learch y Grossman".

Con fundamento en todo lo anterior, se corre en computadora el programa respectivo (muy sofisticado o especializado), y se calculan las "Reservas Explotables" de cada banco o nivel del tajo, y de todo el "Tajo"; así mismo, se calcula el volumen de tepetate por descapotar y la relación mineral a tepetate.

IV.5.- Planeación Óptima de la Producción.

A la luz de todo lo anterior, y con apoyo en otra serie de parámetros (pendiente de trabajo de cada banco, ritmo diario de producción, tipo y tamaño de los equipos, etc.), se determinan por bancos los planos y los programas de producción (tonelajes y leyes) a corto (un mes), mediano (1 a 5 años) y largo plazo (5 a 20 años), e incluyendo -

mineral producido y tepetate descapotado. Para el control del material tumbado (banderas), se ensaya cada uno de los barrenos de voladura.

Se consideran como reservas expuestas de mineral, aquellas con dos caras descubiertas, o aquellas fáciles y rápidamente descubribles. Para tal efecto, es conveniente determinar el volumen óptimo del tepetate por remover en relación con el requerimiento de palas ("shovels") para este único y exclusivo fin:

IV.6.- Ciclos de Trabajo en una Mina a Tajo Abierto, y Selección de Equipos.

La relación de descapote (tons tepetate a tons mineral) varía desde 0.25:1.00 (minas chicas de cobre o de hierro) hasta 2.00:1.00 (minas grandes). Por ejemplo, si el costo de minar 1 ton por "block caving" fuese igual al costo de minar 4 ton a cielo abierto; entonces, resultaría económico minar a cielo abierto aquellos criaderos cuya relación de descapote no excediese de 3 ton tepetate: 1 ton mineral.

Por otra parte y a guisa de ejemplo, al arrancar las operaciones, existe cierta correlación entre las actividades de descapote y el ritmo de producción de minerales de cobre o de hierro:

Operaciones de Descapote (primeros 4 Años)	Minerales de Cu o Fe, Ritmos de Producción
Al finalizar el 1er. año de operac. descapote	0 (cero)
Al finalizar el 2do. año " " "	25% de la produc. planeada
Al " " 3er. " " "	75% " " " "
Al " " 4to. " " " (*)	100% " " " "

(*) Al finalizar el 4to. año de las operaciones de descapote, o un poco antes, ya se ha logrado remover - el 30% del volumen total de tepetate por descapotar.

En una mina a tajo abierto, se distinguen los cuatro -- "ciclos de trabajo" o de operaciones mineras siguientes:

- Perforación o Barrenación (primaria y secundaria).
- Voladura o Disparado con Explosivos.
- Limpia ("cargado" o "rezagado") o levantamiento del material tumbado con explosivos: mineral y tepetate.
- Acarreo del mineral y del tepetate.

IV.6.1.- Perforación y Perforadoras.- La altura y el ancho de -- los bancos se diseñan para maximizar la eficiencia del -- tumbe (perforadoras-explosivos) y de la excavación y -- limpia con palas ("shovels"). La altura de los bancos en las minas de cobre a tajo abierto varía, generalmente, de 25 a 60 pies.

IV.6.1.1.- Perforación.- En general, para fragmentar con explosivos rocas duras, se usan barrenos de pequeños diámetros (3 a 6 pulgadas), relativamente cercanos entre sí (6 a 12 pies de c.a.c.), y poco profundos (menos de 20 pies); en cambio, para fragmentar rocas menos duras, o fáciles de volar con explosivos, se usan barrenos de diámetros más grandes (9 a 12 pulgadas), -- más espaciados entre sí de c.a.c. (30 pies a 50 -- pies), y más profundos (30 a 60 pies). Véanse ejemplos prácticos de plantillas de barrenación, o de tra

zo de barrenaciones en una mina a tajo abierto.

IV.6.1.2.- Tipos de Perforadoras.- La "Churn-Drill", que generalmente daba barrenos de 6 a 9 pulgadas de diámetro, por 60 a 90 pies de profundidad, y a velocidades de 15 a 80 pies por turno, dependiendo de la dureza de la roca por perforar, se usó antes de la 2da. Guerra Mundial en casi todas las minas a tajo abierto. Posteriormente, la "churn-drill" ha sido sustituida por otras perforadoras, rotarias y de percusión, de mucha mayor velocidad de penetración (5 veces). Actualmente, se usan los cuatro tipos de perforadoras siguientes:

-Perforadoras Rotarias.

-Perforadoras "Dentro del Barreno": "Down the Hole Drills".

-Perforadoras de Carro sobre Ruedas: "Wagon-Drills".

-Perforadoras de Soplete: "Jet Piercing Machines".

Las perforadoras rotarias, indicadas para rocas blandas o de dureza normal, montadas sobre orugas (Bucyrus-Erie) o camiones (Ingersoll-Rand), con brocas tricónicas y accionadas por aire comprimido, pueden dar barrenos desde 5 hasta 15 pulgadas de diámetro. El material removido (the cuttings) de estos barrenos de voladura se puede ensayar para el control del material tumbado: mineral o tepeta-te.

Las "Down the Hole Drills" (D.H.D.), indicadas para rocas muy duras, son perforadoras neumáticas de

percusión, cuyo mecanismo de percusión penetra dentro del barreno y está directamente acoplado a la broca, lo que elimina pérdidas de la energía percusiva, así como roturas de la barrena de perforación (inexistente). Puede dar barrenos de 5 a 8 pulgadas de diámetro. Esta perforadora "DHD" deberá usarse en rocas demasiado duras y cuya barrenación con rotaria resultaría anti-económica.

Las perforadoras "Wagon-Drills", perforadoras pesadas y montadas en carros sobre ruedas (llantas), indicadas también para rocas muy duras, son perforadoras de percusión con brocas y barrenos convencionales, y pueden dar barrenos de 3 a 6 pulgadas de diámetro.

Las perforadoras de jet o de soplete (jet-piercing-machines), indicadas para rocas extremadamente duras, como son los minerales de hierro del Mesabi Range (Minnesota, E.U.A.) conocidos bajo el nombre de "taconitas": pedernales o rocas sílico-ferruginosas con dureza de hasta 600 Brinell (más duras que la mayoría de los aceros, y casi tan duras como el carburo de tungsteno!). Una flama de oxígeno y aceite combustible (soplete) actúa en el fondo del barreno (4,500°F) junto con una regadera de agua fría. -- El calentamiento y enfriamiento bruscos (torrefacción) fracturan la roca en escamas que son extraídas del barreno por la corriente de los vapores y gases de escape. Se pueden dar barrenos de 6 a 12 pulgadas de diámetro, y de hasta 50 pies de profundidad, a velocidades de 4 a 10 pulgadas/minuto; la velocidad media es de 20 pies por hora.

IV.6.2.- Voladura o Disparado con Explosivos.- Estúdiense las teorías de la reflexión y de la craterización sobre el fracturamiento de las rocas con explosivos, en las páginas 477 a 482 del Vol.3 del S.D. Woodruff.

Experimentos recientes indican que el fracturamiento de las rocas producido por una carga de explosivos confinados dentro de un barreno, se debe a las ondas de esfuerzos de tensión que se reflejan de la superficie libre de la roca, y no al empuje violento producido -- por la brusca expansión de los gases, como se creía anteriormente. Véanse las figs. 5 y 6, pág.478, Vol.3, Woodruff.

En efecto, la detonación de una carga explosiva confinada dentro de un barreno, genera súbitamente grandes -- cantidades de gases a alta temperatura y presión; presión que produce una onda de esfuerzos de compresión -- que se expande radialmente e incide en la superficie libre de la roca, de donde se refleja en forma de una onda longitudinal de esfuerzos de tensión. Como el esfuerzo de ruptura a la tensión de las rocas es menor -- (10 a 100 veces) que su esfuerzo de ruptura a la compresión, la onda reflejada de esfuerzos de tensión va fracturando la roca a la tensión, desde la superficie hasta el fondo del barreno, conforme dicha onda penetra dentro de la masa rocosa.

Estúdiense también la teoría de la craterización mostrada en la fig. 7, pág.480, Vol.3, Woodruff.

Con fundamento en las teorías del fracturamiento de las rocas, se han desarrollado fórmulas empíricas para diseñar plantillas de barrenación que arrojen voladuras eficientes con explosivos; es decir, el bordo y --

el espaciamiento entre barrenos y entre sus hileras, dependerá del diámetro y profundidad de dichos barrenos, de la naturaleza de la roca por quebrantar, y de las características del explosivo por usar.

Ejemplo del Patrón de Barrenación

-Banco de trabajo: su altura (altura máxima que alcanza el bote o cucharón de la pala), que se relaciona con el diámetro del barreno.

-Bordo (B): distancia entre la cara libre del banco y la primera hilera de barrenos: $B=3\phi$, para $6" < \phi < 9"$. Dado lo complejo del fracturamiento de la roca, ninguna fórmula puede proporcionar valores exactos, ya que es indispensable efectuar pruebas de campo para optimizar el bordo bajo las condiciones de operación reales. Este bordo es igual a la distancia entre las hileras sucesivas de barrenos.

-Separación entre barrenos de una misma hilera (S): varía desde 1.0 hasta 1.5B, según se trate de material de aluvión o rocoso (promedio, $S=1.20B$).

-Sub-perforación (SP), Sub-barrenación (SB) o Subgrado

(J): varía desde 0.0B hasta 0.40B (promedio, $SP=0.30B$).

-Profundidad del Barreno=altura del banco + SP.

Una mezcla de 100 lb de nitrato de amonio granulado con 5 a 6 lb de aceite combustible (mezcla ANFO) es el explosivo más usado en la actualidad. Como "cebos" (primers) se usan dinamita o cañuela detonante (primacord): una libra de cebo por cada 150 lb de mezcla ANFO, en barrenos secos; y una libra de cebo, por cada 50 lb de mezcla, en barrenos húmedos. Véase cua

dro No. 3, pág. 483, y figs. 8 y 9, pág. 484, Vol. 3, Woodruff.

IV.6.3.- Limpia o Levantamiento del Material Tumbado. En las minas medianas a tajo abierto de cobre, tanto el mineral como el tepetate son levantados con "shovels" cuyos cucharones son de 4 a 6 yd³ de capacidad (3,000 a 6,000 ton/turno); en las minas más grandes, se usan palas con cucharones de 8 a 16 yd³ de capacidad, y que levantan de 8,000 a 15,000 ton/turno.

IV.6.3.1.- Fórmulas que dan la producción estimada de una pala, y que relacionan a las palas con los camiones.

Las fórmulas siguientes incluyen todos los factores correctivos que permiten pasar de la producción teórica a la real, según las condiciones que prevalezcan en cada operación minera a tajo abierto. Estos factores correctivos se obtienen mediante pruebas físicas de campo, estudios de tiempos y movimientos, investigación de operaciones y análisis de sistemas, y son válidas tanto para "shovels" como para "draglines":

-Fórmulas para Estimar la Producción de las Palas:

Material Quebrado o Suelto (loose-measure) en yd³/hora = $\frac{3,600 (Cd)(E)(F)(D)(A)}{Ts} \dots (1)$

Material in Situ (bank or solid Measure) en yd³/hora = $\frac{3,600 (Cd)(E)(F)(D)(A)(S)}{Ts} \dots (2)$

Ts

- Fórmulas que Relacionan Palas con Camiones:

No. Cucharones Pala Requeridos
para llenar un camión $= n = \frac{C_t}{(C_d)(F)} \dots (3)$

Tiempo corregido
para el ciclo completo del camión $= T_t = \frac{\frac{d_h}{V_1} + T_1 + \frac{d_r}{V_2} + T_2}{E} \dots (4)$

No. de Camiones Requerido para dar servicio a cada pala
 $= 1 + \frac{60 (T_t) (A)}{(n) (T_s)} \dots (5)$

Explicaremos el significado de cada variable o literal:

3,600=número de segundos en una hora.

T_s =Tiempo promedio en segundos que tarda un ciclo completo de la pala, para un ángulo de giro de 90°. Véanse cuadros 16 y 17, pag.-- 505 y 506, Vo.3, Woodruff: "Guías para la -- Selección de Shovels y Draglines".

C_d =Capacidad en yd^3 del cucharón o bote de la pala (shovel o dragline).

C_t =Capacidad en yd^3 de la caja del camión.

D =Factor correctivo, cuando la pala trabaje -- en un banco cuya altura (o profundidad) en pies sea diferente a la óptima (la que arroja la producción máxima para cada tamaño de pala y tipo de material). Véanse cuadros 13 y 14, pág.502 y 503, Woodruff.

En la práctica, casi siempre se procura que $D=1.0$, mediante el diseño óptimo de la altura de los bancos (se logran óptimas condiciones de rezagado).

- E =Factor de eficiencia del equipo (E_1), de la gerencia y de la mano de obra (E_2), que reduce el tiempo teórico a real. Véase el fondo de la pág. 497, y los cuadros 7 (E_1), 8 (E_2) y 9 ($E=E_1 \times E_2$), pág. 498 y 499, Vol. 3, Woodruff. Valor promedio de $E=0.52$.
- F =Factor de eficiencia del llenado del cucharón (95% a 110%, material fácil; 40% a 75%, material duro y difícil). Véanse cuadros No. 11, pág. 499; No. 12, pág. 501; No. 16, pág. 505, Woodruff.
- S ="Swell factor (coeficiente de abudamiento): aumento de volumen cuando el material in situ se convierte en quebrado. Véase el cuadro 15 de la pág. 504: proporciona pesos específicos de diferentes materiales, etc.
- V_1 =Velocidad media de acarreo en pies/min (camión lleno).
- V_2 =Velocidad media de regreso en pies/min. (camión vacío).
- d_h =Distancia de acarreo de ida, en pies.
- d_r =Distancia de regreso, en pies.
- n =No. de cucharones pala requeridos para llenar un camión.
- T_t =Tiempo corregido aproximado para un ciclo completo del camión, en minutos.
- T_1 =Tiempo de giro y volteo del camión, en minutos.
- T_2 =Tiempo de reposo del camión, en minutos.
- A =Factor de corrección por ángulo de giro de la pala (shovel o dragline) diferente de 90° . --

Véase cuadro 14, pág. 503, Woodruff (Ts se da para 90°), que también da la corrección combinada D x A.

El problema de seleccionar el tamaño más adecuado de una pala para una producción dada, se simplifica con el uso de los cuadros Nos. 16 y 17, pág. 505 y 506 del Woodruff, combinados con los factores correctivos antes vistos y determinados prácticamente en el campo para cada caso particular.

Una vez seleccionado el equipo de rezagado (shovels o draglines), se determina el número de camiones requerido para darles servicio. En la práctica se ha encontrado que la relación que arroja los mejores resultados es la siguiente: capacidad caja camión = 4 a 6 veces capacidad cucharón pala.

Para ilustrar el uso de las cinco fórmulas últimamente establecidas y de los cuadros respectivos del Vol.3 del Woodruff, se resolverán los dos problemas siguientes.

Problema Ilustrativo No.1.- Determinése la producción "in situ" y en yd^3 ("bank measure out put") por hora de una pala ("shovel") con cucharón de $2.5 yd^3$ de capacidad, que opera en un banco de tierra común (common earth) de 9 pies de altura.

El banco o corte es angosto, por cuyo motivo, el cargado del camión requerirá un ángulo de giro de la pala de 180° . La eficiencia operativa del equipo es buena (good) y la de la gerencia y mano de obra son regulares (average).

Solución del Problema:

Producción in situ
en yd^3/hora $= \frac{3600 (Cd)(E)(F)(D)(A)(S)}{T_s} \dots (2)$

- (1) $Cd=2.5 \text{ yd}^3$ (capacidad del cucharón de la shovel).
- (2) Eficiencia operativa del equipo (good: cuadro -- 7, pág.498), $E_1=0.90$
- (3) "Average Job Management Efficiency" (cuadro 8, -- pág.498), $E_2=0.85$
- (4) Factor combinado de eficiencia (cuadro 9, pág.-- 498), $E=E_1 \times E_2=0.765$
- (5) % de abundamiento (earth, cuadro 15, pág.504), -- 25% = 0.25
- (6) Swell factor (cuadro 15, pág. 504), $S= \frac{1.00, S=0.80}{1.25}$
- (7) Altura óptima banco para "common' eearth" (cuadro 13, pág.502) = 11.2 pies.
- (8) Un banco de 9 pies de altura es 80% (80.36%) -- del óptimo (shovels, cuadro 14, pág.503), por lo tanto, $D = 0.98$ (ang. 90°).
- (9) Corrección por ángulo de giro de 180° y para banco de altura óptima (100%), cuadro 14, pág. 503, shovels: $A= 0.71$
- (10) Combinación de los factores $(DA)=0.98 \times 0.71 = 0.69$
- (11) Condiciones de excavado fáciles (easy digging, -- cuadro 12, pág.501), $F=1.0$, ya que varía de 0.95 a 1.10.
- (12) Tiempo del ciclo completo de la pala en segundos para excavación fácil, cuadro 16, p. 505, $T_s=18\text{seg.}$

Sustituyendo valores en la fórmula (2) se obtiene:

$$\text{Producción in Situ} = \frac{(3600)(2.5)(0.77)(1.0)(0.98)(0.71)(0.80)}{(18)} = 214, \text{ yd}^3, \text{ por}$$

hora. Este resultado final es más exacto que el valor dado por la tabla 16, pág. 505, Vol.3, Woodruff (304 yd³/hora), valor aproximado y que sólo deberá servir como guía preliminar.

Problema ilustrativo No.2.- Si suponemos un tiempo -- corregido aproximado para el ciclo completo del camión igual a 15 minutos (T_t), calcúlese el número requerido de camiones de 10 yd³ de capacidad para servir eficazmente a la pala del problema ilustrativo No.1.

Solución:

$$\text{No. de Camiones por pala} = \frac{1+60 (T_t) (A)}{(n) (T_s)} \dots (5)$$

$$\text{siendo } n = \frac{C_t}{(C_d)(F)} = \text{No. de cucharonadas/camión. (3)}$$

Explicación de cada factor:

- (1) (C_t) = Capacidad de la caja del camión = 10 yd³.
- (2) (C_d) = Capacidad cucharón pala = 2.5 yd³.
- (3) (F) = Factor de eficiencia de llenado del cucharón = 1.0

$$\text{Luego, } n = \frac{10}{(2.5) \times (1.0)} = \frac{10}{2.5} = 4 \text{ cucharonadas/camión.}$$

- (4) (T_t) = Tiempo corregido del ciclo completo camión = 15 min.
- (5) (T_s) = Tiempo ciclo pala (cuadro 16) = 18 seg.
- (6) (A) = Corrección por ángulo de giro (cuadro 14) = 0.71.

Por consiguiente:

$$\text{No. camiones por pala} = 1 + \frac{(60)(15)(0.71)}{(4)(18)} = 1 + 8.9 \approx 10 \text{ ca-}$$

miones.

Nota.- Los cálculos anteriores sólo dan respuestas -
preliminares a los operadores mineros.

IV.6.4.- Acarreo del Material Tumbado (Mineral y Tepetate).- El acarreo o transporte del mineral y del tepetate se puede hacer con ferrocarriles, camiones, bandas transportadoras o "skips".

El acarreo con ferrocarril resulta apropiado para pendientes menores de 3% y distancias mayores, en general, de 2 a 3 km. Se usan góndolas de 50 a 80 ton de capacidad, tiradas por locomotoras de trolley, o diesel --- eléctricas, de 1,200 a 1,750 hp, en minas grandes y a tajo abierto de cobre.

El acarreo con camiones (trucks) se recomienda para pendientes mayores de 3% y menores de 15% (entre 8% y 12%) y distancias promedio entre 200m y 2km. En el mercado existen camiones grandes (marcas Wabco, Euclid, Terex), de 34,40,45,50,60,65,70,90,100,120 y hasta de 240 toneladas cortas de capacidad. Véanse págs. 58 a 67 del -- E&MJ, número correspondiente al mes de Mayo de 1972.

El acarreo con bandas transportadoras es el indicado -- para pendientes mayores de 15° y menores de 25° a 30° - - (comienza a rodar el material quebrado sobre la banda). Las bandas transportan el mineral del fondo del tajo -- hasta la tolva de gruesos de la planta de beneficio. - Como las bandas no son apropiadas para transportar - -

piedras grandes (gabarros o faldones) mayores de un pie, es necesario instalar una quebradora en el fondo del tajo, que triture los grandes fragmentos de roca, antes de ser cargados sobre la banda.

El acarreo con "skips" (botes, chalupas, etc.) se recomienda para pendientes mayores de 20° a 25°. El material tumbado se "mantea" (extrae) de tajos angostos y profundos dentro de skips que deslizan sobre rieles, ahorrándose varios km de desarrollo de vías de FF.CC. o de caminos, requeridos para remontar el tajo. Véanse páginas 523 y 524, Vol. 3, Woodruff.

IV.7.- Ejemplos Típicos de Minas Chicas, Medianas y Grandes.

Citaremos los casos siguientes:

(1) La "Copper Butte Mine", ejemplo de mina pequeña, - estaba ubicada 10 km al poniente de Ray, Arizona, EUA, y durante sus primeros 20 años de operación produjo 125,000 ton de mineral con 3% de cobre, que se embarcaba directamente a la Fundición de Hayden, Arizona. En la mina trabajaban de 6 a 8 hombres por día, y se usaban dos compresoras portátiles, una "wagon drill", un tractor con cucharón de $1\frac{1}{8}$ yd³, y 5 camiones - de 6 ton.

Esta mina producía 20 ton/día (500 ton/mes) de minerales de cobre (entre 2.5 y 3.0 ton/hombre-turno).

(2) "The Copper Cities Mine" (Mina y Concentradora), - ejemplo de una mina mediana, de la Miami Copper Co., estaba ubicada 5.6 km, al norte de Miami, Arizona. - En esta mina, las reservas de minerales de cobre se estimaron en 43 millones de ton, y en 34 millones - de ton el volumen de tepetate por descapotar; de --

estas últimas, 20 millones de ton tuvieron que --
removeirse antes de iniciar la producción. En las
operaciones mineras trabajaban 65 hombres, quienes
producían diariamente 12,000 ton de mineral y ----
8,000 de tepetate.

Con perforadora rotaria se daban barrenos vertica--
les de 9 pulgadas de diámetro, que se profundiza--
ban 6 pies debajo de la pata o piso de los bancos
de 45 pies de altura (prof. de los barrenos =51 pies);
estos barrenos se espaciaban entre sí de 25 a 30 --
pies, a lo largo de hileras que distaban entre sí -
de 35 a 40 pies (misma dimensión del bordo).

La perforadora rotaria barrenaba, en promedio, 460
pies por turno (9 a 10 barrenos). Se tumbaban 85 -
tón por pie de barreno, y 7 ton para cada libra de
explosivos.

Además, se disponía de una perforadora rotaria de -
9" diámetro, de 3 palas eléctricas de 5 yd³, de 7 -
bulldozers, y de 8 camiones de 40 ton para el aca--
rreo de mineral y tepetate. La mina contaba con --
una concentradora con capacidad de 12,000 ton/día
de minerales de cobre.

- (3) La mina de Morenci, Arizona, ejemplo de mina gran--
de, de la Phelps Dodge Corp., inició sus operacio--
nes en 1937. El cuerpo mineralizado era de sección
elíptica (2km de eje mayor por 1.6 km de eje menor);
el espesor medio del encape era de 216 pies, y el -
máximo de 500 pies. De 1937 a 1941 (4 años) se re--
movieron 49 millones de ton de tepetate de encape, -
y el yacimiento quedó listo para iniciar su produc--

ción en 1942. Para el mes de Septiembre de 1956 - (15 años de operaciones productivas), ya se habían removido 420 millones de ton de tepetate y 205 millones de ton de minerales de cobre (alrededor de 14 millones /año). Posteriormente, siguió produciendo a razón de 52,000 ton/día.

Con perforadoras rotarias se daban barrenos de -- 12" de diámetro, a lo largo de las crestas de los bancos de 50 pies de altura; la altitud sobre el nivel del mar de estos bancos varía desde 5650 pies hasta 4350 pies s.n.m. (26 bancos de 50' = 1,300 pies; 396 m de profundidad del tajo!).

Veinte palas eléctricas (shovels) de 5 a 9 yd³ se usaban para cargar diariamente 52,000 ton de mineral y 118,000 ton de tepetate, en góndolas de FF.CC. de 43 yd³ (60 ton), o en camiones de 25 a 35 ton. - En las operaciones mineras trabajaban alrededor de 1,000 hombres.

- (4) Véanse páginas 532 y 533, Vol.3 Woodruff, sobre barrenación, voladura, rezagado y acarreo en "The Mission Mine", de la ASARCO, y ubicada muy cerca de Tucson, Arizona.
- (5) Sobre las operaciones mineras a gran escala y a tajo abierto, de la "Duval Sierrita Corporation", en Arizona (minas de San Manuel y de Sierrita), diremos lo siguiente (año de 1975):
-Producción: 90,000 ton/día, con 0.35% Cu y 0.036% Mo.

- Perforadoras: 6 rotarias; dan barrenos de 12'-1/4 x 59' prof.
- Palas (shovels): 9 de 15 yd³ y 1 de 25 yd³.
- Camiones (trucks): 38 de 120 ton, 14 de 150 ton, 1, de 200 ton.
- Bulldozers : 12. Las palas de 15 yd³ llenan con 6 pases los camiones de 120 ton.
- Relación tepetate a mineral: 2:1
- Bancos: de 50' altura x 50' ancho.
- Pendiente final del tajo = 45°
- Plantilla de barrenación: barrenos de 12 1/4 pulg. de diámetro x 50' de prof., distantes 12' entre sí, sobre hileras espaciadas 15 pies (igual al borde).
- Explosivo usado: mezcla ANFO.
- Voladura con explosivos: Se disparan 40 barrenos, - que necesitan 75,000 lb de explosivos (1,875 lb lb por barreno) y producen 200,000 ton de mineral quebrado (5,000 ton/barreno).

(6) Unidad La Caridad, de Mexicana de Cobre, S.A., ubicada 20 km al SE de Nacoziari, Sonora (1984):

- Altura de los bancos = 15.0 m (50 pies).
- Sub-perforación o sub-barrenación = 1.50 a 2.00 m (5' a 6').
- Patrón de barrenación = 8.0m x 10.0m (barrenos de 12 1/4 pulg. Ø).
- Equipos de perforación: 4 perforadoras rotarias - Bucyrus-Erie-60R con brocas tricónicas que barrenan unos 4,800 m/broca, y que se requieren unas 50/año.
- Explosivos: (145.3 gr. nitrato + 7.7 gr. tóvex) por ton quebrada.
- Equipos de rezagado: 8 shovels de 16 yd³, marca - -

P&H-2100 BL.

- Equipos de acarreo: 47 camiones WABCO DE 120 ton - (s.t.).
- Ritmo de producción planeado para 1984: 72,000 -- TMPD de mineral con 0.75% Cu: 25,200,000 ton/año. 52,000 TMPD de Tepetate:18,100,000 Ton/año.
- Relación mineral a tepetate 1.00:0.72 tepetate.

IV.8.- Ejemplo de Cálculo de Costos en una Mina a Tajo Abierto.

El cuadro No.38 de la página 534, Vo.3, Woodruff, tabula los costos de la mina a cielo abierto, "The Berkeley Pit", de la Anaconda Copper Co., ubicada en Butte, Montana, EUA. Véanse también las páginas 293 a 298 del -- "SME-AIME-Mining Engineering", correspondiente al mes de Marzo de 1959. En el cuadro de costos siguiente, el renglón más alto es el relativo a acarreo (haulage): -- The Berkeley Pit, Butte, Montana, E.U.A.:

<u>C o n c e p t o s</u>	Costo en Dls., Mon. Amer., por ton Minada, año de 1959.	
	<u>Dólares</u>	<u>Porcentajes</u>
Barrenación y Voladura (7)	\$ 0.018	5.0%
Rezagado con palas eléctricas (6)	0.024	6.5
Acarreo en camiones, incluyendo caminos (1)	0.098	27.4
Trituración, bandas y cargado del mineral (8)	0.012	3.3
Gastos Varios (5)	0.036	10.0
Gastos Generales (4)	0.041	11.4
Amortización (3)	0.062	18.0
Costos de desarrollo y explotación (2)	0.066	18.4
Costo Total por Tonelada	\$ 0.357 =====	100.0 % =====

A la fecha (1985), estos costos posiblemente serían el doble (costos Mina/ton minada \approx \$0.70 U.S.Cy). Es decir, 75% de los costos de "The Berkeley Pit" los absorben el acarreo, las obras de desarrollo y explotación, la amortización, y los costos generales; 15% de los costos del mismo tajo corresponden al rezagado con palas, a barrenación y voladura, y a trituración y bandas; el 10% restante del costo total corresponde a gastos varios.

IV.9.- Exploración, Cálculo de Reservas, Diseño del Tajo Óptimo y Planeación de la Producción de la Mina La Caridad, Nacozari, Sonora. (*).

IV.9.1.- Introducción.- El yacimiento "La Caridad" fue explorado en 1965 y 1966 por el Consejo de Recursos Naturales no Renovables y, posteriormente (1968), por Mexicana de Cobre, S.A.; se trata de un criadero porfirítico de cobre que arma en pórfidos monzoníticos de cuarzo y en pegmatitas, y cuyos minerales con valor comercial son la calcocita ($Cu_2 S$) y la molibdenita ($Mo S_2$).

(*) Este tema es un resumen de una comunicación verbal del Ing. Manuel Calderón Cárdenas.

IV.9.2.- Exploración.- El patrón original de exploración consistió en barrenos de 6" de diámetro dados en las esquinas de triángulos equiláteros de 200 m de lado; posteriormente, y ya dentro del yacimiento "La Caridad", los barrenos se cerraron (acercaron) a 120 m -

y hasta 60 m. De los 320 barrenos perforados (el de máxima profundidad alcanzó 467 m), 187 se dieron dentro del yacimiento, 36 en sus alrededores, y 97 fuera del depósito mineral; 88%, fue la recuperación media en estos barrenos, cuyo número total fue suficiente - (óptimo) para obtener una cifra confiable de las reservas.

Posteriormente, se elaboraron planos y secciones geológicas (N-S y E-W), así como planos y secciones de mineralización y de ensaye, banco por banco de 15 m de altura; en seguida, se hizo la interpolación $(1/D^2)$, usando radios de interpolación de 150 m y ángulos de sombra de 30° para calcular leyes en zonas (bloques) localizadas entre barrenos.

IV.9.3.- Cálculo de las Reservas Geológicas.- Manualmente se procedió en el orden siguiente: (1) elaboración de secciones geológicas con tipos de rocas y mineralización de cobre; (2) determinación de la altura de los bancos en que se subdividió el criadero (50 pies = 15m): 15 bancos arriba y 15 debajo de la cota 1500 m.s.n.m.; (3) elaboración de planos geológicos y de mineralización de cada banco; (4) cálculo del volumen del yacimiento entre banco y banco; (5) leyes - promedio de cada barreno por banco de 15m de altura.

Con computadora se siguió el orden siguiente: (1) - con tarjetas, cintas, etc., se alimentó la computadora (No. del barreno, sus coordenadas, leyes y profundidades); (2) se hizo un listado con computadora por bancos, y se desarrolló un modelo tridimensional del yacimiento "La Caridad", subdividiéndolo en rectángulos de 38.1 m x 38.1 m x 15.0 m, y usando la -

escala de 1:3,000 (1 pulg.=250 pies); el talud de --
trabajo resultó de $21^\circ: 15 \text{ m} \div 38.1 \text{ m}$; (3) se intro-
dujo en el modelo la topografía del terreno, la dis-
tribución de mineral y del tepestate, y las restric-
ciones geológicas; (4) para determinar las leyes en
los bloques sin barrenos se acudió a la interpola-
ción: $1/D^2$, polígonos, Kriging; (5) se calcularon -
las reservas geológicas de los 30 bancos considera-
dos (del 1665 al 1200 m.s.n.m.): 630 millones de ton
(sólo cobre) y 508 ton de tepestate.

IV.9.4.- Diseño del Tajo Optimo.- Se aplicó el programa con
computadora "ORE" (Optimum Research Extraction). --
Para el diseño del "Tajo Optimo", se partió de los
cuatro parámetros básicos siguientes (*):

- (1) Punto de equilibrio del cobre solo ("cut off -
grade").
- (2) Punto de equilibrio del molibdeno solo.
- (3) Punto de equilibrio del cobre equivalente (Cu +
Mo).
- (4) Cantidad justa de tepestate que deberá moverse.

(*) En el salón de clase se pondrá un ejemplo de cál-
culo de los tres puntos de equilibrio antes men-
cionados.

IV.9.5.- Cálculo de las Reservas Explotables.- Se determinó
el valor comercial de cada bloque ($38.1 \times 38.1 \times$ -
 15.0 m), valor que resultó (+) o (-), según las le-
yes de cobre y de molibdeno. Yendo sección por sec-
ción y considerando de 45° el talud final del tajo, se
determinaron los bloques que se sacarían; posterior-
mente, y yendo banco por banco, se fue configurando -

el tajo óptimo, mediante la técnica del "Cono Invertido Ascendente", con lados de 45° de inclinación, -- cono que fue avanzando a través de todo el depósito hasta obtener el tajo óptimo.

IV.9.6.- Planeación Óptima de la Producción.- A la luz de todo lo anterior, y con fundamento en otra serie de -- parámetros (pendiente de trabajo de 21°, equipos por usar, ritmo diario de producción, etc.), se planea-- ron los tonelajes y las leyes de cobre y de molibdeno a producir, por meses y por años. Finalmente, -- se obtuvieron los planos de mineral a producir y -- de tepetate a descapotar por bancos, meses y años -- (20 años).

BIBLIOGRAFIA

- 1.- "Open - Pit Mining", Parte C, Capítulo 2, Vol.3, S.D. Woodruff, Pergamon Press, edición 1966, págs. 469 a 536.
- 2.- "Sección 17", Vól. 2, SME-Mining Engineering - - Handbook, AIME, N. York, Cummins and Given, 1973.
- 3.- "Surface Mining", Mudd Series, AIME, N. York, -- Eugene P. Pfleider (editor), 1a. Edición, 1968.
- 4.- Comunicación Verbal del Ing. Manuel Calderón Cár-- denas, 1984.

B I B L I O G R A F I A

- Calderón Cárdenas Manuel (Ing.), Comunicación Verbal, 1984.
- Cummins and Given, SME-Mining Engineering Handbook, AIME -- Nueva York, Vol. 1 y 2, 1973.
- Lewis, R.S. and Clark, G.B., Elements of Mining, John Wiley and Sons, Inc., Third Edition, New York, 1964.
- Pfeleider, Eugene P, Surface Mining, Mudd Series, AIME-Nueva York, 1ra. Edición, 1968.
- Woodruff, S.D., Coal Stripping, Part C, Cap.1, Vol.3, Pergamon Press, 1966.
- Woodruff, S.D., Open-Pit Mining, Part. C., Cap. 2, Vol. 3, -- Pergamon Press, 1966.
- Young, George J., Elements of Mining, Mc Graw-Hill Book Company Inc., Fourth Edition, New York, 1946.
- Revistas Técnicas Mensuales, Engineering and Mining Journal, - Mining Engineering, World Mining, Mining Congress Journal, Coal Age, etc.
- MEMORIA de la XIV Convención Nacional de la AIMMGM,A.C., celebrada en Acapulco, Gro., del 25 al 29 de Octubre de 1981: "La Optimización Económica de la Explotación del Yacimiento La Minita", usando el algoritmo de Leach & Grossman, por los Ings. V.M. de la Garza, J.E. Gaytán, F. Grajales y J. Olmos (Peñoles), páginas 1193 a 1294.