

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



**RENDIMIENTO DE EQUIPOS Y
STANDARES DE PRODUCCION
EN LA CIA. MINERA RAURA**

TESIS

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

ELDIBRANDO SANTOS POMAYAY LAZARO

PROMOCION 90-I

LIMA - PERU

1999

DEDICATORIA

Para mi adorada madre por su apoyo total , mi gratitud eterna.

Para mi hermana Beatriz por ser ejemplo de superación y éxito, y por su constante preocupación hacia mi persona, vaya mi aprecio con todo el corazón.

**TRABAJO DE TESIS PARA LA OBTENCION DE TITULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS:**

**" RENDIMIENTOS DE EQUIPOS Y STANDARES DE PRODUCCION EN
LA CIA. MINERA RAURA ".**

INDICE

INTRODUCCION	1
OBJETIVO	4
CAPITULO I: <u>GENERALIDADES</u>	
1.1 UBICACIÓN	5
1.2 CLIMA	
1.3 ACCESIBILIDAD	
1.4 HISTORIA	6
CAPITULO II: <u>ASPECTOS GEOLOGICOS</u>	
2.1 ESTRATIGRAFIA	7
2.2 ZONAMIENTO	8
2.3 PETROLOGIA Y MINERALOGIA	9
2.4 RESERVAS DE MINERAL	10
CAPITULO III: <u>DESCRIPCION Y METODOS DE EXPLOTACION</u>	
3.1 MINA CATUVA, CAMARAS Y PILARES CON RELLENO HIDRAULICO CEMENTADO	11
3.1.1 PREPARACION Y EXPLOTACION	12
3.1.2. RELLENO HIDRAULICO CEMENTADO	14
3.1.3 VENTILACION	15
3.2 MINA ESPERANZA, SHIRINKAGE	16
3.2.1 PREPARACION Y EXPLOTACION	17
3.2.2 CARGULO, ACARREO Y TRANSPORTE	18
3.3 MINA ROXANA, CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.	19
3.3.1 PREPARACION Y EXPLOTACION	
3.4 TAJO ABIERTO, NIÑO PERDIDO	
3.4.1 PREPARACION	20
3.4.2 BANQUEO, CARGUIO Y TRANSPORTE	21

CAPITULO IV:	<u>LABORES PRINCIPALES DE DESARROLLO</u>	
	4.1 RAMPA PRINCIPAL (-), Nv. 580 CATUVA	.. 24
	4.2. GALERIA DE EXPLORACION GAYCO, Nv.630	
	4.3 GALERIA DE EXTRACCION TINQUICOCHA Nv.380. MNA CATUVA.....	25
CAPITULO V:	<u>RENDIMIENTO DE EQUIPOS MINEROS</u>	
	5.1 PERFORMANCE, JUMBOS DE PERFORACION	
	5.1.1 PERFORACION HIDRAULICA.....	26
	5.1.2 PARTES DE UN JUMBO.....	28
	5.1.3 DISEÑO MALLA PERFORACION.....	33
	5.1.4 COSTO DE PRODUCCION (COSTO DE PROPIEDAD+COSTO DE OPERACIÓN)....	40
	5.2 PERFORMANCE DE SCOOPTRAMS.....	51
	5.2.1 MANTENIMIENTO.....	53
	5.2.2 DISPONIBILIDAD.....	55
	5.2.3 COSTO DE PRODUCCION (COSTO DE PROPIEDAD + COSTO DE OPERACIÓN)..	59
	5.3 PERFORMANCE DE EQUIPOS DE TRANSPORTE CAMIONES VOLVO.....	69
	5.3.1 COSTO DE PRODUCCION (COSTO DE PROPIEDAD+ COSSTO DE OPERACIÓN).	71
CAPITULO VI:	<u>DETERMINACION DE LOS COSTOS OPERATIVOS EN LAS LABORES DE PRODUCCION Y DESARROLLO, MEDIANTE UN PROGRAMA COMPUTARIZADO.</u>	
	6.1 .ALGORITMO.....	73
	6.2 INGRESO DE BASE DE DATOS, CORRIDA DEL PROGRAMA E IMPRESIÓN DE RESULTADOS.....	95
CAPITULO VII:	<u>7.1 CONCLUSIONES</u>	
	7.2 RECOMENDACIONES.....	96

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS:

- CARTILLA DE OPERACIÓN PARA JUMBOS HIDRAULICOS
- CARTILLA DE OPERACIÓN PARA SCOOPTRAM.

CUADROS Y CURVAS DE PRODUCCION

1. PLANO DE UBICACION
2. PLANO DEL LABOREO DE MINA
3. PLANO DE LOS CIRCUITOS DE VENTILACION
4. CURVA DE PRODUCCION, OPERACION JUMBO ELECTRO-HIDRAULICO
5. CURVA DE PRODUCCION, SCOOPTRAM 1yd³, 2yd³, 3½yd³, 5yd³.
6. CURVA DE PRODUCCION, VOLQUETE VOLVO 11mt³.
7. GRAFICO DEL COSTO DE PERFORACION, (\$/mt-perf)
8. GRAFICO DEL COSTO DE CARGUIO CON SCOOPTRAM (\$/Tm)
9. GRAFICO DEL COSTO DE EXTRACCION CON VOLQUETE (\$/Tm)

INTRODUCCION

En el presente estudio se hace un análisis técnico-económico de los equipos mineros de producción utilizados en la mayoría de las minas subterráneas del país, en particular los correspondientes a la mina Raura.

Además esta tiene como finalidad proporcionar al supervisor de producción, una herramienta que le permita programar ajustar y corregir algunas deficiencias en las operaciones mineras con equipos trackless, para poder cumplir y alcanzar el objetivo de sus responsabilidades con éxito.

Es indudable que, con la introducción en el país, de estos equipos a finales de la década del setenta, se ha revolucionado la producción minera nacional en forma muy significativa, haciendo posible la explotación de yacimientos anteriormente considerados marginales, pero que ahora con el mayor volumen y cantidad extraídos se posibilita su explotación.

La maquinaria minera utilizada, es accionado tanto con energía eléctrica, neumática y mecánica de motores de combustión diesel en sus diferentes operaciones unitarias; Así tenemos que para:

PERFORACION, se utilizan los Jumbos neumático primero, y los electro-hidráulico actualmente, especialmente para los trabajos en frentes de una sola cara, ejm. galerías, frontones, tuneleria etc. y frentes de dos caras, ejem. tajeos de

explotación (perforación tipo breasting, realces, anillos, taladros largos etc.) que utilizan varillajes hasta de 13 pies de longitud, con brocas de botones de 45mm.

Otros equipos utilizados con mucha frecuencia son los Wagon drill, los Down the hole, y Long hole.

ACARREO, se han impuesto los cargadores frontales de bajo perfil:

Scooptram eléctrico, para hacer la limpieza en los tajeos de producción pero en forma cautiva, y recomendable para tramos cortos de no más de 80 mt. existen en diferentes tamaños y marcas, siendo los más comunes de 1.5, 2 y 3.5 yd³.

Scooptram diesel, para tramos mayores (80-300mt.) y son utilizados para hacer la limpieza indiferentemente en las labores de preparación, desarrollo y producción de mineral siendo los de 1.0, 3.5, y 5.0 yd³. los más comunes.

TRANSPORTE, tenemos los camiones diesel en sus diferentes marcas y tamaños; hasta de 30 Tm. netas de carga. Transporta mineral o estéril desde o hacia interior mina, y hasta la planta de separación mecánica en superficie; también se observan a los camiones de bajo perfil Jarvis-diesel, de 15tm. de carga útil.

La utilización conjunta de estos equipos versátiles en forma sincronizada hacen que la operación minera sea efectiva.

Cabe recalcar que para alcanzar los índices de productividad óptimos, mantener todos los equipos en un alto porcentaje de

disponibilidad mecánica, experimentados y capacitados operadores, y el lugar de trabajo debe mantener las condiciones de seguridad óptimas (desatado, ventilado, y con cunetas anchas y limpias) Para evitar las caídas de rocas hacer un buen desatado y luego colocar el soporte correspondiente, colocar pernos de anclaje o enmallado según sea necesario, y hacer un mantenimiento adecuado de las vías de acceso, especialmente de la rampa principal negativa, evitando que se inunde de agua, con cunetas limpias, rípiando para que el suelo este uniforme y de esta manera facilitar el movimiento de los equipos trackless.

Para mejor comprensión se ha dividido el tema en tres partes:

- 1.- Breve descripción geológica-minera de Raura, y los métodos de explotación utilizados.
- 2.- Análisis de rendimientos de los equipos mineros.
- 3.- Análisis de costos unitarios en los trabajos de minería, utilizando un programa de computación.

En mina Raura se emplean:

- jumbos boomer Atlas Copcco electro-hidráulicos, con perforadoras COP-1038 y COP-1238, varillaje de 13 pies. y brocas de botones de 45mm.
- scooptram Wagner, y Jarvis, de 1.0, 3.5, y 5.0 yd³.
- camiones Volvo Torton, NL-10 de 30 Tm. carga máxima útil.

OBJETIVOS Y ALCANCES

Objetivos generales:

- Reducir los costos unitarios, aumentar la producción y la productividad en nuestra unidad.

Objetivos específicos:

- Determinar el numero de equipos necesarios.
- Rendimiento de equipos mineros.
- Comparar la eficiencia entre los diferentes métodos de trabajo.

El alcance esta orientado a todas las operaciones de mediana minería en subsuelo del país, el estudio se realizó através de un seguimiento de los distintos equipos mineros existentes en Mina Raura por espacio de seis meses.

La importancia de mantener los caminos o vías de transito (rampas) en buenas condiciones influyen directamente en el rendimiento de los equipos trackless.

Tenemos que en una superficie de rodamiento áspero y disparejo disminuirá la velocidad de operación y la productividad También provocará fallas mecánicas con la consecuente menor disponibilidad y mayor costo de mantenimiento.

Otro factor a tomar en cuenta para determinar un mayor rendimiento del equipo, es calcular una pendiente de arrastre adecuada, la capacidad del equipo en pendiente depende de la fricción, la resistencia al rodamiento con o sin presencia de agua, y el peso bruto del vehículo.

CAPITULO I

1. GENERALIDADES

1.1. UBICACION : Situado a 4,300 m.s.n.m. en el distrito de Oyón, departamento de Lima, a 280 km.al NE de Lima. Tiene las siguientes coordenadas en U.T.M. :

8'846,500 Norte;

309,700 Este;

Los principales productos que se comercializan son : concentrados de zinc, de plomo-plata, de zinc-plomo-plata, y de cobre.

1.2. CLIMA : La topografía es abrupta con valles y circos glaciares, abundante lagunas y material morrénico, el clima es frío, con una media de 15^oC.durante el día, y -5^oC. durante la noche. En época invernal (noviembre-marzo) lluvia constante, vientos huracanados y nevada constante.

1.3. HISTORIA : La Cía, Minera Raura, es 7mo. productor de zinc-plomo, y el 11avo. de cobre-plata en el Perú; fué fundado hace 35 años. Con una producción actual de 1,200 Tm/día de mineral.

Se sabe que la mina empezó su explotación a fines del siglo pasado, y que la antigua planta de concentrados estaba ubicada cerca al caserío de Quichas, a 10 km. de la mina, el mineral era llevado a lomo de bestia para su tratamiento.

Actualmente la mina pertenece en un 95% al grupo Brescia, quedando el 5% a don Alberto Brazzini; quienes compraron las acciones de la Great Yellowstone Co.(60%) y de Minera Puquio-Cocha (40%) en 1970, estos a su vez, las compraron a la Cã de Pasco en 1960, y estos a la Vanadium Co.en 1928.

La mina Raura tiene dos zonas de producción:

- subterráneo (sistema de vetas, bolsonadas, y el cuerpo principal Catuva). 85% total de la producción.
- superficial (tajos abiertos: Niño Perdido y tajo grande).

CAPITULO II

2. ASPECTOS GEOLOGICOS

2.1. GEOLOGIA ESTRUCTURAL :

El distrito minero de Raura ubicada en la cumbre de montañas de la cordillera occidental Andina, esta caracterizado por eventos tectónicos verticales y compresionales E-W, debido a una intensa actividad ignea en distintos períodos, una de aquellas se relaciona con la mineralización económica (materia del presente estudio), originado entre el Mioceno y el Plioceno medio (hace 16-7 millones de años).

El alineamiento N-W, de la mayoría de los depósitos minerales existentes; del tipo skarn, stockwork, y vetas, que corresponde a la cuenca cretácica (eugeosinclinal) con presencia de las formaciones Santa y Jumasha, producto de las interacciones con los intrusivos granodiorita y pórfido cuarzo-monzonita, stocks asociados al batólito de la cordillera Blanca, esta franja tiene una longitud aproximada de 200 km. que conforma un metalotecto polimetálico de skarn con un inmenso potencial minero.

2.1.1. ESTRATIGRAFIA

El yacimiento tiene una franja de exoskarn (en granates, y clinopiroxeno), stockworks (en volcánicos andesíticos), y vetas (en la formación calcárea de Jumasha).

Estas estructuras se ubican alrededor de un complejo intrusivo, observándose tres fases principales:

- Primera fase: cubre un área de 2.5km², fase volcánica andesítica, y tobas riolíticas.
- Segunda fase: stock de granodiorita, y cuarzo-monzonita, cubre un área de 5.4km², al contacto con las formaciones calcáreas de Jumasha y Celendín, generó una aureóla de mármoles y hornfels, y en contacto con el volcánico una fuerte silicificación.
- Tercera Fase: es la más importante y se trata de un pórfido cuarcífero monzonítico, que cubre un área de 2.5km², que ha generado una skarnización con mineralización polimetálica.

2.1.2. ZONAMIENTO

La aureóla metamórfica alojó a los cuerpos mineralizados, está formada por rocas metasomáticas de contacto presenta zonamiento a medida que se aleja del cuerpo ígneo. La mineralización más importante se encuentra en el skarn de granate próximo al contacto con la caliza. La mineralización consiste en sulfuros masivos, la mineralogía en secuencia paragenética es: piritas, esfaleritas, marmatitas, galena, y tetraedrita.

La plata esta contenida en la galena y la tetraedrita.

La esfalerita y la galena son los más abundantes a profundidad y en dirección a los intrusivos.

El cobre y la plata se concentran hacia arriba en dirección al skarn.

El granate verde predomina hacia la parte externa de la aureóla, y el granate café hacia el intrusivo.

2.2. GEOLOGIA LOCAL

2.2.1. PETROLOGIA

Las rocas encajonantes en catuva son: el mármol, y la granodiorita.

En la veta Esperanza, la roca encajonate es la cuarzo-monzonita.

2.2.2. ALTERACION

La principal alteración observada es la silicificación.

2.2.3. MINERALOGIA

El depósito de Raura sólo se conoce la porción Este, y por cuestiones de explotación esta dividido en tres secciones de operación.

ZONA S-E : tenemos las vetas Hada, y Roxana, con minerales de plomo y zinc (galena, esfalerita).

ZONA NORTE : tenemos las vetas Esperanza y Flor de loto, con minerales de zinc, plomo y plata (galena argentífera, esfalerita).

ZONA CENTRAL : tenemos las bolsonadas satelites de Sofia, Balilla, y Cobriza del Nv.630 al Nv.540, y el manto de Catuva, con minerales de zinc, plomo, plata, y cobre (galena argentífera, calcopirita, esfalerita y marmatita).

El manto de Catuva se divide además de acuerdo a su profundización y siguiendo el alineamiento N-S en:

Bolsonada Aracelli en el Nv. 590

bolsonada Betsheva del Nv.590 - Nv.540

Manto primavera del Nv.540 - Nv.490

2.2.4. RESERVAS DE MINERAL

La mina Raura es explotada desde 1890 y hasta 1995 se estimó una producción acumulada en mineral de cabeza de 9'767,880 TM, con leyes promedio de 0.55% Cu, 3.55% Pb, 6.38% Zn, y 4.68 Oz-Ag/TM.

El mineral económico cubicado sobre el Nv.490 al 30 de junio de 1995 es el siguiente:

MINA SUBTERRANEA : 3'098,814 TM. con 0.38% Cu, 2.31% Pb, 9.35% Zn, y 6.20 Oz-Ag/TM.

TAJO ABIERTO : 1'627,495, con 0.49% Cu, 2.11% Pb, 7.37% Zn, 3.92% oz-Ag/TM.

Cabe mencionar que por debajo del Nv.490 hay un potencial superior a los 5 millones de TM y una cantidad adicional que tendrá que cubicarse con la profundización.

CAPITULO III

3. METODOS DE EXPLOTACION

El método de explotación se aplica de acuerdo a la naturaleza, geometría, e inclinación del yacimiento, mina Raura tiene 3 zonas muy diferenciadas:

- a) El cuerpo mineralizado de Catuva, de grandes dimensiones 5km², en superficie y profundidad mayor de 150mt. muy rico en Zn, Pb, Ag. y Cu, respectivamente en orden de importancia; se aplica el método de Camaras y Pilares con relleno hidráulico ascendente, y con recuperación posterior de estos pilares, utilizando equipos trackless, con una producción diaria de 1,200 Tm.
- b) Sistema de vetas, en la zona de Esperanza, son vetas angostas de 1 a 2 mt. de potencia, muy rico en Zn, Ag, y Pb; se aplica el método shirinkage (almacenamiento provisional) con perforadoras manuales, palas neumáticas 0.15 yd³, y locomotoras a batería de 3Tm, con una producción 150 Tm/día.
- c) Sistema de vetas mineralizadas, en la zona de Sofía-Roxana, vetas de 1-2 mt. de potencia, muy inclinadas con minerales de Zn, Pb, Cu. Se aplica el método de corte y relleno ascendente, relleno detritico, semi-convencional (perforadoras long-hole, scooptram, y camion de bajo perfil Jarvis de 15 tm.) con una producción de 100 tm/día.

d) Pórfido mineralizado de Zn, Pb, en la superficie de mina Catuva, el cual fué explotado por el método de tajo abierto con equipo trackless (perforadoras Rock, palas hidráulicas O&K, y camiones Komatsu). Actualmente la producción está casi paralizada por la falta de reservas, con una producción de 200 tm/día.

3.1. SECCION CATUVA:

CAMARAS Y PILARES CON RELLENO CEMENTADO

3.1.1. PREPARACION

La explotación subterránea, se centraliza entre los Nv.4590, Nv.4540, Nv.4490 y Nv.4440. se dividen en tres bloques:

Cobriza, Betsheva y Primavera, estos bloques a su vez se subdividen en subniveles cada 12mt. de altura.

El método se inicia con el desarrollo de una rampa principal sobre estéril de (3.5mt. x 3.5mt.) y con pendiente negativa de 12%, luego a partir de esta se hace una ventana en la caja piso (3.5mt. x 3.5mt.) con 0.5% de pendiente, también en estéril pero siguiendo la dirección y la periferia del cuerpo, con una longitud aproximada de 150mt; Enseguida se hacen las chimeneas distanciados cada 50mt, que van a servir como ore pass, draw points, ó con fines de ventilación.

Desde este pasadizo longitudinal al cuerpo, se inician las

cortadas transversales al cuerpo (SZn 7%, SPb 2.5%, 4 Oz/Tm de Ag) en forma de cámaras (4mt.x 4mt.) con una longitud igual a la potencia variable del cuerpo (de 35mt a 70mt); dejando pilares intermedios de (4mt x 4mt) para sostenimiento, una vez terminada la cámara al llegar a la caja techo, en retirada se perforan desquinces en ambos lados para ampliar la cámara a 8mt.de ancho y 5mt.de alto.

3.1.2. PERFORACION Y VOLADURA

Para la perforación se utilizan jumbos hidráulicos, en frontón y breasting, con un factor de perforación 0.43mt/Tm; Para el arranque se hace el corte paralelo con 2 taladros de alivio de 2 1/2" de diametro. El disparo se inicia con faneles de 250ms. y se carga con dinamitas semexa 65% en caso de frente húmedo y/o con anfo en frentes no húmedos.

El factor potencia obtenido es 0.8 kg/Tm.

3.1.3. CARGUIO-ACARREO Y TRANSPORTE

El carguío del mineral hacia los echaderos se realiza con Scooptrams eléctricos cautivos (EIMCO JARVIS CLARCK 3.5 yd³.) con un rendimiento de 41 TM/hr, para una distancia de 80mt. para un tramo en forma de L.

La limpieza del pasadizo y de la rampa negativa se hace con Scoop diesel (Wagner de 3.5 y 5 yd³. con un rendimiento de 55 y 65 TM/hr respectivamente para una distancia promedio de

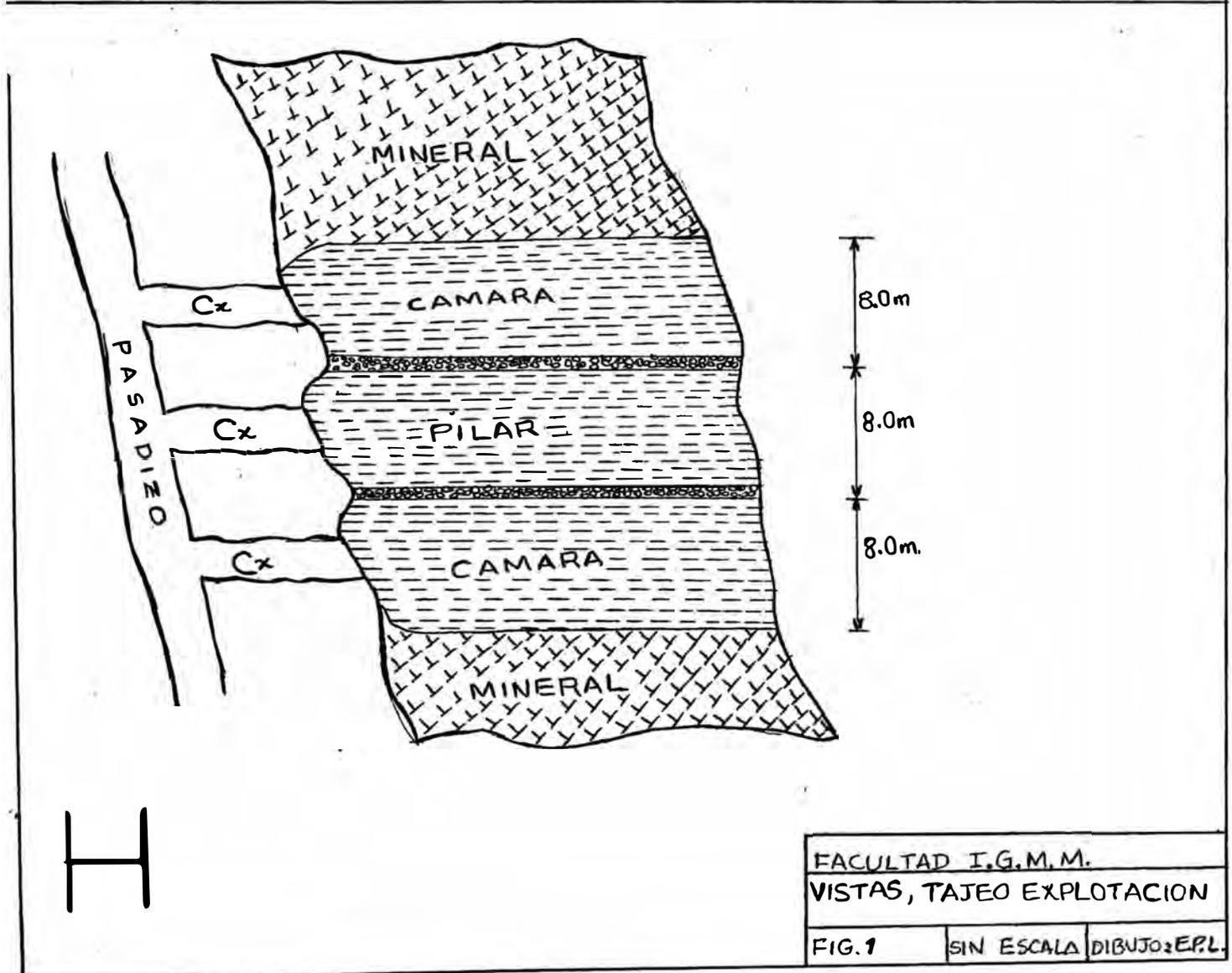
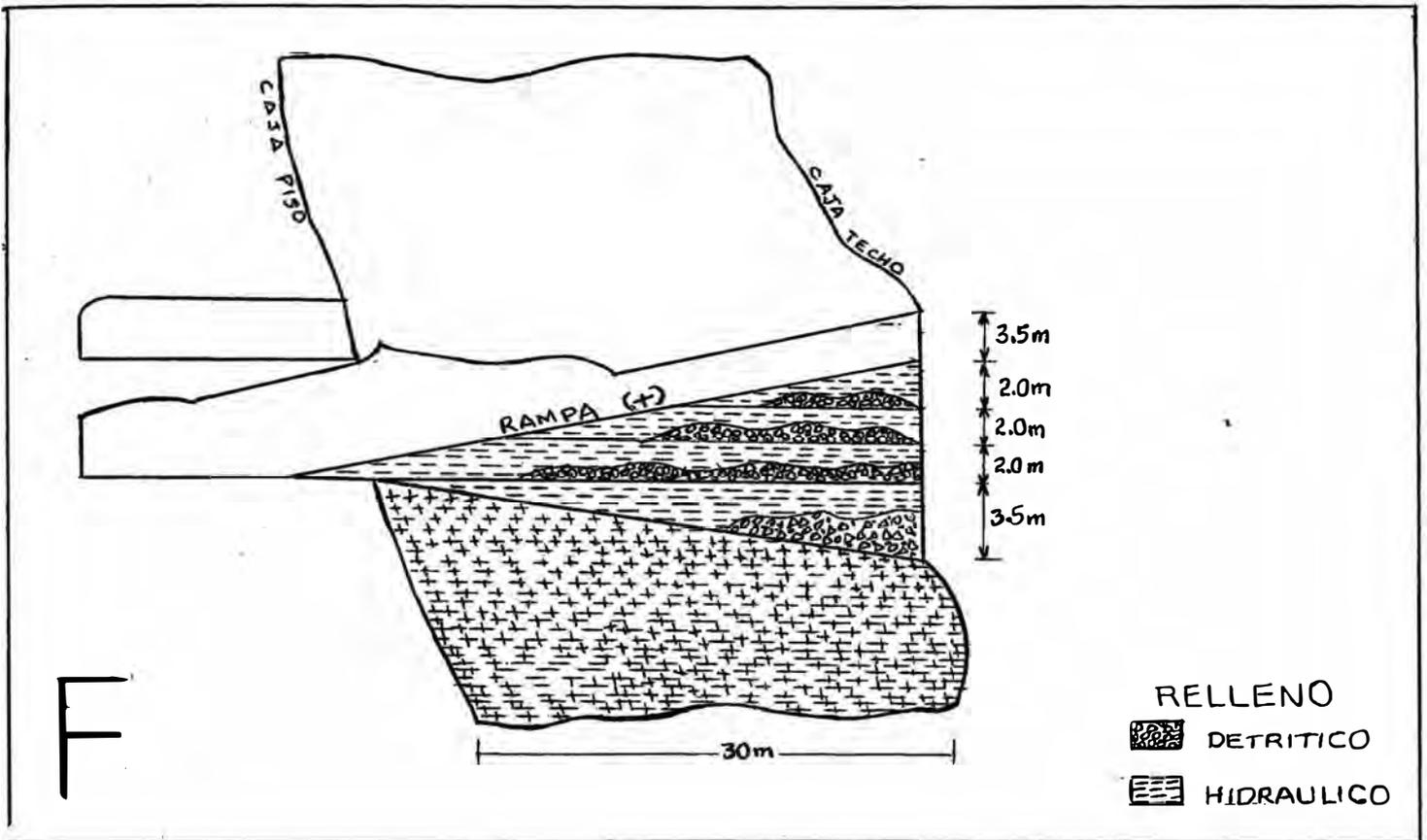
120mt) son más versátiles ya que se pueden desplazar a lo largo de todo el pasadizo y a diferentes pendientes, así como también para llevar la carga de un subnivel, al nivel principal Nv.490, en donde se prepara una zona de acumulación para material estéril, que posteriormente va a ser transportados a superficie en la cancha de escombros con un rendimiento de 35TM/hr. para una distancia promedio de 2500mt. y en caso de mineral llevarlo hasta hasta la planta concentradora con un rendimiento de 38Tm/hr para una distancia de 2800mt.

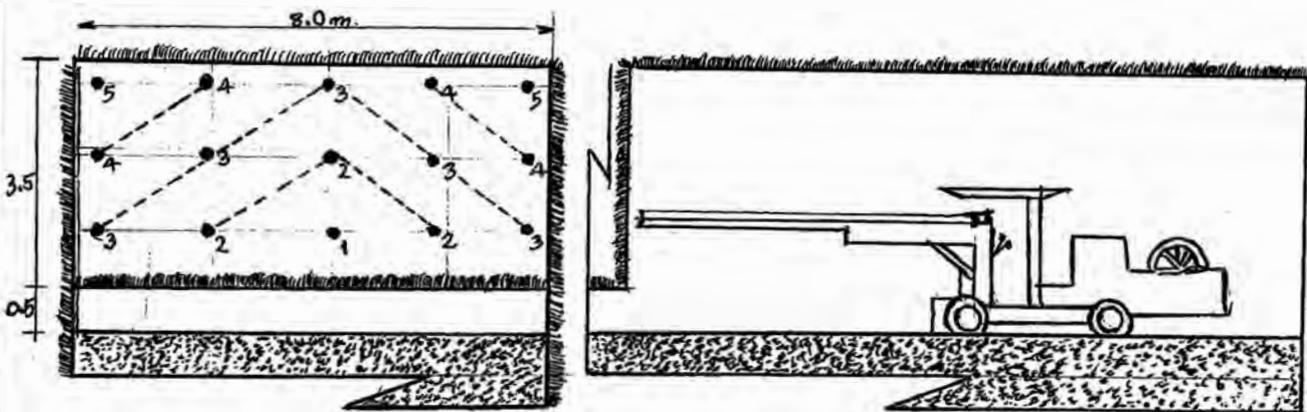
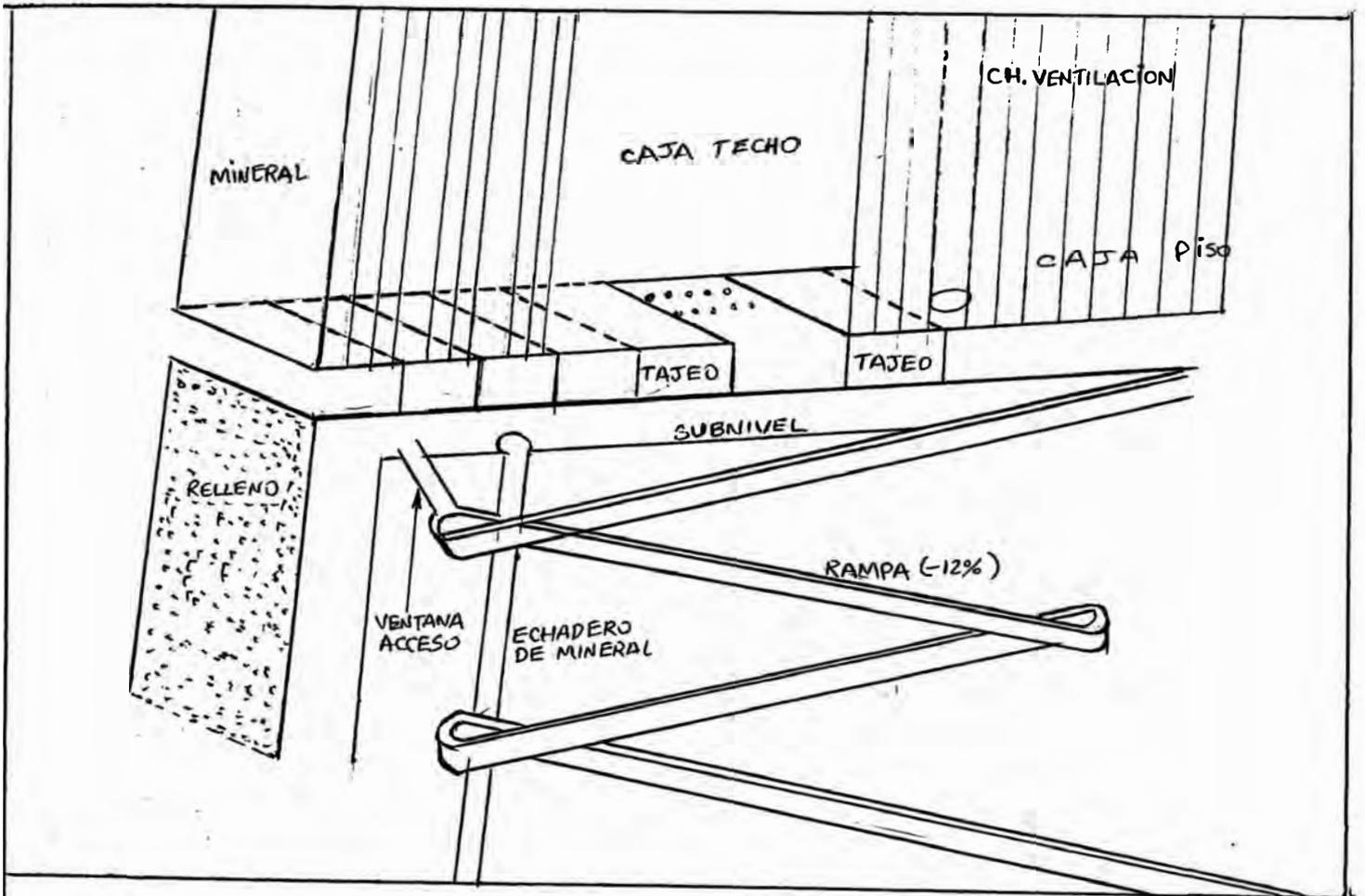
3.1.4. RELLENO HIDRAULICO

El relleno de las cámaras tiene 2 partes:

- 1.- Luego de la limpieza, empieza el relleno con una delgada capa de desmonte detrítico 0.5 mt. al centro de la cámara (lomo de corvina) a lo largo de la cámara.
- 2.- Luego se completa con relleno hidráulico, relaves finos con cemento que es bombeados con una Bomba Marsh, y es transportado con tuberías, hasta dejar una luz entre piso y el techo de 0.80mt.

Cabe mencionar que este relleno relave + cemento, debe fraguar en promedio 48 horas. De esta forma se van rellenando todas las cámaras, mientras que se van recuperando los pilares anteriormente dejados como sostenimiento, para no causar desestabilización.





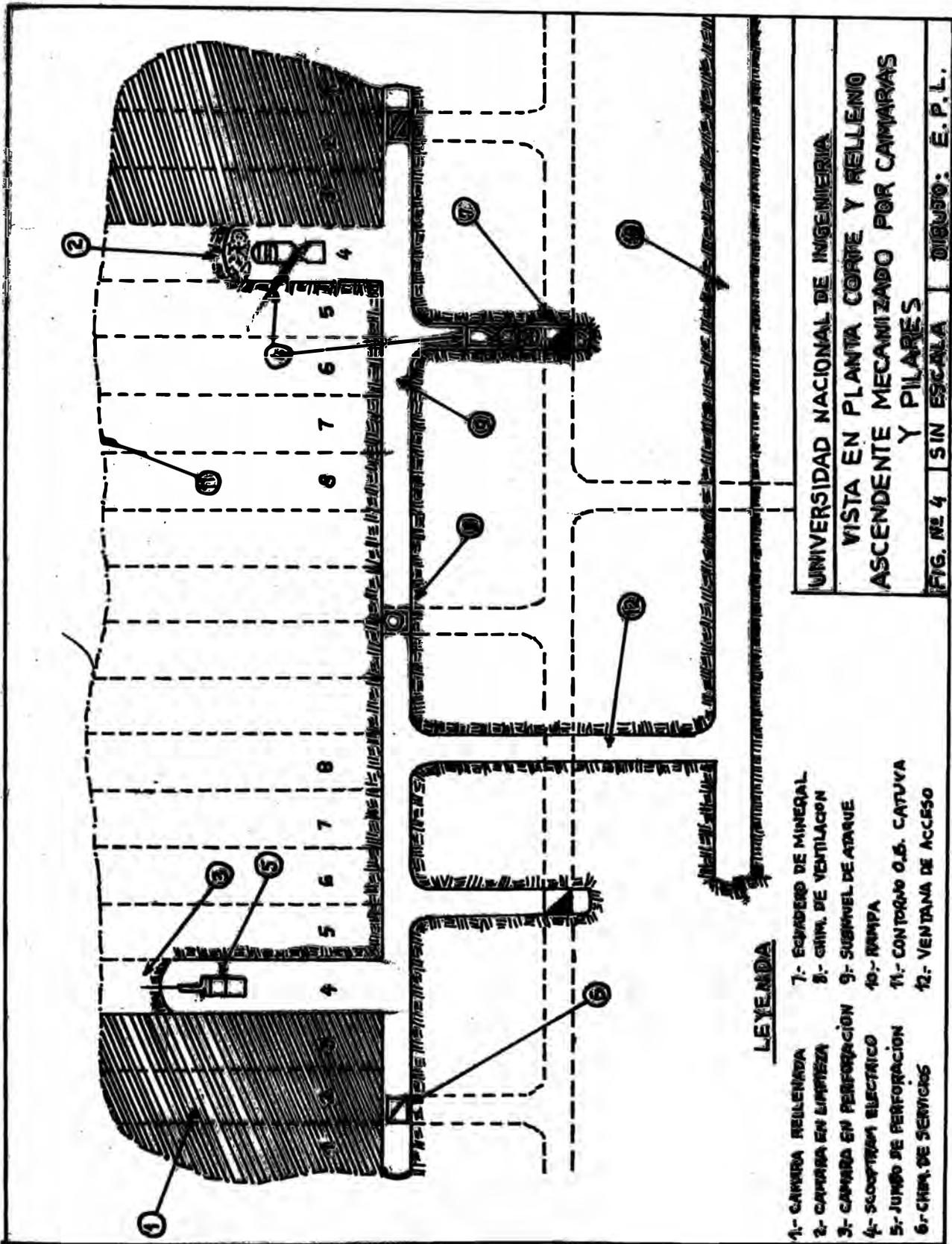
MALLA :

BURDEN , 0.70mt.
 ESPACIAMIENTO, 0.90mt.
 TALADROS, 13' x 45 m.m.

FACULTAD I.G.M.M.

ESQUEMA DEL METODO
 DE EXPLOTACION

FIG. N° 2 SIN ESCALA DIBUJO: E.P.H.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 VISTA EN PLANTA CORTE Y RELLENO
 ASCENDENTE MECANIZADO POR CAMARAS
 Y PILARES
 FIG. Nº 4 SIN ESCALA DIBUJO: E. P. L.

LEYENDA

- 1.- CAMARA RELLENADA
- 2.- CAMARA EN LIMPIEZA
- 3.- CAMARA EN PERFORACION
- 4.- SCOPTRAM ELECTRICO
- 5.- JUNDO DE PERFORACION
- 6.- CHINA DE SERVICIOS
- 7.- ESCADERO DE MINERAL
- 8.- CHIM. DE VENTILACION
- 9.- SUBMUEL DE ATARQUE
- 10.- RUMPA
- 11.- CONTORNO O.B. CATUYA
- 12.- VENTANA DE ACCESO

El transporte de mineral que se carga de los shuts ubicados en los niveles principales de extracción (Nv.4440, 4490, 4540) y se descarga en los echaderos ubicados en la planta concentradora, situado a una distancia de 2800mt; está bajo responsabilidad de un contratista que tiene una flota de 6 volquetes. También se transporta material estéril provenientes de los trabajos de desarrollo de mina, rampa negativa y pasadizos, desde un depósito de acumulación en el interior mina Nv.490. hasta la superficie en el exterior mina, a orillas de la laguna Santa Ana.

3.1.5. VENTILACION

En minería trackless, es indispensable y para esto se utilizan ventiladores eléctricos extractores (5,000-100,000 CFM.) con mangas de polietileno de 8" de diámetro. La contaminación del aire por CO, CO₂, producto de los escapes de los motores diesel debe ser diluido, entonces hay que determinar la cantidad total de aire, y calcular la caída total de presión, con estos datos se seleccionan los ventiladores y se hacen las distribuciones de aire adecuados. Los circuitos de ventilación utilizados son en serie y en paralelo. En Catuva se tienen 3 circuitos principales:

1. circuito 440. es el nivel más bajo, esta conectado a través de 2 RB, en cuyos niveles superiores están instalados ventiladores extractores de 90,000 cfm, hacia el Nv.490 y Nv.502 desde donde es evacuado al Nv.630. El aire fresco ingresa por la rampa negativa y el RB.53.

2. circuito 490. corresponde a Sofia-Balilla, esta comunicado através de 3 RB. Nr. 61, 62, 63 con el Nv.590, y 2 RB.59-60 con el Nv.630, los cuales funcionan como entrada de aire fresco y salida de aire usado respectivamente, sobre estos últimos se encuentra un ventilador 60000 CFM.
3. circuito 490 Cobriza, el ingreso de aire es por los RB. 54, 53, 52 y la rampa principal, la evacuación de aire es por la CH.90, y el RB. 57. sobre el cual se encuentra un ventilador de 60,000 cfm.
4. Circuito 540, este circuito toma aire fresco del RB.52 que viene del Nv.4380. y de la rampa principal; la evacuación del aire usado es através de la CH.36 sobre el cual se encuentra un ventilador de 120,000 cfm.

3.2. SECCION ESPERANZA

SHIRINKAGE O ALMACENAMIENTO PROVISIONAL

3.2.1. PREPARACION

Esta representado por 2 vetas principales, con rumbo N50E y N55E, con un buzamiento de 60W, y con 1.50mt de potencia, con una longitud aproximada de 200mt. Se explota entre los Nv.630, 680, 720, y 800. los minerales encontrado son galena argentífera (8% Pb), y esfalerita (12% Zn), en rocas encajonantes de granodiorita, el método utilizado es el shirinkage convencional.

3.2.1. PREPARACION

Se delimitan los blocks 120mtx50mt. consiste en el almacenamiento provisional de material roto (2/3 del material roto se deja y 1/3 se jala) con sucesivos cortes ascendentes a lo largo del tajeo, cuyas cajas son competentes y buzamiento de Este método se realiza en 4 etapas que son: desarrollo, preparación, perforación-voladura y jale.

El desarrollo consiste en correr una galería de 2.5mtx2.8mt sobre veta(1.5mt potencia) lo que permite cubicar el tajo. Luego se preparan los box-holes ó uñas cada 10mt. que sirven para jalar el mineral, luego se empiezan los subniveles.

Se arranca en uno de los extremos del block a 5mt de altura sobre el techo de la galería, y con sección de 1.5mtx2.1mt este subnivel comunicará todas las chimeneas, y corre paralelo a la galería, luego se procede a armar los shuts en cada chimenea, en los extremos del block tambien se hacen chimeneas, (shut-camino) que sirven para el acceso de material, personal y ventilación, además que por la parte central del block se corre otra chimenea que servirá para ventilación y exploración.

3.2.2. PERFORACION Y VOLADURA

La rotura empieza a partir del subnivel inferior, con el ciclo normal de perforación, voladu

ra y jale, que se realiza en cada guardia, se trabaja a un ritmo 2 guardias por día, con 12 hombres/tajeo distribuidos de la siguiente manera: 3 perforistas, 3 ayudantes perforistas, 2 enmaderadores, 2 camperos, 1 carrilano y bodeguero. Se tienen 3 perforistas que hacen un promedio de 75tal/gdia. con máquinas Stopper, y juego de barrenos de 4', 6' y 8', tipo de perforación triangular 2-1, en realce con distancia entre taladros de 0.60mt. y burden de 0.30mt.

Para la voladura se utiliza dinamita semexa 60%, y el disparo se inicia con guía lenta de 9', fulminate y mecha rápida. Los camperos nivelan el piso del disparo, haciendo los jales por los shuts en forma equilibrada aproximadamente 40% del mineral roto.

3.2.3 CARGUIO, ACARREO Y TRANSPORTE

El jale total del mineral se realiza cuando se ha terminado de romper todo el block. antes de comunicar con el nivel superior se deja un pilar de 4mt. en toda su longitud, el mineral es extraído del shut, y se llena directamente en un convoy de 6 carros mineros de 1Tm, accionados por una locomotora a batería de 3Tm, el cual es llevado hasta el bocamina y se acumula en un echadero, luego es cargado con una pala mecánica 5yd³ sobre camiones Volvo de 30Tm. y transportado posteriormente hacia la planta concentradora con una frecuencia de 2 veces por semana.

3.3. SECCION ROXANA

SUBNIVEL CON TALADROS LARGOS

Es una bolsonada irregular, mina satélite que está situada al NE de la mina Catuva, con longitud de 120mt, ancho de 10mt y profundidad de 50mt, emplazados en roca marmolizada

3.3.1. PREPARACION

El yacimiento es accesible por medio de rampas de 3.5*3.5mt de sección, actualmente las labores de explotación se encuentran en los niveles superiores cerca a superficie.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías principales paralelas al rumbo del yacimiento cada 20mt.

En el nivel inferior se hacen cruceros para la extracción del mineral, desde los subniveles se realizan las perforaciones y voladuras en anillos abarcando todo el block. Se deben preparar las caras libres, hacia el cual van a ser dirigidos los disparos.

3.3.2 PERFORACION Y VOLADURA

La perforación es radial con perforadoras neumáticas Long Hole-wagon drill con barras de 3' que se acoplan para lograr taladros de 13mt, de longitud.

La perforación radial se realiza en un cuerpo marmolizado, donde se tienen cajas competentes y no húmedas.

En el diseño de mallas, para la perforación de taladros radiales se usa un espaciamiento de 1.5mt. y una separación de 1.50mt. entre planos de cada anillo.

El diámetro de taladro es 41mm. y 4 tal/gdia, el tonelaje obtenido es de 168Tm.y una perforación específica de 5Tm/mt

La voladura es masiva, se hace con anfo e inicia con fanes-les blancos y cordón detonante.

3.3.3. CARGUIO, ACARREO Y TRANSPORTE

El material proveniente de los tajeos de explotación, frentes de preparación y desarrollo se extrae hasta la superficie con dependencia del sistema Scoop-camión jarvis, la limpieza se hace con scoops de 3.5 yd³ y la extracción se hace con camioncitos Jarvis de bajo perfil de 15Tm. para la extracción.

3.4. TAJO ABIERTO DE NIÑO PERDIDO

En 1993 con la llegada de nuevos equipos como las perforadoras ROC, palas O&P, y camiones Komatsu, se impulsó esta labor con una relación desmonte/mineral 9:1.

3.4.1. PREPARACION

El método aplicado es el de bancos, el control de calidad se traduce en un muestreo permanente de los taladros, lo que da información para la configuración de los polígonos de extracción el control de dilución de leyes obliga a bancos

de no más de 10mt. la voladura se hace con anfo.

Diseño de perforación tiene las siguientes características:

Altura de banco: 10mt

Sobreperforación: 1.5mt

Ancho de berma: 5mt

Malla de perforación: 3.0x3.0mt²

Longitud de taladro: 3.9mt*95% = 3.5mt

Velocidad de perforación: 31.25mt/hr

Volumen : 3x3x3.5 = 31.5mt³/tal

Tonelaje/taladro: 31.5*2.7Tm/mt³=85.05Tm/tal

Perforación específica: 24.39Tm/mt

Distancia tajo-botadero: 0.9km

Echadero mineral: RB-5 ore pass al Nv.630

Extracción: del Nv.630 hasta planta concentradora (1400mt)

3.4.2. PERFORACION Y VOLADURA

La perforación se efectúa con el ROC-848, y ROC-306, con brocas de 4" y 6", logrando un rendimiento promedio de 31.25mt/hr, con un factor de 5Tm/mt.

La voladura se efectúa con un factor de potencia de 0.29kg/Tm.

3.4.3. CARGUIO, ACARREO Y TRANSPORTE

El carguío de mineral y desmonte se realiza con la excavadora hidráulica O&K, de 8yd³ de capacidad de cuchara con una producción de 70Tm/hr.

El transporte del desmonte alcanza una producción de 107.8Tm/hr. con los camiones Komatsu de 50Tm.de capacidad. El mineral se alimenta con un dayloader. hacia el ore pass RB-5 (130mt. de altura) para ser extraído por el nivel 630 con volquetes Volvo.

CAPITULO IV

4. PRINCIPALES LABORES DE DESARROLLO

En Catuva la empresa programa mensualmente una cuota de avance mínimo:

AVANCE

Exploración y desarrollo	400mt	diamantina+rampa(-)
Preparación	300mt	frontones+chimeneas
Explotación(rotura de mineral)	1200Tm	cámaras y pilares

4.1. MINA CATUVA: RAMPA PRINCIPAL NEGATIVA

La ejecución de la rampa principal negativa en la mina Catuva sirve para: profundizar la mina, preparar los nuevos subniveles de explotación, y facilitar labores para los sondajes de perforación diamantina, es un trabajo continuo

de vital importancia para la vida de la mina.

Con una longitud aproximada de 2500mt. comprende desde el bocamina en el Nv.630; y llega hasta el Nv.440 en la actualidad, tiene una sección de 4.0x4.5mt. con gradiente de -12%. las chimeneas son de 1.5x1.5mt en exploración, y de 2.0x2.0 en preparación. Se trabaja con un grupo/turno de 8 hombres a un ritmo de 2 gd/día, con un avance diario de 6mt. 1 perf, 1 ayud-perf, 2 disparadores, 2 servicios auxiliares. 1 desquinchador, 1 supervisor.

Características del trabajo:

a) FRENTES

-PERFORACION: Jumbo Boomer H-115, con perforadora Cop-1038, y barras R32, de 13'. con brocas de botones de 41mm, con mallas estandarizadas de 52 a 55 taladros.

-VOLADURA: Anfo. iniciado con fanel más cartuchos de semexa 1 1/8"x7"de 65%

-LIMPIEZA: Scoptram diesel de 5.0yd³ con radio de acción no mayor de 250mt. Se acumula el material estéril, en estocadas a 100mt. del frente, de allí son cargados posteriormente en los camiones volvo para su extracción.

-VENTILACION: con ventilación auxiliar, usando ventiladores Airtec de 10000 CFM, mangas de polietileno de 8" de diámetro se lleva aire fresco hasta el frente.

b)CHIMENEAS

Se utilizan los Raise Borers, con un diámetro de 1.5mt y también los stoppers con taladros de 6'.

4.2. GALERIA DE EXPLORACION GAYCO

Se trata de una labor subterránea ubicada en el Nv.630. es un túnel de acceso que subyace a la veta Esperanza, con una sección de 3.0x2.5mt. se tiene proyectado realizar una corrida de 600mt, sobre estéril, con una dirección NS. a partir del cual se intenta cortar un cuerpo mineral, que aflora en superficie. El ritmo de trabajo es 2 turnos/día con un avance diario de 3.6mt, con una cuadrilla de 10 hombres, 2 perforistas, 2 ayud.perforistas, 2 enmaderadores, 1 motoristas, 3 ayudantes. El avance es lento por las adversas condiciones de trabajo: el frente es de roca caliza y pizarra muy fracturada, y con gran presión de agua freática, la caída de rocas es muy frecuente en forma de lajas, por lo que se usa emmaderado para el sostenimiento. Se perfora con máquinas Jackleg, con barrenos de 8 pies de longitud, y 28mm.de diámetro, para el arranque se hace el corte quemado, dependiendo de la dureza de la roca con 1, 3, ó 4 taladros sin cargar; se dispara con dinamitas semexa 45% y mecha rápida; la limpieza se hace con una pala neumática Cavo sobre llantas de 0,15yd³. y el carguío de ese material estéril, se hace con un convoy de 6 carros mineros de 1.5Tm. accionados por una locomotora a trolley, se hacen 8 viajes por guardia, totalizando 144Tm/día de material estéril transportado, el cual se acumula en el botadero situado a 100mt del bocamina, en las orillas de la laguna Caballococha.

4.3. GALERIA DE EXTRACCION TINQUICOCHA

Situado en el Nv.330. corresponde al nivel más bajo de la mina, y sirve para la exploración en profundidad de la mina y también con fines de ventilación para el ingreso de aire fresco, y que mediante chimeneas (RB) esta conectado al nivel 440.

Es una labor que anteriormente se usó para extraer el mineral proveniente de la veta Flor de Loto, y que actualmente se ha vuelto a seguir dicha galería, pero en dirección al yacimiento. El frente consiste de roca granodiorítica, con la presencia de fallas y material molido.

Para la perforación del frente 3.5x3.5mt. se utiliza máquina Jacklegs y un juego de barrenos de 4,6,y 8', la voladura se hace con dinamita, y se inicia con guía lenta convencional.

CAPITULO V

ANALISIS DE RENDIMIENTOS DE EQUIPOS MINEROS

5.1. PERFORMANCE DE JUMBOS

Debemos considerar que existe una variedad de marcas y modelos, que posteriormente se van a traducir en diferencias sustantivas en cuanto a rendimiento, flexibilidad, y sobre todo se van a reflejar en los costos finales por metro perforado; por lo que es muy necesario tener conocimiento de estándares de producción en diferentes condiciones de trabajo, para tomar la mejor alternativa.

5.1.1. DINAMICA DE LA PERFORACION HIDRAULICA

La perforación de roto-percusión, combina 4 funciones:

- percusión
- avance
- rotación
- barrido

La energía producida en la perforadora es transmitida a la roca a través del varillaje por la broca.

El pistón es acelerado hasta alcanzar una velocidad promedio de 5,200 mt/seg.

contra el shank. Esta energía de impacto es transmitida a la barra en forma de onda de choque, y que cuando alcanzan a la broca en contacto con la roca se traduce en penetración.

PERCUSION

La energía de impacto (7.5-20kw) es multiplicado por la frecuencia de impacto (2,000-3,000 golpes/minuto).

La capacidad de percusión depende del tamaño y la sección del pistón.

FUERZA DEL AVANCE

El avance cumple 2 funciones: primero sostiene y empuja a la perforadora contra la roca, y segundo para hacer retornar la perforadora mediante la deslizadora.

Esta deslizadora puede ser de cadenas tornillos o cilindros.

La fuerza de avance óptimo depende del tipo de roca y el tamaño de la broca.

Una fuerza de avance insuficiente hace que el impacto no sea efectivo, y genera calor por fricción, provocando un desgaste inusual en la parte interna de la broca.

Una fuerza de avance excesivo provoca un innecesario desgaste en el varillaje y dificultades en el barrido.

ROTACION

La principal función es cambiar la posición de la broca en cada impacto, una baja velocidad produce una baja

penetración, mientras que una alta velocidad produce pérdida de energía y un excesivo desgaste del varillaje y la broca.

BARRIDO CON AGUA

La función del barrido es remover los detritus fuera del taladro. Si el barrido es insuficiente, provocará un atascamiento y baja penetración, desgaste excesivo del varillaje y en algunos casos provoca la rotura del mismo. Normalmente a mayor velocidad de penetración y diámetro de taladro, mayor será el consumo de agua.

La perforadora utiliza aceite hidráulico para la transmisión de energía y esfuerzos, el flujo de aceite presurizado, por una bomba hidráulica y controlado a través de válvulas para su funcionamiento.

5.1.2. PARTES DE UN JUMBO ELECTRO-HIDRAULICO

A. PERFORADORA HIDRAULICA

Es la parte principal del equipo:

Perforadoras livianas, con velocidad de penetración (0.78-1.0mt/min), y 7.5 kw de potencia. COP-1032.

- Perforadoras semi-pesadas, con velocidad de penetración (1.0-1.5mt/min), y 15 kw de potencia. COP-1238

- Perforadoras pesadas, con velocidad de penetración (1.2-3.0mt/min), y 20 kw de potencia. COP-1440, COP-1880

B. COLUMNA DE PERFORACION

SHANK ADAPTER

Adaptador de culata muy resistente a la fatiga, tensión y flexión, se inserta en el buje de la perforadora y se enrosca en la barra, es la que absorbe los esfuerzos del pistón y la reacción del varillaje.

BARRAS INTEGRALES

Al igual que un barreno integral, tiene culata, collarin, de sección hexagonal (25, 28, 32, y 38 mm.) y longitudes hasta de 14 pies.

También existen las barras de extensión que son roscadas en ambos extremos, o son unidos mediante coplas.

BROCA DE BOTONES

Es el componente que realiza el trabajo de trituración va provisto de insertos de carburo de tungsteno, con con orificios de barrido, ranura para la evacuación de los detritus, los más utilizados son los de 41-51mm.

También tenemos los escariadores para ensanchar los taladros de alivio, y los pilotos adaptadores que se usan para guiar el barreno.

C. BRAZO HIDRAULICO

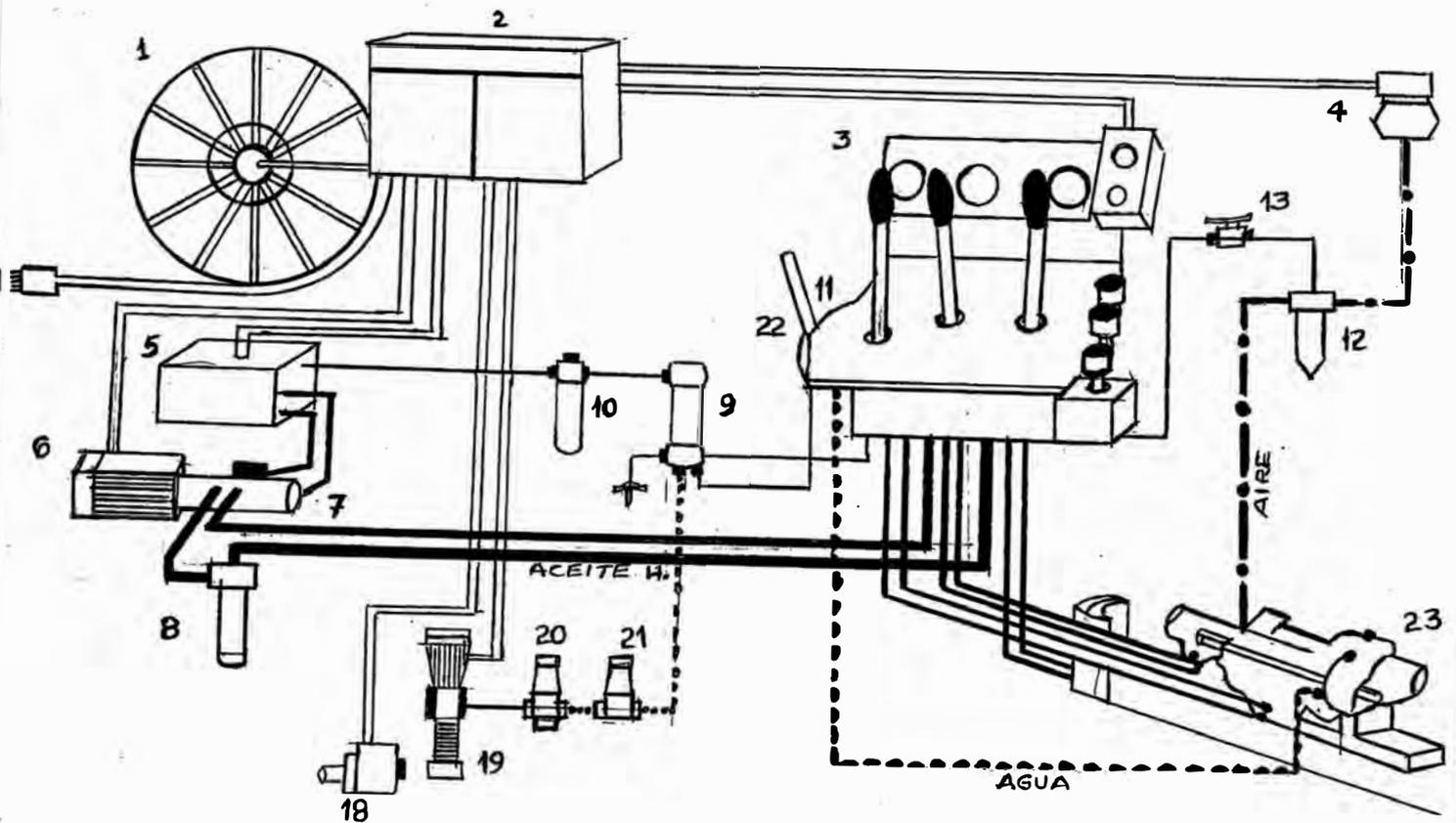
La estabilidad del brazo del jumbo debe mantener el paralelismo, el o los brazos que se monten en el jumbo deben estar en condiciones de cubrir desde una misma posición el área total del túnel a excavar, el contar con un brazo con extensión telescópica aumenta la capacidad de cobertura del jumbo, lo cual permite adicionalmente perforar más de una fila de taladros desde una misma posición.

D. CHASIS

Es un componente del jumbo que debe tener suficiente estabilidad, generalmente es del tipo articulado para minimizar los radios de giro. Es importante que se pueda acceder a la plataforma de mandos del jumbo por ambos lados y que tenga un techo protector con iluminación suficiente, con gatas en las cuatro llantas, y un carrete enrollante para el cable eléctrico. En los jumbos modernos tipo robot, se puede perforar una plantilla completa, guiados por computadora sin mayor intervención del operador. Los jumbos son equipos diseñados para aumentar la productividad y disminuir los costos.

Algunos de los problemas comunes que se ven en la excavación con jumbos hidráulicos son:

- Baja utilización del equipo.
- Avance pobre (% de la profundidad de taladro).



LEYENDA

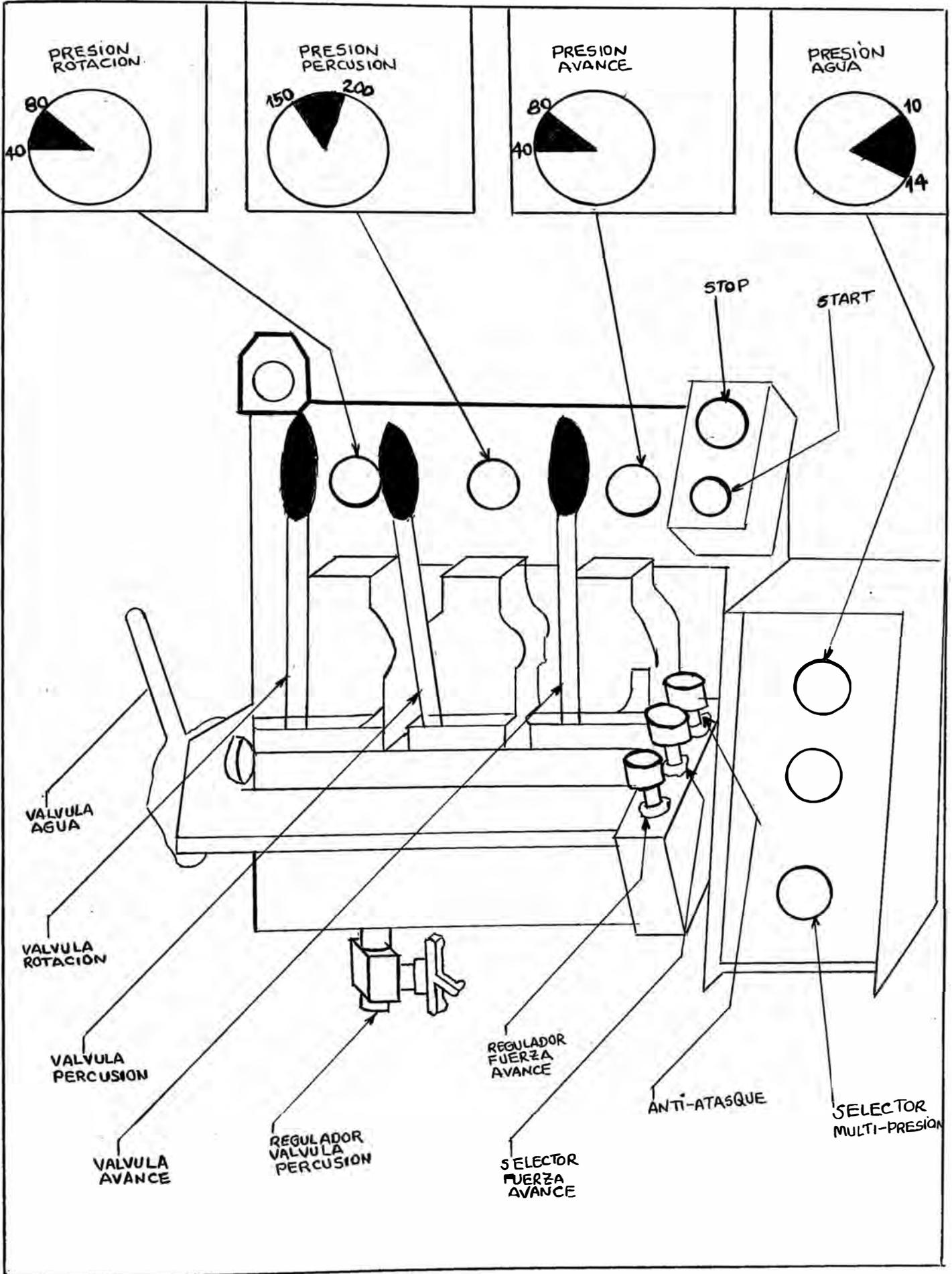
- | | |
|-------------------------------|-----------------------------|
| 1. CABLE REEL | 13. VALVULA DE CIERRE |
| 2. CAJA ELECTRICA | 14. ACOPLAMIENTO |
| 3. PANEL DE CONTROL | 15. GRIFO |
| 4. COMPRESORA | 16. PURGADOR AGUA |
| 5. TANQUE ACEITE HIDRAULICO | 17. GRIFO |
| 6. BOMBA HIDRAULICA | 18. GUARDA DE CAUDAL |
| 7. MOTOR | 19. BOMBA ELEVADORA PRESION |
| 8. FILTRO DE PRESION ACEITE | 20. REGULADOR PRESION AGUA |
| 9. ENFRIADOR DE ACEITE | 21. VALVULA SEGURIDAD |
| 10. FILTRO DE RETORNO, DCEITE | 22. VALVULAS DIRECCIONALES |
| 11. VALVULA AGUA | 23. COP-1032 |
| 12. LUBRICADOR | |

FACULTAD I.G.M.M.

SISTEMA HIDRAULICO
JUMBO H-115

FIG. 5

SIN ESCALA DIBUJO: E.P.L.



PERFORMANCE DE JUMBOS

Se consideran a los equipos equipos de perforación Jumbo Boomer H115, H252 y el H282.

El tipo de perforación analizados son:

Frontones (una cara libre) y

Breasting (dos caras libres).

Además los rendimientos obtenidos difieren según sea: en mineral ó en estéril.

Existen 3 factores que interactúan en la mecánica de rotura:

- Potencia del equipo de perforación y consumo óptimo del varillaje de perforación.
- Propiedades del macizo rocoso
- Características del explosivo.

FACTORES DE PERFORABILIDAD

Diferentes tipos de rocas causan diferentes efectos sobre una máquina de perforación así:

Roca suave obliga a una menor velocidad de rotación que rompe la barra y causa problemas de barrido.

Una roca abrasiva desgasta rápidamente las brocas.

Un macizo fracturado y fallado, desvía y rompe el varillaje.

Roca dura necesita mayor percusión como de rotación.

Rocas ígneas masivas son fáciles de perforar por percusión.

Calizas varían en dureza, desde pizarras hasta calizas carbonosas.

Las areniscas son abrasivas y masivas, fáciles de perforar. El diámetro del taladro tiene un efecto sobre la perforabilidad cuando se atraviesa roca fracturada, es recomendable usar un diámetro mayor.

INDICE DE PERFORABILIDAD DE LA ROCA

Es un valor asignado a diferentes tipos de roca, y sirve para predecir la velocidad de penetración.

INDICE DE DESGASTE DE LAS BROCAS

Usando el índice de perforabilidad y el valor de abrasión , se puede determinar el índice de desgaste de la broca. Esto sirve para determinar la vida útil del varillaje de perforación.

En muchos tipos de roca, índice de perforabilidad de roca y el índice de desgaste de la broca estan relacionados de tal modo que si una roca tiene bajo índice de perforabilidad, su correspondiente índice de desgaste de broca será mayor.

Los parámetros tomados en cuenta para medir el rendimiento de un equipo de perforación:

- Diseñar una adecuada malla de perforación
- Determinar la velocidad de penetración de c/u perforadoras
- Costo estimados de producción (\$/mt) ó (\$/Tm). dividido en: costo de inversión, costo de operación (mano de obra, energía, accesorios de perforación, insumos de explosivos, mantenimiento).

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION

- a.-Calcular el número de taladros para frontones, y/o en perforación tipo breasting.
- b.-Distribuir estos taladros en todo el frente (No.tal.en arranque, No.tal.en arrastres, No.tal.en alzas, No.tal.en pared, y No.tal.en ayudas), de acuerdo al burden y al espaciamiento.
- c.-Calcular la concentración de carga por taladro, de acuerdo al tipo de explosivo utilizado.
- d.-Calcular la velocidad de perforación del equipo
- e.-Determinar los costos de perforación (\$/mt) y voladura(\$/Tm)

NUMERO DE TALADROS

Utilizamos la fórmula empírica elaborada por la consultora canadiense DYNATEC, que está en función de las dimensiones y el tamaño del diámetro del taladro:

$$N=15+ \frac{(W*H)-(10*W*D)-0.95}{(D*17)**2} + \frac{W}{(D*12)}$$

W: Ancho del frente (mt)

H: Altura del frente (mt)

D: Diámetro del taladro (mt)

N: Número de taladros

DISTRIBUCION DE TALADROS

Se utiliza la teoría de Langefors y Kihlstrom, y estan basados en el método de cálculo de concentración de cargas.

Asumimos que conocemos ciertos estándares de concentración de carga y calculamos los burdens y espaciamentos respectivos. Para frontones se requiere una mayor carga específica que para el disparo de un banco por ejemplo.

Dividimos el frente en 5 secciones:

A: sección de los taladros de arranque.

B: sección de los taladros de ayuda lateral.

C: sección de los taladros de ayuda superior.

D: sección de los taladros de contorno pared-techo.

E: sección de los taladros de arrastre.

TALADROS DE ARRANQUE

La sección A, está formada por una serie de cuadrados circunscritos, a una distancia predeterminada.

El tipo de corte utilizado es: el corte en paralelo con uno, dos, ó tres taladros de alivio.

El corte quemado fué el predecesor del corte en paralelo, proporciona un menor avance que el anterior.

Para diferentes diámetros se requieren diferentes espaciamentos, lo que necesitará de algunos ajustes de acuerdo al tipo de roca.

Es muy importante el burden entre tal.alivo y tal.rotura.

Estimar un diámetro grande adecuado en relación a la profundidad de taladro que permita por lo menos un avance del 95%.

$$H = 0.15 + 34.1D - 39.4D^2$$

donde: D, es el diámetro del taladro de alivio

si usamos 2 taladros de alivio, usamos $2 \cdot D^2$ y lo reemplazamos en la ecuación anterior.

Concentración de carga (l)

$$l = \pi/4 * d^2 * \rho_{exp}$$

donde: d(mt.) diámetro cart.dinamita ó taladro, anfo.
 ρ , densidad del explosivo en Kg/mt³

Los taladros no deben ser cargados en toda su longitud, deben dejar sin cargar: $h_e = 10 * d$

- 1.- Calcular el burden máximo (B_m) y el burden práctico (B_p) considerar la desviación (F) del taladro.

$$B_m = 1.7 * D$$

$$B_p = B_m - F$$

donde: $F = B_m(0.1 + 0.03H)$

Calcúlo de las cargas en relación al burden máximo.

Seleccionar un retardo adecuado para el desplazamiento

$$E_1 = 1.41 * B_p$$

- 2.- Ahora tenemos una abertura rectangular

$$A_1 = 1.41 * (B_p - F)$$

$$B_m = 8.8 * 10^{-2} * (A_1 * l * S_{anfo})^2 * (c * d)^2$$

donde: c, kte, del macizo rocoso

d, diámetro del taladro de rotura

A, lado de la abertura rectangular

S_{anfo} , potencia relativa del explosivo relativo/anfo.

$$B_p = B_m - F$$

$$E_2 = 1.41 * (B_p + E_1)$$

3.- Hacer lo mismo que en el paso 2, hasta que la longitud de la abertura, A sea menor a $2*(H_{avance})^*$

Usualmente se realizan 5 cuadrados.

$$A2 = 1.41 * (Bp2 + \frac{E1}{2} - F)$$

$$Bm3 = 8.8 * 10^{-2} * \frac{(A2 * l * Senfo)^*}{(c*d)^*}$$

$$Bp3 = Bm3 - F$$

$$E3 = 1.41 * (Bp3 + \frac{E2}{2})$$

4.- $A3 = 1.41 * (Bp3 + E2/2 - F)$

$$Bm4 = 8.8 * 10^{-2} * \frac{(A3 * l * Senfo)^*}{(c*d)^*}$$

$$Bp4 = Bm4 - F$$

$$E4 = 1.41 * (Bp4 + E3/2)$$

TALADROS DE ARRASTRE

El burden para los arrastres se calcula con la misma fórmula para el banqueo. La altura del banco, es comparado con el avance y se usa un factor de fijación mayor, debido a los efectos gravitacionales.

$$B_m = 0.9 * \left(\frac{l * S_{\text{anfo}}}{c * f} \right)^2$$

donde: $c = 0.45$, $f = 1.45$

S/B = 1 : relación de espaciamiento a burden

$$N = \text{Int} \left(\frac{\text{ancho túnel} + 2H * \sin \alpha}{B} + 2 \right)$$

$$E_1 = \frac{(\text{ancho túnel} + 2H * \sin \alpha)}{N-1}$$

$$E_{11} = E_1 - H * \sin \alpha$$

$$B_p = B_m - H * \sin \alpha - F$$

TALADROS DE AYUDA (stopping)

El método para el cálculo de los taladros de ayuda en la sección B y C, no difiere de los arrastres.

$$B_m = 0.9 * \left(\frac{l * S_{\text{anfo}}}{c * f} \right)^2$$

$f=1.45$, $S/B=1.25$, para los taladros ayuda lateral; y

f=1.20, S/B=1.25, para los taladros ayuda superior.

$$F = B_m * (0.1 + H * 0.03)$$

$$B_p = B_m - F$$

TALADROS DE CONTORNO, ALZAS

con voladura controlada

$$S = k * d \quad (k=15,16)$$

$$S/B = 0.80, \text{ entonces: } B_m = 1.25 * S$$

$$B_p = B_m - H * \sin a - F$$

$$l = 90 * d^2$$

$$N = \text{int} \left(\frac{\text{ancho}}{S} + 2 \right)$$

S

TALADROS DE CONTORNO PARED

$$B_m = 0.9 * \left(\frac{l * S_{\text{ancho}}}{c * f} \right)^{\frac{1}{2}}$$

donde: f=1.2, c=0.4, S/B=1.25

$$B_p = B_m - H * \sin a - F$$

$$N = \text{Int} \left(\frac{\text{altura}}{B_m * 1.25} + 2 \right)$$

Bm * 1.25

```

REM CALCULO DE TALADROS EN EL ARRANQUE
REM W=ancho tunel (mt),H=altura(mt),T=long.tal(mt),AH=altura del arco(mt)
REM L=concentracion de carga del explosivo en kg/mt
REM S=pot.relativa en peso del explosivo/anfo en %
REM c=Kte macizo rocoso,0.4, 0.3, 0.20,duro,semiduro,suave
REM D=diam.tal.rotura(mt),D1=diam.tal.alivio (mt),F=desviacion perforacion
DIM A(5), M(5), E(5), A$
INPUT "ingrese diam.tal.rotura="; D
INPUT "ingrese diam.tal.alivio="; d1
INPUT "ingrese longitud taladro="; T
INPUT "ingrese explosivo utilizar DINAMITA/anfo"; A$
IF A$ = "DINAMITA" THEN 19
L = (3.1416 / 4) * (D - .002) * (D - .002) * 840
s = 1
GOTO 22
INPUT "ingrese diam.cartucho"; D2
L = (3.1416 / 4) * D2 * D2 * 1200 * 1.32
s = 1.13
C = .5
INPUT "INGRESE EL Nro.tal.alivio )1 ó 2"; ta
IF ta = 2 THEN 27
M(1) = 1.5 * d1
GOTO 28
M(1) = 2.11 * d1
F = M(1) * (.1 + (.05 * T))
B(1) = M(1) - F
E(1) = 1.41 * B(1)
A(1) = 1.41 * (B(1) - F)
FOR I = 2 TO 5
M(I) = .088 * SQR((A(I - 1) * L * s) / (C * D))
B(I) = M(I) - .005
E(I) = 1.41 * (B(I) + E(I - 1) / 2)
A(I) = 1.41 * (B(I) + E(I - 1) / 2 - .05)
IF 1.5 * E(I) >= SQR(T) THEN 135
NEXT I
PRINT "Nro CUADRANTES"; I
N = I
FOR I = 1 TO N
PRINT "ABER"; I; "="; A(I), "ESPAC"; I; "="; E(I), "BURDEN"; I; "="; B(I)
NEXT I
PRINT "Numero de taladros"; 4 * N + ta
PRINT "CANTIDAD DE EXPLOSIVOS KG/TAL"; L * 3.2
PRINT "CANT.EXPLOSIVOS EN EL ARRANQUE KG"; L * 3.2 * (4 * N + ta)
END

```

```

EJE DIAMETRO TALADRO: 0.045
EJE DIAMETRO TAL. ALIVIO: 0.102
EJE LONGITUD TAL.: 3.36
EJE EXPLOSIVO (DY/ANFO): ANFO
EJE Nro. TAL. ALIVIO: 2

```

```

-----
EN 1 : 0.157
EN 2 : 0.238
EN 3 : 0.416
EN 4 : 0.597
ITUD DEL CUADRANTE MAYOR: 1.58
-----

```

```

0 EM calculo del numero de taladros del techo
1 INPUT "INGRESE DIAMETRO DE TALADRO": D
0 INPUT "INGRESE ANCHO TUNEL": W
2 INPUT "INGRESE LONGITUD DEL TALADRO": P
3 INPUT "TIPO EXPLOSIVO DINAMITA/ANFO": A$
4 IF A$ = "ANFO" THEN 119
5 INPUT "INGRESE DIAMETRO CARTUCHO": D1
6 B = 120 * D1 * D1
8 BOTO 120
9 B = 120 * D * D
0 B = 15 * D
0 B = E * 1.25
0 P = B - P * SIN(3.1416 / 60) - B * (.1 + .03 * P)
0 EM NUMERO DE TALADROS
0 N = INT((W / .68) + 2)
5 PRINT "-----"
0 PRINT "ESPAC": E
1 PRINT "BURDEN PRAC": BP
2 PRINT "NUMERO TALADROS": N
3 PRINT "CANTIDAD DE EXPLOSIVOS KG/TAL": L * 3.2
5 PRINT "CANT. EXPLOSIVOS EN CONTORNO-TECHO": N * L * 3.2
0 END

```

```

INGRESE DIAMETRO TALADRO: 0.045
INGRESE ANCHO DE LABOR: 3.5
INGRESE LONGITUD TOTAL: 3.36
TIPO DE EXPLOSIVO (DY/ANFO): ANFO

```

```

LONGITUD CONTROLADA
BURDEN : 0.498
BURDEN DIAMETRO: 0.675
NUMERO TALADROS: 7
VALOR : 0.78

```

```

REM calculo de los arrastres
REM variables,L=concentracion de carga, S=Potencia relativa en % /anfo
DIM A$
INPUT "INGRESE ANCHO DE LABOR"; W
INPUT "INGRESE LONGITUD DEL TALADRO"; P
C = .5; F = 1.45
INPUT "TIPO DE EXPLOSIVO DINAMITA/ANFO"; A$
IF A$ = "ANFO" THEN 148
INPUT "DIAMETRO DEL CARTUCHO"; D1
L = (3.1416 / 4) * D1 * D1 * 1200 * 1.32
S = 1.09
GOTO 160
INPUT "INGRESE DIAMETRO TALADRO ROTURA"; D
L = (3.1416 / 4) * (D - .003) * (D - .003) * 840
S = 1
BM = .9 * SQR(L * S / (C * F))
BP = BM - (P * SIN(.05)) - BM * (.1 + .03 * P)
N = INT(((W + (2 * P * SIN(.05)))) / BP) + 1.5)
ESP = (W + 2 * P * SIN(.05)) / (N - 1)
E1 = ESP - (P * SIN(.05))
PRINT "-----"
PRINT "BURDEN MAXIMO"; BM
PRINT "BURDEN PRACTICO"; BP
PRINT "ESPACIAMIENTO EN LAS ESQUINAS"; E1
PRINT "ESPACIAMIENTO"; ESP
PRINT "Nro.TALADROS"; N
PRINT "CANTIDAD DE EXPLOSIVO KG/TAL."; 2.85 * L
PRINT "CANT.DE EXPLOSIVO EN EL ARRASTRE KG"; 2.85 * L * N
PRINT "-----"
END

```

```

RESE ANCHO DE LABOR: 3.5
RESE LONGITUD DE TALADRO: 3.36
) DE EXPLOSIVO DY/ANFO: ANFO
RESE DIAMETRO TALADRO: 0.045

```

```

DEN: 0.74
L: 0.60
P: 0.77
TALADROS EN EL ARRASTRE: 6
TAL: 3.32

```

```

REM CALCULO DE LOS TALADROS DE CONTORNO-PAREI
REM VARIABLES H5=altura (mt),sin considerar el arco del techo
REM F=factor de fijacion, S/B, relacion espaciamento/burden
REM Bt=burden del taladro-techo(mt), Bp=burden taladro-piso
DIM A$
INPUT "ingrese altura total"; H5
INPUT "ingrese burden del taladro-techo:"; Bt
INPUT "ingrese burden del taladro-piso"; Bp
INPUT "INGRESE LONGITUD TALADRO"; F
INPUT "INGRESE DIAMETRO DE TALADRO"; D3
H6 = H5 - (Bp + Bt)
F = 1.2; C = .4
INPUT "tipo explosivo (DINAMITA/ANFO"; A$
IF A$ = "ANFO" THEN 811
INPUT "ingrese diametro cartucho"; D4
S = 1.09
L = (3.1416 / 4) * D4 * D4 * 1100
GOTO 813
S = 1
L = (3.1416 / 4) * (D3 - .002) * (D3 - .002) * 840
BM = .9 * SQR(S * L / (C * F))
PRINT "BM="; BM
Bp = BM - F * SIN(3.1416 / 60) - BM * (.1 + .03 * F)
N = INT((H6 / (BM * 1.25)) + 2)
ESP = H6 / (N - 1)
PRINT "BURDEN PRACTICO"; Bp
PRINT "ESPACIAMIENTO"; ESP
PRINT "Nro TALADROS"; N
PRINT "CANT.EXPLOSIVOS KG/TAL"; L * 3.2
PRINT "CANT.EXPLOSIVOS EN CONTORNO-PARED"; N * L * 3.2
END

```

```

RESE ALTURA TOTAL FRENTE: 3
RESE BURDEN DEL TECHO: 0.5
RESE BURDEN DEL PISO: 0.70
RESE TIPO DE EXPLOSIVO (DY/ANFO): ANFO
RESE DIAMETRO DE TALADRO: 0.045

```

```

DEN: 0.97
ACIAMIENTO: 0.90
.TALADROS: 3
TAL.: 3.90

```

CALCULO DE LA CONCENTRACION LINEAL DE CARGA

PARA EL ANFO: 1.50 kg/mt

USANDO DINAMITA GELATINOSA SEM-80% , SEMIGELATINA SEM-65%

Y DINAMITA PULVURULENTA EXADIT-45%

EN LOS TALADROS DE ARRANQUES	:	1.16kg/mt
EN LOS TALADROS DE ARRASTRES	:	1.16kg/mt
EN LOS TALADROS CUADRADORES	:	0.96kg/mt
EN LOS TALADROS DE ALZAS	:	0.42kg/mt
EN LOS TALADROS DE AYUDA	:	1.36kg/mt

CALCULO TEORICO DE LA VELOCIDAD DE PENETRACION

Utilizamos la fórmula empírica:

$$V_p = \frac{30 * N}{(R_c/100 + 3.6) * d^2}$$

donde:

N : potencia de la perforadora (kw)

R_c: resistencia compresiva roca (kg/cm²)

d : diámetro del taladro (cm.)

En Raura (mina Catuva) los tipos de roca a perforar:

Caliza marmolizada

R_c=1800 kg/cm²

EVALUACION TECNICA DE LAS HERRAMIENTAS DE PERFORACION

Equipo : Jumbo Boomer H-115, con perforadora COP-1032
 Labor: Nv.490, Rampa negativa
 Roca: granodiorita
 Barra de perforación: R-28, con broca de botones de 41mm.
 Indicadores de presión:
 -Presión de percusión: 160-180 bares
 -Presión de rotación: 50-60 bares
 -Presión de avance : 70-80 bares
 -Presión de barrido: 10 bares

Rendimiento de las brocas de botones en estudio:

No.brocas	BR1	BR2	BR3	BR4	BR5	BR6
No.de taladros	132	50	149	120	74	72
pies perf/tal	11	11	11	11	11	11
total de pies perforados	1452	550	1639	1320	814	792
Veloc.penetra- ción(pies/min)	4.08	4.01	4.23	3.92	3.68	3.44
No.total de afilados	8	3	8	7	15	14
No.mt.perf/afi lado.	56.19	56.75	63.42	58.38	16.80	17.51

En conclusión el afilado de las brocas de botones se debe realizar cada 17 taladros en roca semidura y cada 13 taladros en roca dura.

	roca dura	roca semi-dura
frecuencia afilados	1 afil/13tal 44.27mt	1 afil/17tal 57.89mt
vida útil brocas	354.16mt	463.12mt

JUMBO ELECTRO-HIDRAULICO BOOMER 115

RENDIMIENTO DE PERFORACION EN RAMPA PRINCIPAL (-) 12%

COP-1038, Pot 7.5Kw, 2400 golpes/min, v.rotac. 300 rpm,
peso 113kg, diámetro tal. (41mm), barras 13' con rosca R-32.

$P_{\text{percusion}} = 150$ bares

$P_{\text{rotacion}} = 40$ bares

$P_{\text{avance}} = 40$ bares

$P_{\text{barrido}} = 10-14$ bares

$R_c \text{ granodiorita} = 2000 \text{ kg/cm}^2$

LABOR: RAMPA PRINCIPAL Nv.490

Para esta actividad se ha asignado un turno completo de 12hr, 2 turnos por día, y 2 frentes perforados/turno: (rampa+pasadizo)

1) traslado a la labor	0.5hr
2) desplazamiento del equipo de perf.	0.5hr
3) Perforación neta/frente	3.0hr
4) Carguío y disparo	1.5hr
5) Limpieza del frente	5.0hr
6) Ventilacion	1.0hr
7) salida	<u>0.5hr</u>

Labor: Rampa principal, Nv.490

Nro. disparos/dia: 2

Avance/mes: $2 * 13' * 76\% * 12" * 2.54 / 100 = 150.57 \text{ mt/mes}$

Velocidad de penetración: 0.65mt/min

Velocidad de perforación: 28.126

Rendimiento de perforación: 56.24 mt/hr.

CUADRO DE PRODUCCION EN RAMPA

JUMBO BOOMER H-115

1. Sección Long. Tal. 13 pies	$4.0 \times 3.5 \text{ mt}^2$ $3.98(85\%) = 3.37 \text{ mt.}$
2. Diámetro tal.rotura 41mm Diámetro tal.alivio 78mm	52 tal.rotura 2 tal.alivio
3. Diámetro tal.rotua 41 mm $V_p = \frac{60 * L_{tal}}{T_1 + T_2 + (L_{tal}/V_{pen})}$ T1 = t.emboquillado=0.5min. T2 = t.cambio barra=0.5min. Vpen =0.71 mt/min RENDIMIENTO JUMBO-115, RAMPA	Reemplazando: $V_p = 35.18 \text{ mt/hr}$ Con 2 perforadoras y considerando: %efect.utiliz:0.68 $35.15 * 2 * 0.68$ = 47.85 mt/hr
4. Tonelaje extraído. $Pe=2.7\text{tm}/\text{mt}^3, 3.37*0.85=2.85\text{mt}$	$4.0 * 3.5 * 2.87 * 2.7 = 107.80$ Tm
5. Tonelaje/taladro	$107.80/54 = 2.00 \text{ Tm/tal}$
6. Perforación específica	$\frac{3.37 \text{ mt/tal}}{2.00 \text{ Tm/tal}} = 1.69 \text{ mt/Tm}$
Costo Total de perforación	$1.50\$/\text{mt} * 1.69 \text{ mt/Tm}$ 2.54 \\$/Tm

CUADRO DEL COSTO DE PERFORACION EN LAB. DESARROLLO PROPIEDAD + OPERACIÓN (\$/MTP) JUMBO BOOMER H-115

R.compresiva granodiorita: 2000 kg/cm2.

Rendimiento: $V_{\text{perf.}} * \text{Disp.Mec.} * \% \text{utilización} = 70.37 * 0.80 * 0.85 = 47.85 \text{mt/hr}$

RUBRO	PRECIO	VIDA UTIL	COSTO (\$/HR)	(\$/MTP)
1. COSTO PROPIEDAD	\$ 400,000	20,000hr.	17.80	0.37
Cdepreciación				
Cinversión			6.82	0.142
2. COSTO MANT..REP.(DM=80%) 27.5% C..PROPIEDAD(2)			13.54	0.282
3. COSTO DE LLANTAS	\$ 5,600	4,000hr.(0.125)	0.175	0.006
4. C. ACEROS DE PERFORACION				
BARRAS HEX. R-32	\$ 205	2,400mt	4.07	0.085
BROCAS DE BOTONES	\$ 109	725mt	7.18	0.15
SHANK ADAPTER	\$ 267	3333mt	3.28	0.08
ESCARIADORES	\$ 230	900 (0.04)	0.47	0.01
RIMADORES	\$ 138	900 (0.04)	0.28	0.006
5.COSTO COMBUSTIBLES	\$ 1.50/gl	.03*85hp*0.125	0.48	0.01
6. COSTO ACEITES Y FILTROS	25% del C.mant.		1.69	0.03
7. COSTO DE ENERGIA	\$ 0.15/kw-hr	45 (0.7)	4.72	0.09
8. COSTO DE MANO OBRA (20\$/c/u.) (perforista+ayudante)	\$120	8hr	12.0	0.25
COSTO TOTAL DE PERFORACION			72.38	1.50

**CUADRO DE PRODUCCION, JUMBO H-252
PERFORACION TIPO FRONTON**

R. Compresión mármol: 1,800 kg/cm².

% utilización efect.equipo: DM * Tiempo útil = 0.90*0.85= 0.76

1. Sección Long. Tal. 13 pies	3.0 x 3.5 mt ² 3.96(85%) = 3.37 mt.
2. Diámetro tal.rotura 45mm Diámetro tal.alivio 102mm	41 tal.rotura 2 tal.alivio
3. Diámetro tal.rotura 41 mm Vp = $\frac{60 * L_{tal}}{T_1 + T_2 + (L_{tal}/V_{pen})}$ T ₁ = t.emboquillado = 0.5min. T ₂ = t.cambio barra = 0.5min. V _{pen} = 1.20 mt/min RENDIMIENTO JUMBO-115, FRONTON	Reemplazando: Vp = 53.05 mt/hr Con 2 perforadoras y consi- derando: %efect.utiliz:0.76 53.05 * 2 * 0.76 = 81.0 mt/hr
4. Tonelaje extraído. Pe = 2.7 tm/mt ³ , 3.37*0.85=2.86mt	3.5 * 3.0 * 2.87 = 81.36 Tm
5. Tonelaje/taladro	81.36/43 = 1.89 Tm/tal
6. Perforación específica	$\frac{3.37 \text{ mt/tal}}{1.89 \text{ Tm/tal}} = 1.78 \text{ mt/Tm}$
Costo Total de perforación	1.20\$/mt * 1.78 mt/Tm 2.14 \$/Tm

**CUADRO DEL COSTO DE PERFORACION EN LAB.
DESARROLLO
PROPIEDAD + OPERACIÓN (\$/MTP) JUMBO BOOMER H-252**

R.compresiva granodiorita: 2000 kg/cm².

Rendimiento: $V_{\text{perf.}} * \text{Disp.Mec.} * \% \text{utilización} = 106.10 * 0.90 * 0.85 = 81.0 \text{ mt/hr}$

RUBRO	PRECIO	VIDA UTIL	COSTO (\$/HR)	(\$/MTP)
<hr/>				
1. COSTO PROPIEDAD	\$ 562,175	20,000hr.	24.32	0.30
Cdepreciación				
Cinversión			9.63	0.118
2. COSTO MANT..REP.(DM=90%)				
22.5% C..PROPIEDAD(2)			15.27	0.188
3. COSTO DE LLANTAS	\$ 5,600	4,000hr.(0.125)	0.175	0.006
4. C. ACEROS DE PERFORACION				
BARRAS HEX. R-32	\$ 205	2,400mt	6.89	0.085
BROCAS DE BOTONES	\$ 109	725mt	12.15	0.15
SHANK ADAPTER	\$ 267	3333mt	6.48	0.08
ESCARIADORES	\$ 230	900 (0.04)	0.81	0.01
RIMADORES	\$ 138	900 (0.04)	0.486	0.006
5. COSTO COMBUSTIBLES	\$ 1.50/gl	.03*85hp*0.125	0.48	0.005
6. COSTO ACEITES Y FILTROS	25% del C.mant.		1.9	0.0236
7. COSTO DE ENERGIA	\$ 0.15/kw-hr	45 (0.7)	6.30	0.083
0.09				
8. COSTO DE MANO OBRA (20\$/c/u.)	\$120	8hr	12.0	0.14
(perforista+ayudante)				
<hr/>				
COSTO TOTAL DE PERFORACION			97.0	1.20

**CUADRO DE PRODUCCION, JUMBO H-282
PERFORACION TIPO FRONTON**

R. compresión mármol: 1,800 kg/cm².

% utilización efect.equipo: DM * Tiempo útil= 0.90*0.85=0.76

1. Sección Long. Tal. 13 pies	3.0 x 3.5 mt ² 3.96(85%) = 3.37 mt.
2. Diámetro tal.rotura 45mm Diámetro tal.alivio 102mm	41 tal.rotura 2 tal.alivio
3. Diámetro tal.rotua 41 mm Vp = $\frac{60 * L_{tal}}{T_1 + T_2 + (L_{tal}/V_{pen})}$ T ₁ = t.emboquillado=0.5min. T ₂ = t.cambio barra=0.5min. V _{pen} = 1.54 mt/min RENDIMIENTO JUMBO-H282, FRONTON	Reemplazando: Vp = 63.39 mt/hr Con 2 perforadoras y consi- derando: %efect.utiliz:0.76 35.15 * 2 * 0.68 = 96.36 mt/hr
4. Tonelaje extraído. Pe= 2.7 tm/mt ³ , 2.86=3.37*0.85	3.5*3.0*2.87*2.7 =80.84 Tm
5. Tonelaje/taladro	80.84/54 = 1.88 Tm/tal
6. Perforación específica	$\frac{3.37 \text{ mt/tal}}{1.88 \text{ Tm/tal}} = 1.79 \text{ mt/Tm}$
Costo Total de perforación	1.15\$/mt * 1.79 mt/Tm 2.06 \$/Tm

**CUADRO DEL COSTO DE PERFORACION EN LAB.
DESARROLLO
PROPIEDAD + OPERACIÓN (\$/MTP) JUMBO BOOMER H-282**

R.compresiva mármol: 1800 kg/cm².

Rendimiento: $V_{\text{perf.}} * \text{Disp.Mec.} * \% \text{utilización} = 126.80 * 0.90 * 0.85 = 96.0 \text{ mt/hr}$

RUBRO	PRECIO	VIDA UTIL	COSTO (\$/HR)	(\$/MTP)
1. COSTO PROPIEDAD	\$ 635,577	20,000hr.	27.53	0.286
Cdepreciación				
Cinversión			10.91	0.113
2. COSTO MANT..REP.(DM=90%) 22.5% C..PROPIEDAD(2)			17.30	0.180
3. COSTO DE LLANTAS	\$ 5,600	4,000hr.(0.125)	0.175	0.002
4. C. ACEROS DE PERFORACION				
BARRAS HEX. R-32	\$ 205	2,400mt	8.16	0.085
BROCAS DE BOTONES 0.15	\$ 109	725mt	14.40	0.15
SHANK ADAPTER	\$ 267	3333mt	7.68	0.08
ESCARIADORES 0.01	\$ 230	900 (0.04)	0.96	0.01
RIMADORES 0.006	\$ 138	900 (0.04)	0.576	0.006
5.COSTO COMBUSTIBLES	\$ 1.50/gl	.03*85hp*0.125	0.48	0.005
6. COSTO ACEITES Y FILTROS	25% del C.mant.		2.16	0.023
7. COSTO DE ENERGIA 0.083 0.09	\$ 0.15/kw-hr	45 (0.7)	11.55	0.12
8. COSTO DE MANO OBRA (20\$/c/u.) (perforista+ayudante)	\$120	8hr	12.0	0.125
COSTO TOTAL DE PERFORACION			114.0	1.15

**CUADRO DE PRODUCCION, JUMBO H-282
PERFORACION TIPO FRONTON**

Resistencia compresiva mineral: 1,400 kg/cm².
Veloc. Penetración = 1.47 mt/min

1. Sección Longitud taladro	8.0 x 4.0 mt ² , 3.96(85%) = 3.37 mt.
2. Número de taladros N=INT(<u>8</u> /E+1)*3.5/B= 50 Según formula Ash: B=k1*D= 15 * 0.045 = 0.70 E=k2*B= 1.25 * 0.90 = 0.90	50 tal. de 45mm D, diametro taladro k1, k2,= ctes. rocoso macizo
3. Velocidad de perforación Vp = $\frac{60 * \text{Long. tal}}{T_1 + T_2 + (L_{\text{tal}}/V_{\text{pen}})}$ T1 = t. emboquillado=0.5min. T2 = t. cambio barra=0.5min. Vpen = 1.70 mt/min RENDIMIENTO JUMBO-H282	Reemplazando: Vp = $\frac{60 * 3.36}{0.5+0.5+(3.36/170)}$ Vp = 67.87 mt/hr 67.87 * 2 * 0.76 103.0 mt/hr
4. Tonelaje extraído %efect.vol=85 Pe = 3.5 tm/mt ³	8.0*3.5*3.37*3.5*.85=280.72Tm
5. Tonelaje/taladro	280.72/50 = 5.61 Tm/tal
6. Perforación específica	3.37/5.61 = 0.60 mt/Tm
Costo Total de perforación	1.18\$/mt * 0.60 mt/Tm 0.71 \$/Tm

**CUADRO DEL COSTO DE PERFORACION EN
LAB. EXPLOTACION
PROPIEDAD + OPERACIÓN (\$/MTP) JUMBO BOOMER H-282**

R.compresiva mineral de zinc/plomo : 1600 kg/cm².

Rendimiento: $V_{\text{perf.}} * \text{Disp.Mec.} * \% \text{utilización} = 134.50 * 0.90 * 0.85 = 103.0 \text{ mt/hr}$

RUBRO	PRECIO	VIDA UTIL	COSTO (\$/HR)	(\$/MTP)
1. COSTO PROPIEDAD	\$ 635,577	20,000hr.	27.53	0.4086
C.depreciación				
C.inversión			10.91	0.103
2. COSTO MANT..REP.(DM=90%)				
22.5% C..PROPIEDAD(2)			17.30	0.160
3. COSTO DE LLANTAS	\$ 5,600	4,000hr.(0.125)	0.175	0.002
4. C. ACEROS DE PERFORACION				
BARRAS HEX. R-32	\$ 205	2,200mt	9.58	0.093
BROCAS DE BOTONES	\$ 109	492mt	22.76	0.221
SHANK ADAPTER	\$ 267	3000mt	9.167	0.089
ESCARIADORES	\$ 230	700 (0.04)	1.34	0.013
RIMADORES	\$ 138	700 (0.04)	0.72	0.007
5. COSTO COMBUSTIBLES	\$ 1.50/gl	.03*85hp*0.125	0.48	0.003
6. COSTO ACEITES Y FILTROS	25% del C.mant.		2.16	0.040
7. COSTO DE ENERGIA	\$ 0.15/kw-hr	110 (0.7)	11.55	0.087
8. COSTO DE MANO OBRA (20\$/c/u.)	\$120	8hr	12.0	0.097
(perforista+ayudante)				
COSTO TOTAL DE PERFORACION			125.0	1.18

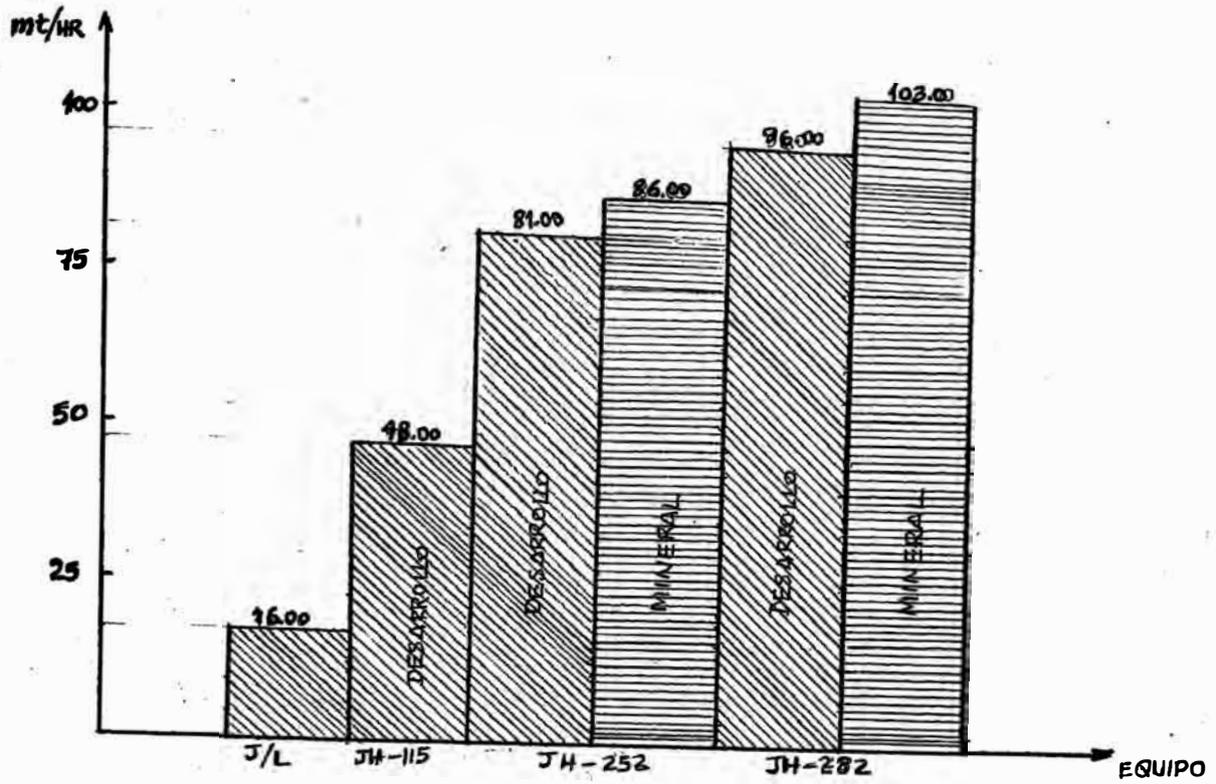
**CUADRO DEL COSTO DE PERFORACION EN
LAB. EXPLOTACION
PROPIEDAD + OPERACIÓN (\$/MTP) JUMBO BOOMER H-252**

R.compresiva mineral de zinc/plomo : 1600 kg/cm2.
Rendimiento: V_{perf.} * Disp.Mec.*%utilización = 86.0mt/hr

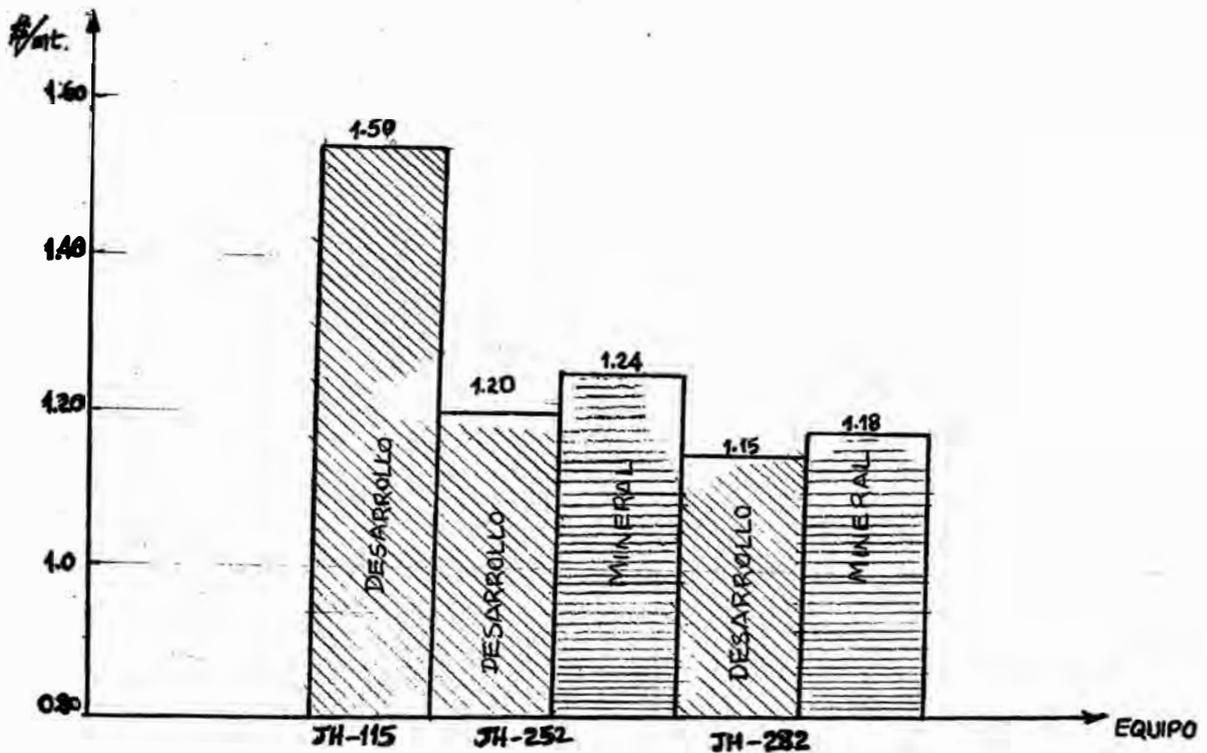
RUBRO	PRECIO	VIDA UTIL	COSTO (\$/HR)	(\$/MTP)
1. COSTO PROPIEDAD	\$ 562,175	20,000hr.	24.32	0.283
Cdepreciación				
Cinversión			9.63	0.11
2. COSTO MANT..REP.(DM=90%)				
22.5% C..PROPIEDAD(2)			15.27	0.176
3. COSTO DE LLANTAS	\$ 5,600	4,000hr.(0.125)	0.175	0.002
4. C. ACEROS DE PERFORACION				
BARRAS HEX. R-32	\$ 205	2,200mt	7.97	0.093
BROCAS DE BOTONES	\$ 109	492mt	19.06	0.221
SHANK ADAPTER	\$ 267	3000mt	7.65	0.089
ESCARIADORES	\$ 230	700 (0.04)	1.12	0.013
RIMADORES	\$ 138	700 (0.04)	0.60	0.007
5. COSTO COMBUSTIBLES	\$ 1.50/gl	.03*85hp*0.125	0.48	0.005
6. COSTO ACEITES Y FILTROS	25% del C.mant.		1.91	0.022
7. COSTO DE ENERGIA	\$ 0.15/kw-hr	60 (0.7)	6.30	0.073
8. COSTO DE MANO OBRA (20\$/c/u.)	\$120	8hr	12.0	0.139
(perforista+ayudante)				
COSTO TOTAL DE PERFORACION			107.0	1.24

$0.60 \text{ mt/} \tau_{\text{m.}} * 1.24 \text{ \$/mt.} = 0.75 \text{ \$/} \tau_{\text{m.}}$

RENDIMIENTO DE PERFORACION



COSTO DE PERFORACION



COSTO DE OPERACIÓN : LABORES DE DESARROLLO MINA CATUVA

Roca: granodiorita, Pesp. insitu : 2.7 Tm/mt3 , Pespec. Suelto:2.2 Tm/mt3 .

Long.Taladro: 13pies =3.96mt, Lperf.=3.36, Avance=2.85mt/disp.

Jumbo Boomer H252, perforadora COP-1238, Veloc.perf=103mt/hr, Disp.Mec.=0.85, %Tiempo Op.=0.85, Rendimiento=76.50mt/hr.

Costo de perforacion: Cpropiedad+Coperacion+Cmano.obra=1.27\$/mtp.

LABOR	DIM(mt)	VOL. (mt3.)	TM/Disp	#TALA- DROS	C.PERF (\$/TM)	C.VOLADURA (\$/TM)		C.LIMPIEZA \$/TM)SCOOP	C.EXTRAC. VOLVO 11mt3	C.SERVICIOS 30%SUBTOT	COSTO TOTAL		
						FACT.POT. DY(ANFO) Kg.exp./TM.						(\$/TM)	(\$/mt3)
CRUCERO	3.0 x 3.0	25.65	69.31	37	2.28	1.24(1.73)	3.83 (2.46)	2.21	0.68	2.7 (2.29)	11.70(9.90)	4.33(3.67)	284(241)
GALERIA	3.5 x 3.0	29.93	80.81	40	2.10	1.14(1.60)	3.65(2.40)	2.21	0.68	2.59 (2.21)	11.23(9.60)	4.16(3.56)	318(272)
RAMPA	4.0 x3.5	39.90	108	48	1.90	1.0(1.44)	3.40(2.32)	2.21	0.68	2.46 (2.13)	10.65(9.24)	32.94(3.42)	403(350)
RAMPA	5.0 x 4.0	54	154	61	1.69	0.91(1.29)	3.24(2.24)	2.21	0.68	2.34 (2.0)	10.20(8.82)	3.78(3.27)	551(495)

* Cant. Taladros:Fórmula DYNATEC (pág 33)

* Costo Perforación: 1.27\$/mp * 37 Tal/disp * 1disp/69.31Tm = 2.28\$/Tm

* Costo Voladura : F(explosivos F(Fac.Pot), accesorios, mano de Obra)

costo explosivos: Fact.Pot.* Precio explosivo= 1.24*1.8\$/kg = 2.23\$/Tm.

costo accesorios= F (fanel,cordon detonante,guia) =1.60\$/tm
3.83\$/tm

* Costo Carguío: (Scoop 3 1/2 yd3) diesel, d=100mt;

= Costo Horario (\$/Hr) = 58.00 = 2.21 \$/Tm

Produce.Horario (Tm/hr) 26.20

* Costo Extracción: (Volquete Volvo 11mt3) = $\frac{49.30\$/Hr}{38.90} * \frac{(4.5)}{2.8} = 0.68\$/Tm.$

* SOSTENIMIENTO NATURAL

* COSTO SERVICIOS + C. INDIRECTOS = (30% (C.Per + C. vol + C.Carg + C.Extrac.))=2.70 \$/Tm.

Costo total de labor minera (galeria 3.5mt*3.0mt)= 284.0\$/mt-avance.

COSTO DE OPERACIÓN : LABORES DE EXPLOTACION MINA CATUVA

Roca: mineral de zinc-plomo, Pesp.insitu=3.5Tm/mt3., Pesp.suelto=3.2Tm/mt3.

Long.taladro: 13pies. Diámetro taladro=45mm. Avance/disparo: 2.85mt.

Jumbo Boomer H252, perforadora COP-1282, Veloc.perf.=125.60mt/hr, Disp.Mec.=0.90, Tiemp.Op.=0.85, Rendimiento=103mt/hr

Costo de perforación: Cpropiedad+Coperación = 1.39\$/mt-perf.

LABOR	DIM.(mt)	VOL. (mt3)	TM/DISP	CANT.	C.PERF	C.VOLADURA		C.LIMPIE-	C.RELLENO	C.SERV.	COSTO TO-
				TALAD.	(\$/TM)	(\$/TM)		ZA (\$/TM)	HID.CEMENT	AUX.(\$/TM)	TAL EXPLOT.
						F.P.	DY.		(\$/TM).		(\$/TM)
CAMARA (1 CARA LIBRE)	3.5*3.0	29.9	104.6	40	1.8	0.8	3.40	1.31	1.67	2.35	10.2
CAMARA (2 CARAS LIBRES)	8.0*3.5	79.8	279.3	50	0.84	0.38	2.28	1.31	1.67	2.35	7.9

*Cantidad de taladros: Fórmula de Pearse (pag.50)

*Costo de perforación: 1.39\$/mt-perf. * 50tal./disp. * 3.36mt-perf./tal. * 1disp/279.30Tm. = 0.84 \$/Tm.

*Costo de voladura: F(explosivo(FP). Accesorios, mano obra)

Densidad lineal de carga dinamita: $Dc=(\pi/4 * 0.028^2)*1200\text{kg}/\text{mt}^3= 0.74\text{kg}/\text{mt}$.

$0.74\text{kg}/\text{mt} * 3.36\text{mt}/\text{tal} * 0.85 = 2.10\text{kg}/\text{tal}$.

$\text{FPdy1} = 2.10\text{kg}/\text{tal} * 40\text{tal}/\text{disp} * 1\text{disp}/104.60\text{Tm} = 0.80\text{kg}/\text{Tm}$.

$\text{FPdy2} = 2.10\text{kg}/\text{tal} * 50\text{tal}/\text{disp} * 1\text{disp}/279.30\text{Tm} = 0.38\text{kg}/\text{Tm}$.

Costo explosivo: $0.80\text{Kg}/\text{Tm} * 1.8\$/\text{kg-dy} = 1.44\$/\text{Tm}$

Costo de accesorios: (fanel, cordón detonante, guía, fulminantes)= 1.60 \$/Tm.
=3.04\$/Tm.

*Costo de carguío: Scoop 3.5yd3. Eléctrico

$55\$/\text{hr} / 42\text{Tm}/\text{hr} = 1.31\$/\text{Tm}$.

*C.relleno hid.cem. 1.67\$/Tm.

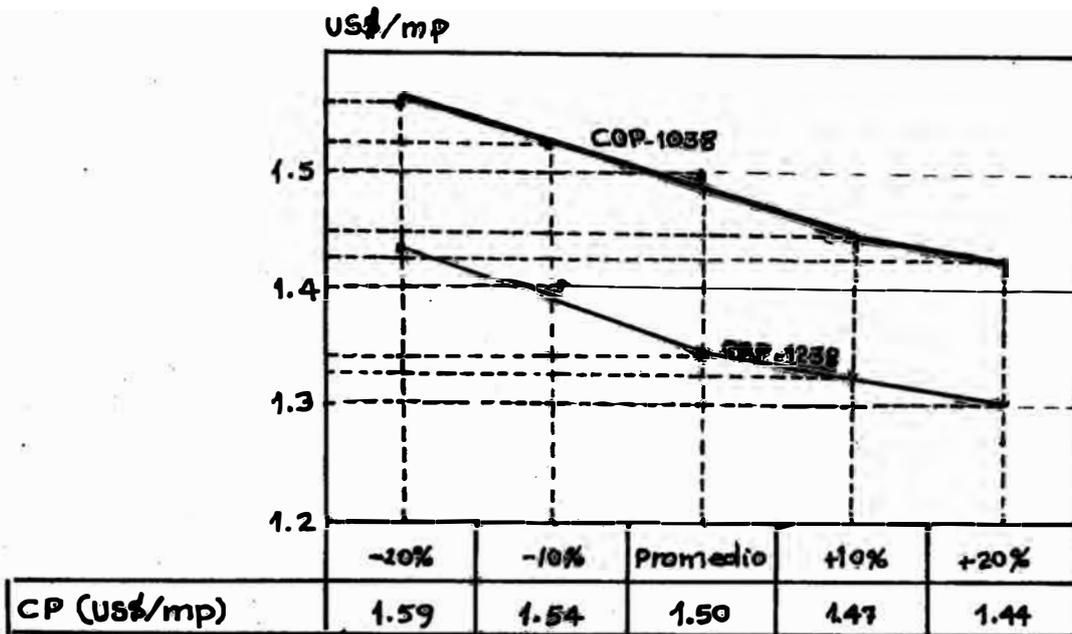
COSTO DE PERFORACION VS. VARIACION DEL COSTO DE MANTENIMIENTO

C.MANT.R	COP/1038			COP-1238		
	REND.	COSTO PERF.		REND.	COSTO PERF.	
	MT/HR.	\$/MTP.	\$/MT-AVA	MT/HR.	\$/MTP.	\$/MT-AV.
45%	53.80	1.32	68.30	81.0	1.20	56.0
50%	50.80	1.40	72.0	76.50	1.27	59.80
55%	47.85	1.50	77.60	72.00	1.36	64.00
60%	44.90	1.55	79.30	67.50	1.49	70.20
65%	41.90	1.64	85.0	63.00	1.56	73.40

COSTO DE PERFORACION VS. VARIACION DEL COSTO DE VARILLAJE

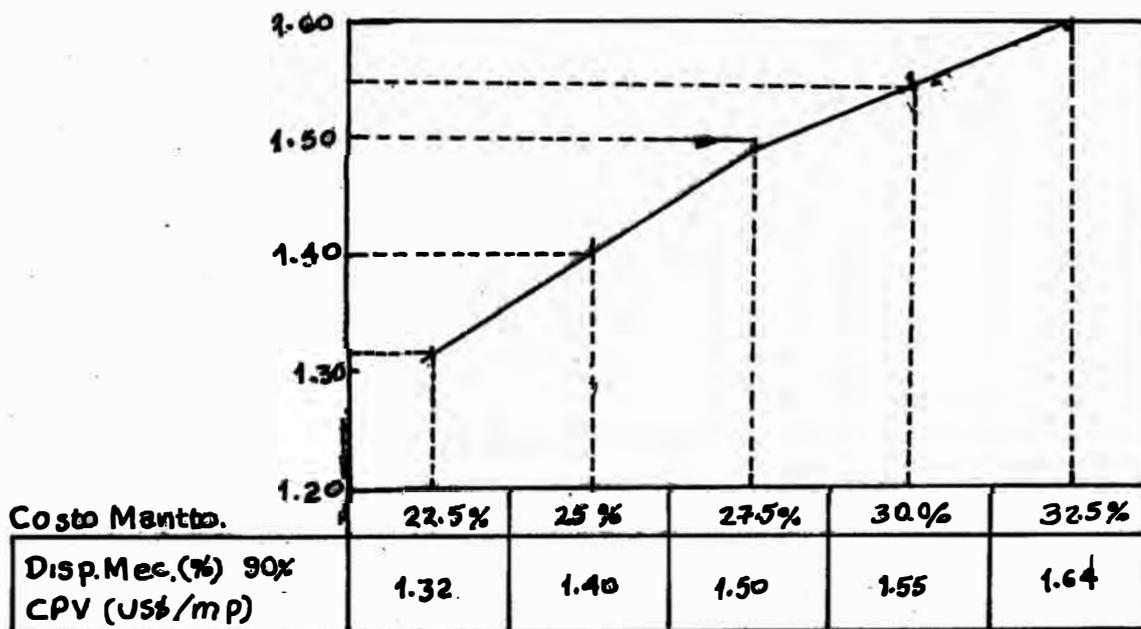
VIDA UT ACEROS	COP/1038			COP-1238		
	COSTO PERF.			REND.	COSTO PERF.	
	\$/MTP.	\$/MT-AVANCE	\$/MT3	\$/MTP.	\$/MT-AVANCE	\$/MT3
-20%	1.59	82.20	8.0	1.45	68.0	6.51
-10%	1.54	79.60	7.80	1.40	65.70	6.28
PROM.	1.50	77.30	7.60	1.36	64.0	6.10
10%	1.47	75.70	7.43	1.34	62.30	6.0
20%	1.44	74.30	7.28	1.31	61.50	5.88

Costo de Perforacion (CP) vs. Variacion Vida Util de Aceros

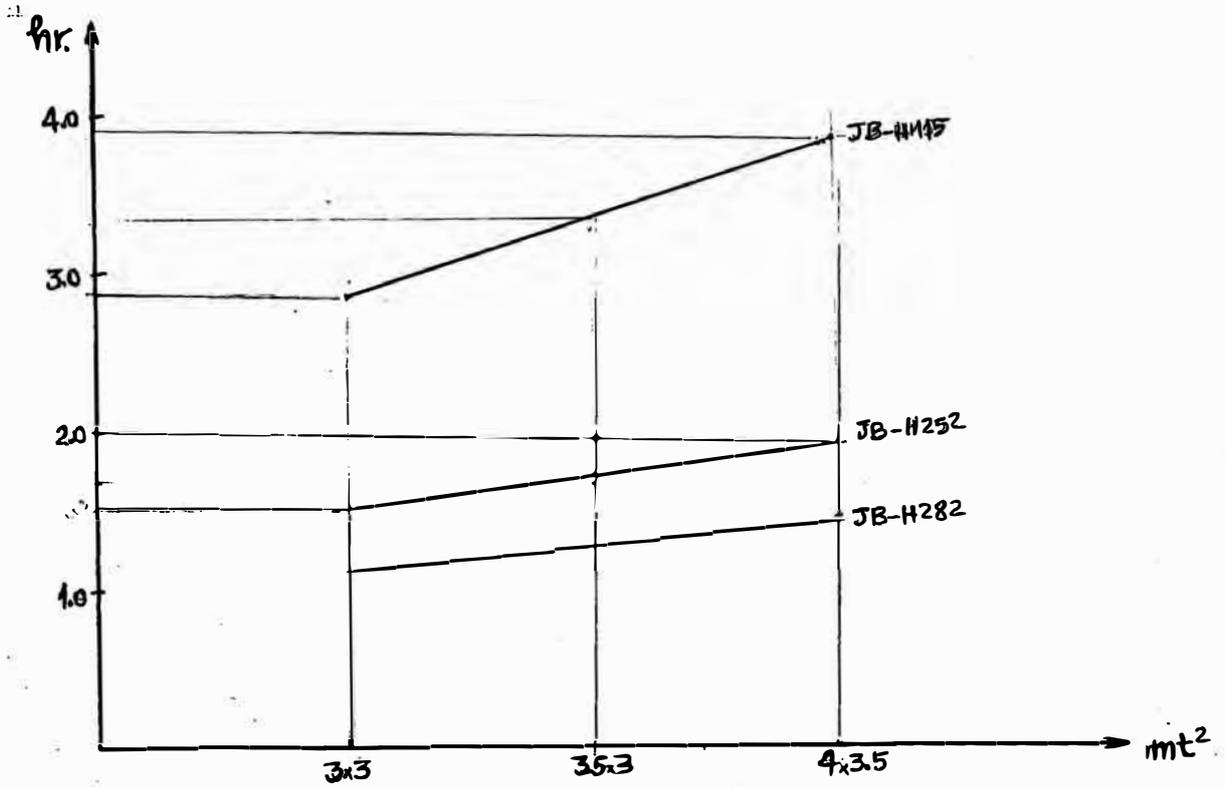


Util. del Equipo : 85%
 Disp. Mecanica Equipo: 90%

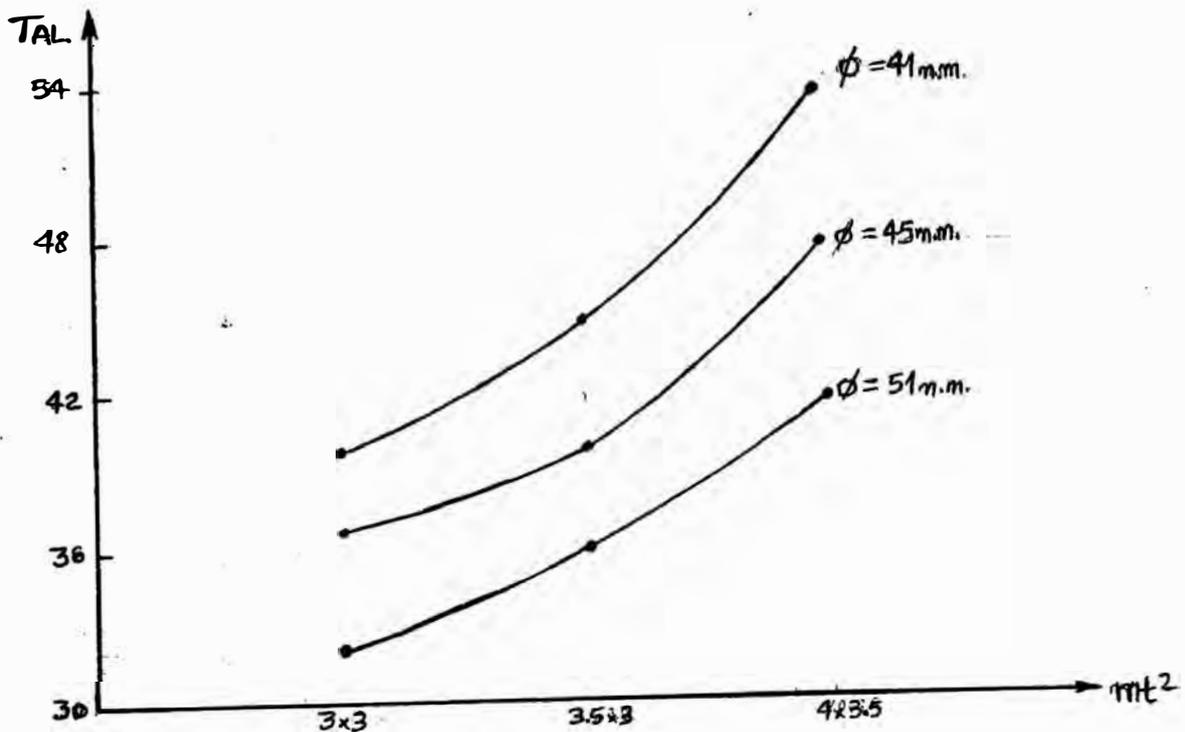
Costo de Perforacion (CP) vs. Variacion del Costo de Manto.

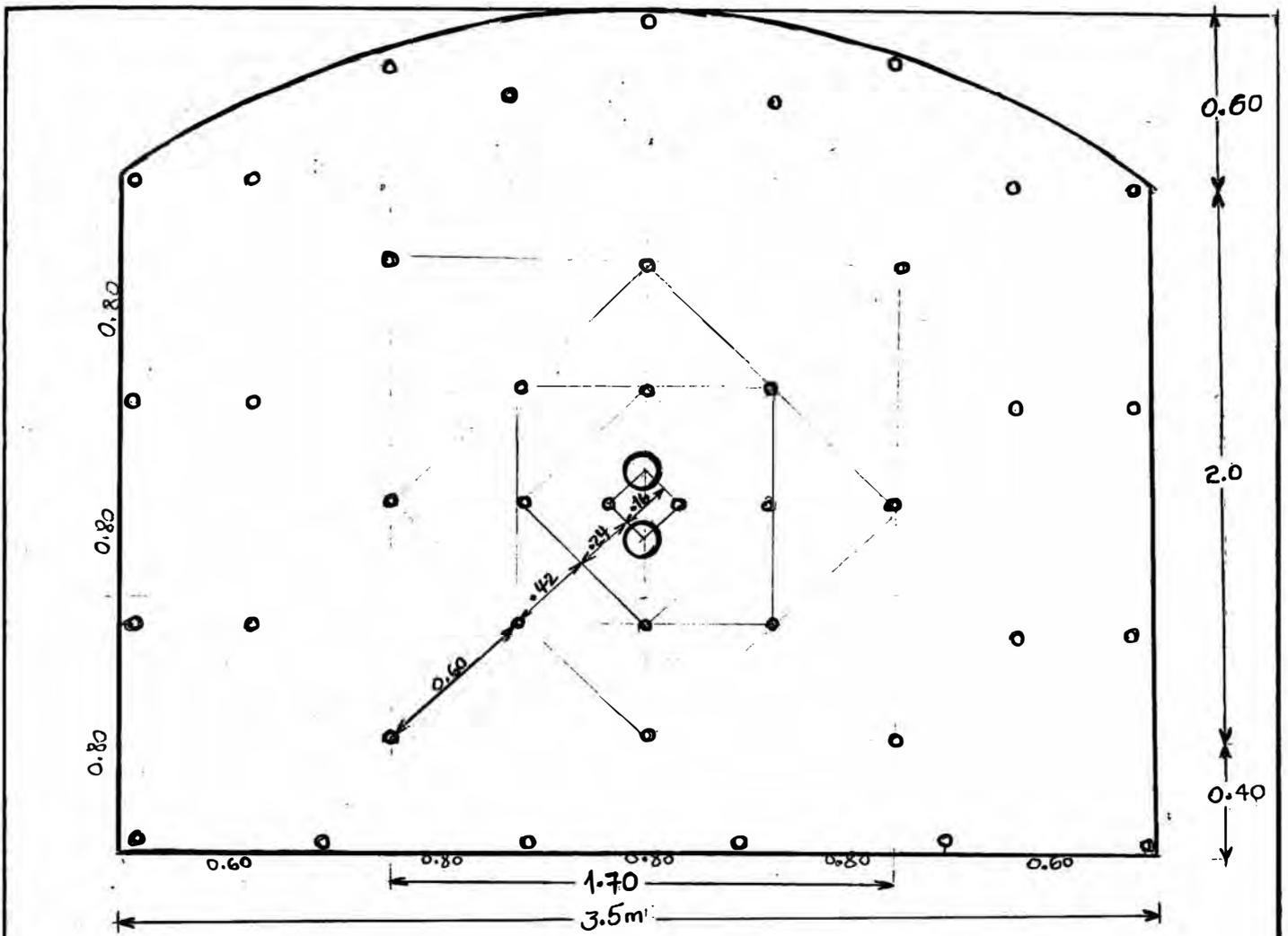


TIEMPO PERF. VS. SECCION

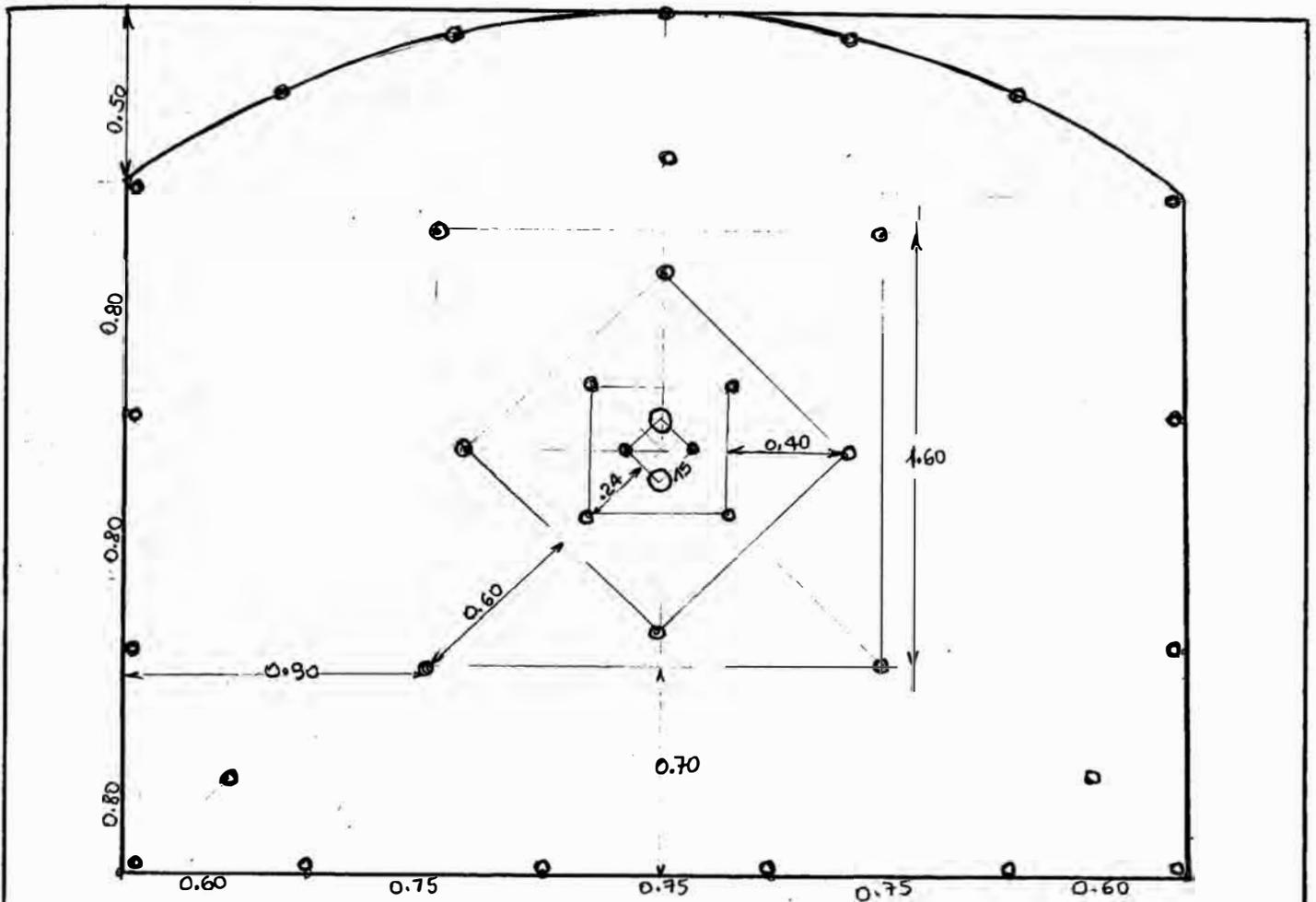


NUMERO TALADROS VS. SECCION





MALLA DE PERFORACION 3.5 x 3.0
 TIPO EXPLOSIVO : DINAMITA 43 TAL, $\phi = 45\text{mm}$.



MALLA DE PERFORACION 3.5x3.0
 TIPO EXPLOSIVO: ANFO, 36 TAL, $\phi=45\text{mm}$.

PERFORMANCE DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE

SCOOPTRAM

El equipo de acarreo que se ha impuesto en minería subterránea es el LHD, que significa "load, haul and dump" cargar, transportar y descargar.

Los Scooptrams o cargadores de bajo perfil, une a sus dimensiones una cuchara compacta de gran capacidad y ejes con llantas de gran dimensión para un rápido desplazamiento en superficies agrestes.

EL rango de estos equipos abarca desde el pequeño Scoopy $\frac{1}{2}$ yd³ que carga 0.7Tm, hasta el importante Scooptram de 15 yd³ que carga hasta 20 Tm.

La sección de los cargadores LHD, depende de las necesidades de producción y de las dimensiones de las labores.

Se nota una tendencia a equipos de mayor dimensión no sólo por su mayor rendimiento sino también porque el precio de adquisición no es directamente proporcional a la capacidad, un scoop de 7yd³ no cuesta el doble que uno 3.5yd³.

La demanda por LHD accionados eléctricamente va en aumento, si bien el cable de suministro de electricidad limita el rango de acción su costo operacional es bastante menor que un equipo diesel de igual capacidad.

El equipo eléctrico además no contamina el ambiente con los gases producto de las emisiones del motor diesel, no afecta su rendimiento por altura sobre el nivel del mar.

y constituye un excelente complemento al jumbo electrohidráulico de perforación. Sin embargo en las minas con muchas labores interconectadas y distancias larga de acarreo, el scoop diesel sigue siendo la mejor opción.

La aplicación de la informática en la operación de los equipos LHD es algo nuevo y de particular interés el modo de comunicación para el monitoreo de los sistemas del vehículo, el cual actúa tocándose la pantalla que provee información sobre la situación y rendimiento de cada uno de los componentes del LHD. Además al final de turno el operador cuenta con un diskette de computadora que contiene toda la información monitoreada en forma continua durante el turno anterior. Así datos como kilometraje recorrido, consumo de combustibles, tonelaje transportado, tiempos de parada, temperaturas y presiones de los distintos sistemas quedan grabados de manera precisa y confiable para posterior evaluación y análisis.

COSTOS DE PROPIEDAD Y OPERACION

El propósito del trabajo consiste en comparar: la capacidad de producción, los costos de producción, y el costo horario de los scooptrams que se emplean para la limpieza del material roto en la mina Catuva.

Para la estimación de los costos de propiedad y operación se han usado costos reales de repuestos y de mano de obra.

El costo para mover 1Tm. de material se determina dividiendo el costo (propiedad+operacion) por la capacidad de producción del equipo en una hora de trabajo.

1. COSTO DE PROPIEDAD - es la suma de los costos de depreciación e inversión.

-Costo de depreciación.- Es el precio de adquisición menos el valor de los neumáticos, todo dividido por la vida útil del equipo.

-Costo de inversión.- Este costo incluye interés, seguros e impuestos, que se aplican al valor promedio del importe depreciable durante su vida útil.

a) Costo de interés:

el cargo de interés equivalente a la tarifa que se pagaría por dinero prestado para financiar la compra, se considera un interés de 9%.

- Cuando se compra el equipo financiado, se paga el saldo en un determinado período, y se considera un interés 12%.

b) Costo de seguro:

Cubre todo riesgo durante la vida del equipo, un cargo anual razonable sera del 1%, mientras que el valor de la prima puede variar con la localidad.

c) Costo de impuestos:

El costo promedio de los impuestos sobre el equipo es aproximadamente del orden del 2%.

d) Costo de almacenamiento:

Incluye el costo de proporcionar espacio de almacenamiento, cobertizo, y mano de obra para manipular el equipo en el almacén se estima en 1%.

Por lo tanto el costo de inversión será del orden del 13% del valor promedio del importe depreciable del equipo, referido a las horas de operación por año.

2. COSTO DE OPERACION

Los costos operativos horarios son aquellos que se producen cuando el vehículo está trabajando, y es la suma de los costos de mantenimiento, combustibles, reposición de neumáticos, y mano de obra del operador.

2.1. Costo de reparación:

son costos necesarios para mantener el equipo en buen estado de operación, y que varía de acuerdo al ambiente de trabajo en el que se desarrolla y a la carga de trabajo que soporta. Para equipos de mina se ha determinado en promedio, considerando mano de obra y repuestos un 50% del costo de depreciación.

2.2. Costo de combustible:

el combustible usado en motores diesel es el petróleo, y estos se basan en los precios locales (1.20\$/gl), y en el nivel de consumo de combustible del motor(9gl/hr).

2.3. Costo de mantenimiento y lubricantes:

este costo esta determinado en función del costo de combustible, y depende de las condiciones favorables o desfavorables del lugar de trabajo:

Condiciones favorables, 20% del costo de combustible.

Condiciones medias, 30% del costo de combustible

Condiciones desfavorables, 50% del costo de combustible.

En mina Raura, debido al alto consumo de aceites y frecuentes cambios de filtros de aire, se considera el costo de mantenimiento y lubricantes igual al 50% del costo de combustible.

2.4. Costo de reposición y reparación de neumáticos:

El costo de reposición de neumáticos es igual al costo original de los mismo dividido por su vida útil estimada, esta vida útil depende de las condiciones operativas como: velocidad, gradiente, mantenimiento superficial, curvas etc.

El costo de reparación del neumático, es el margen de seguridad que se adiciona al costo total del neumático, y se considera en 15% costo de reposición de neumáticos.

2.5. Costo del operador:

en el costo del operador se incluye no solamente el salario directo sino tambien los beneficios sociales.

SISTEMA DE INFORMACION PARA LLEVAR EL CONTROL DE UN SCOOP

La minería continua mecanizandose cada dia más. resultando una mayor productividad, de esta forma todo tiende a ser superado y de allí que la información juega un rol muy importante cuando se quiere optimizar la eficiencia de los equipos, de allí que el levantamiento de una base de datos de la operación, es básico para analizar y optimizar.

La información básica que se debe levantar es:

1. Capacidad real de carga por ciclo de trabajo
2. Numero de viajes por hora
3. Tiempo productivo por guardia
4. Tiempo improductivo por guardia
5. Consumo de petróleo por hora efectiva
6. Consumo de aceite por hora efectiva
7. Vida útil de llantas en horas efectivas.

STANDARES DE PRODUCCION EN EL ACARREO

El material proveniente de los tajeos de explotación, frentes de preparación y desarrollo, realizados con el sistema trackless, son evacuados hacia los echaderos (scoop-ore pass), ó acumulados en los pases ó rampas de carguío provisionales (scoop-camión).

En el presente trabajo se presentan las performances de estos equipos utilizados indistintamente ya sea en el tajo (1.5yd³), en las cámaras (3.5yd³), y en la rampa (5yd³).

Actualmente se tienen scoops eléctrico (cautivos), y diesel.

Toneladas transportadas por ciclo:

- Q_{cuch} : capacidad de cuchara en mt^3
 $P_{espec.}$: peso especifico in situ Tm/mt^3
 $F.e.$: factor de esponjamiento
 DM : disponibilidad mecánica

$$Q_{ciclo} = Q_{cuch} * P_{espec.} * \frac{1}{F.e.} * Fac.llenado * DM$$

Tonelaje transportado por hora:

$$R = \frac{50 Q_{ciclo}}{T \text{ fijo} + (2 * D / 16.67 * V_{prom})}$$

Q_{ciclo} : capacidad de cuchara en T_m .

Tiempo fijo : maniobras+carguío+descarga

cond.de trabajo	Tiempo fijo	$V_{prom3.5yd^3}$	$V_{prom5yd^3}$
excelente	0.8min.	-----	-----
promedio	1.10min.	5.6km/hr	9.1km/hr
severo	1.40min.	*3.5km/hr	*5.6km/hr

* la veloc. de subida cargado en pendiente, disminuye en 20%

Tiempo variable: $T_v = \frac{2 * D}{V_{prom.}}$ (mt); para un tramo
(mt/min)

$T_v = \text{SUM}(D/V)$;para varios tramos.

Tonelaje transportado por día:

T_{disp} : tiempo disponible para el acarreo en una guardia, se considera 55% del tiempo total de una guardia.

h_{dia} : duración de una guardia en horas.

N_{dia} : No. de guardias por día

K : cte de disponibilidad mineral frentes cercanos

$$Q_{ind-d} = 0.55 * K * h_{dia} * N_{dia} * R$$

COSTO DE PROPIEDAD DE LOS SCOOPTRAMS

COSTO PROPIEDAD	ST-1yd ³ ELECTR.	ST-2yd ³ DIESEL	3.5yd ³ DIESEL	3.5yd ³ ELECTR.	5.0yd ³ DIESEL
C.ADQUIS. \$/hr	151.080	180.416	296.000	312000	367.000
C.NEUMATICOS \$	1.444	2.500	5.280	5.280	5.650
IMPORT DEPREC.	149.636	177.916	290.720	306.720	361.350
VIDA ECONOMICA	18.000	15.000	15.000	18.000	15.000
HR. TRABAJO/AÑO	4.800	4.800	4.800	4.800	4.800
C.DEPRECIACION	8.31	11.86	19.38	17.04	24.09
INV.ANUAL PROM N/(N+1)*IMPORT N=nro.de años	93522.5	118.611	193.813	191.700	240.900
C.INVERSION= 15%*INV.A.PROM HR.TRAB/AÑO	2.92	3.70	9.08	5.58	11.29
COSTO DE PROPIEDAD \$/HR	11.23	15.56	28.46	26.59	35.38

COSTO DE OPERACION DE LOS SCOOPTRAMS

COSTO DE OPERACION	ST-1yd ³ ELECTR.	ST-2yd ³ DIESEL	3.5yd ³ DIESEL	3.5yd ³ ELECTR.	5.0yd ³ DIESEL
POT.DEL EQUIPO	40HP= 29.6KW	130HP= 96.2KW	185HP= 137KW	139HP 103KW	231HP= 171KW
C.ENERGIA -PETROLEO D-2 1.4 \$/galon -ELECTRICIDAD 0.05 \$/kw-hr \$/HR	29*0.05 1.48	.21/hp* 130*1.4 9.46	.21/hp* 185*1.4 13.46	103*.05 5.15	.21/hp* 231*1.2 16.81
C.NEUMATICOS vida 1000hr.	2.04	3.10	5.88	5.88	6.25
Rep.NEUMATICOS 15% c.neumático	0.30	0.47	0.88	0.88	0.94
C.MANT.PREVENT 50% c.energía	0.74	4.73	6.73	2.58	8.40
C. OPERADOR (jornal+B.S.)	2.25	2.25	2.25	2.25	2.25
C.REPARACION 100% c.adquis.	8.39	12.03	19.7	17.33	12.23
C.OPERACION \$/HR	15.2	32.0	49.0	34.07	46.88
	11.23	15.56	28.46	26.62	35.38
C.PROPIEDAD + C.OPERACION TOTAL: \$/HR	26.43	47.56	58.51	55.67	70.29

CURVA DE PRODUCCION DE MINERAL: SCOOP-ELECTRICO EHST-1A

CAPACIDAD DE CUCHARA: 1.0yd³. = 0.765mt³.
 FACTOR DE LLENADO : 0.70
 VELOCIDAD DE ACARREO: vacío, 68.6mt/min. lleno, 68mt/min.
veloc. promedio, 68.3mt/min=4.0km/hr
 TIEMPO CARGUIO : 1.10min.
 TIEMPO DESCARGA : 0.70min.
 DENS.MINERAL SUELTO : 2.23tm/m³.
TONELAJE/VIAJE : **0.765m³ * 2.23tm/m³. * 0.70 = 1.19Tm.**
 DISP. MECANICA : 85% TIEMPO PRODUCTIVO: 85%
 TIEMPO PRODUCTIVO/HR: 60' * 0.85 * 0.85 = 43.25min.

Dist(mt)	Tfijo	Tvar.	CICLO	#VIAJES/HR.	TM/HR.
10	1.80	0.59	2.39	18.00	24.80
20	1.80	0.94	2.74	15.78	21.70
50	1.80	1.97	3.77	11.47	15.78
75	1.80	2.83	4.63	9.340	12.86
85	1.80	3.16	4.96	8.72	12.00
100	1.80	3.68	5.48	7.89	10.85
125	1.80	4.54	6.34	6.82	9.38
150	1.80	5.39	7.19	6.00	8.27

Producción de mineral tajeo 375, del Nv.490 hasta el ore pass más cercano a 85 mt: 12tm/hr * 8hr/gdia * 0.55 = 52.80 tm/gdia

CURVA DE PRODUCCION DE MINERAL: SCOOP-ELECTRICO EJC-2.2 yd³

CAPACIDAD DE CUCHARA: 1.68mt³.
 FACTOR DE LLENADO : 70%
 VELOCIDAD DE ACARREO: vacío, 68.6mt/min. lleno, 68mt/min.
veloc. promedio, 68.3mt/min=4.0km/hr
 TIEMPO CARGUIO : 1.10min.
 TIEMPO DESCARGA : 0.70min.
 DENS.MINERAL SUELTO : 2.23tm/m³.
TONELAJE/VIAJE : **1.68mt³ * 2.23tm/m³. * 0.70 = 2.62Tm.**
 DISP. MECANICA : 85% TIEMPO PRODUCTIVO: 85%
 TIEMPO PRODUCTIVO/HR: 60' * 0.75 * 0.85 = 43.25min.

Distan.	Tfijo	Tvar.	CICLO	#VIAJES/HR.	TM/HR.
10	1.80	0.60	2.40	18.02	54.56
20	1.80	0.94	2.74	15.78	47.74
50	1.80	1.97	3.77	11.47	34.72
75	1.80	2.83	4.63	9.34	28.29
85	1.80	3.17	4.97	8.70	26.34
100	1.80	3.69	5.49	7.87	23.87
125	1.80	4.54	6.34	6.82	20.65
150	1.80	5.40	7.20	6.00	18.19

26.34tm/hr * 8hr/gdia * 0.55 = 115.896 tm/gdia.

CURVA DE PRODUCCION ESTERIL: SCOOP DIESEL ST-3½

CAPACIDAD DE CUCHARA: 2.68 m3.
 FACTOR DE LLENADO : 70%
 VELOCIDAD DE ACARREO: vacío, 54mt/min. lleno, 46mt/min.
veloc. promedio, 12%pendiente=3.5km/hr
 TIEMPO CARGUIO : 1.10min.
 TIEMPO DESCARGA : 0.70min.
 DENS.DESMONTE SUELTO: 1.68tm/mt3.
TONELAJE/VIAJE : **2.68m3 * 1.68tm/mt3. * 0.70 = 3.15Tm.**
 DISPONIBILIDAD MECANICA: 85% %TIEMPO PRODUCTIVO: 0.85
 TIEMPO PRODUCTIVO/HR: 60' * 0.85 * 0.85 = 43.25min.

Dist.	Tfijo	Tvar.	CICLO	#VIAJES/HR.	TM/HR.
50	1.80	2.28	4.10	10.5	39.01
75	1.80	3.18	5.10	8.48	31.37
100	1.80	4.28	6.08	7.11	26.22
150	1.80	6.18	7.97	5.42	19.75
200	1.80	8.27	10.0	4.32	15.83
250	1.80	10.26	12.07	3.58	13.22
300	1.80	12.07	13.87	3.11	11.35
350	1.80	14.04	15.84	2.73	9.94

tiempo de limpieza frente : $4 * 3.5 * 3.2 * 2.7 = 120.96 / 26.22 = 4.61hr.$

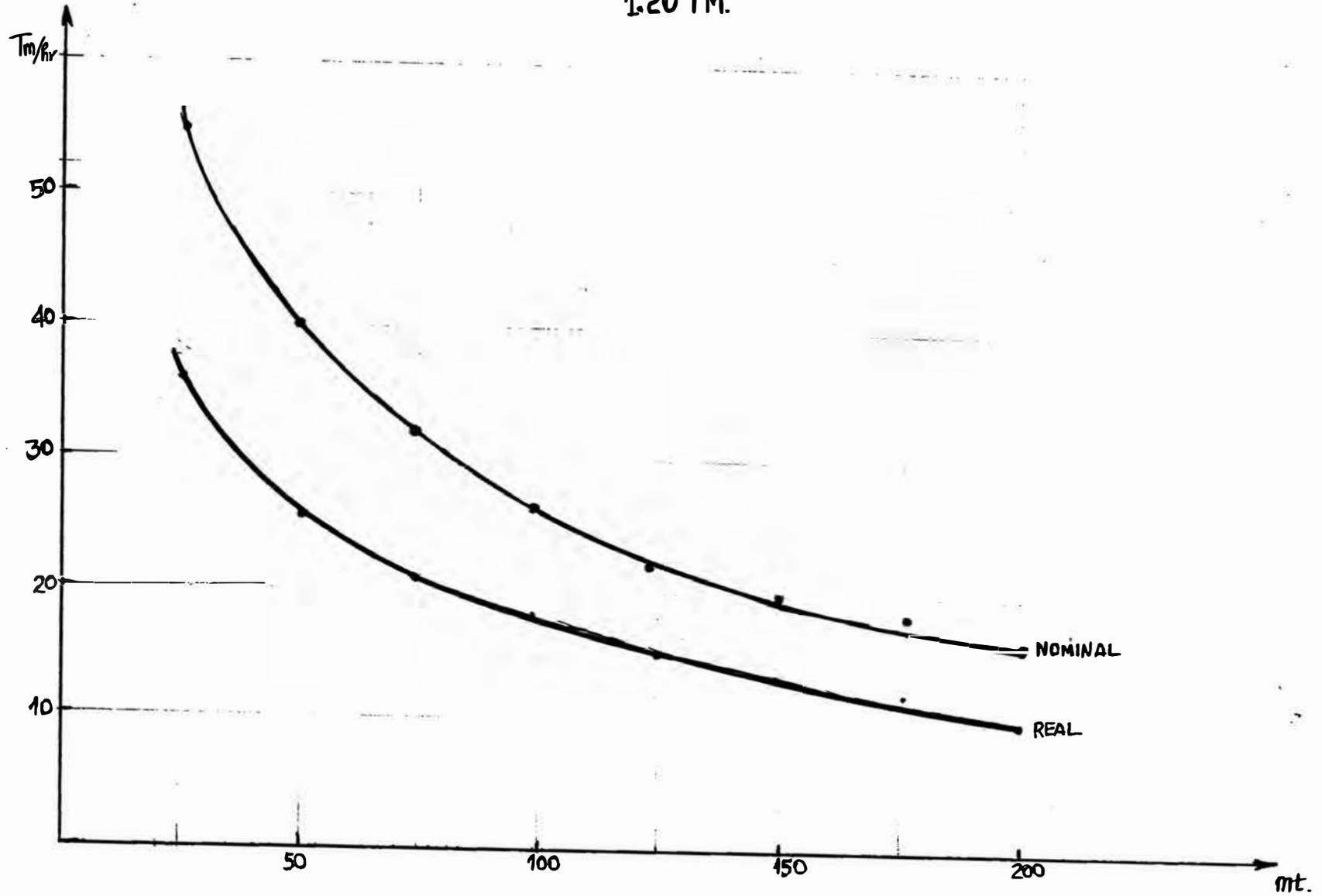
CURVA DE PRODUCCION ESTERIL: SCOOP DIESEL ST-5

CAPACIDAD DE CUCHARA: 5.0yd3. = 3.82mt3.
 FACTOR DE LLENADO : 70%
 VELOCIDAD DE ACARREO: vacío, 110mt/min. lleno, 76.7mt/min.
veloc. promedio, 12%pendiente= 5.6km/hr
 TIEMPO CARGUIO : 1.10min.
 TIEMPO DESCARGA : 0.70min.
 DENS.DESMONTE SUELTO: 1.69tm/m3.
TONELAJE/VIAJE : **3.82m3 * 1.69tm/m3. * 0.70 = 4.52tm.**
 DISP. MECANICA : 85% TIEMPO PRODUCTIVO : 85%
 TIEMPO PRODUCTIVO/HR: 60' * 0.85 * 0.85 = 43.25min.

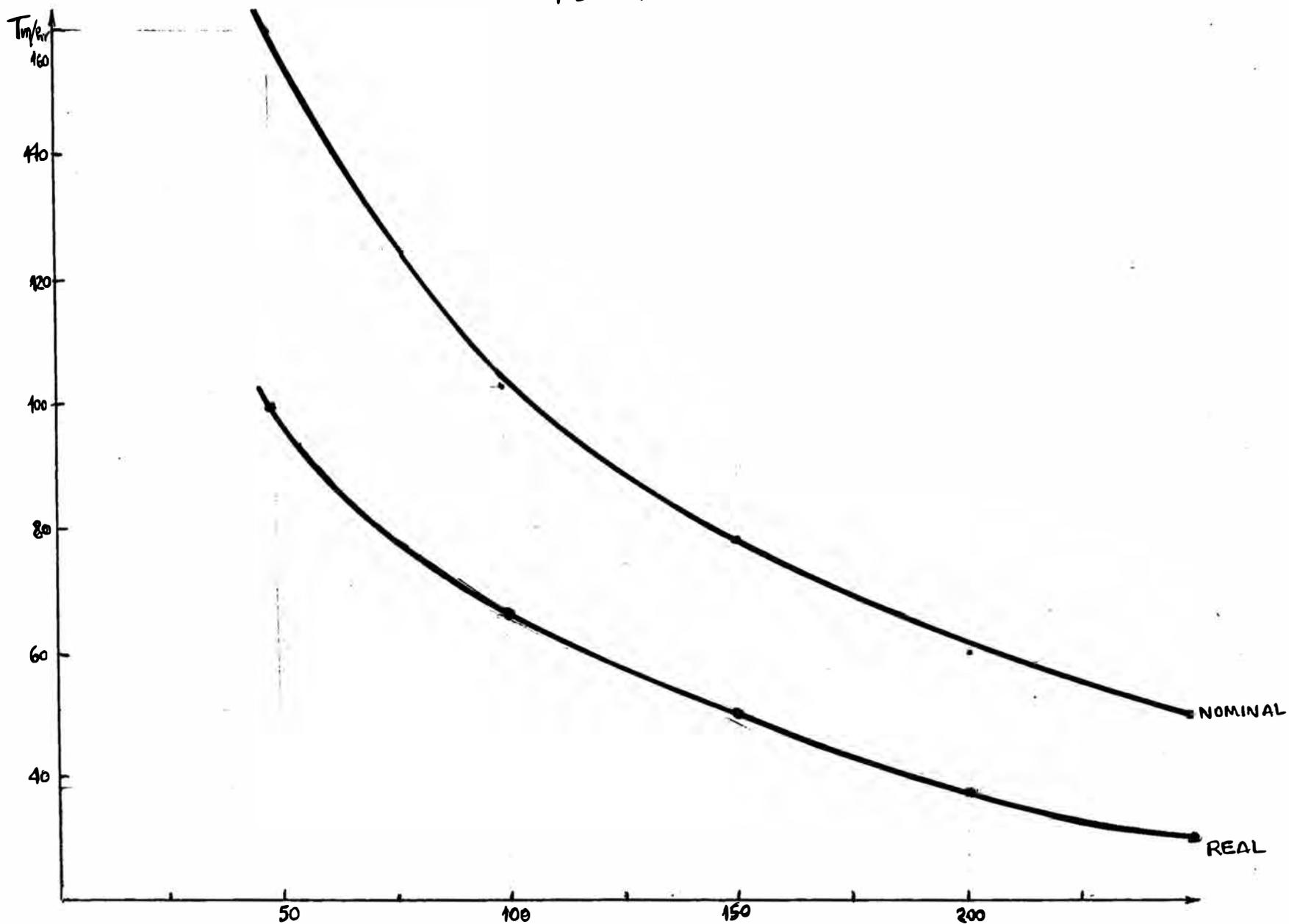
Dist.	Tfijo	Tvar.	CICLO	#VIAJES/HR.	TM/HR.
50	1.80	1.51	3.31	13.0	68.21
75	1.80	2.13	3.93	11.0	57.49
100	1.80	2.74	4.55	9.50	49.68
150	1.80	3.99	5.79	7.47	39.00
200	1.80	5.22	7.02	6.16	32.19
250	1.80	6.45	8.25	5.24	27.37
300	1.80	7.69	9.50	4.55	23.80
350	1.80	8.96	10.76	4.01	21.00

Tiempo de limpieza frente: $4 * 3.5 * 3.2 * 2.7 = 120.96 / 49.68 = 2.43hr.$

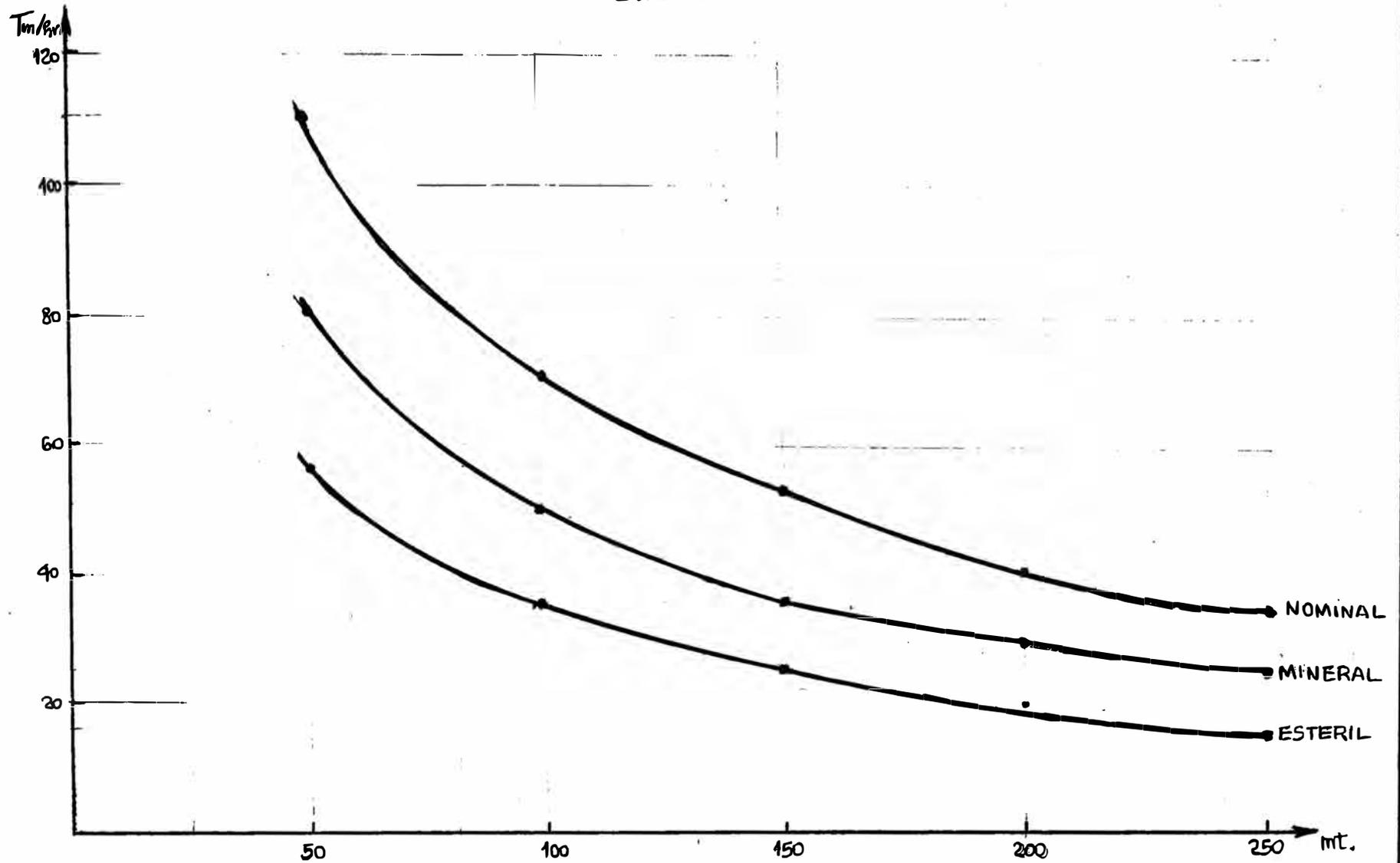
CURVA PRODUCCION - SCOOP ELECTRICO 1yd³
1.20 TM.



CURVA PRODUCCION - SCOOP DIESEL 5Yd³
4.5 TM.



CURVA PRODUCCION - SCOOPTRAM 3.5yd³ 3.10 TM.



PERFORMANCE DEL EQUIPO DE TRANSPORTE

CAMIONES VOLVO TORTON

1. INTRODUCCION

La implementación de volquetes diesel para la extracción del mineral desde interior mina hasta la planta concentradora es una necesidad ya que nos brinda mayor rapidez, y tonelaje extraído, con un menor costo de operación respecto a la combinación scoop-dumper.

La medición de los parámetros de operación sobre tiempos productivos e improductivos, ciclos de trabajo, capacidad y otros, nos da como resultado un costo por tonelada extraída ($\$/Tm$) que es el mejor indicador de performance.

El rendimiento depende además del buen estado de las vías, fácil acceso a la zona de carguío, buen estado de conservación de las tolvas neumáticas y presencia constante de mineral en los hechaderos.

2. METODOLOGIA

Hacer una comparación entre los estimados de producción dado por el fabricante y los resultados reales obtenidos en la mina.

Las condiciones de aplicación harán variar los resultados, el buen estado de las vías de tránsito, la distancia de recorrido, la presencia de agua, la altura sobre el nivel

del mar. el mantenimiento preventivo. darán lugar a que se encuentren variaciones sustanciales en la eficiencia de los equipos. Encontrar:

-Capacidad de producción del equipo $Tm/hr.$

En función de las $Tm/ciclo$, Nro. de viajes por hora.

-Costo horario del equipo $\$/hr$

En función del costo de depreciación del equipo más el consumo de: petróleo, aceite, neumáticos etc.

-Costo de producción $\$/Tm$

La relación matemática entre las dos primeras.

Distancias de acarreo:

Nv. 590,

O.P. 64 - Planta conc. 1739mt, 16.47min

Nv. 540

O.P. 52 - Planta conc. 2000mt, 18.52min

Nv. 490

O.P. 60 - Planta conc. 2371mt, 21.2min

Nv. 440

O.P. 53-Planta conc. 2800mt. 25.15min.

CURVA DE PRODUCCION- VOLQUETES VOLVO

Capacidad de tolva: 11mt³.

Velocidad: vacío 16.32km/hr, lleno 13.92km/hr
promedio 15.12km/hr

Densidad del mineral suelto: 2.18 Tm/mt³

Factor de llenado: 85%

Tm/viaje : 11mt³ * 2.18Tm/mt³ * 0.85 = 20.83

Disponibilidad mecánica: 90%

Tiempo útil productivo: 85%

Tiempo productivo/hr: 60min * 0.90 * 0.85 = 45.9min

DIST.mt	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
T _{rijo}	2.62	2.62	2.62	2.62	2.62	2.62	2.62	2.62
T _{var.}	11.2	12.8	14.4	15.9	17.6	19.2	20.8	22.6
CICLO	13.8	15.4	17.0	18.5	20.2	21.8	23.4	25.2
VIAJE/HR	3.33	2.98	2.70	2.48	2.27	2.10	1.96	1.82
Tm/hora	70.3	63.0	57.1	52.2	48.0	44.6	41.5	38.9

COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACION VOLQUETES 11mt³
 DISTANCIA TRANSPORTADA 2,800mt.

COSTO DE PROPIEDAD	VOLQ-1	VOLQ-2	VOLQ-3
PRECIO DE ADQUISICION	143,941	145,967	150,980
COSTO DE NEUMATICOS	5,400	5,400	5,400
IMPORTE DEPRECIABLE	138,541	140,567	145,580
VIDA UTIL	12,000	12,000	12,000
HORAS/AÑO	5,600	5,600	5,600
AÑOS PARA DEPRECIAR	2.15	2.15	2.15
COSTO DEPRECIACION/HR	11.54	11.71	12.13
C.INVERSION ANUAL PROM.	101,489	102,614	106,273
COSTO INVERSION/HR	2,720	2,740	2.84
COSTO PROPIEDAD/HR	14.26	14.45	14.97

COSTO DE OPERACION	VOLQ-1	VOLQ-2	VOLQ-3
COSTO DEL OPERADOR \$/hr	5.0	5.0	5.0
COSTO COMBUSTIBLE 9 gl/hr * 1.62\$/gl	14.58	14.58	14.58
COSTO NEUMATICO \$/hr	3.16	3.16	3.16
COSTO MANTENIMIENTO 25% COMBUSTIBLE	3.65	3.65	3.65
COSTO REPARACION 75% C. DEPRECIACION	8.65	8.78	9.09
TOTAL: \$/hr	32.29+ <u>14.26</u> 49.30		
RENDIMIENTO Tm/hr	38.90	38.90	38.90
COSTO: \$/Tm	1.26	1.25	1.25

CAPITULO VI

6.0 DETERMINACION DE LOS COSTOS OPERATIVOS EN LAS LABORES DE PRODUCCION Y DESARROLLO, MEDIANTE UN PROGRAMA COMPUTARIZADO

1. ALGORITMO
2. BASE DE DATOS
3. CORRIDA DEL PROGRAMA
4. IMPRESION DE RESULTADOS

La metodología para determinar el costo operativo en el tajeo consiste en:

-Definir las operaciones unitarias del método de explotación, perforación, voladura, acarreo, transporte, y relleno.

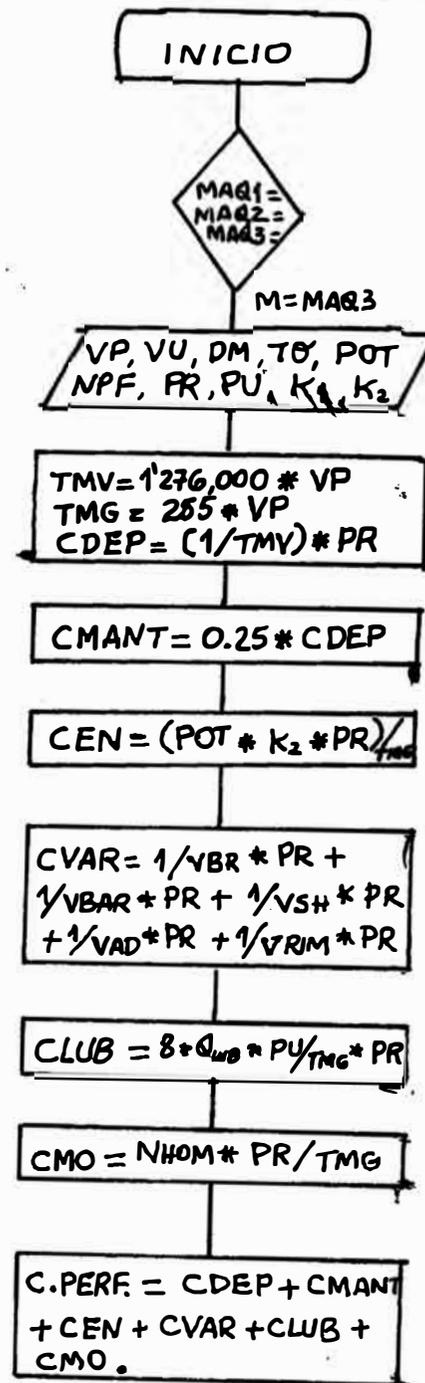
-Determinar los consumos específicos de energía, mano de obra, insumos ó materiales, lubricantes, mano de obra, depreciación y mantenimiento del equipo.

-Considerar precios unitarios al mes de mayo de 1996 en dólares para evitar la inflación.

El costo unitario por metro de avance (\$/mt-avance) se refiere a los costos de minado en galerías, Cx, rampas ó chimeneas, y es el resultado de la multiplicación del consumo específico de material por el precio unitario.

El costo unitario por tonelada de mineral extraído (\$/Tm) en el tajeo se refiere a los costos de minado de las reservas preparadas (blocks de mineral) para ser explotadas y su acarreo hasta el echadero más cercano.

En la estructura general del costo operativo intervienen



C.VOLADURA



GEOM=2, BREASTING (2C.LIBRES)

GEOM=1, FRONTO (1C.LIBRE)

$$A, H, \phi_c, L_b, P_e.$$

$$TMD = A \cdot H \cdot L_b \cdot P_e$$

$$NT = \left[15 + \frac{A \cdot H - (10 \cdot \phi_c + A) - 0.95}{(\phi_c - 17)^2} + \frac{A}{1.412} \right]$$

$$A, H, \phi_b, L_b, P_e.$$

$$TMD = \frac{A \cdot H \cdot L_b \cdot P_e}{K}$$

$$B = 0.96 \cdot K \cdot \phi_{exp} + \sqrt[3]{\frac{P_{exp}}{P_e \cdot m}}$$

$$E = 1.25 \cdot B$$

$$NT = \left[\frac{H}{B} \right] \cdot \left[\frac{A}{E} + 1 \right]$$



EXP= DY

EXP= AN

$$FP = NT \cdot \frac{\phi_c^2 \cdot P_e}{TMD}$$

$$CEXP = FP \cdot PR$$

$$FP = NT \cdot \frac{\phi_c^2 \cdot P_e \cdot L_b}{TMD}$$

$$CEXP = FP \cdot (0.88 \cdot P_R + 0.12 \cdot P_R)$$

$$CFAN = \frac{NI \cdot PR}{TMD}$$

$$CDET = \frac{2 \cdot (A + H) \cdot PR}{TMD}$$

$$CMO = \frac{NHOMB}{TMD} \cdot PR$$

$$CFUL = \frac{2}{TMD} \cdot PR.$$

$$CGUIA = \frac{A}{TMD} \cdot PR$$

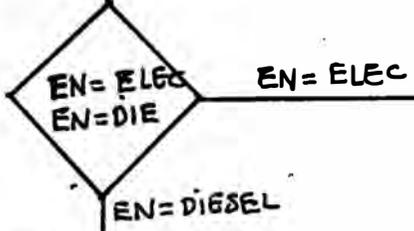
$$C.VOLADURA = CEXP + CACCES + CMO.$$

C. LIMPIEZA

• CAP (yd³), Pot, Vel.
P_e, FESP, FLL,
VU, DM, TO, D.

$$TMCI = 0.765 \cdot CAP \cdot P_e \cdot F_{u/F_{ll}}$$
$$TMHR = 60 \cdot DM \cdot TO \cdot TMCI / (TF + 22)$$

$$CDEP = (1/VU \cdot TMHR) \cdot PR$$



$$CEN = \left(\frac{Pot_{up} \cdot 0.74 + K_p}{TMHR} \right) \cdot PR$$

$$CEN = (Q_{die} \cdot Pot_{up} \cdot K_R + K_p / TMHR) \cdot PR$$

$$CMANT = 0.75 \cdot CDEP$$
$$CLUB = Q_{lub} / TMHR \cdot PR$$
$$CNEU = (1/1500 \cdot TMHR) \cdot PR$$
$$CMO = (1/TMHR) \cdot 0.25 \cdot PR$$

$$C.LIMPIEZA = CDEP + CMANT + CLUB + CNEU + CMO.$$

C.RELL.HID.CEMENTADO

$$\begin{aligned} &P_{e, \text{rell}} : \%5, P_{e, \text{min}}, RV_{\text{rell}} = 0.7 \\ &RP_{\text{cementos/rell}} = (1/25) = 0.04 \\ &Q_{\text{BOMBA}} (\text{m}^3/\text{hr}), \nabla U_{\text{BOMBA}} \\ &L_{\text{tub.}} (\text{mt}), \nabla U_{\text{TUB.}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{TMRE/HR} &= Q * 60 * P_{e, \text{veh}} * (\% \text{Sólidos}) \\ \text{TMIN/HR} &= (\text{TMRE/HR}) / RV * (P_{e, \text{min}} / P_{e, \text{rell}}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{CDEP}_{\text{BOMBA}} &= (1/\nabla U) * (1/\text{TMINHR}) * \text{PRECIO} \\ \text{CDEP}_{\text{TUB.}} &= (1/\nabla U) * (1/\text{TMINHR}) * L_{\text{tub.}} * \text{PRECIO} \\ \text{CMANT} &= 0.25 * (\text{CDEP}_{\text{BOMBA}} + \text{CDEP}_{\text{TUB.}}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{CCEM} &= \text{TMINHR} * (RP/RV) * \text{PRECIO} (\frac{\$}{\text{m}^3}) \\ \text{CMO} &= \left[\text{NHOMB} / (\text{TMINHR} * 8) \right] * \text{PRECIO} (\frac{\$}{\text{kg}}) \end{aligned}$$

$$\text{C.RELL.HID.CEMENTADO} = \text{CDEP}_{\text{BOMBA}} + \text{CDEP}_{\text{TUB.}} + \text{CMANT.} + \text{C}_{\text{CEMENTO}} + \text{CMO.}$$

los siguientes factores:

- Costo de perforación ($\$/Tm$) que esta en función de la velocidad de penetración del equipo empleado.
- Costo de voladura ($\$/Tm$) que esta en función del factor potencia del explosivo (kg/Tm) y los consumos específicos de los accesorios de voladura.
- Costo de acarreo ($\$/Tm$) que esta en función de la capacidad de carguío del equipo utilizado y la distancia recorrida. Los algoritmos de cálculo han sido determinados para LHD, diesel y eléctrico
- Costo del relleno ($\$/Tm$) que esta en función de la capacidad de bombeo, del consumo de cemento y materiales. Se ha desarrollado un programa computarizado que relaciona variables y constantes, y que permiten un analisis rápido y minucioso del costo operativo por Tm . del mineral extraído por el método de cámaras y pilares con relleno cementado.

El programa se ha desarrollado en qbasic, la base de datos en dbase y consiste en el almacenamiento de:

- Los parámetros técnicos necesarios contenidos en los diferentes cuadros estadísticos.
- Los precios cotizados en el mercado nacional.
- Los consumos específicos de materiales necesarios para el disparo.

Los gráficos se han realizado utilizando la hoja electrónica del excel.

6.1. COSTO DE DESARROLLO PARA UN FRENTE DE SECCION VARIABLE, SISTEMA CONVENCIONAL & SOSTENIMIENTO

1perf-jackleg, 1pala neumática y 1 locomotora eléctrica.

a.-COSTO DE PERFORACION

Calcular el número de taladros en el frente, utilizamos la fórmula empirica de Dynatec:

$$N_{tal} = 15 + \frac{(A*H)-(10*A*D)-0.95}{(D*17)**2} + \frac{A}{D*12}$$

A(ancho labor mt), H(altura labor mt), D(diám.tal, mt)

a.1.costo de depreciación jackleg

vida útil: 30,000mt-perf, costo perforadora: \$8,000

V: velocidad de penetración

0.25mt/min. en roca dura

0.35mt/min. en roca semi-dura

0.45mt/min. en roca suave.

$$V_{perf} = \frac{60 * L_{tal}}{T_{empate} + T_{cambio.barr} + (L_{tal} / V)}$$

L_{tal} (mt), T_{empate} (min), $T_{cambio.barr}$ (min), V (mt/min)

T: total de metros perforados en la vida útil

k1: 0.70, factor de simultaneidad de perforadora

k2: 0.85, % del tiempo efectivo utilizado.

precio : \$ 8,000 unidad

$$T = V * 60 \text{min/hr} * 4 \text{hr/g} * 2 \text{g/d} * 288 \text{d/año} * 1.5 \text{año} * 0.7 * 0.85$$

$$T = 123,379 * V \text{ mt-perf.}$$

$$Q_{dep} = 1 / 123,379 * V$$

$$C_{dep} = Q_{dep} * P_1$$

$$C_{dep1} = \frac{1}{123.379} * P_1$$

a.2. costo de lubricantes (lt/mt-perf.)

consume 0.5lt/gdia-perf, precio lubricantes: 6 \$/gl

$$T = 4hr/gdia * 60min/hr * 0.70 * 0.85 * V = 142.8 * V$$

$$Q_{lub} = \frac{0.5lt/gdia}{142.8 * V \text{ mt-perf/gdia} * 4lt/gl} = \frac{1}{1,142} \text{ gl/mt-perf}$$

$$C_{lub} = Q_{lub} * P_2$$

$$C_{lub} = \frac{1}{1,142} * P_2$$

a.3. costo de reparación (repuestos y accesorios)

se considera 75% del costo de depreciación

$$C_{rep} = 75\% * C_{dep}$$

$$C_{rep} = 0.75 * C_{dep1}$$

a.3. costo de barrenos integrales (\$/mt-perf.)

vida útil, U : 180, 300 y 600mt en roca dura, semidura y suave respectivamente.

precio barrenos integrales 8' y 0 de 39mm. : \$ 109/pza

$$Q_{int} = \frac{1 \text{ pza}}{U \text{ (mt)}} = \frac{1}{180 \text{ mt-perf}}$$

$$C_{int} = Q_{int} * P_3$$

$$C_{int} = 1 / U * P_3$$

a.4. costo de aire comprimido (\$/mt-perf.)

cons. espec. de aire comprimido: 2.8mt³/min. a 6 bares

precio de aire comprimido: 0.02\$/mt³, K, cte pérdida aire

$$Q_{ac} = \frac{Q_{aire}/jackleg}{V * K} = \frac{2.8/V * 0.7}{4 / V}$$

$$C_{ac} = Q_{aire}/jackleg * P_4 / (0.7 * V)$$

a.5. costo de mano de obra

se considera un perforista y un ayudante/gdia

$$Q_{m.o.} = \frac{2 \text{ hombres/gdia}}{T \text{ mt-perf/gdia}} = \frac{2}{4 \text{ hr/g} * 60 \text{ min/hr} * V * 0.7 * 0.85}$$

$$Q_{m.o.} = 0.014/V$$

$$C_{m.o.} = 0.014/V * P_5$$

Finalmente el costo de perforación (\$/mt-perf):

$$C_{perf/mt-perf} = C_{dep} + C_{rep} + C_{lub} + C_{barr} + C_{a.c.} + C_{m.o.}$$

$$C_{perf/disparo} = C_{perf/mt-perf} * N_{tal/dispar} * L_{tal}$$

$$C_{perf/mt-avance} = C_{perf/disparo} / (L_{tal} * 0.85)$$

b.- COSTO DE VOLADURA

b.1. costo del explosivo dinamita

para una roca andesítica de 2.7Tm/mt³.

frente de 8' * 7' con j/l, O_{tal}=40mm, barrenos 4' y 6'

ancho: A (mt) altura: H (mt) prof: P (mt), P_{roca}=Tm/mt³

$$T_{mroca} = A * H * P * P_{roca}$$

Nro. de taladros/frente: fórmula de dynatec:

$$N_{tal} = 15 + \frac{A * H - (10 * A * D) - 0.95}{(D * 17) * 2} + \frac{A}{D * 12}$$

A: ancho del frente

H: altura del frente

D: diámetro del taladro.

peso de la dinamita: W_{dy/caja} = 22.4 kg/caja

164 cart./caja, de 8" de longitud, y 7/8" de O.

$W_{dy/cart.} = 0.14 \text{kg/cart.}$

Profundidad del taladro: $P(\text{mt})$, long.cartucho: $1 (\text{mt})$

No. de cartuchos/tal : $0.85 * P / 1$, $K=0.85, \% \text{llenado}$

$$W_{dy.frente} = N_{tal} * \frac{0.85 * P}{1} * W_{dy/cart.}$$

$$F.P._{dy} = \frac{6 * N_{tal} * P_{tal}}{L_{cart} * T_{mroca}} \text{ kg.}$$

$$L_{cart} * T_{mroca}$$

dy-semexa 65%, \$ 100/caja, dy-exadit 45%, \$ 65/caja

$P_s = 4.46 \text{ \$ /kg. de dinamita.}$

$$C_{dy} = F.P._{dy} * P_s$$

b.2.costo de los fulminates Nro.6

Nro.de fulminantes = Nro. de taladros

Precio fulminante c/u : \$ 0.16

Longitud del taladro: 6 pies=1.82mt

$$C_{ful} = \frac{N_{tal} * P_7}{T_{mroca}}$$

$$T_{mroca}$$

b.3.costo de guías de seguridad

Nro de taladros, N_{tal}

Precio guía: \$/0.008/mt.

longitud de guía/tal: en metros

precio : \$ 0.008/mt

$$C_{guía} = \frac{L_{guía.tal} * N_{tal}}{T_{mroca}} * P_s$$

$$T_{mroca}$$

b.4.costo de mecha rápida

$$C_{m.r} = \frac{L_{m.r} * N_{tal}}{3 * T_{mroca}} * P_s$$

$$3 * T_{mroca}$$

b.5. costo del explosivo anfo

$$W_{anfo} = N_{tal} * P_{eanfo} * P_{tal} * \frac{(\pi * d_{tal} ** 2)}{4}$$

$$F.P.anfo = W_{anfo} / T_{mroca}$$

precio del anfo: 0.50 \$/kg.

$$C_{anfo} = F.P.anfo * P_{10}$$

b.6. costo de cordon detonante

$$Q_{det} = N_{tal} * 1.3 / T_{mroca}$$

precio del cordon detonante: 0.30 \$/mt.

$$C_{det} = Q_{det} * P_{11}$$

b.7. costo de iniciador no-electrico, fanel

$$Q_{fanel} = N_{tal} / T_{mroca}$$

precio del fanel nonel: 2.57 \$/unidad

$$C_{fanel} = Q_{fanel} * P_{12}$$

costo del cebo dinamita

$$Q_{cebo} = \frac{N_{tal} * W_{cartucho}}{T_{mroca}} = 0.14 * N_{tal} / T_{mroca}$$

$$C_{cebo.dy} = Q_{cebo} * P_8$$

$$C_{vol.dy/Tm} = C_{dy} + C_{ful} + C_{guia} + C_{mecha.r}$$

$$C_{vol.anfo/Tm} = C_{anfo} + C_{fanel} + C_{det} + C_{cebo.dy}$$

$$C_{vol.dy/mt-avance} = C_{vol.dy/Tm} * T_{mroca/diép} * l_{disp} / (L_{tal} * 0.85)$$

$$C_{vol.anfo/mt-avance} = C_{vol.anfo/Tm} * T_{mroca/diép} * l_{disp} / (L_{tal} * 0.85)$$

c.-COSTO DE CARGUIO CON PALA NEUMATICA

c.1. costo de depreciación de la pala

pala neumática cavo 0.15yds: \$/30,000, vida útil 13,000hr,
capacidad: 5Tm/hr.

$$Q_{cu} = Vol. * Peroca * F_{11} / F_{esp}$$

$$Q_{pala.h} = 60 * \%T_{oper} * Q_{cu} / (T_{fijo} + T_{var})$$

$$T_{fijo} = 2.5min.$$

$$T_{var} = 2*D/(16.67*V), \text{ pero } D=0, \text{ entonces } T_{var} = 0$$

$$Q_{dep} = \frac{1}{13000 * Q_{pala.h}} \text{ unidad/Tm}$$

$$C_{dep1} = Q_{dep} * P_{13}$$

c.2. costo de aire comprimido

consumo aire: 200cfm= 7.41mt³/min

precio aire comprimido a 6 bares: 0.02\$/mt³

$$Q_{a.c.1} = \frac{Q_{aire.pala} * 60}{Q_{pala.h}} \text{ mt}^3/\text{Tm.}$$

$$C_{a.c.1} = Q_{a.c.1} * P_4$$

c.3. costo de mano de obra

$$Q_{m.o.1} = \frac{1 \text{ homb/gdia}}{Q_{pala.h} * 8hr/gdia} = 1 / (8 * Q_{pala.h})$$

$$C_{m.o.1} = Q_{m.o.1} * P_5$$

c.4. costo de reparación (incluye repuestos)

75% del C_{dep}

$$C_{rep.} = 0.75 * C_{dep}$$

$$C_{carguio/Tm} = C_{dep1} + C_{a.c.1} + C_{m.o.1} + C_{rep.1}$$

$$C_{carguio/mt-avance} = C_{carguio/Tm} * T_{mroca/disp} * 1disp / (0.85 * L_{ta1})$$

d.-COSTO DE EXTRACCION LOCOMOTORA TROLLEY

T_m. a transportarse/disparo: 3*3*1.8*2.7= 43.74

a una distancia promedio de 600mt.

-costo de depreciación

costo locomotora: \$ 130.000

capacidad de locomotora: 9Tm/viaje

tiempo : 8h/g*2g/d*288d/año*8años: 36,864hr.

un convoy de 6 vagones por viaje.

dimensiones del vagon: ancho, altura, profundidad.

$$Q_{vag} = av * hv * pv * Peroca * F11$$

$$Q_{convoy/viaje} = N_{vag} * Q_{vag}$$

$$T_{fijo}: tcarga + tdesc = 20' + 15' = 35min.$$

$$T_{var} = 2 * Dist * 60 / V_{prom}. \text{ se tiene que } dist = 1.2km, V = 6km/hr$$

$$N_{viajes/hr} = \frac{60min}{(T_{fijo} + T_{var})}$$

$$Q_{loc.hr} = Q_{convoy/viaje} * N_{viajes/hr}$$

$$C_{dep} = \frac{1}{36,864 * Q_{loc.hr}} * P14$$

-costo de energía eléctrica

distancia promedio 600mt.

Potencia de la locomotora: 25hp

$$Q_{ele} = \frac{Pot(HP) * 0.74}{Q_{loc.hr}}$$

$$Q_{loc.hr}$$

$$C_{ele} = Q_{ele} * P15$$

-costo de mano de obra

Nro. de horas de extracción/gdia: Next

1 motorista, y 3 ayudantes.

$$Q_{m.o.2} = \frac{4homb/gdia}{Q_{loc.hr} * 8hr/gdia}$$

$$Q_{loc.hr} * 8hr/gdia$$

$$Q_{m.o.2} = \frac{1}{2 * Q_{loc.hr}}$$

$$C_{m.o.2} = Q_{m.o.2} * P_5$$

-costo de reparación incluye repuestos

se considera 75% del costo de depreciación.

$$C_{rep2} = 0.75 * C_{dep2}$$

$$C_{extrac./Tm} = C_{dep2} + C_{rep2} + C_{ele} + C_{m.o.2}$$

$$C_{extrac/mt-avance} = C_{extrac./Tm} * T_{mroca}/disp * 1disp / (0.85 * L_{tal})$$

d. COSTO DE SOSTENIMIENTO

-d.1. costo de madera

1 cuadro consta de:

2 postes, 8" * 8" * 8'

1 sombrero, 8" * 8" * 10'

2 tirantes, 5" * 5" * 5'

$$Q_{madera} = \frac{M_{pies^3.madera/cuadro} * N_{cuadros/gdia}}{T_{mroca/gdia}}$$

$$T_{mroca/gdia}$$

precio de la madera en : \$/pies³

$$C_{madera} = Q_{madera} * P_{200}$$

-d.2. costo de mano de obra

se tiene 1 enmaderador y 2 ayudantes por guardia.

$$Q_{m.o.} = \frac{3homb-gdia}{T_{mroca/gdia}}$$

$$T_{mroca/gdia}$$

$$C_{m.o.} = Q_{m.o.} * P_{201}$$

$$C_{cost./Tm} = C_{madera} + C_{m.o.}$$

$$C_{cost/mt-avance} = C_{cost./Tm} * T_{mroca}/disp * 1disp / (L_{tal} * 0.85)$$

COSTO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD Y HERRAMIENTAS

	V.UTIL dias	CANT.	PRECIO \$	SUBTOTAL \$/dia	TOTAL \$/gdia
HERRAMIENTAS					
lampa	150	1	19.0	0.12	0.06
pico	150	1	15.0	0.10	0.05
combo 12lb	225	1	23.0	0.10	0.05
llave sacabar.	200	2	62.50	0.63	0.32
atacador	50	1	2.0	0.04	0.02
martillo carrilano	1200	1	25.0	0.02	0.01
uña de cabra	200	1	6.0	0.03	0.02
corvina	300	1	20.0	0.07	0.03

SUBTOTAL: 0.57

IMPLEMENTOS S.					
casco	600	1	18.0	0.03	0.015
tafilete	300	1	2.00	0.006	0.003
mameluco	150	1	12.50	0.08	0.04
correa	300	1	10.0	0.03	0.015
porta-lampara					
botas de jebe	150	1	27.50	0.18	0.09
ropa de agua	150	1	75.0	0.50	0.25
guantes cuero	20	1	6.25	0.31	0.15
anteojos	600	1	35.0	0.06	0.03
respirador	600	1	15.0	0.03	0.015
filtro resp.	7	5	1.25	0.89	0.45
lampara elec.	15000	1	2250	0.15	0.07
barretilla 6'	150	1	12.0	0.08	0.04

SUBTOTAL: 1.17

PERSONAL	\$/gd c/u	total	incidencia %	total \$/gdia
2 perforista	1.17	2.34	100	2.34
2 ayud.perf	1.17	2.34	100	2.34
1 palero	1.17	1.17	100	1.17
1 motorista+4ayud.	1.17	5.85	100	5.85
1 tubero-carrilano	1.17	1.17	12.5	0.15
1 supervisor	1.17	1.17	6.25	0.07
1 topografo	1.17	1.17	0.83	0.009
1 ayud.topog.	1.17	1.17	0.83	0.009
1 geólogo	1.17	1.17	0.83	0.009

total : 15 hombres/gdia.

C. IMPLEMENTOS/gdia=No.hombres*c.implementos+c.herramientas

$$15 * 1.17 + 0.57 = 18.13 \text{ \$/gdia}$$

para un avance de 6'/gdia:

$$18.13/1.8 = 10.07\text{\$/mt-avance}$$

COSTO POR INSTALACION DE RIELES

- Rieles de 30 lb/yd.
se usan colleras en promedio de 4.5mt.
- 4 durmientes de 4"* 5" * 4'
- 24 clavos de riel/collera
- 8 eclisas/collera
- 32 pernos/collera
- 32 tuercas/collera

DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO(\$/mt)	TOTAL (\$)
-linea de trolley	4.5mt	6.11	27.50
-riel 30lb/yd(1collera)	4.5mt*2	25.0	225
-durmientes	5	6	30
-clavos de riel	24	0.05	1.20
-eclisas	8	0.10	0.80
-pernos de riel	32	0.04	1.28
-tuercas	32	0.01	0.32
-tuberia 2"-aire	4.5	10.0	45
-tuberia 1"-agua	4.5	8.0	36
-accesorios tuberia (+15% *c.tuberia)			12.15
			379.25

Costo de instalación por metro: $379.25/4.5 = 84.28$ \$/mt-avance

Finalmente: C.implementos seg.+ C.instalación
 $10.07 + 84.28 = 94.35$ \$/mt-avance

6.2.COSTO DE DESARROLLO PARA UNA RAMPA PENDIENTE -12%, CON JUMBO ELECTROHIDRAULICO H-115, SCOOP DIESEL 3½ y CAMION 11mts.

para una rampa de 4*3.5*13pies.

roca granodiorita, Pe. 2.7Tm/mt³

a. COSTO DE PERFORACION

-costo de depreciación

veloc.jumbo = 3*V veloc. jackleg

$$T = 2\text{perf} * 3V * 4\text{hr/gdia} * 60\text{min/hr} * 0.7 * 0.85 * 2\text{gdia/dia} * 288\text{dia/año} * 5\text{años}$$

$$T = 2467584 * V$$

$$Q_{dep} = 1 / 2467584 * V$$

$$C_{dep} = Q_{dep} * P_{16}$$

-costo de energía

$$Q_{e1} = \text{Pot(kw)} * 0.80 * \text{Nro.horas/gdia} / T \text{ (mt-perf/gdia)}$$

$$Q_{e1e} = \frac{\text{Pot.} * 80\% * 4\text{hr/gdia}}{4\text{hr} * 2\text{perf.} * 60\text{min} * V_{pen} * 0.7 * 0.85} = \text{Potkw} / (89 * V_{jumbo})$$

Considerando: Veloc.jumbo = 3 Veloc.jackleg

$$Q_{e1} = \frac{\text{Potkw}}{268 * V}$$

$$C_{e1} = Q_{e1e} * P_{15}$$

-costo de varillaje (broca, barra, y shank).

$$Q_{br} = 1/350, \quad Q_{bar} = 1/1800, \quad Q_{adap} = 1/2400$$

$$C_{var} = Q_{br} * P_{17} + Q_{bar} * P_{18} + Q_{adap} * P_{19}$$

-costo de mano de obra

$$Q_{m.o.} = \frac{2\text{h/gdia}}{2 * 3V * 4\text{hr/gdia} * 60\text{min/hr} * 0.85 * 0.7}$$

$$Q_{m.o.} = \frac{1}{856.8 * V}$$

$$C_{m.o.} = Q_{m.o.} * P_5$$

-costo de reparación (repuestos y accesorios)

$$C_{rep} = 0.75 * C_{dep}$$

$$C_{\$/mt-perf} = C_{dep} + C_{rep} + C_{ele} + C_{var}$$

$$C_{\$/mt-avance} = C_{\$/mt-perf} * N_{tal} / disp * L_{tal} * disp / (L_{tal} * 0.85)$$

b. COSTO DE VOLADURA

-costo de voladura con dinamita

$$T_{mroca} / disp = A * H * L_{tal} * P_{eroca} \quad (kg/mt^3)$$

$N_{ro.tal} = 56$, A=ancho, H=altura, L=long.taladro

$$D_y = N_{tal} * (\pi * d_{cart} ** 2) / 4 * L_{tal} * 0.85 * P_{eay}$$

$$F.P._{dy} = D_y / T_{mroca}$$

$$C_{dy} = F.P._{dy} * P_8$$

-costo de voladura con anfo

$$anfo = N_{tal} * L_{tal} * 0.85 * P_{eanfo} * (\pi * (0.85 d_{tal}) ** 2) / 4$$

$$F.P._{anfo} = anfo / T_{mroca}$$

$$C_{anfo} = F.P._{anfo} * P_{10}$$

-costo de cordón detonante

$$Q_{det} = 0.5 * N_{tal} / T_{mroca}$$

$$C_{det} = Q_{det} * P_{11}$$

-costo de iniciadores no eléctricos, fanel

$$Q_{fanel} = N_{tal} / T_{mroca}$$

$$C_{fanel} = Q_{fanel} * P_{12}$$

$$C_{vol/dy} = C_{dy} + C_{ful} + C_{guia} + C_{m.r}$$

$$C_{vol/anfo} = C_{anfo} + C_{fanel} + C_{det} + C_{cebo.dy}$$

c. COSTO DE LIMPIEZA DESARROLLO, SCOOP DIESEL 3½ yds

dist.prom=100mt.

-costo de depreciación (\$/Tm)

vida útil scoop: 18,500hr, $V_{cu}=3.5\text{yd}^3$

precio del equipo : \$ 269000

capacidad de carga de cuchara:

$$Q_{cu} = 0.765 * V_{cu} * P_{eroca} * F_{11} / F_{esp}$$

$$Q_{1hd.n} = 60 * \%T_{prod} * \%D_{mec} * Q_{cu} / (T_{fijo} + (2D / (16.67 * V_{prom})))$$

$$Q_{dep} = \frac{1}{18500 * Q_{1hd.n}}$$

$$C_{dep} = Q_{dep} * P_{20}$$

-costo de combustible

$$Q_{comb} = 0.20 \text{ lt/hp-hr} * P_{otHP} * 1\text{gl} / 4\text{lt}$$

$$Q_{comb} = \frac{0.05 * P_{otHP}}{Q_{1hd.n}} \text{ (gl/hr)}$$

$$Q_{1hd.n}$$

$$C_{comb} = Q_{comb} * P_{21}$$

costo de neumáticos (\$/Tm)

vida útil: 1500hr.

$$Q_{neu} = \frac{4}{1500 * Q_{1hd.n}}$$

$$C_{neu} = Q_{neu} * P_{22}$$

-costo de reparación y repuestos

$$C_{mant} = 0.75 * C_{dep}$$

-costo de lubricantes

$$Q_{lub} = 0.13 / Q_{1hd.n} \text{ (gl/Tm)}$$

$$C_{lub} = Q_{lub} * P_{23}$$

-costo del operador, No.de gdias, en limpieza del frente

$$Q_{m.o.} = \frac{1 \text{homb.gdia} * N_{gdia}}{T_{mroca}}$$

$$C_{m.o.} = Q_{m.o.} * P_5$$

$$C_{coop/Tm} = C_{dep} + C_{rep} + C_{comb} + C_{neum} + C_{lub} + C_{m.o.}$$

$$C_{coop/mt-avance} = C_{coop/Tm} * T_{mroca}/disp * 1disp / (0.85 * L_{ta1})$$

d.COSTO EXTRACCION ESTERIL CON CAMION VOLVO 11mt³

-costo de depreciación (\$/Tm)

vida útil camión: 12,000hr. dist. 2800mt.

precio del camión: \$ 145,000

capacidad/ciclo: $Q_{cu} = V_{cu} * P_{eroca} * F_{11} / F_{esp}$

$Q_{transp.hr} = 60 * \%T_{prod} * \%D_{mec} * Q_{cu} / (T_{fijo} + (2D / (16.67 * V_{prom})))$

$$Q_{dep} = \frac{1}{12000 * Q_{transp.hr}}$$

$$C_{dep} = Q_{dep} * P_{24}$$

-costo combustible

$Q_{comb} = 0.20 \text{ lt/hp-hr} * P_{otHP} * 1gl / 4lt$

$Q_{comb} = 0.05 * P_{otHP} / Q_{transp.hr}$

$$C_{comb} = Q_{comb} * P_{21}$$

-costo de neumáticos (\$/Tm)

vida útil: 3000hr.

$$Q_{neu} = \frac{4 \text{ pza}}{3000hr * Q_{transp.hr}} = \frac{1}{750 * Q_{transp.hr}}$$

$$C_{neu} = Q_{neu} * P_{25}$$

-costo de reparación y repuestos

$$C_{mant} = 75\% * C_{dep}$$

-costo de lubricantes

$$Q_{lub} = 0.13 / Q_{transp.hr}$$

$$C_{lub} = Q_{lub} * P_{23}$$

-costo del operador

$$Q_{m.o.} = \frac{1 \text{ hombre.gdia}}{Q_{transp.hr} * 8 \text{ hr/gdia}}$$

$$C_{m.o.} = Q_{m.o.} * P_5$$

$$C_{ext/Tm} = C_{dep} + C_{rep} + C_{comb} + C_{neum} + C_{m.o.}$$

$$C_{ext/mt-avance} = C_{ext/Tm} * T_{mroca/disp} * 1_{disp} / (0.85 * L_{tal})$$

6.3. COSTO DE PRODUCCION EN TAJEO, PARA EL METODO POR CAMARAS Y PILARES CON RELLENO CEMENTADO, UTILIZANDO JUMBO ELECTRO HIDRAULICO H-252 Y SCOOP ELECTRICO 3 $\frac{1}{2}$ yd³

velocidad de penetración: 3.5*V

a.- COSTO DE PERFORACION

-costo de depreciación jumbo H-252

total de metros perforados:

$$T = 3.5V * 2\text{perf} * 4\text{h/g} * 3\text{g/d} * 60\text{min/hr} * 0.7 * 0.85 * 288\text{d/año} * 3\text{años}$$

$$T = 2590963 * V$$

$$Q_{dep} = \frac{1}{2590963 * V}$$

$$C_{dep} = Q_{dep} * P_{26}$$

-costo de reparación incluye repuestos

se considera el 75% del costo de depreciación

$$C_{mant} = 0.75 * C_{dep}$$

-costo de energía eléctrica

potencia del equipo = 20kw.

$$Q_{ele} = \frac{Pot_{kw} * 0.70 * 4\text{hr/gdia}}{4\text{hr} * 2\text{perf} * 60\text{min} * 3.5V * 0.7 * 0.85}$$

$$Q_{ele} = Pot_{kw} / (357 * V)$$

$$C_{ele} = Q_{ele} * P_{15}$$

-costo del varillaje de perforación

$$Q_{br} = 1/300$$

$$Q_{bar} = 1/800$$

$$Q_{adap} = 1/2000$$

$$C_{var} = Q_{br} * P_{17} + Q_{bar} * P_{18} + Q_{adap} * P_{19}$$

-consumo de lubricantes

3lt/gdia por perforadora.

el número de metros perforados/guardia:

$$T_{\text{gdia}} = 4\text{hr} * 60\text{min/hr} * 0.7 * 2\text{perf} * 3.5V * 0.85$$

$$T_{\text{gdia}} = 999.6 * V$$

$$Q_{\text{lub}} = \frac{3\text{lt/perf} * 2\text{perf}}{999.6 * V}$$

$$Q_{\text{lub}} = \frac{1}{167 * V}$$

$$C_{\text{lub}} = Q_{\text{lub}} * P_2$$

-consumo de mano de obra(hombres/mt-perf guardia)

$$Q_{\text{m.o.}} = \frac{2\text{homb.gdia}}{999.6 * V}$$

$$Q_{\text{m.o.}} = \frac{1}{499 * V}$$

$$C_{\text{m.o.}} = Q_{\text{m.o.}} * P_5$$

$$C \text{ \$/mt-perf} = C_{\text{dep}} + C_{\text{rep}} + C_{\text{ele}} + C_{\text{var}} + C_{\text{m.o.}} + C_{\text{lub}}$$

$$C \text{ \$/mt-avance} = C_{\text{\$/mt-perf}} * N_{\text{tal}} / \text{disp} * L_{\text{tal}} * l_{\text{disp}} / (0.85 * L_{\text{tal}})$$

b. COSTO DE VOLADURA

se utiliza anfo, el fanel nonel más cordon detonante.

El frente tiene 2 caras libres, y para la determinación

burden(B) y espaciamiento(E) se usa la fórmula de Pearse.

$$B = K_b * 0.001 * D_{\text{tal}} * (P_{\text{det}}/T)^{1/2} \text{ mt.}$$

$$E = K_e * B \text{ mt.}$$

K_b , cte.roca (0.7-1.0), K_e = cte. roca, 1.25

D_{tal} (mt), P_{det} detonación explosivo (kg/cm^2) y T , es el esfuerzo de tensión roca (kg/cm^2).

sección cámara: A (ancho) * H (altura)

F_{tal} · filas de taladros

C_{tal} · columnas de taladros

-costo del explosivo

$$F_{tal} = \max (H/B - 1)$$

$$C_{tal} = \max (A/E) + 1$$

$$Q_{tal} = F_{tal} * C_{tal}$$

$$dcarga = \frac{\pi * (0.85d_{tal})^2}{4} * P_{eanfo}$$

$$anfo = Q_{tal} * dcarga * 0.85 L_{tal}$$

$$T_{mmineral} = A * H * P * P_{emin.}$$

$$F.P.anfo.m = anfo / T_{mmineral}$$

$$C_{anfo.m} = F.P.anfo.m * P_{10}$$

-costo del fanel

$$Q_{fanel} = Q_{tal} / T_{mmin}$$

$$C_{fanel} = Q_{fanel} * P_{12}$$

-costo del cordón detonante

$$Q_{det} = Q_{tal} * 1.3 / T_{mmin}$$

$$C_{det} = Q_{det} * P_{11}$$

$$C_{vol}/T_m = C_{anfo} + C_{fanel} + C_{det} + C_{cebo.dy}$$

$$C_{vol}/mt-avance = C_{vol}/T_m * T_{mroca}/disp * ldisp / (0.85 * L_{tal})$$

c. COSTO DE LIMPIEZA CON SCOOP ELECTRICO 3½ yd³

para una distancia promedio de 85mt.

-costo de depreciación

precio unitario \$ 312,000

vida útil 15000hr.

$$Q_{dep1} = \frac{1}{15000 * Q_{1hd1.h}}$$

$$C_{dep1} = Q_{dep1} * P_{27}$$

-costo de operación

$$T \text{ fijo} = T \text{ carguio} + T \text{ descarga} = 1.8 \text{min}$$

distancia: 85mt.

Velocidad : 4km/hr.

$$Q_{ind1/hr} = \frac{60 * \%Dm * \%T \text{ oper.} * L}{T_{fijo} + (2 * D / 16.67 * V)}$$

-costo de energía eléctrica

potencia del motor. 185HP= 137kw

factor de utilización potencia nominal: 85%

Tiempo efectivo de utilización:

$$Q_{ele} = \frac{Pot * 0.85 * 0.74}{Q_{ind1/hr}}$$

$$C_{ele} = Q_{ele} * P_{15}$$

-costo de neumáticos

$$Q_{neu} = \frac{4}{1000 * Q_{ind1/hr}}$$

$$C_{neu} = Q_{neu} * P_{22}$$

-costo de mano de obra

$$Q_{m.o.} = \frac{1 \text{ hombre/gdia}}{Q_{ind1/hr} * 8 \text{hr/gdia} * 0.85 * 0.90}$$

$$Q_{m.o.} = \frac{1}{6.12 * Q_{ind1}} \text{ hombre/Tm}$$

$$C_{m.o.} = Q_{m.o.} * P_5$$

-costo de reparación incluye repuestos

$$C_{mant} = 0.75 * C_{dep}$$

$$C_{scoop1/Tm} = C_{dep} + C_{rep} + C_{ele} + C_{lub} + C_{neum} + C_{m.o.}$$

$$C_{scoop.1/mt-avance} = C_{scoop.ele/Tm} * T_{mroca} / disp * 1disp / (0.85 * L_{tal})$$

d. COSTO RELLENO HIDRAULICO CON RELAVE CEMENTADO

Los elementos de cálculo son: energía eléctrica, mano de obra, depreciación del equipo, e instalaciones de tuberías y costo de mantenimiento.

Los relaves de flotación contienen un 35% de sólidos en la pulpa, el volumen de relleno requerido representa el 70% del volumen extraído.

La relación en peso cemento a relave es de 1/25.

Se utilizan equipos como : hidrociclones, acondicionadores, bombas, tuberías, mangueras etc. depende del desnivel ente el tajeo y la planta, y distancia de bombeo.

-relación mezcla relave/cemento · 25/1

-caudal máximo de bombeo: $0.96 \text{ mt}^3/\text{min} = 57.6 \text{ mt}^3/\text{hr}$

- $P_{\text{pulpa}} = 1.5 \text{ gr/cc}$

-Presión de bombeo: 60 kg/cm^2

-porcentaje de sólidos en la pulpa: 52%

$1.5 \text{ Tm/mt}^3 * 57.6 \text{ mt}^3/\text{hr} = 86.4 \text{ Tm/hr}$

%tiempo utilizado: 0.75, %disp.mecánica: 0.70

Producción de relleno:

$8 \text{ hr/g} * 3 \text{ g/d} * 86.4 \text{ Tm/hr} * 0.75 * 0.70 = 945 \text{ Tm/dia}$

Consumo de cemento: $945/26 = 36.4 \text{ Tm/dia}$ de cemento.

-costo de depreciación de la bomba marsh

precio de la bomba marsh: \$ 507,000

vida útil: 18,000 hr.

capacidad bombeo de relleno: $54 \text{ mt}^3/\text{hr}$

$V_{\text{rh/min.ext}} = 0.7$

3/10 del volumen restante es relleno con material detrítico. El % en peso de sólidos en la pulpa: 51.2%

$$P_{e \text{ rell.h}} = 1.5 T_m / \text{mt}^3, \quad P_{e \text{ min.ext}} = 3.5 T_m / \text{mt}^3$$

$$W_{\text{rell.h}} = V_{\text{rh/min.ext}} * P_{e \text{ rell.h}} * W_{\text{min}} / P_{e \text{ min}}$$

$$W_{\text{min}} = W_{\text{rell}} * P_{e \text{ min}} / (V_{\text{rh/min.ext}} * P_{e \text{ rell}})$$

$$T_{m \text{ rell.h}} = Q_{\text{bomba.hr}} * P_{e \text{ rell.h}} * \%W_{\text{sólidos}}$$

$$T_{m \text{ min.hr}} = T_{m \text{ rell.h}} * P_{e \text{ min}} / (V_{\text{rh/min.ext}} * P_{e \text{ rell}})$$

$$T_{m \text{ min.hr}} = Q_{\text{bomba.hr}} * \%W_{\text{sólidos}} * P_{e \text{ min}} / V_{\text{rh/min.ext}}$$

$$Q_{\text{dep.bomba}} = \frac{1}{18000 * T_{m \text{ min.hr}}} \quad (\text{unidad} / T_m\text{-min.extraído})$$

$$Q_{\text{dep.bomba}} = \frac{V_{\text{rh/min.ext}}}{18000 * Q_{\text{bomba.hr}} * \%W_{\text{sólidos}} * P_{e \text{ min}}}$$

$$C_{\text{dep.bomba}} = Q_{\text{dep.bomba}} * P_{28}$$

-costo de tuberías

tubos de acero de 4" de diámetro

distancia de 2500mt.

precio: \$109/mt.

vida útil: 13000hr

$$Q_{\text{tuberia}} = \frac{L}{13000 * T_{m \text{ min.hr}}} \quad \text{mt} / T_m\text{.min.ext}$$

$$C_{\text{tuberia}} = Q_{\text{tuberia}} * P_{29}$$

-costo de mano de obra

1 bombero	12	\$/gdia
2 tuberos	12	\$/gdia
2 enmaderadores	12	\$/gdia
2 ayudantes tuberos	9	
2 ayudantes madera	9	
1 capataz	15	

precio promedio homb/gdia : \$ 11

$$Q_{m.o.} = \frac{N_{homb/gdia}}{8hr/gd * 0.75 * T_{mmin.hr}}$$

$$Q_{m.o.} = \frac{N_{homb/gdia}}{6 * T_{mmin.hr}}$$

$$C_{m.o.} = Q_{m.o.} * P_5$$

-costo de energía

Pot.bomba marsh:180hp, Pot.2bombas centrifuga:75hp c/u.

Potencia efectiva: 80% Pot.nominal

$$Q_{ele} = \frac{Pot_{HP} * 0.80 * 0.74}{T_{mmin.hr}}$$

$$Q_{ele} = \frac{Pot_{HP} * 0.59}{T_{mmin.hr}}$$

$$C_{ele} = Q_{ele} * P_{15}$$

-costo del cemento portland

Precio cemento : \$80/Tm

Xcemento / Yrelave = 1 / 25

Tmcemento = Tmrell.h / 26

$$Q_{cemento} = \frac{T_{m,rell.h}}{X_{cemento} + Y_{relave}} \quad (Tm/hr)$$

$$C_{cemento} = Q_{cemento} * P_{30}$$

-costo de mantenimiento y repuestos

se considera un 25% del costo de depreciación.

$$C_{mant.bomba} = 0.25 * C_{dep.bomba}$$

$$Cr.h./Tm = C_{dep} + C_{rep} + C_{lub} + C_{ele} + C_{tub} + C_{cemento} + C_{m.o.}$$

$$Cr.h./mt-avance = Cr.h./Tm * T_{mmineral}/disp * l_{disp} / (0.85 * L_{tal})$$

LABORES DE DESARROLLO: GALERIA 8'x7', METODO CONVENCIONAL

ASPECTOS TECNICOS

Total de taladros perforados/disparo: 25
gdia/dia: 2, dias/mes:25, dias/año:300
tipo roca: pizarra, semi-duro, $Pe=2.2Tm/mt^3$
mt-perf/disparo : 46
factor de perforación : 4.95(mt-perf/mt³)
velocidad de perforación : 0.25mt/min
rendimiento de perforación, : 77mt/mes
metraje a perforar. : 500mt
tiempo máximo terminar la obra, : 6.5meses

ASPECTOS ECONOMICOS

1. costos estimados de perforación

1.1. costo de mano de obra	0.84 \$/mt-perf
1.2. costo de depreciación	0.26 \$/mt-perf
1.3. costo del varillaje de perforación barreno integral 6'	0.61 \$/mt-perf
1.4. costo de reparación y mantenimiento	0.20 \$/mt-perf
1.5. costo de lubricantes	0.02 \$/mt-perf
1.6. costo de aire comprimido	0.32 \$/mt-perf
	= 2.25 \$/mt-perf
1.7. $Sum(1.1...1.6) * N_{tal/dispar} * L_{tal}$	102.38 \$/disparo
1.8. otros	
a.- implementos de seguridad	16.58 \$/disparo
b.- instalaciones rieles y tuberías	130.6 \$/disparo
Finalmente:	
Costo de perforación: 1.7+1.8a+1.8b	249.56\$/disparo

2. costos estimados de voladura

2.1. costo de explosivos dy.	4.82\$/Tm
2.2. costo de los fulminantes Nro.6	0.16\$/Tm
2.3. costo guía de seguridad	0.02\$/Tm
Costo de voladura: Sum(2.1..2.3)	5.0 \$/Tm
	123.83\$/disparo

3. costos estimados de limpieza y extracción

costo del paleo:	
a. costo depreciación pala neumática	0.19\$/Tm
b. costo de mano de obra	0.16\$/Tm
c. costo de aire comprimido	0.74\$/Tm
d. costo de reparación	0.04\$/Tm
costo de extracción:	
3.1. costo de depreciación	0.23\$/Tm
3.2. costo de mano de obra	0.45\$/Tm
3.3. costo de lubricantes	0.01\$/Tm
3.4. costo de reparación	0.05\$/Tm
3.5. costo de energía eléctrica	0.17\$/Tm

3.6. costo de combustible 0.00\$/Tm
 3.7. costo de neumáticos 0.00\$/Tm
 3.8. Sum(3.1..3.7) 2.04\$/Tm
Costo de limpieza: $2.04 * T_{roca} / \text{disparo}$
42.48\$/disparo

Costo de desarrollo de galería 8' * 7' autosostenida:
 $249.56 + 123.83 + 42.48 / (1.82 * 0.85) =$
268.82\$/mt-avance

4. costo de sostenimiento con square set

se arma 8 cuadros de madera en 12 metros de galería.

4.1. costo de mano de obra

	% incidencia	costo(\$/hr)	total
1 enmaderador	100	15	15
2 ayudantes	100	12	24
1 carpintero	25	3.75	3.75
			42.75\$/gdia

4.2. costo de materiales para el cuadro

	cantidad	\$/unidad	total
-postes 10" * 10" * 8'	2	8.45	16.9
-sombbrero 8" * 8" * 7'	1	8.45	8.45
-redondos 6" para criben	11	0.10	1.10
-topes para el tirante	2	0.79	1.58
-tablas 5' para enrejado	8	0.42	3.36
			31.39\$/cuadro

$\frac{42.75 \text{ \$/gdia}}{1.55 \text{ mt-avance/gdia}} + \frac{31.39 \text{ \$/cuadro}}{1.50 \text{ mt-avance/cuadro}} = 48.5 \text{ \$/mt-avance}$

Costo de desarrollo galería 8' * 7' sostenido con cuadros de madera:

$268.82 + 48.50 =$

317.32 \\$/mt-avance

LABORES DE DESARROLLO, FRENTES 3.5mt*3.0mt CON JUMBO-H115

ASPECTOS TECNICOS

Parámetros:

Diámetro taladro: 41mm. 2gdia/dia.
 Longitud taladro: 13' Pe=2.7Tm/mt³
 Roca mármol, dura,

1. **Total de taladros perforados/disparo : 45**
 mt.perforados /disparo, 178mt.
 factor de perforación (mt-perf/mt³): 4.28
 velocidad de perforación: 3*Vjackleg = 0.75mt/min.
 avance mensual: 168.50mt/mes
 metraje de galería ó rampa a perforar. 2500mt
 tiempo máximo terminar la obra, 14.8 meses

2. Consumo de explosivos:

utilizando anfo:	utilizando dy.semexa 65%
147kg/disparo	98.10kg/disparo
4.15kg/mt ³	2.77kg/mt ³
95.50Tm/disparo	95.50Tm/disparo
1.53kg/Tm	1.02kg/Tm

ASPECTOS ECONOMICOS

1. costos estimados de perforación

1.1. costo de mano de obra	0.175\$/mt-perf
1.2. costo de depreciación	0.346\$/mt-perf
1.3. costo del varillaje de perforación	
-broca botones, 40mm.	0.270
-barra hexagonal, R-38, 13'	0.140
-shank adapter.	0.106
-adaptador	0.030
-rimadora	0.070
	0.61\$/mt-perf
1.4. costo de reparación y mantenimiento	0.25\$/mt-perf
1.5. costo de energía eléctrica	0.04\$/mt-perf
	= 1.38\$/mt-perf
1.6. Sum(1.1...1.5)*N _{tal/disp} *L _{tal}	153.60\$/disparo
1.7. otros	
a.-implementos de seguridad	18.13\$/disparo
Costo de perforación: 1.6+1.7	171.7\$/disparo

2. costos estimados de voladura

utilizando anfo

2.1. costo de mano de obra(4homb-gdia)	0.47\$/Tm
2.2. costo del anfo	0.77\$/Tm
2.3. costo del cordón detonante	0.03\$/Tm
2.4. costo de los faneles	0.65\$/Tm
	=0.485\$/Tm
C.voladura con anfo: Sum(2.1..2.4)	46.31\$/disparo

utilizando dinamita

2.1. costo de mano de obra	0.47\$/Tm
2.2. costo de la dinamita	1.94\$/Tm
2.3. costo de los fulminantes	0.063\$/Tm
2.4. costo de la guía de seguridad	0.120\$/Tm
	= 2.59 \$/Tm

C.voladura con dy.: 5.08*95.5Tm/disp. 247.35\$/disparo

3. costos estimados de limpieza con scoop diesel 3½ yd³

3.1. costo de depreciación	0.61 \$/Tm
3.2. costo de mano de obra	0.13 \$/Tm
3.3. costo de lubricantes	0.06 \$/Tm
3.4. costo de reparación	0.45 \$/Tm
3.5. costo de energía	0.00 \$/Tm
3.6. costo de combustible	0.53 \$/Tm
3.7. costo de neumáticos	0.08 \$/Tm
3.8. Sum(3.1..3.7)	1.86 \$/Tm

Costo de limpieza: 1.86 * Tmroca/disparo 177.63\$/disparo

4. costo estimado de extracción con camión volvo 11mt³

4.1. costo de depreciación	0.16
4.2. costo de reparación	0.13
4.2. costo de mano de obra	0.13
4.3. costo de combustibles	0.19
4.5. costo de lubricantes	0.04
4.6. costo de neumáticos	0.05
	= 0.70

Costo de extracción: 0.70*95.5Tm/disp. 66.85\$/disparo

**Costo total de desarrollo (\$/mt-avance) de galería
3.5mt.*3.5mt. auto-sostenida utilizando:**

dinamita	anfo
663.53	462.50

**5. costo estimado del sostenimiento con pernos de anclaje
35 unidades colocadas en un tramo de 12mt. de
galería/turno**

5.1. costo de mano de obra

	%incidencia	precio	total
1 perforista	100	14	14
1 ayudante perforista	100	12	12
leyes sociales	83.5	---	10.80
			36.80\$/gdia

5.2. costo de material

(vida útil barreno=1200')

	cant.	\$/unidad	\$/pie	total
-barrenos de 6'	1	66.27	0.0552	3.53
-barrenos de 8'	1	70.74	0.0589	1.89
-perno split-set	35	10.50	----	367.50
				372.92\$

para 1mt. de avance:

36.80\$/gdia * 1gdia + 372.92 \$ = 54.81\$/mt-avance
1.55mt-avance 12mt-avance

**Costo total desarrollo : jumbo, scoop, volquete, sostenido
con pernos mecánicos utilizando:**

-dinamita	-a n f o
\$/mt-avance	\$/mt-avance
718.34	517.31

LABORES PRODUCCION MINERAL, TAJEOS EN CAMARAS Y PILARES CON RELLENO CEMENTADO

ASPECTOS TECNICOS

Metódo explotación: cámaras y pilares, $P_{roca}=3.5Tm/mt^3$
cámara: 8mt*4mt. potencia promedio cuerpo catuva:75mt.
perforación: breasting (2 caras libres)
a=7mt. h=3.3mt. $L_{ta1}=13pies$, $O_{ta1}=0.045mm$.
burden:1.0mt,espac.=1.25mt. %efec-perf.=85, %efect-voladura=90

1.Total de taladros perforados/disparo: 21
mt-perforados/disparo: 70.75
 $T_{min/disp} = 245.13$
factores de perforación (mt-perf/Tm): 0.29
velocidad de perforación: 1.12cm/min.
mineral en 1 cámara (8*12*75): 7,200mt³
relleno hidráulico necesitado/cámara: 70%*2,400=5,040mt³

2.Consumo de explosivos:
peso total de anfo/disparo: 91.40kg.
factor potencia con anfo: 0.37kg/Tm

3.Tiempos estimados:
tiempo de perforación, min/disparo
tiempo de limpieza con scoop, min/ disparo
tiempo-carguio de explosivos, min/disparo
tiempo de relleno hidráulico, 54mt³/hr min/disparo

ASPECTOS ECONOMICOS

1.costos estimados de perforación

1.1.costo de mano de obra	0.20\$/mt-perf
1.2.costo de depreciación	0.55\$/mt-perf
1.3.costo del varillaje de perforacion	0.56\$/mt-perf
a.broca de botones 0.32	
b.barra hexagonal 0.13	
c.shank adapter 0.11	
1.4.costo de reparacion y mantenimiento	0.41\$/mt-perf
1.5.costo de energía eléctrica	0.13\$/mt-perf
	1.85\$/mt-perf
1.7.Sum(1.1...1.6)* $N_{ta1} * L_{mt} / T_{min/disp}$	
Costo de perforación:	0.53\$/ T_{min}

2.costos estimados de voladura

Utilizando anfo:	
2.1.costo de mano de obra	55.0\$/disparo
2.2.costo de explosivos	45.69\$/disparo
2.3.costo de los iniciadores	0.00\$/disparo
2.4.costo del fanel	27.0\$/disparo
2.5.costo del cordon detonante	3.60\$/disparo
2.6.Sum(2.1..2.5)/ T_{min}	
Costo de voladura-anfo:	0.54\$/ T_{min}

Utilizando dinamita semi-gelatina:

2.a. costo de dinamita(1½"*7")68.24kg.	0.64\$/Tm
2.b. costo de mano de obra	0.22\$/Tm
2.c. costo de los faneles azules	0.10\$/Tm
2.d. costo del cordon detonante	0.02\$/Tm
Costo de voladura-dy:	0.98\$/Tm

3. costos estimados de limpieza con scoop eléctrico 3½yd³

3.1. costo de depreciación	0.50\$/Tm
3.2. costo de mano de obra	0.10\$/Tm
3.3. costo de lubricantes	0.01\$/Tm
3.4. costo de reparación	0.38\$/Tm
3.5. costo de energía eléctrica	0.48\$/Tm
3.6. costo de neumaticos	0.09\$/Tm
3.7. Sum(3.1...3.6)	

Costo de limpieza: 1.65 \$/Tm_{min}

4. costos estimados de extracción (tolva-planta concentradora) con camión volvo 11mt³

4.1. costo de depreciación	0.31\$/Tm
4.2. costo del operador	0.05
4.3. costo de reparación	0.23
4.4. costo de combustible	0.35
4.5. costo de neumáticos	0.10
4.6. costo de lubricantes	0.03
	1.07\$/Tm

5. costo estimado del relleno hidráulico

4.1. costo depreciación bomba	0.62\$/Tm. relleno
4.2. costo de energia	0.40\$/Tm. relleno
4.3. costo de tuberias	0.23\$/Tm. relleno
4.4. costo de mano de obra	0.92\$/Tm. relleno
4.5. costo de cemento	3.06\$/Tm. relleno
	5.23\$/Tm. relleno
4.6. Sum(4.1..4.5)* (Tm _{rell} /Tm _{min})	

Costo del relleno: 1.57\$/Tm_{min}

6. costos estimados sostenimiento con pernos y mallas de acero

6.1. costo de mano de obra	0.15
6.2. costo de materiales	0.38
	0.53\$/Tm.

Costo total de explotación: \$/Tm_{min} = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6

6.33\$/Tm

CAPITULO VII

7.1. CONCLUSIONES

1. Existen 3 clases de mantenimiento:

m.predictivo.-detectar las averías por inspección antes que se produzcan.

m.preventivo.-comprende todas las intervenciones programadas revisiones periódicas, limpieza, lubricación y engrase.

m.correctivo.-acciones encaminadas a corregir deficiencias una vez que se ha paralizado el equipo: ubicar avería, desmontar, cambiar y montar.

2. El mantenimiento de los equipos pesados, se debe hacer en las fechas programadas y con calidad, para reducir los costos por paralización temporal y así prolongar la vida útil. Para jumbos hidráulicos:

<u>V.UTIL</u>	<u>DISP.MEC</u>	<u>T.UTIL</u>	<u>DISP.EFFECT.</u>	<u>C.MANT.Y REP.</u>
a 5000hr.	95%	85%	0.80	20% $C.adq = 14.70\$/hr$
a 8000hr.	90%	85%	0.76	22.5% $C.adq=16.60\$/hr$
a 12000hr.	85%	85%	0.72	25% $C.adq.=18.37\$/hr$
reparación general (overhaul)				
a 15000hr.	80%	85%	0.68	27.5% $C.adq =20.21\$/hr$
mayor,	75%	85%	0.63	30.0% $C.adq =22.0\$/hr.$

A mayor antigüedad del equipo mayor será el costo de mantenimiento y reparación (+ repuestos) por deterioro.

3. El buen mantenimiento de las vías de acceso, para obtener mayor velocidad de producción y vida útil del equipo, además que se evitan los cortes de neumáticos, y su deterioro prematuro.

4. El rendimiento de producción de los jumbos, bajo las mismas condiciones de trabajo:

- en material estéril, perforación tipo fronton:

EQUIPO	\$/hr	\$/mt.	mt/hr
JB-H115	75	1.54	47.85
JB-H252	103	1.27	81.0
JB-282	119	1.20	96.0

- en roca mineral, perforación tipo breasting:

	\$/hr	\$/Tm	mt/hr
JB-H252	130	0.91	86.0
JB-H282	143	0.83	103.0

5. El costo de perforación en mineral se distribuye de la siguiente manera:

	\$/mt.	porcentaje.
costo de propiedad	0.51	37%
costo del varillaje de perforación	0.48	35%
costo de reparación y mantenimiento	0.16	12%
costo de mano de obra	0.12	10%
costo de energía	<u>0.08</u>	<u>6.0%</u>
	1.39	100

6. Especial atención merece el diseño de la malla de perforación para el corte paralelo, para un adecuado cálculo del burden y espaciamiento, para ello se ha elaborado un programa computarizado, los cuales varían en forma muy marcada de acuerdo al tipo de explosivo (anfo/dy)

7. Para los scoops, se deb hacer inspecciones visuales, ó mediante pruebas especificas del:

MOTOR.-presión y cambio de aceite, filtros, (250hr), fugas en el sistema de enfriamiento (1000hr), afinamiento del motor (500hr). Evitar que elimine exceso de monóxido. Vida útil del motor: 10-12000hr, con buen mantenimiento.

S. HIDRAULICO.-es el segundo gran problema en los equipos LHD, revisar bombas hidráulica (3000hr), mangueras, válvulas y cilindros hidráulicos de dirección, levante y volteo.(1000hr)

S.ELECTRICO.-verificar sistema: carga y arranque (1000hr)

TREN DE FUERZA.-presión de bomba de transmision (2000hr) dirección y frenos (2000hr). Engrasar cardanes.

8. En cuanto al rendimiento de los scooptram, varían en función de la distancia recorrida. Así tenemos que en las cámaras de explotación con scoop de 3.5yd³. para 85mt. se obtiene 41Tm/hr, y con scoop de 1yd³ , 12.0Tm/hr. Para las labores de desarrollo, el scoop de 5yd³ para 100mt. se obtiene 59Tm/hr, y con scoop de 3.5yd³ se obtiene 26.0\$Tm/hr.

9. El costo de carguío en rampa,

EQUIPO	\$/hr.	\$/Tm
scoop 3.5yd ³	58.51	2.25
scoop 5.0yd ³	70.29	1.19
en cámaras de explotación:		
scoop 3.5yd ³	58.51	1.42
scoop 1.0yd ³	26.43	2.20

10. En el grupo de volquetes, el rubro más alto en el costo de operación está dado por el costo de mantenimiento y reparación y combustible.
11. El transporte del mineral, desde el nivel 4490, 4540, hasta la planta concentradora (2800mt) con volquetes torton, tienen un rendimiento promedio de 38Tm/hr,

7.2. RECOMENDACIONES

1. Se recomienda hacer el smooth-blasting para controlar el techo en las cámaras de explotación.
2. El mantenimiento del equipo, se debe hacer en el interior mina, para ahorrar tiempo.
3. Incentivar al personal que operan los equipos, con bonos para lograr mayores rendimientos de producción.
4. se debe llevar un control minucioso de los costos de mantenimiento, combustible, lubricantes, y del varillaje de perforación.
5. Comprobar la existencia en el almacén de los materiales principales como: brocas, barras, shank, y repuestos y partes para la perforadora, y el scoop, llevando un control preciso del consumo promedio para hacer pedidos con anticipación.

CARTILLA DE OPERACION DE JUMBO HIRAUOLICO

Para obtener un rendimiento eficiente del equipo, el operador debe conocer el mecanismo de funcionamiento de la perforadora, brazo hidráulico y el avance.

1. **Perforadora** : que se controla mediante válvulas (percusión, rotación, avance y barrido) desde el tablero de control. Potencia y frecuencia de golpes/minuto adecuados, que no vayan en detrimento del varillaje, además con un gran poder de absorción de energía ya que cuando la broca golpea, la roca refleja unas ondas de choque de gran amplitud que podrían dañar la máquina si no estuviera equipada con un excelente mecanismo de amortiguación que dispersa los golpes reflejados a través de los acumuladores de alta presión. Un modelo de perforadora que pueda trabajar con barras (28mm-45mm), que pueda cambiar la longitud de carrera, la frecuencia de impactos y la energía de percusión mediante un regulador, y con una velocidad de rotación variable.

El adaptador de culata es un componente que recibe los impactos de la perforadora en un extremo y de la barra de perforación en el otro por lo que debe ser de un acero especial.

2. **Brazo hidráulico** . todas las versiones están provistos de conservación vertical del paralelismo, lo que hace posible mantener el avance paralelo a una dirección cuando se mueve en un plano vertical. El avance se puede montar al lado derecho o izquierdo del brazo. Las mangueras (unen los cilindros del brazo con los mandos de funcionamiento) deben tener la longitud debida y montados correctamente para que no impidan el movimiento del brazo, avance y la perforadora.

MOVIMIENTO DEL BRAZO HASTA LA POSICION DE PERFORACION

1. Antes de poner en funcionamiento el brazo, el operario debe aprender la posición de los mandos.

2. Comprobar que la perforadora haya retrocedido totalmente, palanca 4, de la fig. 12. y válvula A, fig.10.

3. Girar el brazo con palanca D, y subirlo o bajarlo palanca F, hasta la posición del barreno.

4. Corregir el alineamiento del avance: verticalmente con la palanca E, y horizontalmente con la palanca C.

EMBOQUILLADO

1. Llevar hacia adelante la viga del avance, palanca A (fig.10) hasta que la broca toque la roca.

2. Mover hacia adelante la palanca 3, (fig.12) de barrido y comprobar que salga agua por la broca de perforación.

- 3.Mover hacia adelante la palanca 1, (fig.12), que controla el sentido de la rotación.
- 4.Poner en marcha el mecanismo de percusión, palanca 2 (fig.12) no abrir este mando del todo, sino hasta la mitad.
- 5.Hacer avanzar despacio la perforadora, moviendo la palanca 4, (fig.12) del movimiento de avance, hacia adelante.
- 6.Emboquillar en roca de superficie plana, si es oblicua tener cuidado en que la varilla no resbale y se quiebre.
- 7.Para evitar atascos durante la perforación por fisuras en la roca, hay que reducir la presión de avance, aumentar la rotación para evitar las vibraciones.
- 8.Al terminar el barrenado, parar la percusión, y cerrar la válvula de barrido de agua.
- 9.Hacer retroceder la perforadora, con la viga de avance. Si la roca tiene fisuras, la barra se puede atascar al hacer retroceder la perforadora, evitarlo dejando funcionar la válvula de rotación, a marcha reducida, cerrar el barrido de agua, si la operación no tiene éxito abandonar la barra.

COMPROBACION DURANTE LA PERFORACION

Durante la perforación comprobar periódicamente lo siguiente:

- 1.Presión de avance.
- 2.Suministro de aceite a las perforadoras y los motores hidráulicos.
- 3.Suministro de agua de barrido.
- 4.Fugas en los componentes hidráulicos, detener las bombas y reparar la avería. Reponer el aceite hidráulico antes de reanudar la perforación.
- 5.Reapretar las uniones roscadas que se hayan aflojado a causa de las vibraciones.

LOCALIZACION DE AVERIAS EN EL SISTEMA HIDRAULICO DEL BRAZO

1. Efecto "cojin" en los cilindros, ruido en la bomba, y movimiento del brazo brusco.
- 3.Manguera hidráulica dilatada, por rotura interna de la malla de acero, o deterioro del caucho.
- 3.La palanca de la válvula de mando no retorna al punto neutro, por suciedad en la válvula.
- 4.El cilindro no responde a las maniobras, no funciona la bomba, el motor, o la válvula de seguridad, por fugas internas.
- 5.El cilindro cede lentamente, la válvula doble de retención tiene fugas internas en el cilindro, ya que el aceite se escapa por la empaquetadura del pistón en el cilindro.

CARTILLA DE OPERACION PARA SCOOPTRAMS

Nos permite reglamentar y delinear las responsabilidades que tienen los operadores con un equipo pesado.

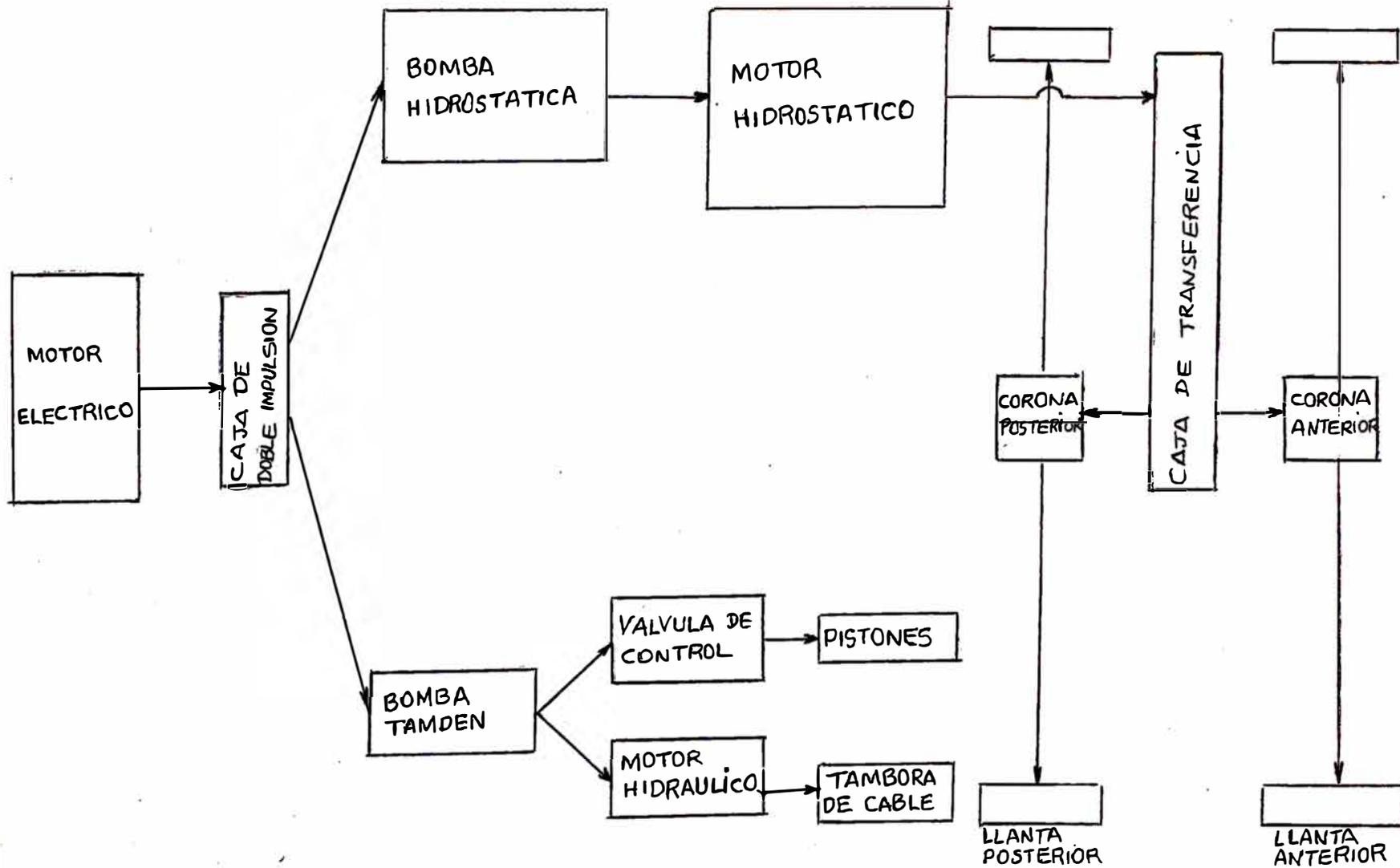
1. Ningún motor diesel deberá funcionar en interior mina sí:
 - produce CO₂ en mayor cantidad del limite permisible (50ppm).
 - el escape y los purificadores estan en malas condiciones.
 - verificar que los ventiladores de mina, esten funcionando antes de encender la máquina.
 - verificar que el equipo tenga: bocina, luces frontales, y luces posteriores.
 - apagar el motor antes de llenar combustible.
 - en caso de derrame de combustible ó lubricantes, limpiar con arena ó aserrin..

2. Encendido y marcha:
 - revisar los niveles de aceite, el nivel del refrigerante, y el nivel de combustible antes de trabajar.
 - verificar el freno de parqueo, y el de servicio.
 - reajustar las tuercas de la rueda, y el buen estado de las llantas.
 - bajar la velocidad antes de ascender una rampa.
 - si se presenta una falla mecanica en los frenos, usar los frenos de servicio, o frenos de emergencia, sino bajar el cucharon y girar la máquina hacia la roca encajonante.
 - reducir la velocidad y tocar la bocina antes de voltear una esquina.
 - no viajar con el cucharon levantado.
 - no transportar personal en el cucharon.
 - mantenimiento efectivo de las vías de tránsito.

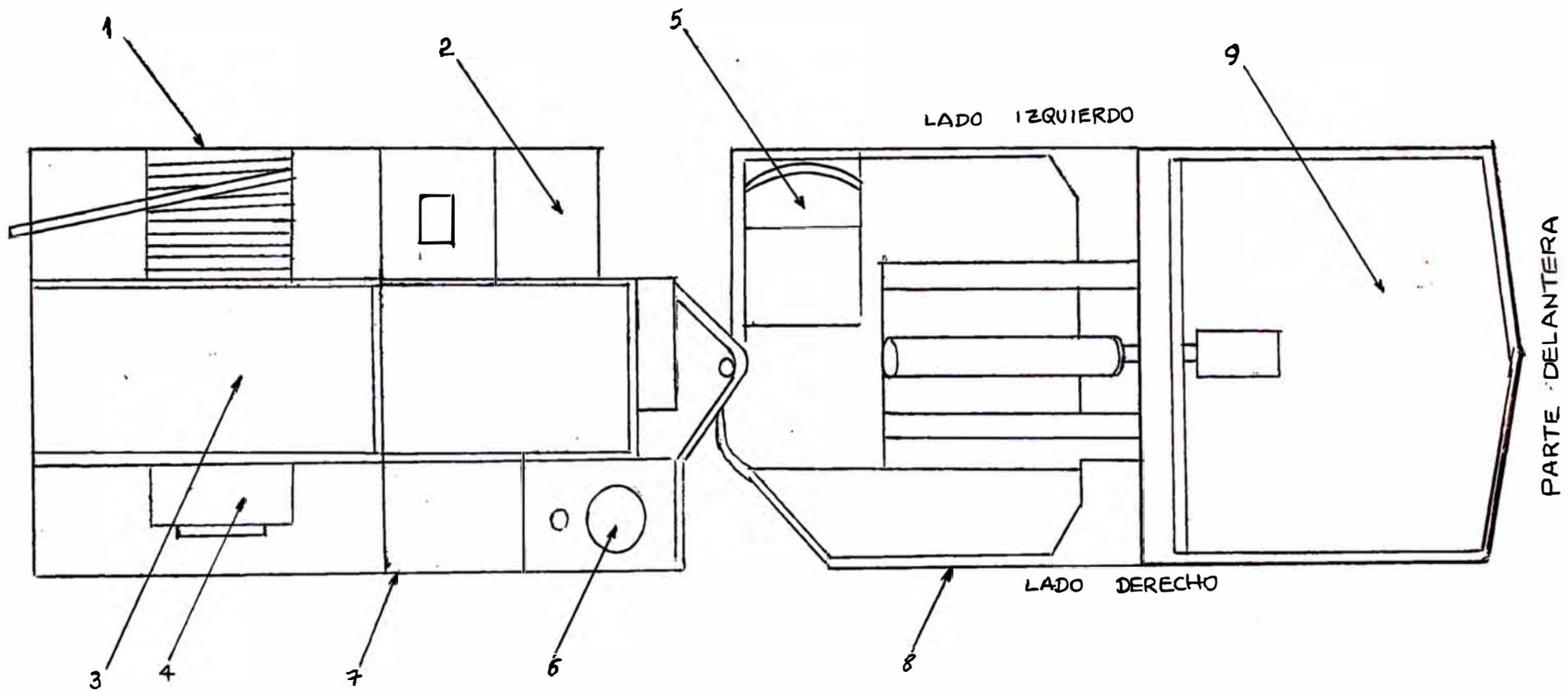
3. Carga y descarga:
 - cuando se excava un montículo, trabaje a partir de ambos lados hacia el centro, mantenga en todo momento la forma del montículo, no plantar el cucharon.
 - no aprisionar la carga ni hacer patinar las llantas.
 - después de llenar el cucharon, sacudir para evitar la caída de carga.
 - mantener el área de descarga limpio.
 - no parquear sobre alguna rampa a menos que sea necesario, parquear en un lugar libre de tránsito.

COMPONENTES PRINCIPALES DE UN SCOOP-ELECTRICO

1. Es un equipo mecánico: que tiene un sistema hidrostático, para el control de la transmisión, caja, diferencial, frenos; un sistema hidráulico para el control de la dirección, accionamiento del brazo y cuchara, control del motor y cable eléctrico para su desplazamiento.
2. También tiene:
 - **panel de interruptores**
bajo voltaje (12V): luces, bocina, contador, chapa de llave encendido (ON/OFF), arranque, interruptor de parada que detiene el motor eléctrico, interruptor del freno de estacionamiento.
alto voltaje (550V): carrete del cable eléctrico.
 - **panel de instrumentos**
horómetro, para controlar las horas de operación.
indicadores de presión y temperatura del aceite hidráulico. (160-190psi), (100-180 grados F).
indicador de presión del acumulador, controla el freno de estacionamiento varía desde 1400-1800psi.
 - **panel de control**
palanca direccional: se aleja del operador para ir hacia la derecha, se acerca hacia el operador para ir hacia la izquierda
pedales: una para avanzar, y otra para retroceder, no tiene pedal de freno el cual se activa dejando de pisar los pedales.
 - **palanca para el levantamiento y descarga:** es una palanca que tiene doble función, hacia la derecha para levantar el brazo, hacia la izquierda para bajar el brazo, alejar del operador para descargar la cuchara, y acercar al operador para llenar la carga.



FACULTAD I.G.M.M.	
SISTEMA HIDRAULICO E HIDROSTATICO, SCOOPTRAM	
FIG.	SIN ESCALA DIBUJO: E.P.L.



1. CABLE ELECTRICO
2. FILTRO HIDRAULICO
3. MOTOR ELECTRICO
4. TABLERO DE CONTROL
5. ZONA DEL OPERADOR
6. DEPOSITO HIDRAULICO
7. BASTIDOR TRASERO
8. BASTIDOR DELANTERO
9. CUCHARA.

FACULTAD I.G.M.M.

COMPONENTES PRINCIPALES
SCOOPTRAM

FIG.

SIN ESCALA DIBUJO : E.P.L.

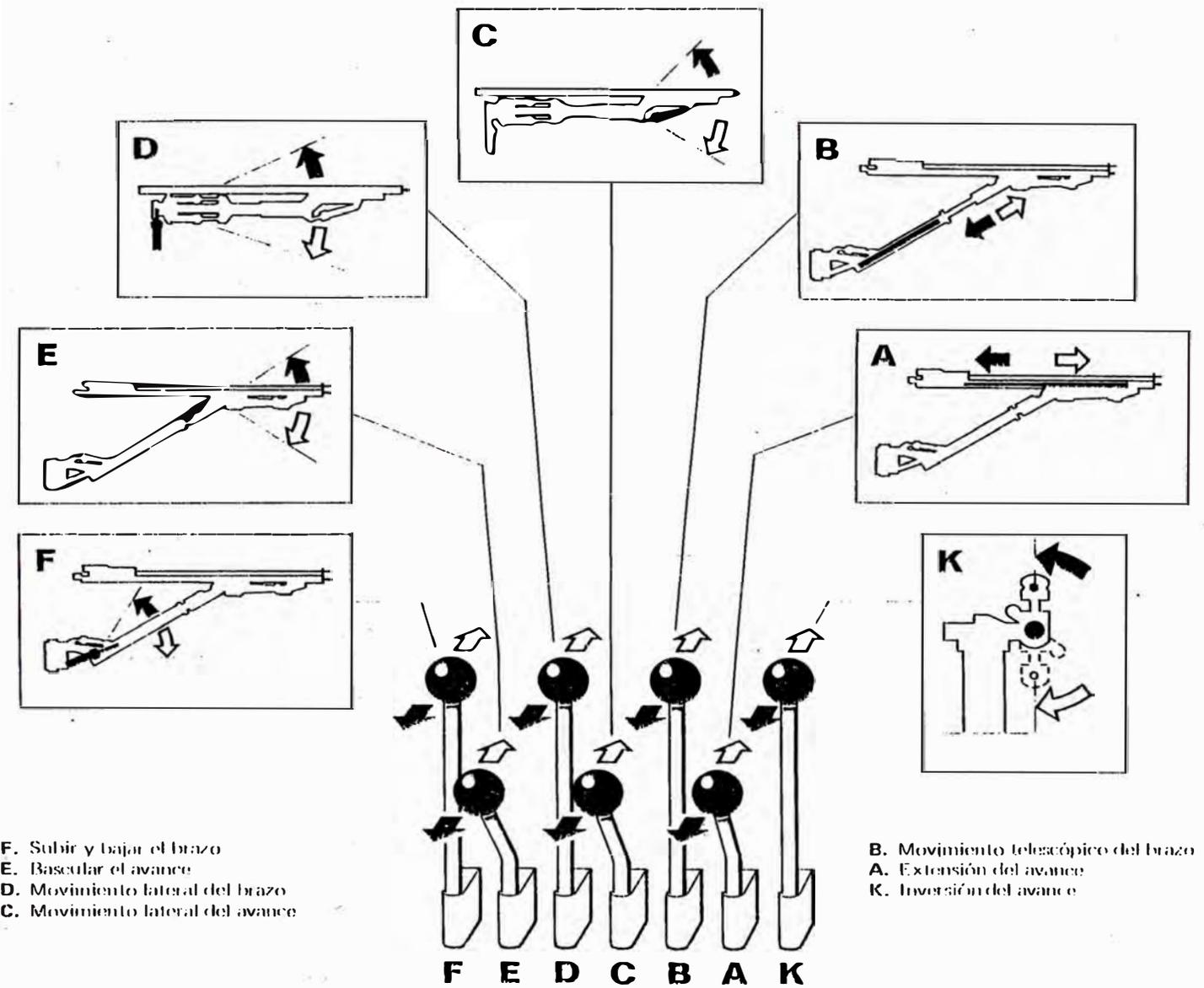


Fig. 10. Bloque de válvulas con el esquema de maniobras de los cilindros hidráulicos y del cilindro de inversión del BUI 141 B, con montaje al costado derecho. El movimiento de cada palanca (flechas blancas y negras) se corresponde con las flechas de cada croquis que detalla el movimiento resultante del brazo o del avance. En la figura se muestra la designación de cada cilindro. Para el mecanismo de desviación ("look out") se necesita una sección de válvula más.
 Para un brazo con montaje al costado izquierdo, se invierten las funciones de D, C y K.

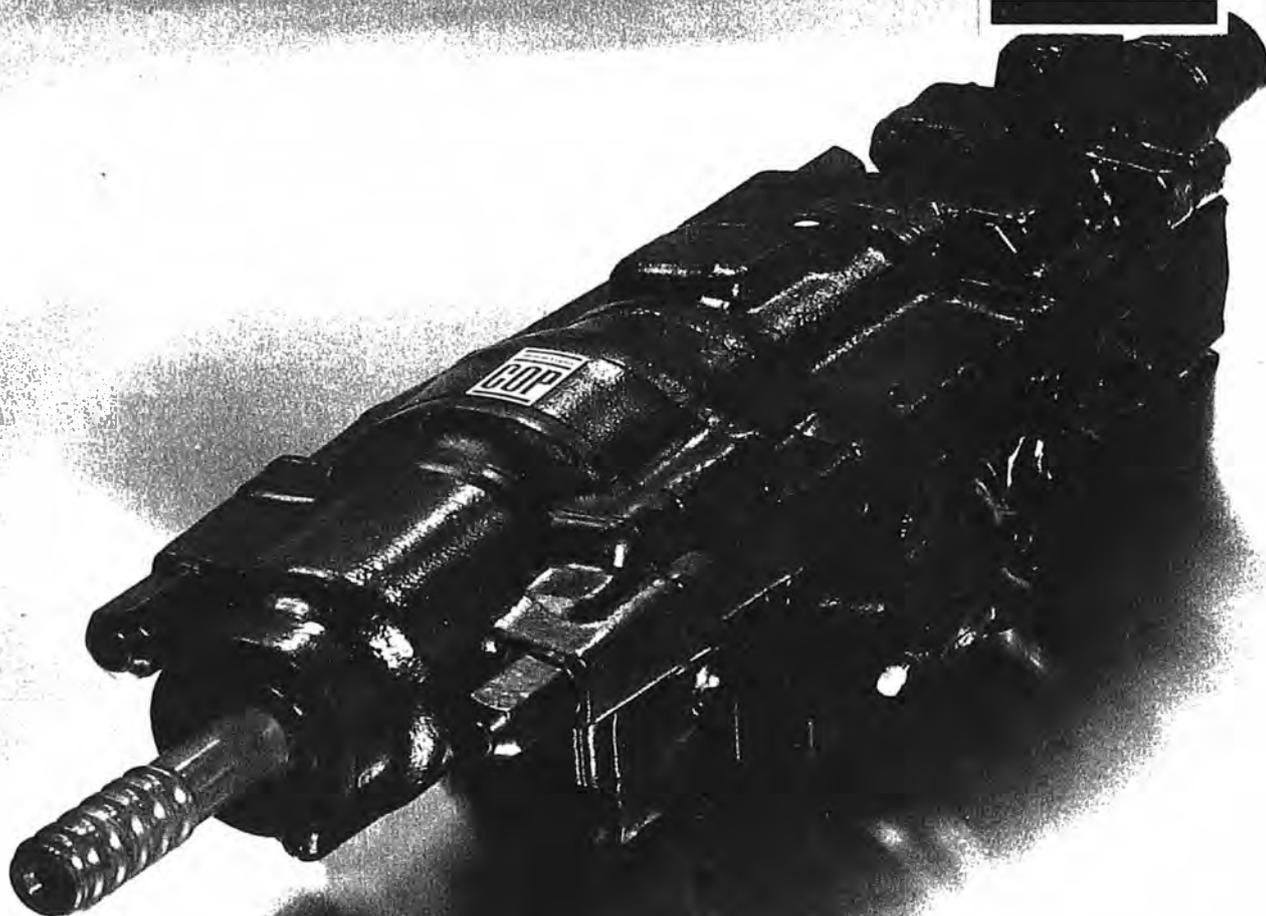
Perforadoras hidráulicas

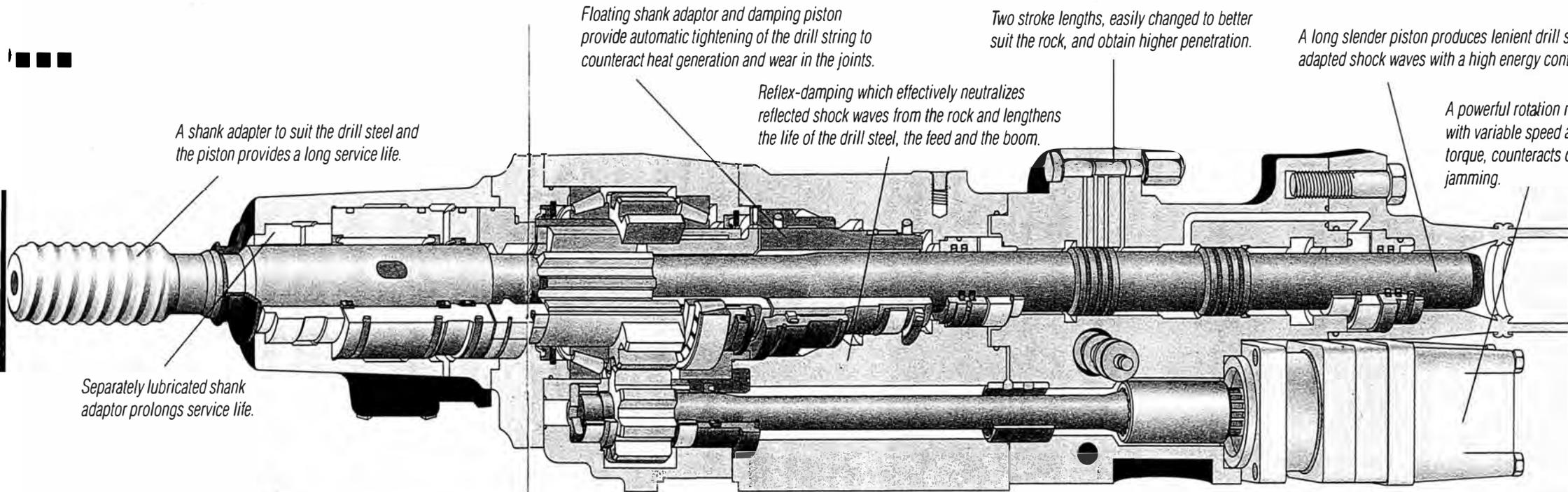
COP Serie 1238

Gama de diámetros
de barreno 38 - 115 mm

Atlas Copco

COP





A shank adapter to suit the drill steel and the piston provides a long service life.

Separately lubricated shank adaptor prolongs service life.

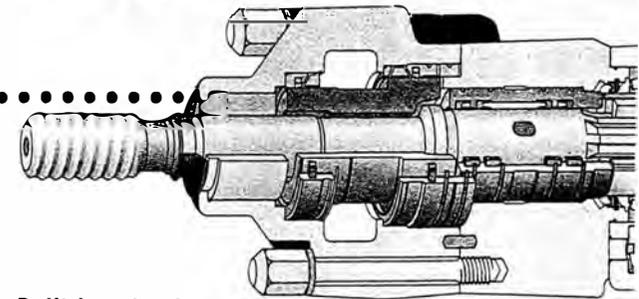
Floating shank adaptor and damping piston provide automatic tightening of the drill string to counteract heat generation and wear in the joints.

Reflex-damping which effectively neutralizes reflected shock waves from the rock and lengthens the life of the drill steel, the feed and the boom.

Two stroke lengths, easily changed to better suit the rock, and obtain higher penetration.

A long slender piston produces lenient drill string adapted shock waves with a high energy content.

A powerful rotation with variable speed and torque, counteracts jamming.



Built-in extractor

It makes sense to invest in the optional drill steel extractor when drilling in difficult rock conditions. The built-in extractor operates automatic when the feed is reversed. Also there is no operational restriction and how long the extractor may be engaged.

Tophammer drilling

As an example we have chosen the ROC F7 which is equipped with Atlas Copco's new hydraulic tophammer rock drills from the COP 1800 series.

Much of the work behind the development of the COP 1800 series has been focused on the length, mass and design of the hammer piston.

The piston is the part of the rock drill which transfers its energy to the drill bit via shock waves. The characteristics and efficiency of the shock waves change, depending on the characteristics of the

rock drill piston.

The ideal piston in a rock drill should therefore resemble the drill steel itself. The shock waves from a long, slender piston are transferred with less stress to the drill steel.

Lower stresses mean smaller power losses, and that means more impact power reaches the rock.

Reflex-damping gives longer service life

The COP 1800 series is equipped with a new reflex-damping system which permits greater power levels without increasing wear.

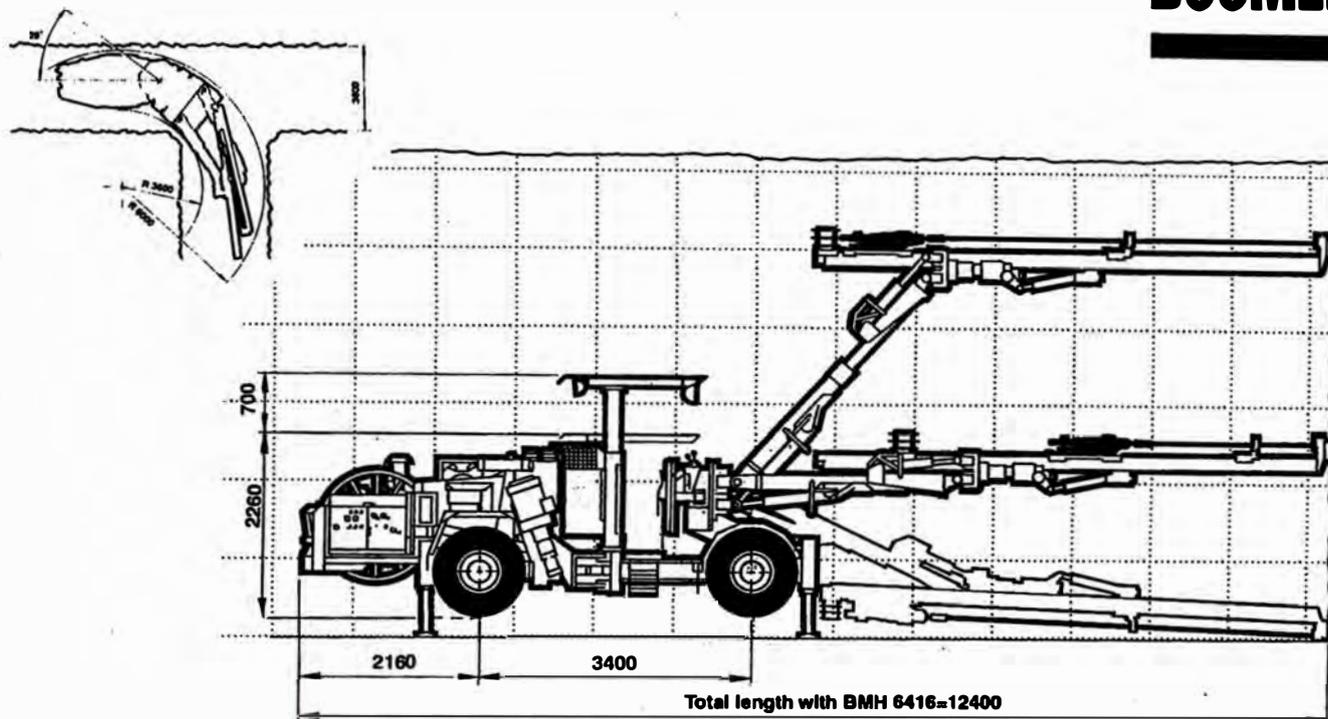
Technical Specification

Boomer 322-1440

High capacity hydraulic drill rig for medium sized tunnels and mine production (8-45 m²)

Atlas Copco

BOOMER



Features

- Fully equipped with protective roof, cable reel and working lights, 3x500 W halogen
- Electro-hydraulic drilling with COP 1440
- Four-wheel drive with automatic diff lock in both axles
- Accurate, fast and simple positioning with BUT 32
- Precise parallel holding in all directions
- Semi-automatic collaring and anti-drill-steel-jamming for easy drilling with low drill steel cost
- Adjustable expanding shafts in all boom joints
- Central lubricated carrier frame
- Safety brakes type spring applied, hyd. release
- Water booster pump for efficient flushing
- Pump un-load function for easier start with low voltage

Main components

Rock drill	2xCOP 1440
Feed	2xBMH 6000-series
Boom	2xBUT 32
Power pack	BHU 40-2
Carrier	DC 17

Rock drill COP 1440

Drill steel	T 38
Impact power, max	20 kW
Impact rate	60 Hz
Lub. air consump. (at 2 bar)	5 l/s
Water requirement	1.1 l/s
Rotation system	separate rotation
Rotation speed	0- 300rpm
Weight	151 kg
Sound level	106 dB(A)

Feeds

	BMH 6412	BMH 6414	BMH 6416
Total length, mm	5290	5880	6490
Hole depth, mm	3440	4030	4640
Drill steel length, mm	3700	4305	4915
Weight, incl. rock drill, kg	580	610	650
Feed force, kN	20.0	20.0	20.0

Boom BUT 32

Weight, boom only	1985 kg
Feed extension	1800 mm
Boom extension	1250 mm
Feed roll-over	360 degrees
Parallel holding	Complete

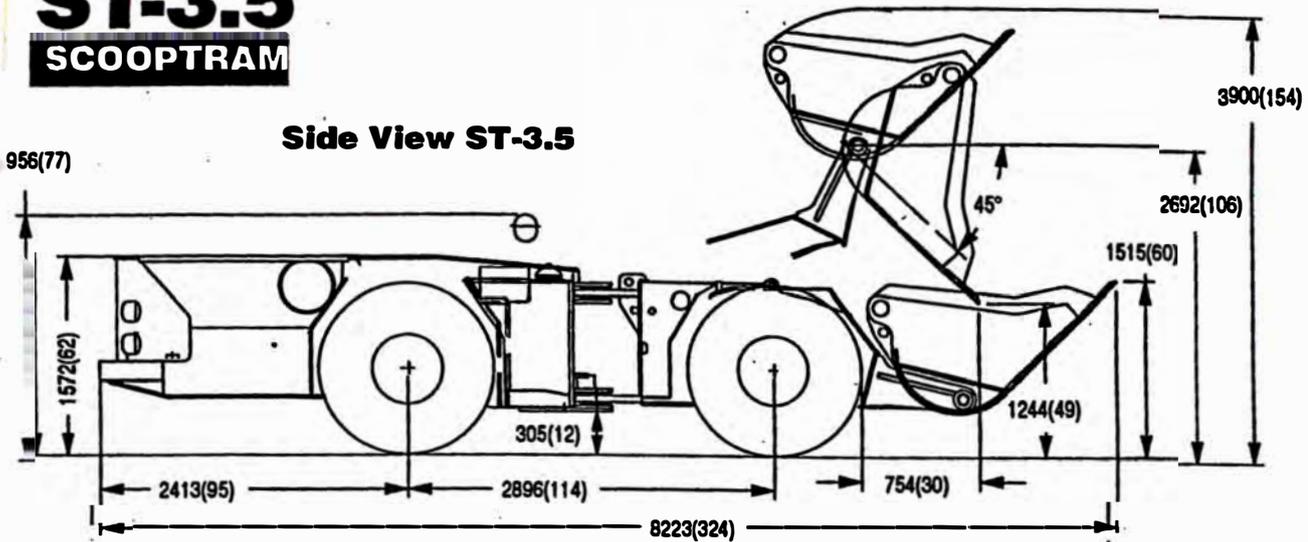
Power pack BHU 40-2

Electrical pump motors	2x55 kW
Voltage	380-660 V
Frequency	50 or 60 Hz
Hydraulic pumps	3 axial piston pumps
System pressure, impact mechanism	150-250 bar
Hydraulic oil tank, volume	350 litres
Hydraulic oil type	mineral
Compressor, type	LE 8

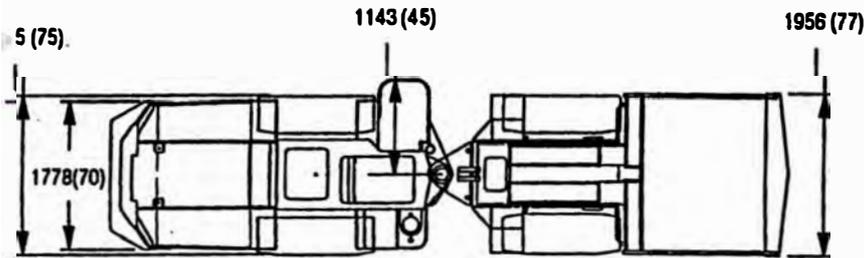
ST-3.5

SCOOPTRAM

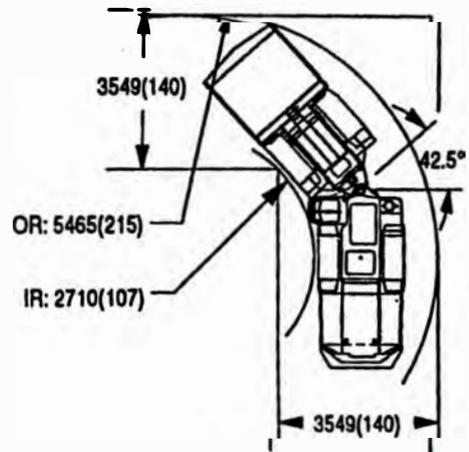
Side View ST-3.5



Top View ST-3.5



Top Turning View ST-3.5



NOTES: Dimensions shown in millimeters (inches)
All height dimensions are based on an unloaded vehicle
tire radius of 660 (26)

Standard Features

- | | | |
|--|--------------------------------------|--|
| 01 - Dry Type Air Cleaner(s) | 5224 - Fuel / Water Separator | 7100 - Alternator |
| 10 - 24 Volt Electric Start | 5350 - Converter Oil Cooler | 7200 - Batteries |
| 01 - Modulated Shift Transmission | 5550 - Hydraulic Pressure Test Ports | 7300 - Halogen Working Lights |
| 11 - Raised Axle Vents | 5700 - Neutral Start Protection | 7400 - Electric Warning Horn |
| 02 - Steering Hinge Lock | 5801 - SAHR® Brake System | 8008 - SAHR Brake Override Control |
| 101 - Fully Stabilizing Bucket | 6001 - Seat Belts | 8073 - Engine Service Meter |
| 221 - Primary & Secondary Fuel Filters | 7004 - Sealed Electrical System | 8093 - Engine Low oil/High temp. Alarm |

Vehicle Configuration

- | | | |
|---|---------------------------------------|---------------------------------------|
| 1130 - Bucket - 3.0 m ³ (4.0 yd ³) | 0502 - No Spin Front Differential | 1001 - Single Lever Dump Control |
| 215 - Deutz F8L-413FW | 0601 - Conventional Rear Differential | 1102 - Grammer Seat |
| 321 - Rock Tough™ Purifier & Silencer | 0701 - SAHR® Brakes | 3407 - Rock Torque® Axles |
| 00 - No Canopy | 0801 - 17.5 x 25 TOYO L-5S TL | 7003 - 24 Volt Electrical Accessories |
| | 0901 - Monostick Steering Control | |

© 1994 Wagner Mining and Construction Equipment Co. Scooptram®, SAHR®, Rock Torque®, Rock Tough™,

and the diamond logo are trademarks of Wagner Mining and Construction Equipment Co.

Spec PN#5566 010000 12/94 Printed in the USA

Atlas Copco

BIBLIOGRAFIA

- REPORTE MENSUAL, MANTENIMIENTO Y REPARACION TALLER TRACKLESS MINA RAURA.
- CALCULO DE COSTOS DE PROPIEDAD Y OPERACION SCOOPTRAM, MINING HANDBOOK BY HUISTRULID.
- ANALISIS DEL ESTADO TECNOLOGICO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA EN LAS MINAS DEL PERU, POR INGEMMET.
- FOLLETOS Y CATALOGOS - JUMBOS ATLAS COPCO.
- FOLLETOS Y CATALOGOS - SCOOP WAGNER.
- HANDBOOK OF UNDERGROUND DRILLING, BY TAMROCK.
- MANUAL DE MANEJO DE SCOOPTRAM, POR EL DEPARTAMENTO DE CAPACITACION CERRO DE PASCO.
- SEMINARIO, SELECCION DE EQUIPO Y MAQUINARIA EN LA INDUSTRIA MINERA. PIM. DE LA FACULTAD IGMM, U.N.I.