

Universidad Nacional de Ingeniería

**Facultad de Ingeniería
Geológica Minera y Metalúrgica**



**Factores Determinantes para Lograr
una Mejor Productividad
en la Mina San Rafael**

INFORME DE INGENIERIA

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

**ALFREDO JESUS CAMPOSANO DE LA CRUZ
PROMOCION 1978-II**

LIMA - PERU

1992

FACTORES DETERMINANTES PARA LOGRAR UNA MEJOR PRODUCTIVIDAD EN LA MINA SAN RAFAEL

1.00.-INTRODUCCION

Para mantener o mejorar la Productividad es imprescindible someter con frecuencia los estándares de operación a un análisis numérico y técnico; ésto es, para minimizar las probabilidades de que los parámetros se hagan obsoletos, identificando y corrigiendo oportunamente "los cuellos de botella operacionales". En la Mina San Rafael, las características del comportamiento de los factores de PERFORACION, VOLADURA Y CARGUIO-TRANSPORTES, para Productividades de 1,000 tpd.- 1,500 tpd., son determinantes para competir y compensar las fluctuaciones del precio del Estaño.

Con el uso adecuado de las técnicas de Perforación, tanto en el sistema convencional manual como mecanizado (Long Hole Wagón Drill, Jumbos Neumáticos e Hidráulicos), se ha logrado mejorar la Productividad en Perforación; ésto es, en las labores de desarrollos y preparaciones con la aplicación del método HOLMBERG y, en los tajeos de producción con la perforación de taladros largos en paralelo y abanico.

Por más que los taladros han sido perforados correctamente, este factor no tiene validez, si no es revisado por un supervisor competente; quién a su vez, es la única persona autorizada para dar pase a la voladura.

El factor Carguío-Transportes en un sistema Trackless, representa el costo más alto de las operaciones; por lo que, es fundamental la concientización en el personal involucrado sobre la distribución racional y los rendimientos a lograrse con los equipos LHDs., Camiones de bajo perfil y Máquinas libres (volquetes). Si alguno de estos factores crea problemas, la Productividad se verá golpeada o afectada.

2.00.- GENERALIDADES

El acceso a la Mina, gracias a la firmeza y estabilidad de la roca es a través de una Rampa principal de sección rectangular de 5.00x4.00 ms. con una gradiente de -10%, inicialmente al techo y luego por el piso de la veta principal. Esta rampa a la fecha tiene un avance de 3.2 Kms. y, a 40-80 mts. de nivel se construyen los accesos a los blocks mineralizados.

Los frontones de desarrollos están distanciados 50 mts. a la construcción de las galerías paralelas "By-Pass", con el fin de crear los circuitos de ventilación.

El método de explotación en vetas es el "DRAW POINT MECANIZADO" y en los cuerpos "Ore Shoot", "Brecha" y "Contacto" es el "SUB LEVEL STOPPING, éste es, para una reserva de 4'632,075 TMS. con leyes de 0.45 % de Cu y 5.18% de Sn.

El buzamiento de la estructura mineralizada varía entre 45° y 60° NE y las rocas encajonantes se identifica como pórfido monzonítico cuarcí - firo.

3.00.- PERFORACION

Como toda actividad primaria, ésta, debe ser ejecutada con eficiencia y ser sometida con frecuencia a un análisis numérico de Productividad. "El éxito es la consecuencia de la práctica de buenas costumbres", en tal sentido, el criterio técnico debe primar sobre la negligencia del perforista quién por lo general repartirá " al ojo" los taladros.

La experiencia en las operaciones nos permite mencionar que, a parte de cumplir los múltiples pasos sencillos como son : Desatado de roca para evitar accidentes por caída de roca, preparado de piso para obtener la altura mínima de perforación, correcta ubicación de los taladros en las mallas marcadas, paralelismo de los taladros (uso de guías), uniformidad en la longitud de taladros perforados, uso correcto y cuidado de los aceros (cambio oportuno). Es fundamental actualizar y concientizar en el personal supervisor de primera y segunda línea los siguientes parámetros:

1.- Orden y limpieza.

2.- Esfuerzos que actúan alrededor de las excavaciones subterráneas

(tajeos y frentes). Debilitamiento de las cajas encajonantes que se manifiestan en desprendimientos de rocas del techo o, en casos extremos el estallido de roca por estar sometido a grandes esfuerzos. (Fig. 1)

3.- Conceptos generales de Geología estructural y de las propiedades físico mecánicas de las rocas. Precisamente en los frentes, la visualización de estos factores nos permite, diseñar el número de taladros, ubicar correctamente el área donde se va a crear la cara libre o área de menor resistencia como, el marcado de malla del resto de taladros. (Fig. 2)

4.- Importancia del estado de los equipos de perforación, cumplimiento de los programas de mantenimiento para contar con mayor % D.M. y, un aspecto que no deja de ser importante es la presentación de los equipos (repintado de los equipos). Paralelamente la adecuada instalación de

los servicios auxiliares, repercutirá en el performance de los equipos de perforación.

5.- Racionalización en la distribución de los materiales (accesorios de perforación, lubricantes etc.) y de los recursos humanos. El primero no solo es responsabilidad de los usuarios si no, también de Logística Mina y, en cuanto al personal perforista, hacer de ellos cada vez más competentes. En San Rafael todos los perforistas trabajan solos es decir sin ayudantes; esto es, con las perforadoras manuales, jumbo neumático e hidráulico como con el equipo long hole wagón drill.

6.- Organización adecuada del personal técnico, supervisores y personal. Los perforistas que contribuyen con sus mejores capacidades, habilidades y talento en la perforación son motivados por la Empresa con un incentivo por avance y rendimiento con un pago semanal.

3.1.- "DRAW POINT MECANIZADO"

La perforación de los taladros de producción es realizada con las perforadoras A.C.BBC-16 W y los taladros de 40 mm de ϕ son verticales con una inclinación de 70° respecto a la cara libre o chimenea.

Se utilizan juegos de barrenos integrales de 3'11" y 7'10" o brocas de 38 y 40 mms. En el caso de emplear barrenos integrales el cambio de barreno es cada 8 taladros y para cumplir los 34 taladros de 7.5' de longitud, los perforistas utilizan cuatro juegos de barreno.

- La velocidad de penetración es 1.2 piés / min. y, para lograr a sido importante determinar la longitud óptima de la manguera de aire ϕ 1"; esto es, 22 mts. que, a su vez nos ubica en la caída de presión permisible de 7.5 PSI.

3.2.- "SUB LEVEL STOPING"

- Para la perforación de los taladros largos de producción se utiliza el "Long Hole Wagón Drill" con una velocidad de penetración de 1.5 mts./ min.; esto es, tanto para los taladros radiales como para los taladros verticales paralelos.

La perforación de los taladros largos es ejecutado por un solo operador, lográndose perforar 54 mts./Hombre/Tarea de 8 horas en la perforación radial y, 44 mts./Hombre/ Tarea de 8 horas en la perforación paralela.

- La ventaja de los taladros paralelos es de que el espaciamiento (E) y búrden (B) entre taladros permanece constante, resultando una fragmentación más uniforme de mineral volado. La inclinación de los taladros de 14 mts. de longitud es de 70° y presenta al final una desviación favorable de 73° Fig. 3
- La perforación de los taladros paralelos es el más económico en un 20% que el método radial. (Fig.4) No se perfora hacia abajo por que de las experiencias recogidas la perforación demora casi el doble de tiempo y se pierde barrenos y brocas.

3.3.- LABORES DE DESARROLLOS Y PREPARACIONES

- * Los equipos utilizados para el avance de estas labores son los jumbos neumáticos e hidráulicos. Los 11 años de experiencia con la perforación hidráulica nos ha permitido evaluar las ventajas de obtener altos rendimientos y bajos costos de perforación, además de haber alcanzado un alto índice de disponibilidad mecánica, 95 % D.M.
- La velocidad de penetración que se logra con el jumbo H - 127 con la perforadora COP - 1032 es 3.93 piés / min., 69 % más que la velocidad de penetración de los jumbos neumáticos (2.32 piés por minuto). Fig. 5
- Cuando se perfora con las brocas en cruz (R-28) el cambio de broca es cada 6 taladros de 10.82' y cuando se perfora con brocas en botones el cambio es cada 8 taladros.
- Para aprovechar las bondades que ofrece el jumbo H - 127, con control automático de la longitud de perforación, alta velocidad de penetración, paralelismo etc., en la práctica del método HOLMBERG se utiliza en el arranque un taladro de alivio de 3" ϕ (76 mm) y, esto se consigue perforando un taladro piloto que luego es repasado con la broca escariadora acoplado a un adaptador piloto.
- La profundidad del taladro a perforarse se determinó a partir de la ecuación :

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

donde O = 3" (76 mms.), luego

$$H = 3.30 \text{ Mts.}$$

el avance $I = .94 H$ (mts.)

$$I = 3.10 \text{ Mts. (94 \%)}$$

- Para el éxito del método es importante los siguientes parámetros: Fig.6

Los taladros del arranque deben marcarse en el área más homogénea, teniendo cuidado el paralelismo de los taladros con la orientación de las fallas o estructuras cercanas.

- Los 17 taladros del arranque debe marcarse siguiendo los cuadrángulos y con los burdenes calculados para crear el área mínima de 1.44 m^2
- En vista de que el arranque por taladros paralelos requiere gran precisión en la perforación (Uso de plantilla), es imprescindible la presencia del Ingeniero de turno o supervisor, cuando se perfore por lo menos los taladros del arranque. Cuando se corta alguna fractura, fijar los taladros del arranque en otra área favorable.
- El mineral desarrollado en la rampa recta de - 15 % es triple de caro, que el mineral obtenido en la etapa de hundimiento por subniveles o fase de explotación. Fig. 7
- La planificación de las actividades previas a la perforación con el jumbo hidráulico nos permite lograr 5 disparos /día con una eficiencia promedio por disparo del 91 % y reducir los costos de perforación y voladura en un 10 % .

4.00.-VOLADURA

Las operaciones de voladura se conducen usando ANFO, neumáticamente cargado con fulminantes convencionales y no eléctricos. Para garantizar el completo inicio de la carga y poder conservar en toda la columna de carga, en los tajeos convencionales se utiliza como cebo fulminante No 6 y dinamita semexsa de 65 % con una velocidad de detonación de 4,200 m/s y en las labores de desarrollos y preparaciones FANEL y dinamita gelatina especial de 75 % con una velocidad de detonación de 5,500 m/s. El cebo es para ANFO con una densidad promedio de 0.85 y una velocidad de detonación de 3,000 m/s, y la fragmentación es aceptable para mineral de Estaño de 3.00 de densidad.

El carguío con ANFO, ya sea, con el tipo pistola o portanol es continuado hasta concluir con la columna de carga y para evitar pérdida de ANFO por resoplido, la distancia entre la carga y la punta de la manguera antiestática de $\phi 3/4"$ y longitud de 6.00 mts., se mantiene a

a 60 cms., incrementándose el No de taladros disparados de 80 a 120 taladros/turno/2 hombres. Fig.8

En los tajeos convencionales el reemplazo de los disparos con fulminante eléctrico y FANEL, por el sistema convencional es satisfactorio, básicamente por la buena cara libre (chimenea). Al volver utilizar como cebo un cartucho entero de dinamita, al determinar la columna de carga, como también al uso de arcilla plastificada en una longitud mínima de 12 cms. como "taco final", aprovechando al máximo las propiedades físico-químico de los explosivos y evitando la pérdida de ANFO antes de tiempo. (ver cuadro de Productividad).

Para los frontones y la rampa 523 de sección $5.00 \times 4.00 \text{ m}^2$ y una longitud de avance de 3.10 mts., los bürdenes prácticos en el arranque para explosivos ANFO y Gelatina 75 % es como sigue :

$$\begin{aligned} 1.6 \text{ } \phi &= V1 = 2.4 \text{ } \phi \\ &V2 = 3.2 \text{ } \phi \\ &V3 = 5.5 \text{ } \phi \end{aligned}$$

Taladros del arrastre	E = 2.00 V
Taladros de tajeado	E = 1.38 V
Taladros de contorno	E = 1.25 V
Taladros de destroce horizontal	E = 1.25 V

5.00.- CARGUIO Y TRANSPORTE

El tercer factor determinante para mejorar nuestra Productividad es el correspondiente a los equipos LHDs. (LOAD-HAUL-DUMP), Camiones de bajo perfil y Máquinas libres (volquetes).

El grupo humano involucrado en la operación ha tomado conciencia y aplica en el terreno los siguientes parámetros:

- Tiempos Productivos e Improductivos, así como las tolerancias ha aplicarse tanto a los equipos como a los operadores.
- Distancias Económicas: mínimas y máximas. La Productividad es inversamente proporcional a la distancia de acarreo.
- Curvas de Producción - Operación de los equipos para tener mayor información de los rendimientos (T.M./ HORA). ver cuadro 10
- Cumplimiento del Programa de Mantenimiento. Un equipo con un buen mantenimiento y bien usado, durará de 2 a 3 veces que un equipo mal usado (repintado).
- Mantenimiento de las Vías de Producción y de Acceso. El lastrado es con material preparado en plantas concentradoras y el mantenimiento es

realizado por una motoniveladora y, para evitar contaminaciones sobre todo de agua, en la rampa principal se ha construido cuneta a ambos lados.

- Planificación de todas las operaciones de carguío y transportes para evitar el mal uso y paralizaciones no previstas. En la rampa se ha construido el mayor número de pases posibles.

- Costos de Operación de los Equipos. (ver cuadro 11)

- Mantenimiento y el estado de las tolvas neumáticas, como también la ubicación óptima de los Ore Pass; ésto es, para independizar los scoops y camiones.

Importancia del sistema de ventilación, para evitar la recirculación del aire contaminado, ocasionando una combustión pobre.

- Conocimiento de los factores que inciden para decidir el reemplazo de los equipos.

Correcta aplicación de las normas del sistema de incentivos para los operadores, choferes y, lograr superar los estándares vigentes.

6.00.- CONCLUSIONES

- 1.- En los tajeos de producción, el rendimiento con equipo convencional manual es de 17 taladros de 7.5'/Hombre/Guardia. y 54 T.M.Rotas/Hombre/Guardia.
- 2.- Al reemplazar los fulminantes FANEL por el sistema convencional los costos de perforación y voladura se redujeron en un 12.7 %.
- 3.- Con el equipo Long Hole Wagón Drill, la perforación paralela es más económica en un 20 % que la perforación en abanico. En la perforación paralela el rendimiento es 44 mts./Hombre/Guardia y, a un costo de 1.035 US\$ /T.M.Rotas y, en la perforación radial el rendimiento es 54 mts./Hombre /Guardia y un costo de 1.298 US\$ /T.M.R.
- 4.- El mineral desarrollado en la rampa recta (- 15 %), es triple de caro que el mineral obtenido en la fase de explotación. Los costos de perforación y voladura con el jumbo neumático es más caro en 49 % que los jumbos hidráulicos.
- 5.- Con el jumbo hidráulico H - 127 y con una planificación de las actividades previas a la perforación, se viene logrando 5 disparos por día, con una eficiencia promedio/disparo del 91 %, reduciéndose los costos de perforación y voladura en un 10 %.
- 6.- Determinación de las curvas de producción -operación de los equi -

pos LHDs, Camiones de bajo perfil y Volquetes Volvo. Los costos horarios son como sigue: Scoops 64 US\$/Hora, Camiones de bajo perfil 80US\$/Hra y Volquetes Volvo 55 US\$ /Hora. (Lámina 11)

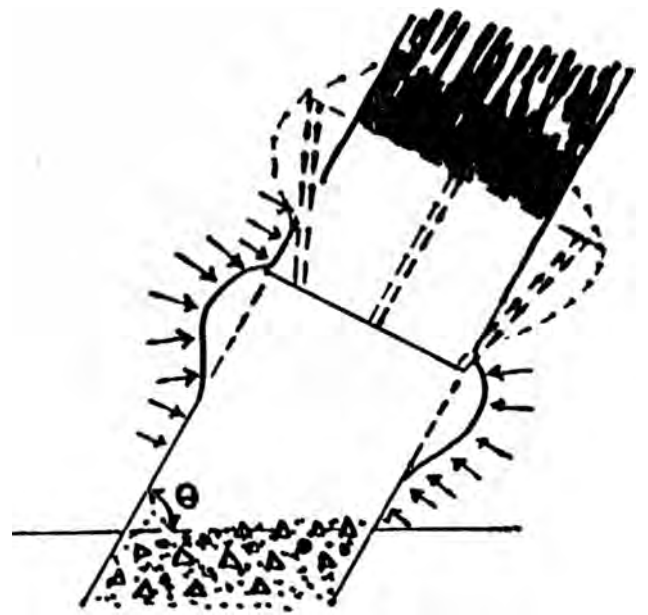
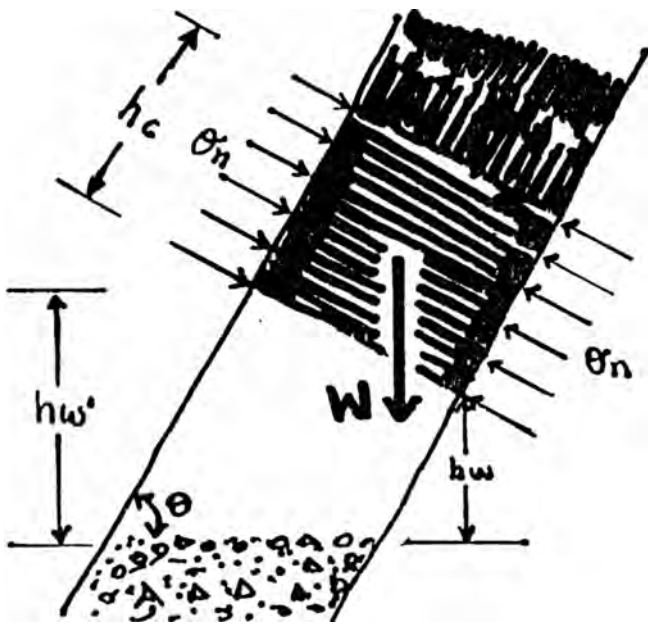
- 7.- La aplicación de un sistema de incentivos por avance y rendimiento con un control permanente sí, da resultados satisfactorios. Una vez puesta en práctica, éste no puede reducirse arbitrariamente, aún cuando los responsables se den cuenta de que el sistema de incentivos son muy liberales; por lo que, se recomienda determinar técnicamente los estándares.

7.00.-BIBLIOGRAFIA

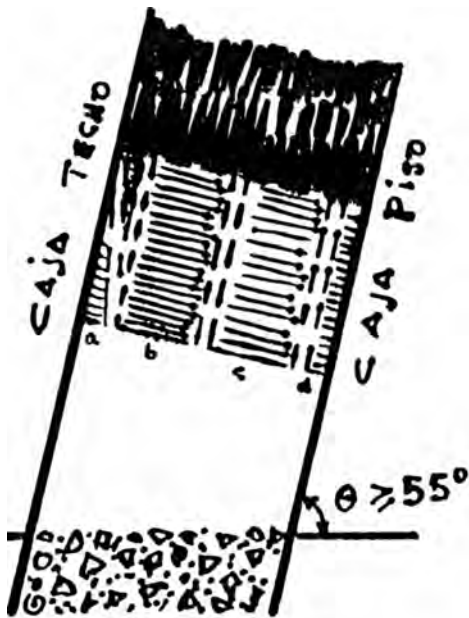
- 1.- HOEK, E. y BRAY, J.W.-Rock Slope engineering 1981, Ed. Stephen Austin and Sons.
- 2.- RUNE GUSTAFSSON , Técnica Sueca de Voladura, Nora, Suecia, Enero 1977.
- 3.- DAN NILSON Y JON WAGNER, Michigan Technological University.
- 4.- U. LANGEFORS Y B. KIHLLSTROM. Técnica Moderna de Voladura de Rocas, Gytterp, Suecia, 1968.
- 5.- EXSA, Manual Práctico de Voladura.
- 6.- A. CAMPOSANO DLC., VIII SIMPOSIUM NACIONAL DE MINERIA, Dic. 1991.

8.00.- APENDICE

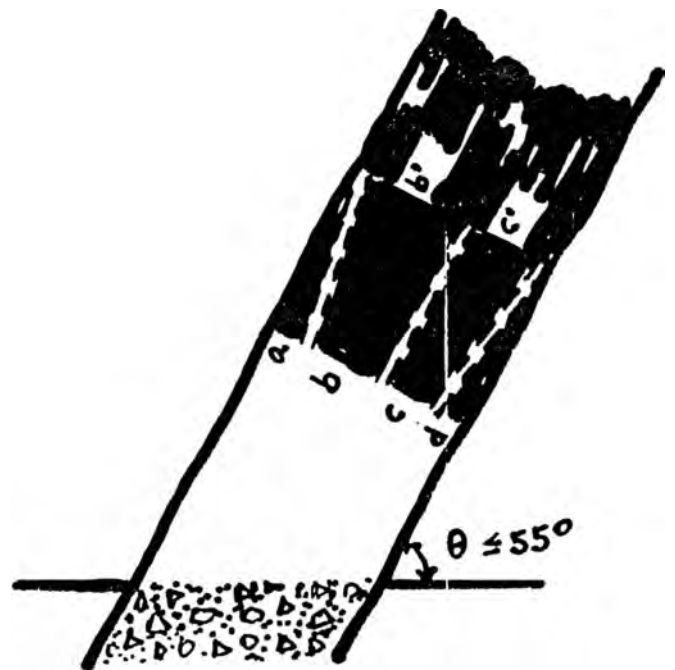
DISTRIBUCION DE ESFUERZOS



ORIENTACION DE TALADROS $L = 7'$ $\phi 40$ m.m.

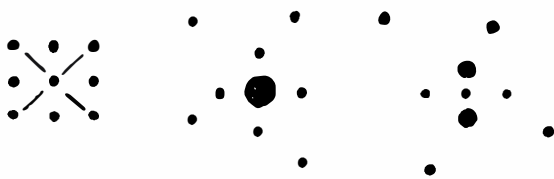
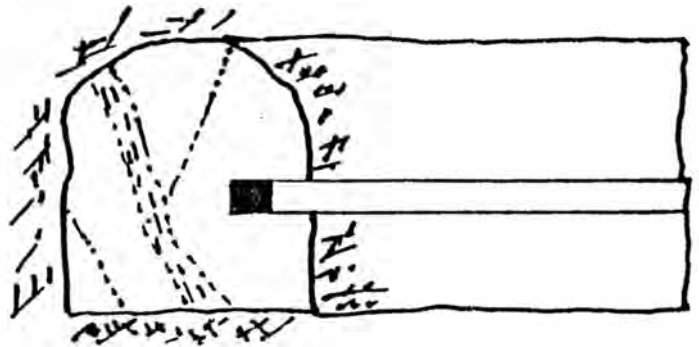
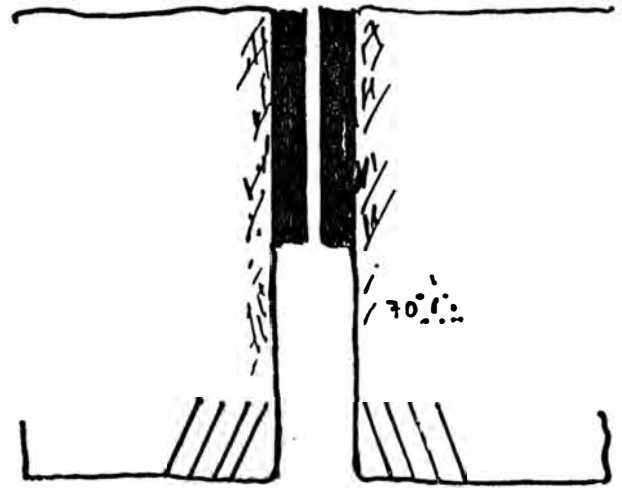
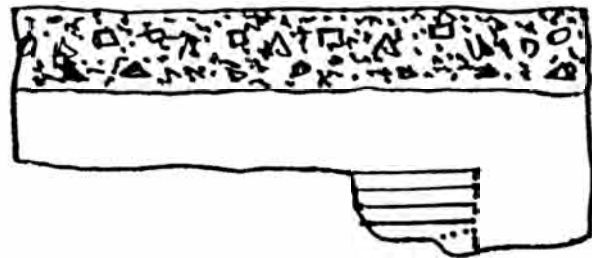
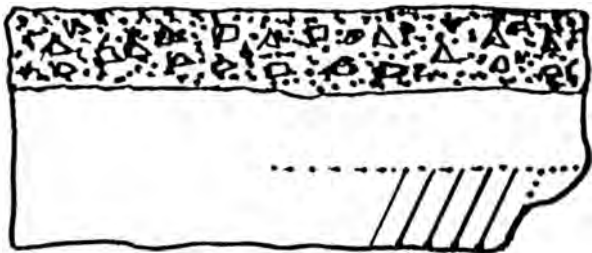
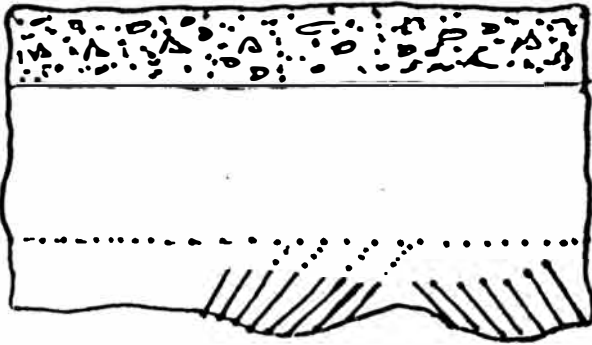


A.M = 2.50 Mt.
 $b = c = (E = 1.00 \text{ M.})$
 $a = d = (E_1 = 0.25 \text{ M.})$

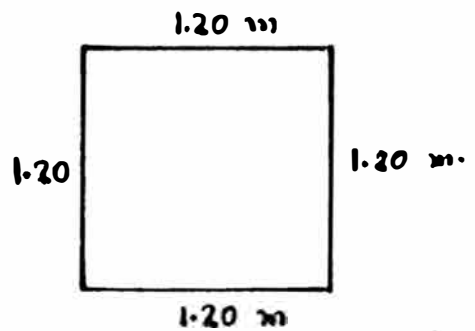


ANCHO MINADO : 2.50 Mt.
 $E_1(a) = (d) = 0.30 \text{ u}$
 $E_2(b) = 1.00 \text{ u}$
 $E_3(c) = 0.90 \text{ u}$
 $b' = 1.10 \text{ u}$
 $c' = 1.00 \text{ u}$

GENERALIDADES



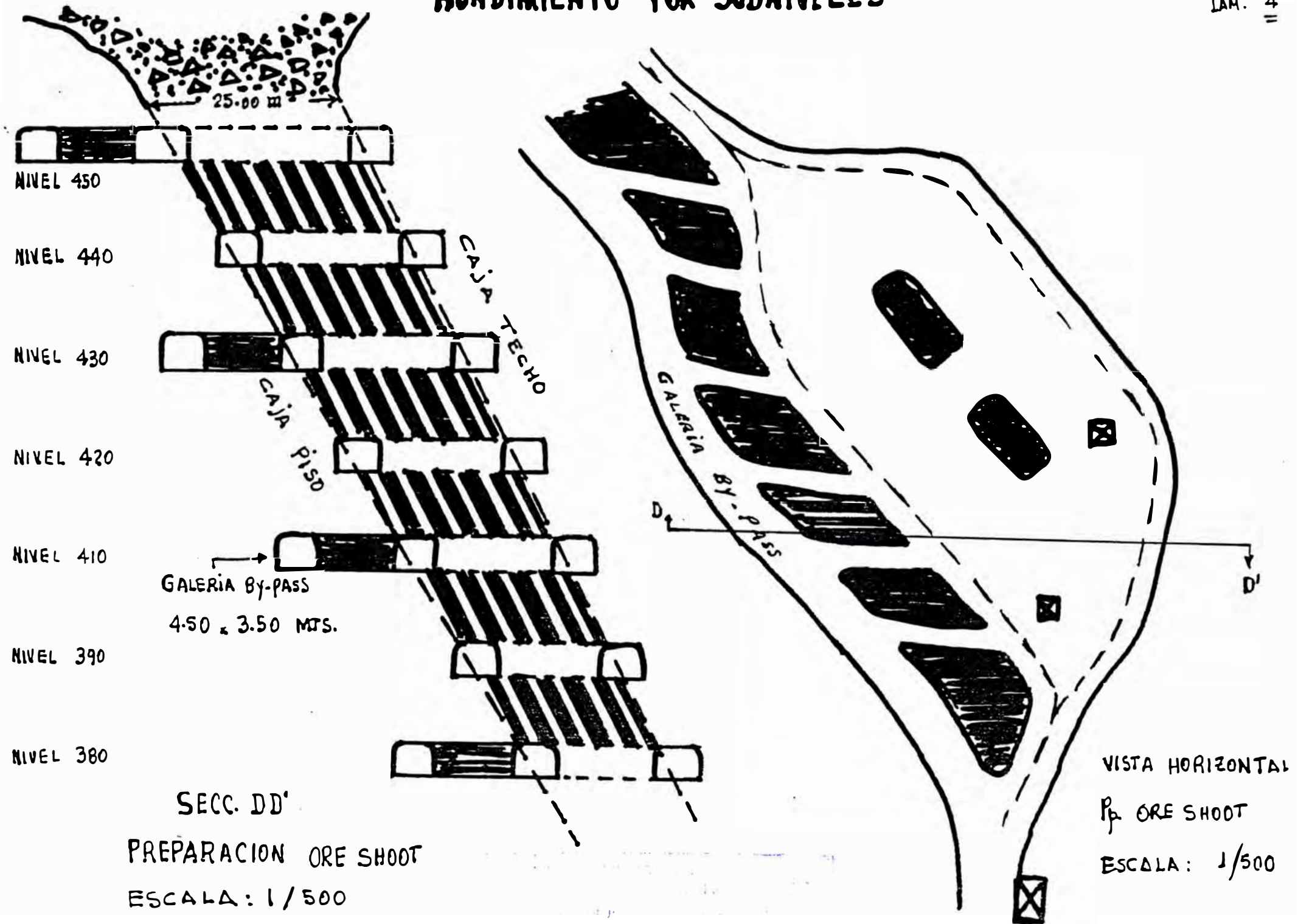
FALTA DE CONOCIMIENTO DE
CARA LIBRE



AREA : 1.44 m²

CONCEPTO DEFINIDO DE
CARA LIBRE

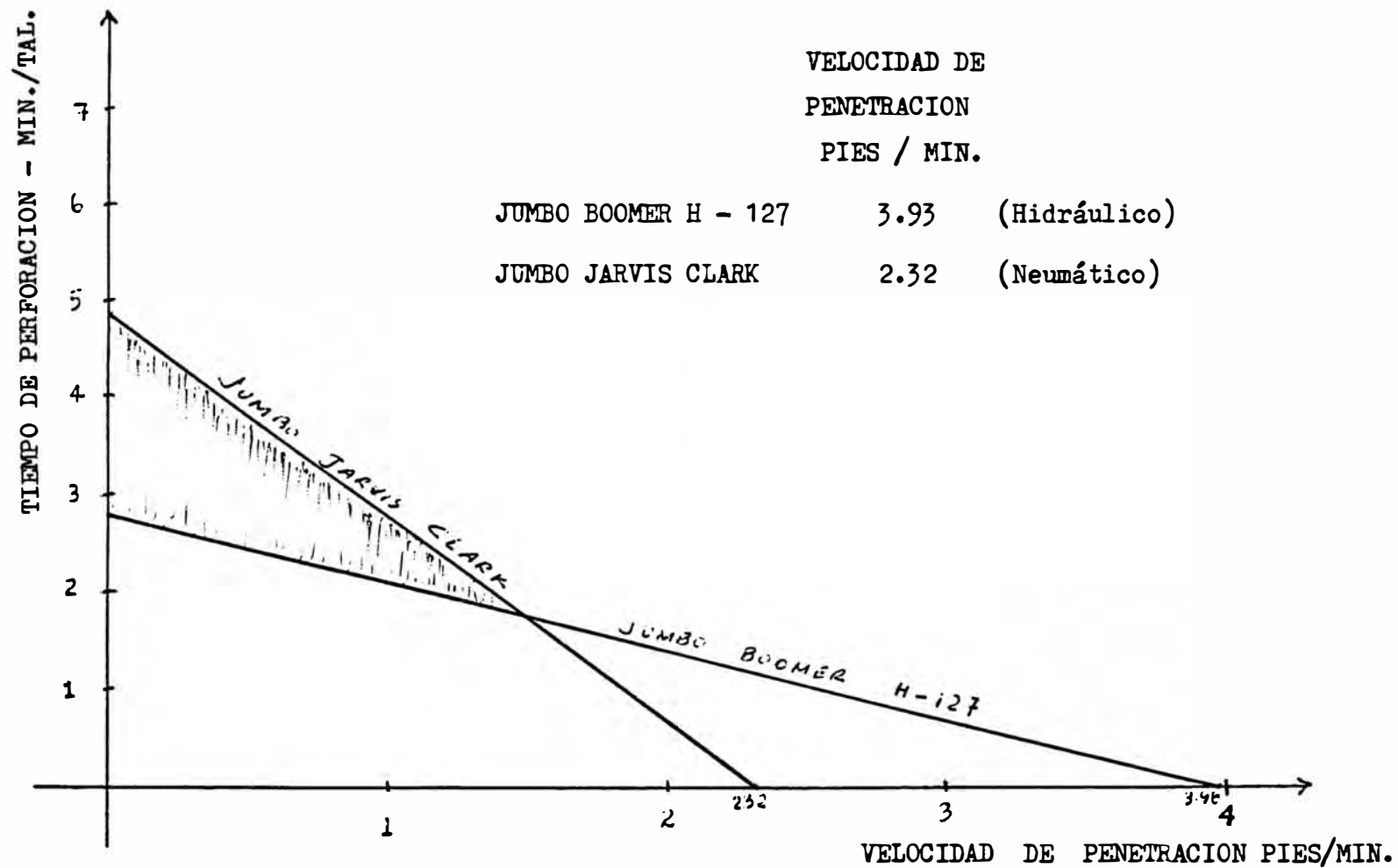
HUNDIMIENTO POR SOBNIVELES



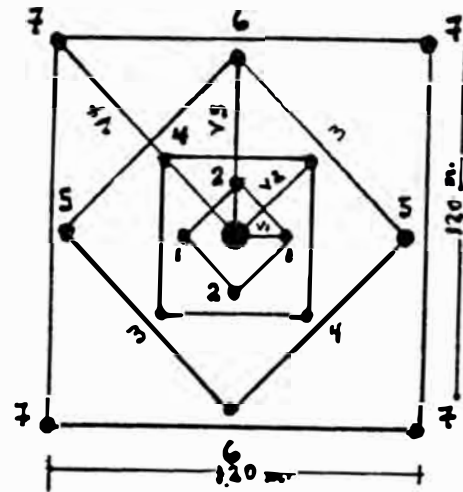
SECC. DD'
PREPARACION ORE SHOOT
ESCALA: 1/500

VISTA HORIZONTAL
Pp ORE SHOOT
ESCALA: 1/500

RENDIMIENTOS : JUMBOS HIDRAULICOS Vs. JUMBOS NEUMATICOS



RAMPA 523 SECCION 5.00 x 4.00 MT.²

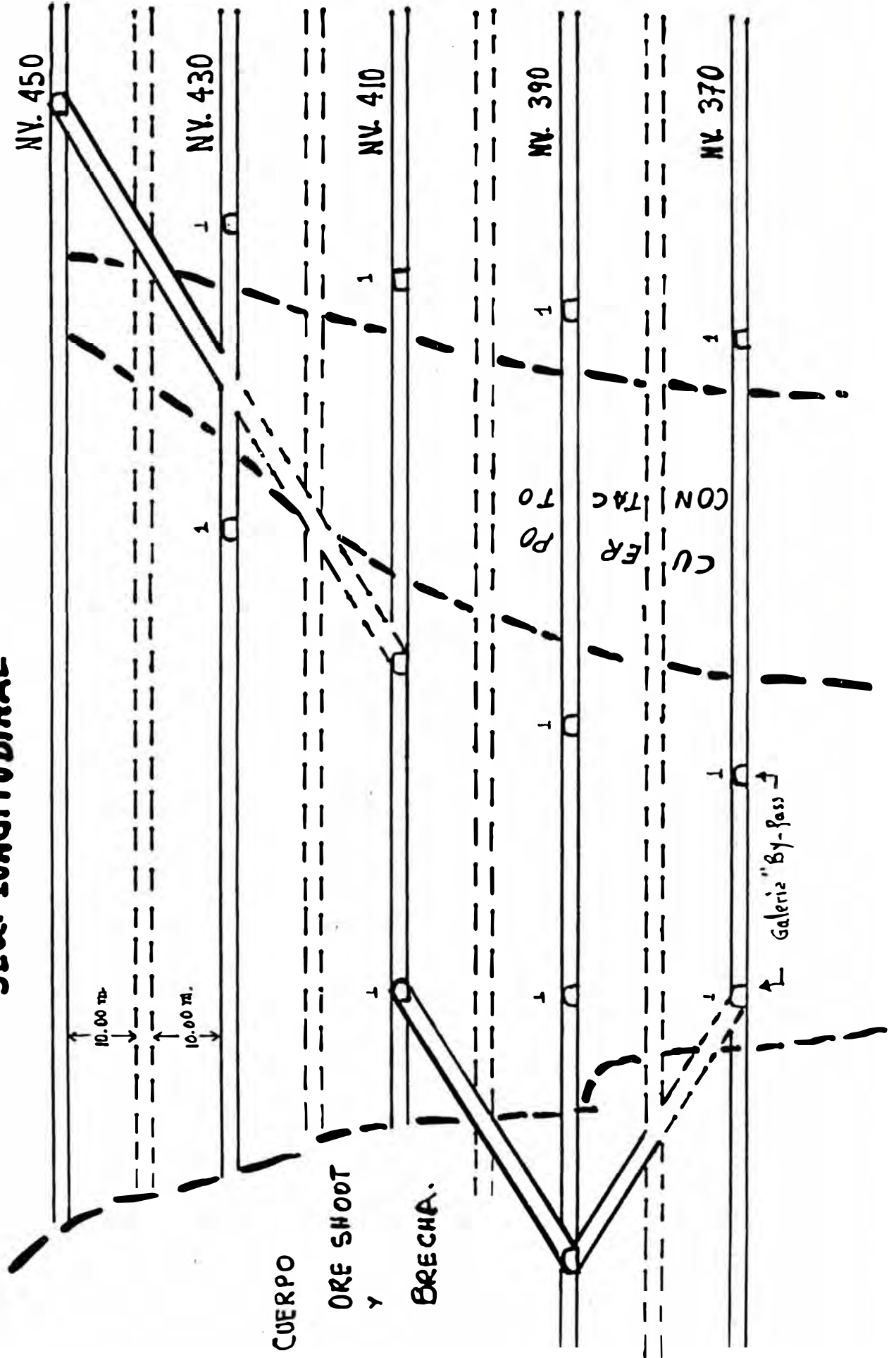


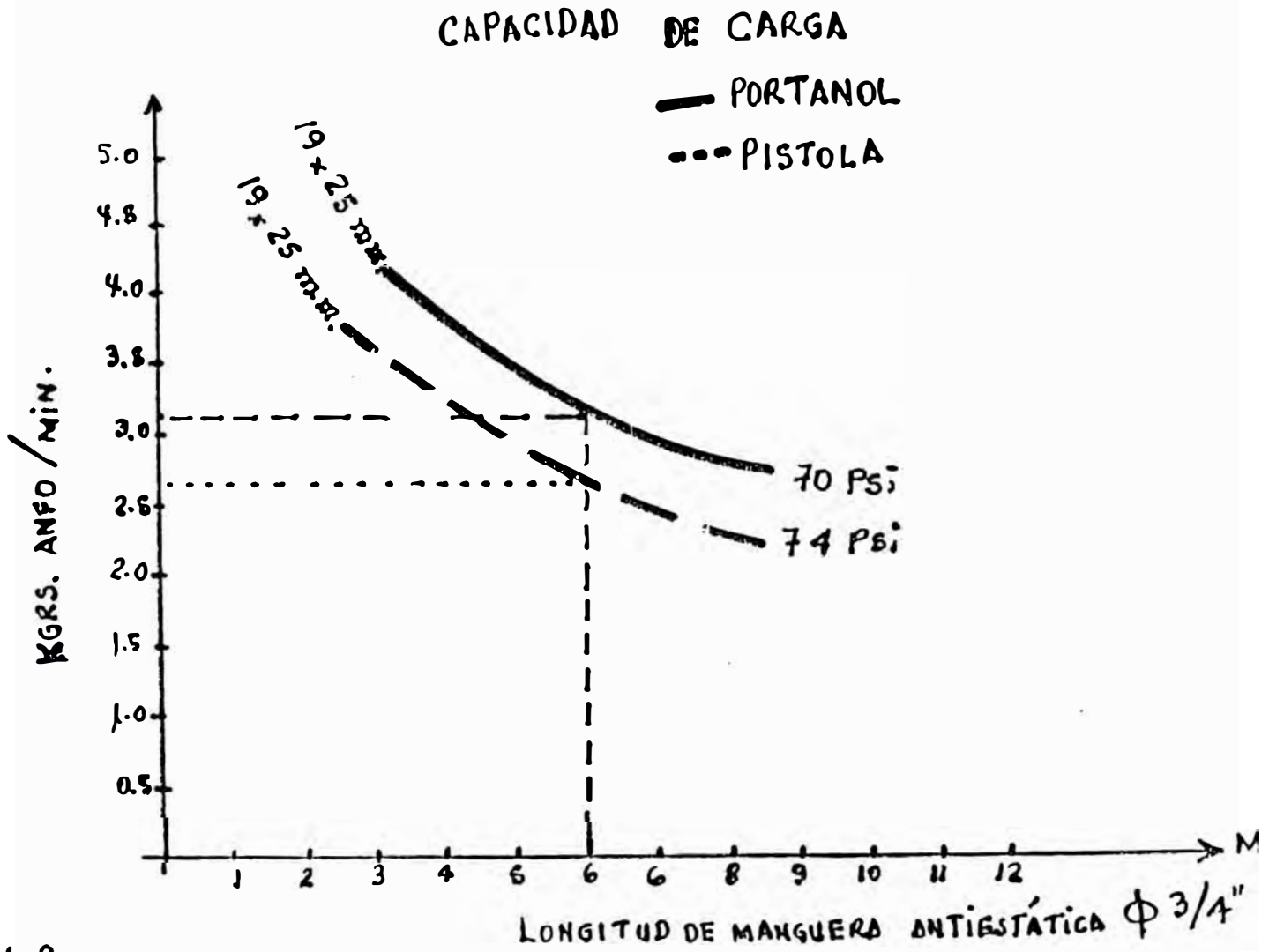
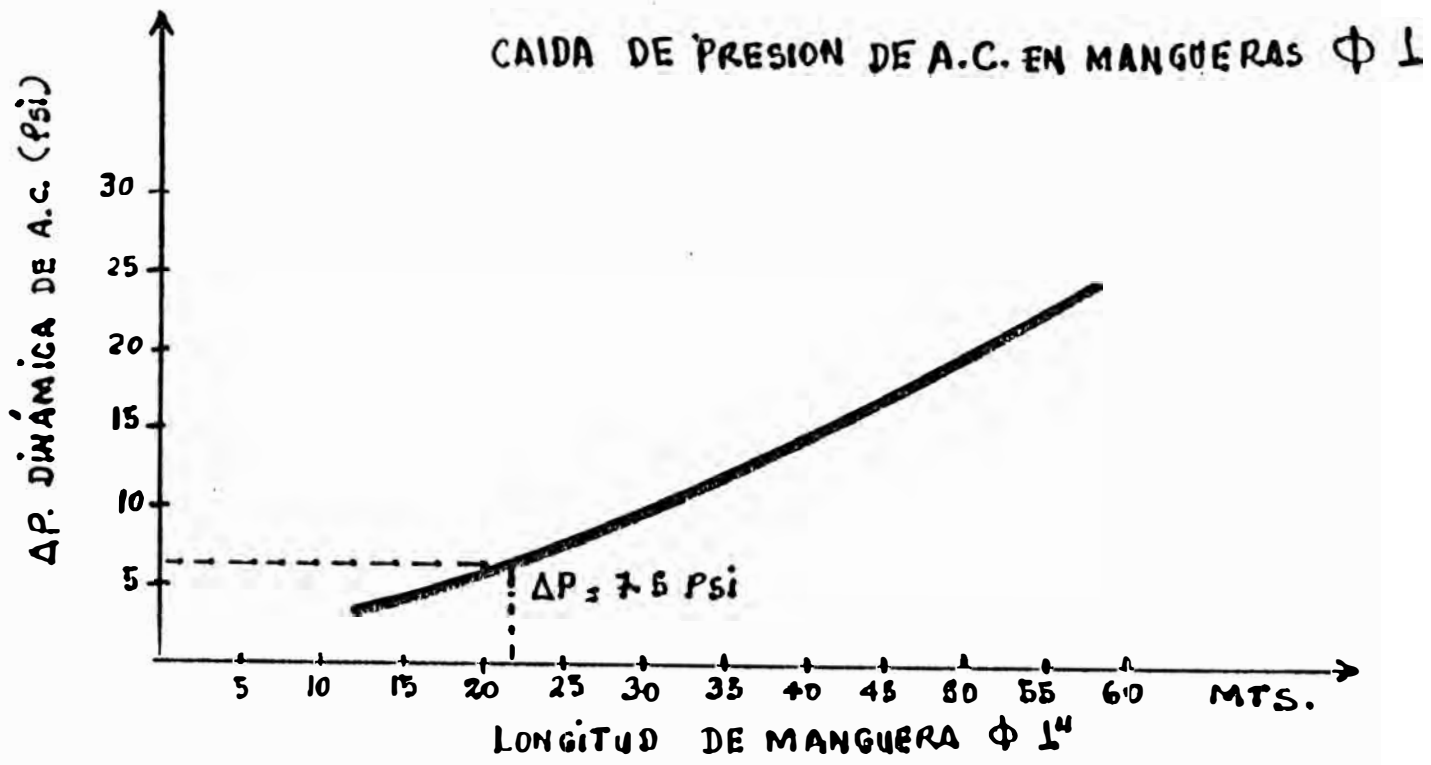
ARRANQUE
PARALELO
CON UN TALADRO
CENTRAL DE
3" ϕ
AREA = 1.44 m²
TALADROS = 54

ESCALA: 1/25

HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES CON RAMPAS RECTAS (-15%)

SEC. LONGITUDINAL





PRODUCTIVIDAD EN PERFORACION Y VOLADURA DE
TAJEOS Y FRONTONES

ITEMS.	CONVENCIONAL 0.80x0.90 m.		SIST.FANEL 0.80x0.90 m.		J.NEUMATICO		JUMBO HIDRAULICO	
	US\$/Pié	US\$/T.M.	US\$/Pié	US\$/T.M.	US\$/Pié	US\$/T.M.	US\$ /Pié	US\$ / T.M.
-Depreciación	0.59				0.188		0.128	
-Mantenimiento	0.099				0.320		0.219	
-Aceites, Lubricantes	0.002				0.094		0.084	
-Aire Comprimido	0.027				0.340			
-Energía Eléctrica							0.021	
-Costo de Perforación	1.089	1.653		1.653	1.578	0.181	1.077	0.095
-Barreno integral de 3'11" y 7'10"	0.260							
-Barra de extensión 13'1" x 1.1/8"							0.016	
-Broca en Botones R-28							0.093	
-Broca escariadora 3" ø							0.249	
-Adaptador Piloto R-28							0.170	
-Adaptador de culata							0.073	
-Costo de Aceros					0.571		0.602	

ITEMS.	CONVENCIONAL 0.80x0.90 m.		SIST. PANEL 0.80x0.90 m.		J.NEUMATICO		JUMBO HIDRAULICO	
	US\$/Pié	US\$/T.M.	US\$/Pié	US\$/T.M.	US\$/Pié	US\$/T.M.	US\$/Pié	US\$/T.M.
- Costo de Mano de Obra	0.107				0.065		0.023	
- Fulminante No 6		0.018		0.036		0.063		0.042
- Fulminante PANEL				0.264		0.883		0.589
- Dinamita Gelatina 75%						0.243		0.162
- Dinamita Semera 65%		0.027		0.027				
- ANFO		0.125		0.142		0.336		0.270
- Pentacord 3P (m)				0.048		2.025		1.350
- Conector		0.034						
- Mecha de seguridad (m.)		0.048		0.096		0.323		0.210
- Mecha rápida (m)		0.073						
- Costo de Mano de Obra		0.325		0.613		0.972		0.650
- Costo de Voladura		0.325		0.613		4.845		3.273
COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA		1.978		2.266		5.026		3.368

CALCULO DE COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA CON EL EQUIPO
LONG HOLE WAGON DRILL

MARCA : ATLAS COPCO
 PERFORADORA NEUMATICA A.C. MODELO BPC- 120 F
 MOTOR NEUMATICO DE 6.5 HP.

PERFORACION RADIAL (ABANICO)	PERFORACION PARALELA
1.- COSTO DE DEPRECIACION	
- Precio de compra 1,98450,000 US\$	
- Vida económica de la máquina 50,000 mts. = 164,040 piés	
- Costo de depreciación = 50,800 US\$ 0.31 US\$/Pié	0.31 US\$/P
2.- COSTO DE MANTENIMIENTO Y REPUESTOS	
$\frac{50,800 \times 1.70}{164,040} = 0.53$ 0.53 "	0.53 "
3.- ACEITE DE PERFORACION	
x = $\frac{\text{Consumo/Guardia} \times \text{Costo/Gln.}}{\text{Piés perforados/Guardia}}$	
= $\frac{0.25 \times 2.94}{176} = 0.00417$	$\frac{0.25 \times 2.94}{144} = 0.005$
x = $\frac{0.25 \times 4}{176} = 0.00568$	$\frac{0.25 \times 4}{144} = 0.006$
0.00985 0.01 "	0.011 0.011US\$/Pié
4.- AIRE COMPRIMIDO	
Energía = $\frac{\text{Consumo de aire} \times \text{Factor simultaneidad}}{\text{cfm/Kw}}$	

$$= \frac{339 \times 0.55 \times 8}{6.7 \text{ cfm/Kw}} = 222. \text{Kw-H}$$

$$\text{Costo} = \frac{222.6 \text{Kw-H} \times 0.078 \text{ US\$}}{176} = 0.098 \dots\dots\dots 0.098 \text{US\$/Pié}$$

5.- COSTOS DE ACEROS :

- Barras de extensión de 4' = 94 US\$/Pza.

- Vida económica = 450'

- Costo /Pié = $\frac{94}{450} = 0.21 \dots\dots\dots 0.21 \text{US\$/Pié}$

- Brocas de inserto en cruz de 2" ø = 106US\$/Pza.

- Vida económica Broca R-32 = 1,180 Piés

- Costo/Pié = $\frac{106}{1,180} = 0.089 \dots\dots\dots 0.089 \text{US\$/Pié}$

- Adaptador de Culata = 101 US\$/Pza.

- Vida económica Chank Adapter = 920 Piés

- Costo /Pié = $\frac{101}{920} = 0.109 \dots\dots\dots 0.109 \text{US\$/Pié}$

- Manguito de Acoplamiento = 41 US\$/Pza.

- Vida Económica = 460 Piés

- Costo /Pié = $\frac{41}{460} = 0.089 \dots\dots\dots 0.089 \text{US\$/Pié}$

0.497 US\$/Pié 0.497 US\$/P

$$\frac{222.6 \times 0.078}{144} = 0.12 \dots\dots\dots 0.12 \text{US\$/Pié}$$

6.- COSTO MANO DE OBRA :

Jornal : 11.00 + Bonos

$$11.00 + 8.8 = 19.8$$

Beneficios 1.5% Jornal = 1.5 x 11 = 16.5

$$\$/ 36.3 = 24.2 \text{ US\$}$$

$$\text{Costo de Mano de Obra /Pié} = \frac{24.2}{176} = \dots\dots\dots 0.137 \text{ US\$/Pié}$$

$$\frac{24.2}{144} = \dots\dots\dots 0.168 \text{ US\$/Pié}$$

7.- COSTO TOTAL DE PERFORACION:

	<u>RADIAL</u>		<u>PARALELO</u>	
-Costo de Depreciación	0.31	US\$/Pié	0.31	US\$/Pié
-Costo de Mantenimiento y Repuestos...	0.53	"	0.53	"
-Costo de Aceite de Perforación	0.01	"	0.01	"
-Costo de Aire Comprimido	0.098	"	0.12	"
-Costo de Aceros	0.497	"	0.497	"
-Costo de Mano de Obra	0.137	"	0.168	"
	<hr/>		<hr/>	
	1.58	US\$/Pié	1.64	US\$ /Pié
	5.18	US\$/Mt.	5.38	US\$/Mt.

CALCULO DE COSTO DE VOLADURA

RADIAL

PARALELO

1.- Costo de Perforación por T.M.S. (US\$ /T.M.S.)

- Longitud de taladro = 14.4 Mts. x 94% Eff. = 13.5

- Volumen a romperse = 7,251.2 m³

E = 3.00 m., B = 1.5 m.

- Diámetro de taladro = 2" ø (51 mm.)

- Tonelaje /Taladro = 64

- Perforación específica = 0.2109 M./T.M.

- Costo de Perforación 5.18 US\$ / Mt.

- Costo de Perforación/T.M.S. = 0.2109 x 5.18 = 1.09 US\$ / T.M.S.

2.- Costo de Accesorios de Voladura:

- Fulminante FANEL = $\frac{2.40 \text{ US\$/Tal.}}{64 \text{ TMS/Tal.}}$ = 0.037 US\$ / TMS.

- Dinamita Gelatina 75% (2 Pzas.) = $\frac{0.33 \text{ US\$/Tal.}}{64 \text{ TMS/Tal.}}$ = 0.005 "

- ANFO: 0.38 US\$/Kg.(0.25 Kg/TM) = 0.095 = 0.095 "

- Mecha de Seguridad : $\frac{0.08 \text{ US\$/Tal.}}{64 \text{ TMS/Tal.}}$ = 0.001 "

- Pentacord 3P = $\frac{0.11 \text{ US\$/Tal.}}{64 \text{ TMS/Tal.}}$ = 0.002 "

- Mano de Obra : 3 x 24.2 = 72.71 US\$
cargan 25 Tal. $\frac{72.71}{25} = 2.91 = \frac{2.91 \text{ US\$/Tal.}}{64 \text{ TMS/Tal.}}$ = 0.045 "

- Fulminante No 6 : $\frac{0.086}{64} = 0.001 "$

0.186 US\$/TMS.

14.4 x 94 % = 13.5 Mts.

28.35 m³

E = 1.50 m., B = 1.40 m.

idem.

85

$\frac{13.5}{85} = 0.1588$

..... 5.38 US\$/Mt.

0.1588 x 5.38 = 0.85 US\$ /T.M.S.

$\frac{2.40}{85} = 0.028 \text{ US\$/TMS.}$

$\frac{0.33}{85} = 0.04 "$

0.38 x (0.18) = 0.068 "

$\frac{0.08}{85} = 0.001 "$

$\frac{0.11}{85} = 0.001 "$

$\frac{2.91}{85} = 0.034 "$

$\frac{0.086}{85} = 0.001 "$

0.173 US\$/TMS.

COSTO TOTAL DE PERFORACION Y VOLADURA / TMS.

	<u>RADIAL</u>		<u>PARALELO</u>
- Costo de Perforación	1.09 US\$ /TMS.		0.85 US\$ /TMS.
- Costo de Voladura	0.186 "		0.173 "
- Costo de Voladura secundaria			
15 %	0.214 "	5 %	0.182 "
	<hr/> 1.49 US\$ /TMS.		<hr/> 1.21 US\$ /TMS.

CALCULO DE TONELADAS POR HORA

Equipo : SCOOPTRAMS JARVIS CLARK JS3.5 Yd³ N° 7

Capacidad cuchara = 3.5x0.7646 = 2.67 M³

P.e. material estéril roto = 1.98

Toneladas/Viaje = 2.67x1.98x0.80 = 4.23 T.M./Viaje Eff. = 80 %

Tiempo productivo = 60 %

Tiempo de carga = 1.03' (c) , Tiempo de descarga = 0.76' (d)

C + d = 1.79'

Velocidad promedio = 62 mts./min.

Distancia horizontal (L) = 111 Mts.

DISTANCIA (Mts.)	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200	220	250
t (c + d)	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79	1.79
Transp(2)	0.64	1.29	1.94	2.58	3.22	3.87	4.51	5.16	5.81	6.45	7.09	8.06
Ciclo	2.43	3.08	3.73	4.37	5.02	5.66	6.30	6.95	7.59	8.24	8.88	9.85
No Viajes / Hora	14.8	11.7	9.65	8.23	7.17	6.36	5.71	5.17	4.74	4.36	4.05	3.65
TONS./HORA	63	49	41	35	30	27	24	22	20	18	17	15

CURVA DE PRODUCCION

Equipo : CAMION INTERCOOLER No 12 NJ-340

Capacidad : 24 Tons.

Tiempo Productivo : 75 % (45 ' /Hora)

Tiempo de Cargufo = 1.65', Tiempo de Descarga = 1.90'

C + D = 3.55'

Velocidad Promedio = 299 Mts./Min.

T.M./Viaje = 24 x 0.80 = 19.20 T.M./Viaje

Distancia Real Ore Pass 310-84 a Superficie (cancha de mineral) L= 2,275 mts. (Rampa 523 = $\frac{1}{2}$ 10 %

Eff. 0.80

DISTANCIA (MTS.)	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800	3000	3200
t (c+d)	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55	3.55
Transp.(2)	4.01	5.35	6.68	8.03	9.36	10.7	12.0	13.4	14.7	16.1	17.4	18.7	20.1	21.4
Ciclo	7.56	8.90	10.2	11.6	12.9	14.2	15.6	16.9	18.2	19.6	20.9	22.3	23.6	24.9
No Viajes / Hora	5.95	5.06	4.39	3.88	3.49	3.16	2.88	2.66	2.46	2.30	2.15	2.02	1.91	1.81
Tons/Hora	114	97	84	74	67	61	55	51	47	44	41	39	37	35

cuadro 10

CALCULO DE TONELADAS POR HORA -

Equipo : CAMION JARVIS CLARK JDT426- 13

Capacidad de tolva = 26 T.M.

Tiempo Productivo = 75 % (45'/Hora)

Tiempo de Carga (c) = 1.14' , Tiempo de descarga (d) = 0.96'

c + d = 2.10'

Velocidad promedio = 140 Mts./Min.

T.M./Viaje = $26 \times 0.80 = 21$ T.M./Viaje

Eff. = 80 %

Distancia real (L) = 1,618 Mts.

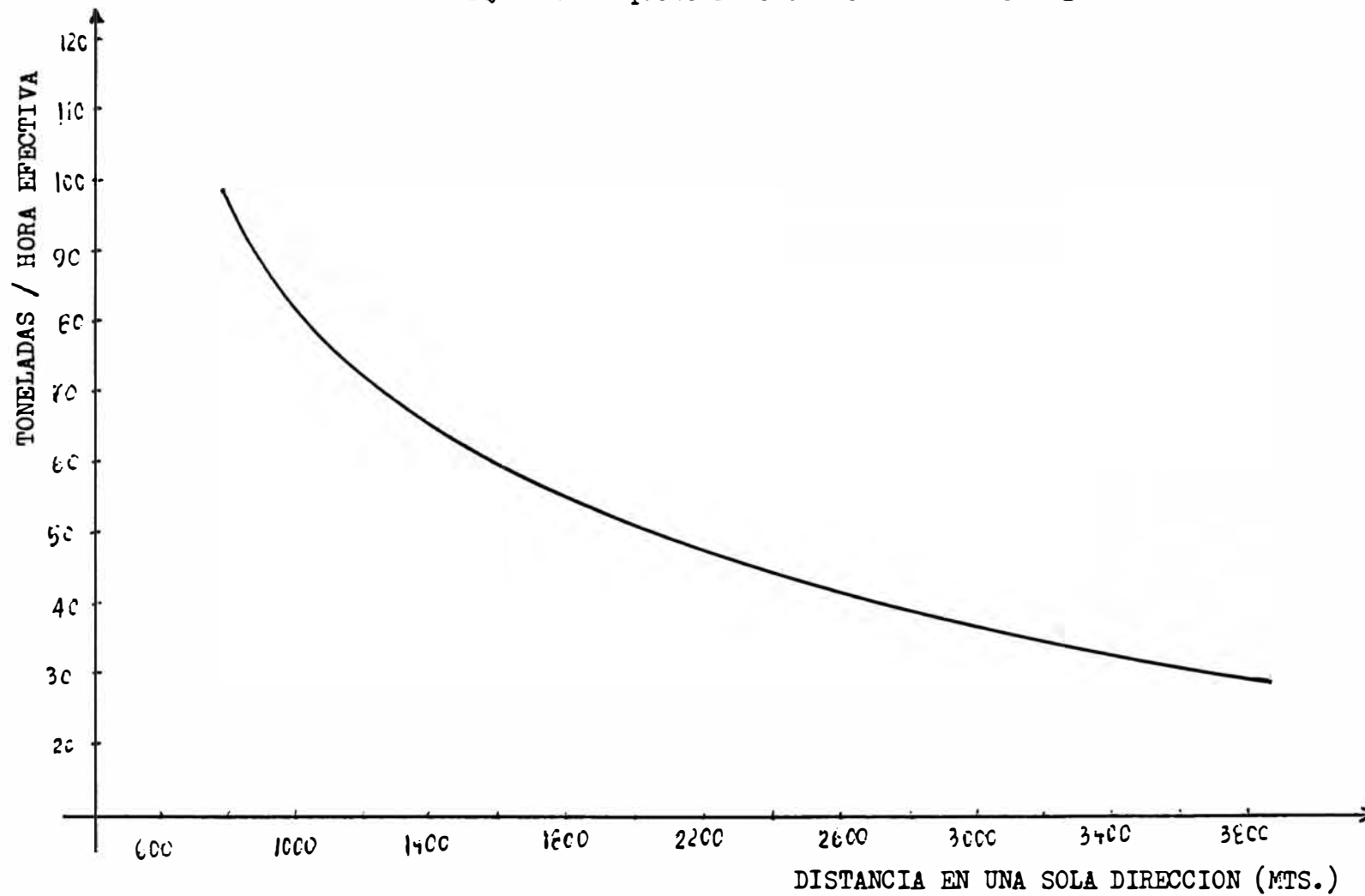
Rampa 523 = ± 10 %

DISTANCIA MTS.	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800	3000	3200
t (c+d)	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10	2.10
Transp.(2)	5.71	8.57	11.4	14.3	17.1	20.0	22.8	25.7	28.6	31.4	34.3	37.1	40.0	42.8	45.7
Ciclo	7.81	10.6	13.5	16.4	19.2	22.1	24.9	27.8	30.6	33.5	36.4	39.2	42.1	44.9	47.8
No Viajes /Hora	5.76	4.22	3.32	2.75	2.34	2.04	1.80	1.62	1.46	1.34	1.24	1.14	1.06	1.00	0.94
Tons/Hora	121	88.6	69.7	57.1	49.1	43.0	38.0	34.0	31.0	28.1	26.0	24.0	22.0	21.0	19.7

cuadro 10

CURVAS DE PRODUCCION - OPERACION DE LOS EQUIPOS

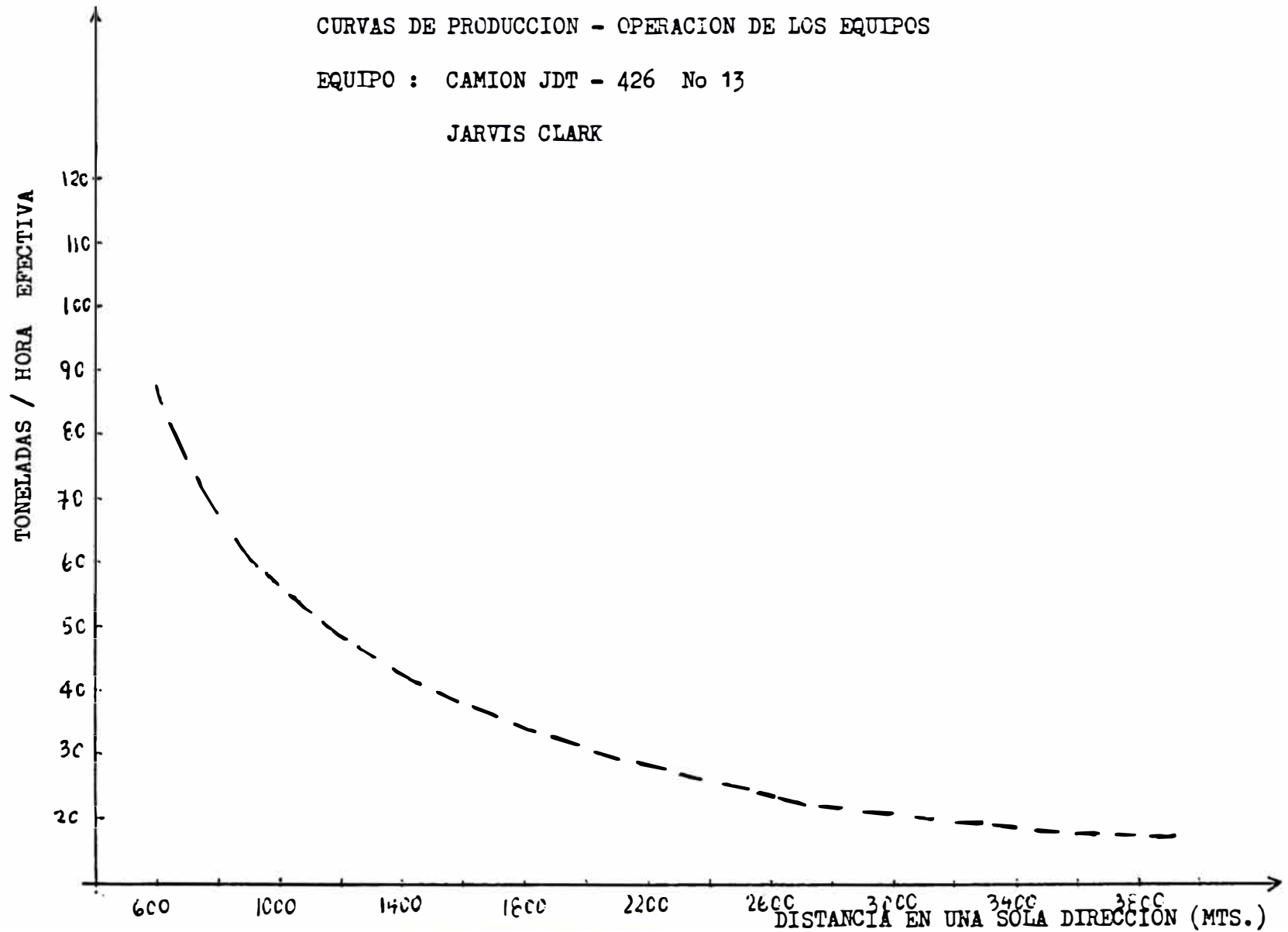
EQUIPO: Volquete Intercooler Volvo No 12



CURVAS DE PRODUCCION - OPERACION DE LOS EQUIPOS

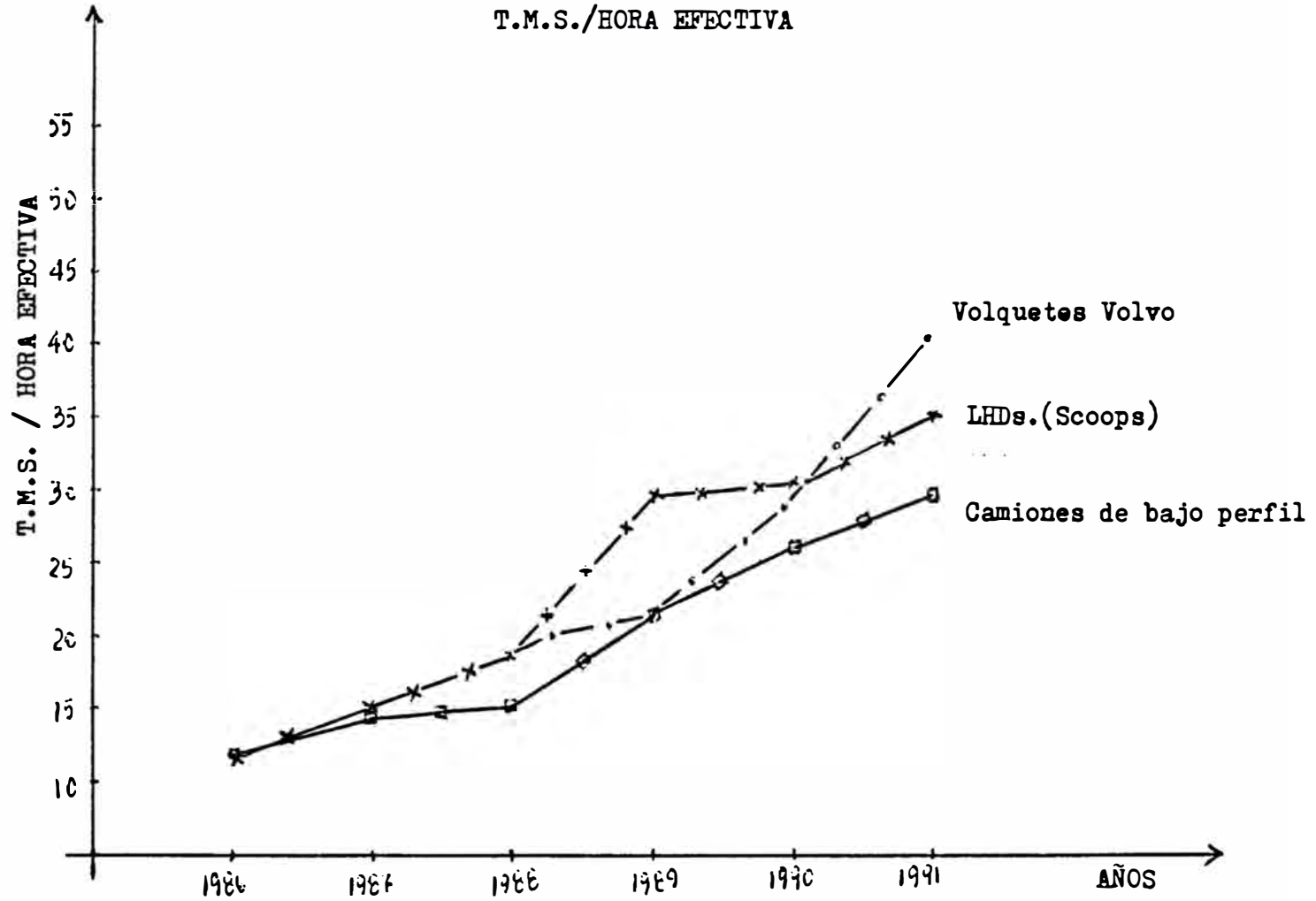
EQUIPO : CAMION JDT - 426 No 13

JARVIS CLARK



VARIACION DE RENDIMIENTOS

T.M.S./HORA EFECTIVA



CALCULO DE COSTO HORARIO DEL SCOOP JARVIS CLARK
 JS .3.5 Yd³

A.- Condiciones Generales de Operación : Promedio

B.- Llantas 12 x 24 (4 x 500 US\$)= 2000 US\$

C.- Precio de Entrega : 300,000 US\$

D.- Precio de Depreciación : 298,000 US\$

E.- Tiempo de Depreciación :

$$8 \frac{\text{Horas}}{\text{Guardia}} \times 2 \frac{\text{Guardia}}{\text{Día}} \times \frac{25 \text{ Días}}{\text{Mes}} \times \frac{12 \text{ Meses}}{\text{Año}} \times 3 \text{ Años} = 15000 \text{ Hras.}$$

$$\text{Inversión Anual Promedio} = \frac{N + 1}{2N} \times \text{Precio de Depreciación}$$

$$= \frac{3 + 1}{2 \times 3} \times 298,000 = 198,666$$

COSTO DE ADQUISICION :

F.- Depreciación Horaria = 198,666 / 15,000 = 13.24 US\$

G.- Intereses, Seguro e Impuestos x Hora =

$$= 15\% \times \frac{\text{Invers. Anual Promedio}}{\text{Horas de Operación x Año}}$$

$$= 15\% \times \frac{198,666}{5,000} = 5.96 \text{ US\$}$$

H.- Costo Adquisición por Hora: F + G = 19.20 US\$

COSTOS OPERATIVOS:

I.- Combustible:

Consumo 10 GPH a 1.6575 \$ 16.575 US\$

J.- Consumo de Aceite, Grasa, Filtros

50% (Combustibles) 8.2875 US\$

K.- Reparaciones Generales : (Mano de Obra + Repuestos)

$$\text{Costo Horario Reparaciones} = \text{Factor de Reparación} \times \text{Costo Depreciación Horaria} \times \frac{\text{Período Deprec.}}{10,000 \text{ Hbras}}$$

$$= 30\% \times 13,24 \times \frac{15,000}{10,000} = 5.958 \text{ US\$}$$

L.- Costo Mantenimiento (Grasa, Engrasador)

Estimado 1/10 de costo combustible 1.6575 US\$

M.- Costo de Reposición de Neumáticos:

$$= \frac{\text{Valor original neumático}}{\text{Vida útil estimada}} = \frac{2,000}{1,000} = 2.000 \text{ US\$}$$

N.- Reparación Neumáticos :		
10 % Costo Reposición	0.20	US\$
O.- Costo Total por Hora : I+J+K+L+M+N		
P.- Costo de Mano de Obra x Hora (Incluye impuestos)		
= 7.650 \$/8Horas x $\frac{1 \text{ US\$}}{0.8 \text{ US\$}}$ x 1.60 =	1.9125	
Q.- Otros : 15 %	8.368	US\$
COSTO TOTAL ESTIMADO POR HORA DE EQUIPO = 64 US\$ USA.		

VARIACION DE COSTOS: CARGUIO - TRANSPORTES

US\$ 64 /HORA - LHDs.(Scoops)

US\$ 80 /HORA - Camiones de bajo perfil

US\$ 55 /HORA - Volquetes Volvo

