

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

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



**ESTUDIO TECNICO-ECONOMICO DE LA
PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS
EN LA MINA TINTAYA**

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

ANDRES MIRANDA ESPINOZA

PROMOCION: 1984-I

LIMA - PERU

1994

DEDICATORIA:

**A mis Padres: Andrés y
Leonila que con amor y
sacrificio hicieron po
sible la culminación
de mi carrera.**

I N D I C E

INTRODUCCION	1
CAPITULO I : DESCRIPCION DEL COMPLEJO MINERO- METALURGICO DE TINTAYA	3
1.1. Ubicación y Accesibilidad	3
1.2. Método de Minado y Parámetros de Diseño y Operación	5
1.2.1. Factores a Considerarse en el Pla- neamiento de Minado	5
1.2.2. Método de Minado	7
1.2.3. Planta Concentradora	9
1.3. Mineralización	10
1.4. Reservas	11
CAPITULO II: ANALISIS DE LA PERFORACION ROTATIVA	14
2.1. Perforación Primaria	14
2.2. Características del Equipo de Perforación y Accesorios	14
2.3. Tipos de Rocas	15
2.4. Análisis de los Parámetros de Perforación	16
2.5. Caudal y Presión de Aire. Velocidad Anular	16
2.6. Análisis Para Optimizar la Presión Hidráulica y la Velocidad de Rotación en las Perforadoras Rotativas Primarias	20

2.6.1. Método de Trabajo	20
2.6.2. Análisis e Interpretación de Resultados Obtenidos	24
2.7. Velocidad de Penetración. Comparación de Resultados.	31
2.8. Perforación Secundaria	34
2.9. Evaluación Económica de la Perforación	35
2.9.1. Costo de Perforación Primaria	35
2.9.1.1. Costo de Propiedad y Operación	35
2.9.1.2. Costo por Metro Perforado y por Tonelada	38
2.9.2. Costo de Perforación Secundaria	39
2.9.2.1. Costo de Propiedad y Operación	39
2.9.2.2. Costo por Metro Perforado y por Tonelada para Brocas de 2 1/2", 3" y 4 1/8" de Diámetro.	42
2.9.3. Costo Total de Perforación	44
CAPITULO III: ANALISIS DE LA VOLADURA DE ROCAS	45
3.1. Introducción	45
3.1.1. Tipos de Roca. Propiedades	46
3.1.2. Explosivos. Características	47
3.1.3. Geometría de la Voladura	48

3.2. Introducción del Anfo Aluminizado en la Voladura de Rocas en Tintaya	52
3.2.1. Introducción	52
3.2.2. Reajuste de Mallas de Perforación Según PEARSE Usando el AL/ANFO	53
3.2.3. Carga de Fondo y Carga de Columna	54
3.2.4. Densidad de Carga de los Explosivos	55
3.2.5. Determinación de los Factores de Carga	58
3.2.6. Análisis de Rendimientos de Voladura	60
3.2.7. Diseños de Carga de los Taladros para un Disparo Primario	64
3.3. Evaluación Técnica de la Voladura de Rocas	71
3.4. Evaluación Económica de la Voladura de Rocas	72
3.4.1. Costo de Equipo Auxiliar y Mano de Obra	72
3.4.2. Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura	74
3.4.3. Evaluación Económica de la Voladura	75
CAPITULO IV : CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	80
CAPITULO V : BIBLIOGRAFIA	85

INTRODUCCION

El presente trabajo titulado "ESTUDIO TECNICO-ECONOMICO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS EN LA MINA TINTA-YA", tiene por objetivo resumir toda la experiencia lograda durante siete años de labor continua en el campo de la perforación y voladura de rocas.

Durante este período se han realizado muchas investigaciones tendientes a mejorar los rendimientos de los accesorios de perforación, de la perforación misma e incrementar y/o mejorar los resultados de la voladura. Todo esto teniendo en cuenta el aspecto económico, que es el que determina la eficiencia de los resultados técnicos de una actividad.

La perforación y voladura de rocas en toda mina son las operaciones principales que dan inicio a todo el proceso productivo, por lo que su planeamiento, ejecución y control es de sumo cuidado: ya que de ello depende el trabajo continuo y el eficiente minado de los distintos materiales presentes en la mina.

Este trabajo se ha dividido en cinco capítulos. En el primer capítulo se describe el Complejo Minero Metalúr-

gico de Tintaya y lo concerniente a la mineralización y reservas del yacimiento.

En el segundo capítulo se hace un análisis de la perforación, el mismo que abarca desde el equipo de perforación, tipos de roca, análisis de los parámetros de perforación rotativa y finalmente la evaluación económica.

En el tercer capítulo encontramos el análisis de la voladura de Rocas. el mismo que tiene en su contenido el diseño de la voladura en base a los tres factores principales que inciden en ella. luego viene un análisis sobre la introducción del anfo aluminizado en las operaciones de Tintaya. Se concluye este análisis con la evaluación técnica y económica de la voladura.

Finalmente encontramos los capítulos cuarto y quinto con las conclusiones, recomendaciones y la bibliografía consultada.

CAPITULO I

DESCRIPCION DEL COMPLEJO MINERO-METALURGICO DE TINTAYA

1.1. UBICACION Y ACCESIBILIDAD

El yacimiento de Tintaya, se encuentra ubicado en el flanco oriental de la cordillera occidental, en el distrito de Yauri, provincia de Espinar, departamento del Cusco, entre las coordenadas geográficas de:

14°55' Latitud Sur y

71°25' Longitud Oeste.

La altura promedio es de 4.100 metros sobre el nivel del mar.

El yacimiento de Tintaya es accesible por las siguientes rutas:

- Ruta Aérea : Lima Cusco 1 hora
Lima Arequipa 50 minutos

- Por Carretera desde el Cusco:

Cusco - Yauri - Tintaya 256 km.

Por Carretera desde Matarani:

Matarani-Arequipa-Sumbay-Concoroma-Tintaya:370 km

1.2 METODO DE MINADO Y PARAMETROS DE DISEÑO Y OPERACION

PLANEAMIENTO DE MINADO.-

El planeamiento de minado de una operación minera a tajo abierto está dirigido a la optimización de la producción, estableciendo un programa de minado, el cual es utilizado por el Departamento de Operaciones, para suministrar adecuadamente el mineral a la Planta Concentradora, tanto en calidad como en cantidad, de acuerdo al diseño de minado.

1.2.1. FACTORES A CONSIDERARSE EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO

Los factores que se han considerado para desarrollar los planes de minado en Tintaya, son principalmente 03 los cuales están interrelacionados en sus grados óptimos, estos factores son:

Ley de Corte

Relación de desbroce

- Talud final del tajo.

LEY DE CORTE.-

La ley de corte está determinada con el criterio de que cubra todos los costos unitarios directos de operación y administración sin dejar utilidades.

Para determinar la ley de corte o ley mínima explotable se han considerado todos los costos de producción que incluyen los de operación, tratamiento, precio de metal, etc.

En Tintaya fue determinada antes de entrar en operación (1981) dando una ley de corte de 0.80% CuT (cobre total), para lo cual se utilizaron los parámetros y precios siguientes:

Costo de producción/TM	\$ 6.16
Recuperación	95.00%
Valor neto de Libra de cobre	\$ 0.60

El incremento del precio de Cobre en el mercado mundial en estos últimos años ha permitido trabajar con una ley de corte operativa de 0.65% CuT, esto desde el año 1988.

RELACION DE DESBROCE.-

La relación de desbroce total incluyendo el pre-minado, ha sido estimado en 4.7:1 y sin incluir el pre-minado es de 4.2:1.

Los costos de operación por tonelada de mineral, varía de acuerdo a la relación de desbroce y también a la distancia de acarreo.

TALUD FINAL DEL TAJO.-

En el tajo Tintaya, los taludes han sido determinados por sectores, los cuales se detallan a continuación:

SECTOR NORTE SIN RAMPA	49.0°
SECTOR NORTE CON RAMPA	45.5°
SECTOR SUR SIN RAMPA	52.5°
SECTOR SUR CON RAMPA	49.8°

Las bermas de seguridad con 3.5 y 3.0 m en los sectores Norte y Sur respectivamente y el talud de banco se fija en 63.4°.

El estudio de estabilidad de taludes está basado en una información detallada del índice de calidad de roca (RQD), obtenida de las perforaciones diamantinas, estudio de la mecánica de rocas e interpretaciones estructurales del depósito.

1.2.2. METODO DE MINADO

El yacimiento de Tintaya, está siendo explotado a Tajo abierto, principalmente en la zona de inflexión.

La explotación se realiza por bancos, para extraer 2.5 millones de TM/año a razón de 8.000 TM/día con una ley de cabeza de 2.08% Cu y producir 161,000

TM de concentrado de 33% Cu.

Especificaciones de la Explotación:

ALTURA DE BANCO : 10 y 15 m.
ANCHO DE LA RAMPA : 18 m.
GRADIENTE DE LA RAMPA : 8%.
DIMENSIONES : 600 m x 960 m.
340 m de profundidad.
ANCHO MINIMO EN EL FONDO
DEL TAJO : 60 m.

Equipo Disponible :

- Perforadores eléctricas BUCYRUS ERIE 45-R : 03
- Palas eléctricas P & H
* Modelo 1600 AL (6 yd³) : 02
* Modelo 1900 AL (12 yd³) : 02
- Camiones WABCO 85D : 15
- Camiones BELAZ 120 TM. : 07

Equipo Auxiliar:

- Cargadores Frontales (10 yd³) : 02
- Tractores D9/DB : 02/01
- Tractores 824 : 03
- Motoniveladoras : 02
- Retroexcavadoras : 02

1.2.3. PLANTA CONCENTRADORA

La planta Concentradora incluye celdas de flotación de gran tamaño (38 m^3 c/u.) y filtros de presión. La capacidad de tratamiento de la Planta es de 8.000 t/día. 350 días/año. en tres turnos diarios.

La chancadora primaria es giratoria de 53" * 74". equipada con un motor de 450 HP de potencia.

El mineral que pasa por la chancadora es reducida a 6" y luego a través de una chancadora secundaria y terciaria es reducido a 1/2" de tamaño (depósito de finos). El mineral de 1/2" es alimentado a los molinos de bolas de 16' x 20' y de 3 000 HP c/u.. controlándose el peso del mineral antes de ingresar al molino.

El concentrado final es depositado en el espesador de 100'. del que se obtiene un producto con 60% de sólidos que es descargado a un tanque que alimenta a dos filtros de presión. con la finalidad de reducir el contenido de humedad a 6-8%.

El producto obtenido de los filtros es enviado mediante fajas transportadoras al depósito de concentrado. quedando listos para ser despachados.

1.3. MINERALIZACION

El yacimiento de Tintaya, está constituido por una franja de skarn mineralizado que rodea el contacto sur del stock de monzonita, el cual dió lugar a la mineralización que está constituida esencialmente por calcopirita, molibdenita en la zona primaria, calcosina, covelita y bornita en la zona enriquecida.

En la parte oxidada se presenta malaquita y crisocola.

De acuerdo a los rangos de leyes de las muestras y ensayos, asimismo, por el porcentaje de cobre soluble en los óxidos, se ha determinado la siguiente clasificación:

Sulfuros de Alta Ley	Cu + 0.80%
Sulfuros de Baja Ley	Cu de 0.65% a 0.79%
Sulfuros Lixiviables	Cu de 0.35% a 0.64%
Oxido de Alta Ley	+ 1.5% de Cu Soluble
Oxido de Mediana Ley	de 1.49% a 0.75% de Cu Soluble.
- Oxido de Baja Ley	de 0.35% a 0.47% de Cu Soluble.

1.4. RESERVAS

Para la determinación del cálculo de reservas se ha tenido en cuenta los resultados de la perforación diamantina en la fase de exploraciones, utilizándose los métodos de poligonación, así como el método computarizado MINTEC.

PROYECTO TINTAYA

CUADRO RESUMEN DE RESERVAS GEOLOGICAS

SULFUROS

I.- RESERVAS SOBRE EL NIVEL 3845

RESERVA PROBADA:	TONELAJE	LEY
ALTA LEY (CUT-OFF 0.80% Cut)	25'344.538	2.461
BAJA LEY (CUT-OFF 0.35% Cut)	8'530.102	0.548
RESERVA PROBABLE:		
ALTA LEY (CUT-OFF 0.80% Cut)	3'910.256	1.141
BAJA LEY (CUT-OFF 0.35% Cut)	1'419.111	0.602
RESERVA PROSPECTIVA:		
ALTA LEY (CUT-OFF 0.80% Cut)	1'125.904	1.020
BAJA LEY (CUT-OFF 0.35% Cut)	1'730.828	0.556
TOTAL I	42'060.737	1.771

II.- RESERVAS ENTRE EL NIVEL 3835 A 3745

RESERVA PROBADA:		
ALTA LEY (CUT-OFF 0.80% Cut)	2'697.673	2.153
BAJA LEY (CUT-OFF 0.35% Cut)	2'313.392	0.550
RESERVA PROBABLE:		
ALTA LEY (CUT-OFF 0.80% Cut)	204.396	1.253
BAJA LEY (CUT-OFF 0.35% Cut)	154.319	0.614
RESERVA PROSPECTIVA:		
ALTA LEY (CUT-OFF 0.80% Cut)	165.077	0.845
BAJA LEY (CUT-OFF 0.35% Cut)	148.279	0.679
TOTAL II	5'683.136	1.350

RESERVAS MINABLES

LEY DE CORTE 0.80% Cu.T

(NORANDA INC)

TIPO DE MATERIALES	RESERVAS ESTIMADAS (ORIGINALES)	RESERVAS MINABLES AL 31.12.89
Sulfur. (+ 0.80)	34'213.028	23'597.354
% Cu.T	2.119	2.069
% Cu.S	0.027	0.011
Oxidos T.M.	8'885.972	1'720.203
% Cu.T	2.267	3.262
% Cu.S	1.893	2.836
Esteril (SBL+LIXIV.+DESM)	152'458.967	79'007.698
TOTAL DE MATERIAL	195'557.967	104'325.255
RELAC. DE DESBR.	4.7:1	3.4/1

CAPITULO II

ANALISIS DE PERFORACION ROTATIVA

2.1. PERFORACION PRIMARIA

La perforación rotativa primaria en Tintaya se lleva a cabo con máquinas perforadoras eléctricas BUCYRUS ERIE 45-R.

De acuerdo al diseño de trabajo de la mina, se perforan bancos de 10 y 15 metros de altura con una sobreperforación de 2.5 y 3.0 metros respectivamente. para todos los tipos de roca presentes en el tajo.

2.2. CARACTERISTICAS DEL EQUIPO DE PERFORACION Y ACCESORIOS

Las perforadoras tienen las siguientes características:

- MARCA : BUCYRUS ERIE
- TIPO : ELECTRICA
- MODELO : 45-R
- ANGULO MAXIMO DE INCLINACION : 27.5 grados
- PENDIENTE EN LADERA : 40.1 grados

- ALIMENTACION : 4.160 V AC
- MASTIL ABAJO ANGULO MAXIMO INCLINADO
DESCENDIENDO : 13.7 grados
- VELOCIDAD DE TRASLADO : 15 m/min.
- VELOCIDAD DE IZAJE : 10 m/min.
- H.P. : 338.43

ACCESORIOS DE PERFORACION.-

Los accesorios de perforación usados por nuestras perforadoras son las siguientes:

- BARRENOS: 30' LONG. 8 5/8" ϕ , 1" pared. 2 CONEXION 6".
- ESTABILIZADORES: 8 5/8" ϕ , 54" LONG., CONEXION 6" PIN BECO Y CONEXION 6" API BOX.
- ADAPTADORES: 22" LONG., 8 5/8" ϕ , CONEXION 6".
- BROCAS TRICONICAS: 9 7/8" ϕ , CONEXION 6".
- GUIDORES.

2.3. TIPOS DE ROCAS

De acuerdo a los estudios geológicos, los tipos de rocas considerados para la perforación y voladura se clasifican en los siguientes grupos:

- Monzonita
- Silicato Calcáreo
- Granatita

Caliza

Skarn

Andesitas.

2.4. ANALISIS DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION

Los procedimientos operacionales tiene un efecto muy significativo en la perforación. Por lo tanto las variables más importantes dentro de la perforación rotativa son: el empuje o peso aplicado sobre la broca, velocidad rotacional y la circulación de aire.

2.5. CAUDAL Y PRESION DE AIRE. VELOCIDAD ANULAR.

En la perforación rotativa de minería, se está siempre dependiendo del suficiente volumen de aire, a una presión adecuada para asegurar una vida óptima de los accesorios de perforación (broca, estabilizador y barrenos), cuando se perfora con el peso y la velocidad de rotación recomendadas.

Suficiente volumen de aire deberá ser visto para producir una velocidad anular de retorno de 5.000 pies/min. para detritus livianos y de 7.000 pies/min. para los más pesados. La experiencia indica que se pueden requerir velocidades de 9.000 pies/min. para detritus húmedos, pesados y que se

perforan con penetración que alcanza a los 80 pies/h (24.4 m/h).

Para determinar los requerimientos volumétricos de aire, la simple ecuación de flujo: $Q = A * VE$, debe ser empleada debido a que las pérdidas por fricción en el espacio anular de los huecos profundos perforados en minería son despreciables. Por lo tanto, la fórmula toma la siguiente forma:

$$Q = \frac{VE}{183.33} * (\phi^2 - \phi_1^2)$$

Donde :

Q = Volumen de aire circulante en pies³/min.

VE = Velocidad de retorno anular en pies/min.

ϕ = Diámetro del pozo en pulgadas.

ϕ_1 = Diámetro de los barrenos de perforación en pulgadas.

Presión de aire (P)

La presión de aire en el momento de la perforación debe oscilar entre 28 y 32 PSI.

En la mina contamos con un equipo MEASURING AIR-VOLUMEN, para tomar datos de campo y con éstos hacer el cálculo respectivo del caudal de aire circulante.

Para una mejor observación veamos el siguiente cuadro:

PERFORADORA N°	I VOLUMEN DE AIRE CIRCULANTE (CFM)	II VELOCIDAD ANULAR (FPM) METODO GRAFICO	III VELOC. ANULAR (FPM) EQUIPO	VARIACION ENTRE II Y III
40-01	748	7.600	7.515	1.12%
40-02	722	7.400	7.309	1.23%
40-03	712	7.300	7.230	1.00%

Siendo la capacidad nominal de nuestras compresoras (de las perforadoras) de 1,478 CFM (65 psi y 1,780 RPM) a nivel del mar considerando los 13,452 pies (4,100 m.) donde se encuentran trabajando y tomando el 3% de pérdidas de eficiencia por cada 1,000 pies de altura, nos dá una pérdida total del 40.35%. Efectuando el cálculo respectivo tendríamos 892 CFM de capacidad real a esta altura.

También debemos considerar que nuestras perforadoras tienen alrededor de 09 años trabajando continuamente y de acuerdo a los resultados obtenidos podemos decir que el sistema de circulación de aire está en buenas condiciones operativas.

A continuación un cuadro resumen de presión, caudal y velocidad de aire en las perforadoras rotativas.

RESUMEN DE MEDIDAS DE PERDIDAS DE PRESION
PRESION EN LA BROCA. VOLUMEN DE AIRE CIRCULANTE
Y VELOCIDADES DE RETORNO EN LAS PERFORADORAS

PERFORADORA N°	LECTURAS DE PRESION DE AIRE (P.S.I.)				VOLUMEN DE AIRE CIRCULANTE (CFM)	VELOCIDAD DE RETORNO (FPM)
	EN COMPRESORA (P ₁)	EN CABINA (P ₂)	EN LA BROCA (P ₃)	PERDIDA (P ₁ -P ₃)		
40-01	38.0	37.0	30.0	8.0	948	7.515
40-02	43.0	41.0	34.5	8.5	922	7.309
40-03	44.0	40.0	34.0	10.0	912	7.238

De este cuadro se concluye que las pérdidas de presión entre la compresora y la broca (P_1-P_3), están dentro del límite aceptable que es de 10 PSI. Asimismo la presión en la broca está en el valor recomendable que es de 30.0 PSI, para una buena limpieza y refrigeración de los elementos internos de la broca.

Las velocidades de retorno encima de 7,000 FPM, nos asegura una buena limpieza del taladro. Es importante hacer notar que las medidas de los volúmenes de aire se realizaron con brocas de 9 7/8" de diámetro, barrenos de 8 5/8" de diámetro y boquillas de 1/2".

2.6. ANALISIS PARA OPTIMIZAR LA PRESION HIDRAULICA Y LA VELOCIDAD DE ROTACION EN LAS PERFORADORAS ROTATIVAS PRIMARIAS

La presión hidráulica (empuje) y velocidad de rotación son los parámetros más importantes para lograr mejores rendimientos en cuanto a desgaste de brocas y conservación de la máquina perforadora.

Para ello es importante tener en cuenta las diferentes formaciones geológicas y obtener las mejores condiciones operativas de presión hidráulica y velocidad de rotación en función de la velocidad de penetración manteniendo constante el resto de parámetros.

Objetivo.-

El objetivo principal de este análisis es lograr mediante las observaciones de campo y optimización de los parámetros de perforación variables, mejores rendimientos de perforación rotativa, con las máquinas BUCYRUS ERIE 45 R.

2.6.1. METODO DE TRABAJO

1. Control estricto de la presión hidráulica y velocidad de rotación, según tipo de formación geológica, midiendo las velocidades de penetración

logradas y variando los parámetros mencionados.

2. Seguidamente los datos de campo se han llevado a gráficos preliminares que nos permiten observar el comportamiento de la perforación en función de los tipos de roca.
3. Luego, se ha procedido a establecer un gráfico compósito o resumen de los anteriores: la velocidad de rotación y la presión hidráulica en función de la velocidad de penetración para obtener los segmentos de curva óptimos que alcancen las más altas velocidades de penetración.
4. Después de los análisis del gráfico compósito regresamos a tomar nuevos datos de campo. Las comparaciones de estos nuevos datos, nos han permitido optimizar la velocidad de rotación y la presión hidráulica, logrando la mayor velocidad de penetración.

Símbolos Utilizados.-

Bucyrus Eire 45-R	= B.E. 45-R
Broca	= Br
Diámetro de Taladro	= \emptyset
Diámetro de Barreno	= \emptyset_1
Presión de aire en P.S.I.	= P
Velocidad de rotación (RPM)	= VR

Porcentaje uso de la broca = %u
Presión Hidráulica P.S.I. = P_D
Velocidad de penetración pies/min. = V_p
Velocidad de elevación de detritus = VE

Tipos de roca.-

Monzonita = Mz
Caliza = Cz
Granitita o
Skarn = Mn

Consideraciones Teóricas.-

Presión Hidráulica (P_D).-

Las presiones hidráulicas usadas actualmente, pueden visualizarse en el siguiente cuadro, de acuerdo a los tipos de roca considerados.

CUADRO I

TIPO DE ROCA	PD en P.S.I.
Mz	600 a 1,050
Cz	850 a 1,375
Mn	1,000 a 1,500

Velocidad Rotacional (VR)

Las velocidades de rotación que se utilizan están de 30 a 80 revoluciones por minuto, según los tipos de roca. Veamos el siguiente cuadro:

CUADRO II

TIPO DE ROCA	VR (R.P.M.)
Mz	30 a 80
Cz	30 a 60
Mn	30 a 60

Velocidad de Penetración (Vp)

Es la longitud de penetración de la broca por unidad de tiempo en el momento de la perforación. Nos mide la eficiencia de los parámetros en estudio, puesto que llegan éstos a optimizarse cuando se logran las velocidades de penetración más altas.

Tipos de Brocas Utilizadas.-

Los tipos de brocas utilizadas en las observaciones y toma de datos de campo son:

CUADRO III

TIPO DE ROCA	BROCA	%u
Mz	HH-44/HH-77	30/60
Cz	HH-44	30
Mn	HH-44/HH-77	30/50

Diámetros de broca ϕ y diámetros de barrenos ϕ_1

B.E.	ϕ "	ϕ_1 "	$\phi - \phi_1$
45-R	7 7/8	8 5/8	1 1/4"

Porcentaje de uso de la broca (u)

Según los diferentes tipos de broca utilizados en nuestro estudio, hemos tomado los datos de campo, perforando con brocas cuyo desgaste varía de 30 a 60%.

2.6.2. ANALISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS OBTENIDOS

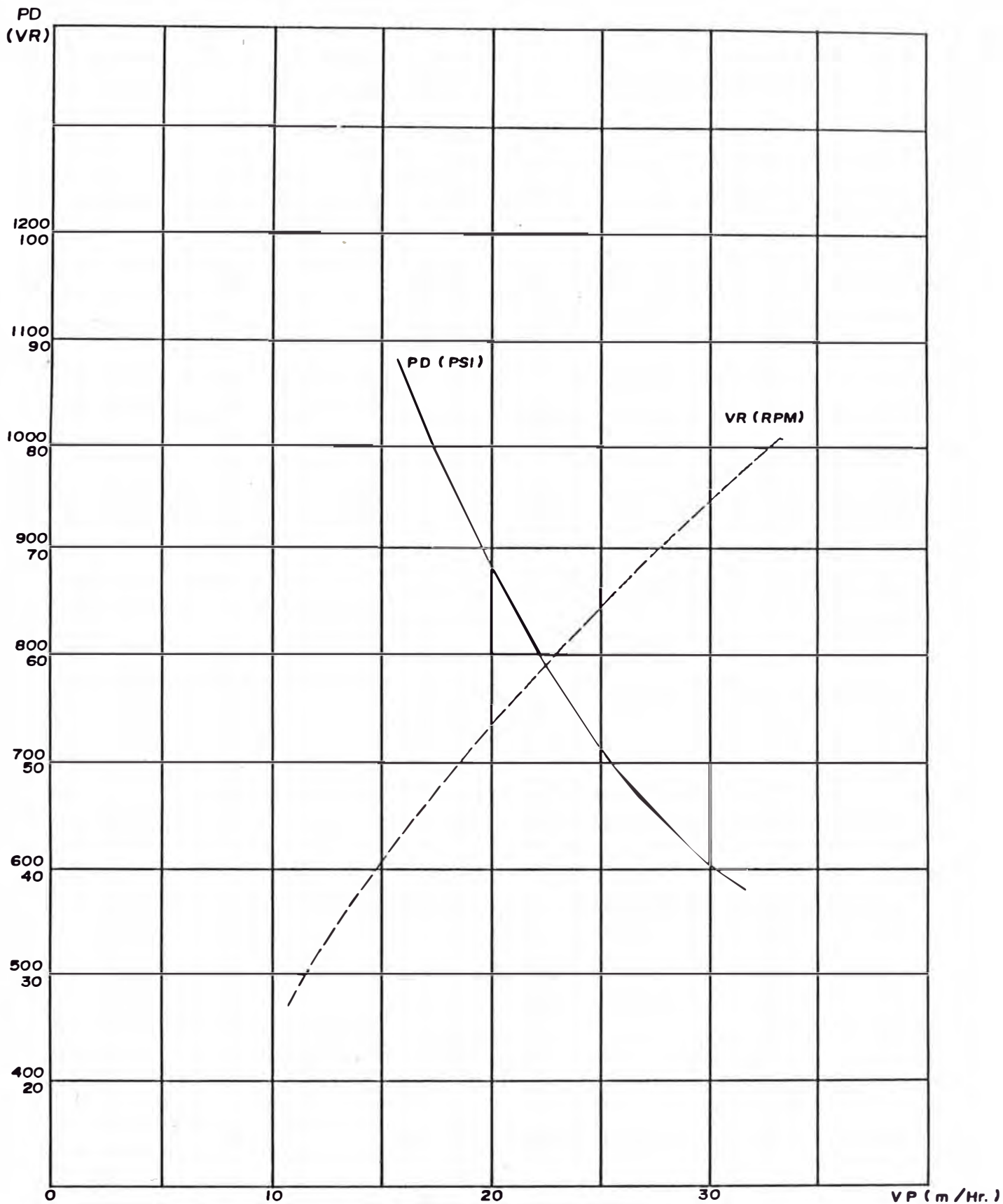
Como puede observarse en los cuadros anteriores, en cuanto a los parámetros de estudio notamos que no se sigue un criterio uniforme de perforación, esto se debe a que la operación de las máquinas perforadoras está basada principalmente en

la habilidad e inspiración de los perforistas y en menor grado en la ayuda que puedan aportar los supervisores.

Mediante este estudio esperamos conseguir guías de perforación en cuanto a presión hidráulica y velocidad de rotación, para trabajar con criterios técnicos y uniformes de tipo de roca.

A continuación pueden observarse los gráficos preliminares y compósito (gráficos N° 1, 2, 3 y 4).

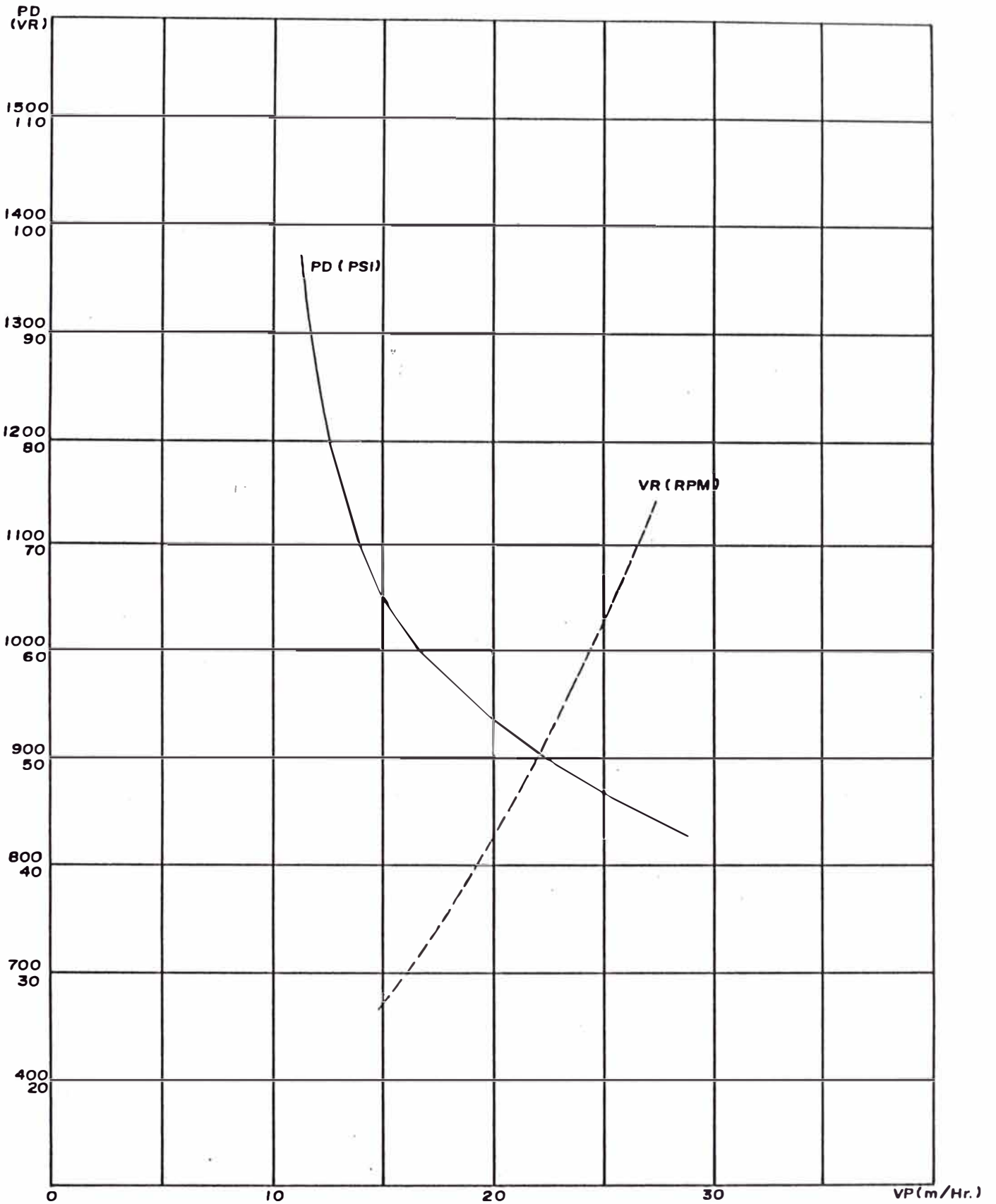
MONZONITA



PARAMETROS CONSTANTES

- BE. = 45-R
- Br. = HUGBESS HH-44 / HH-77
- Ø = 9 7/8"
- Ø₁ = 8 3/8"
- P₁ = 30 PSI
- % = 30/60

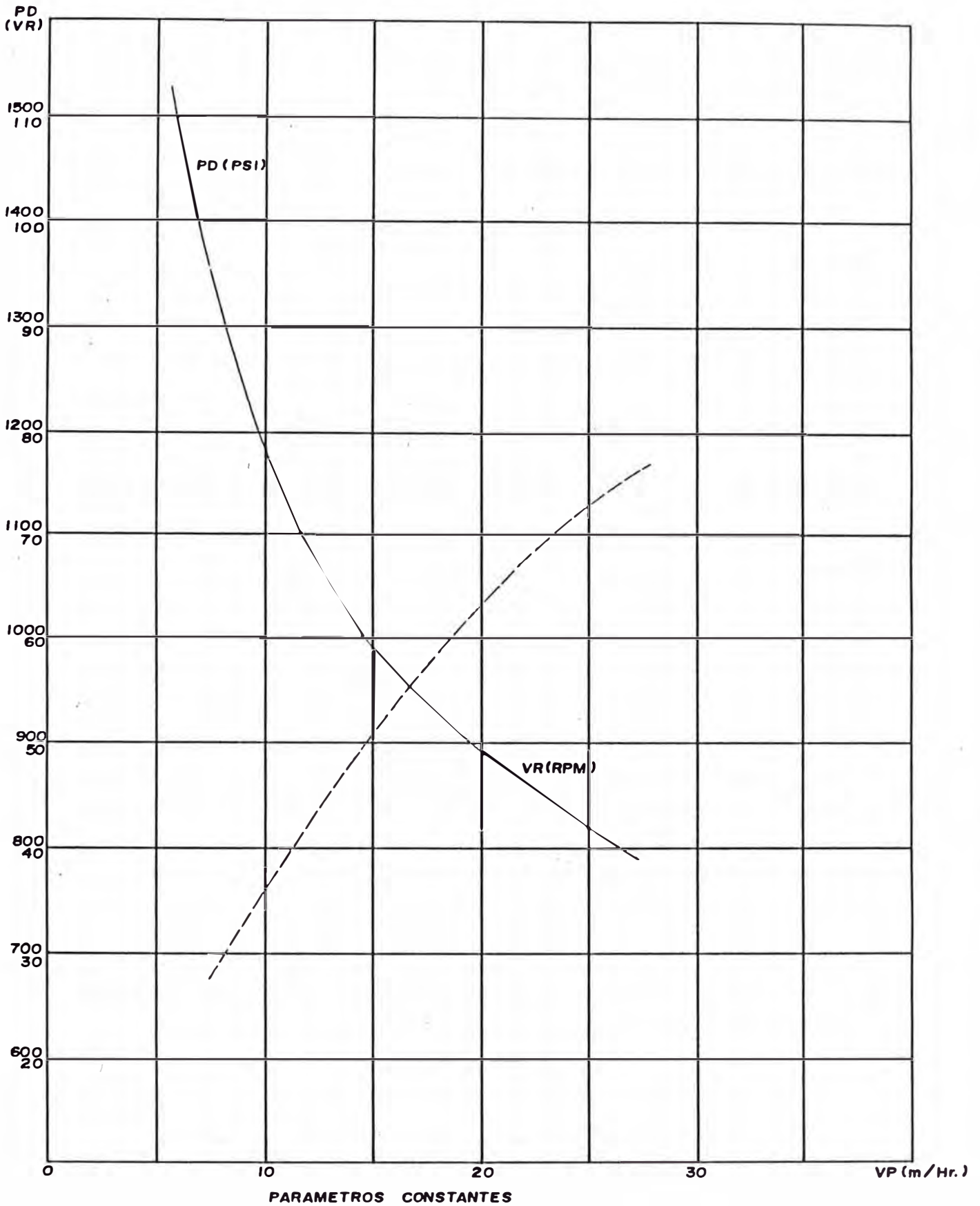
CALIZA



PARAMETROS CONSTANTES

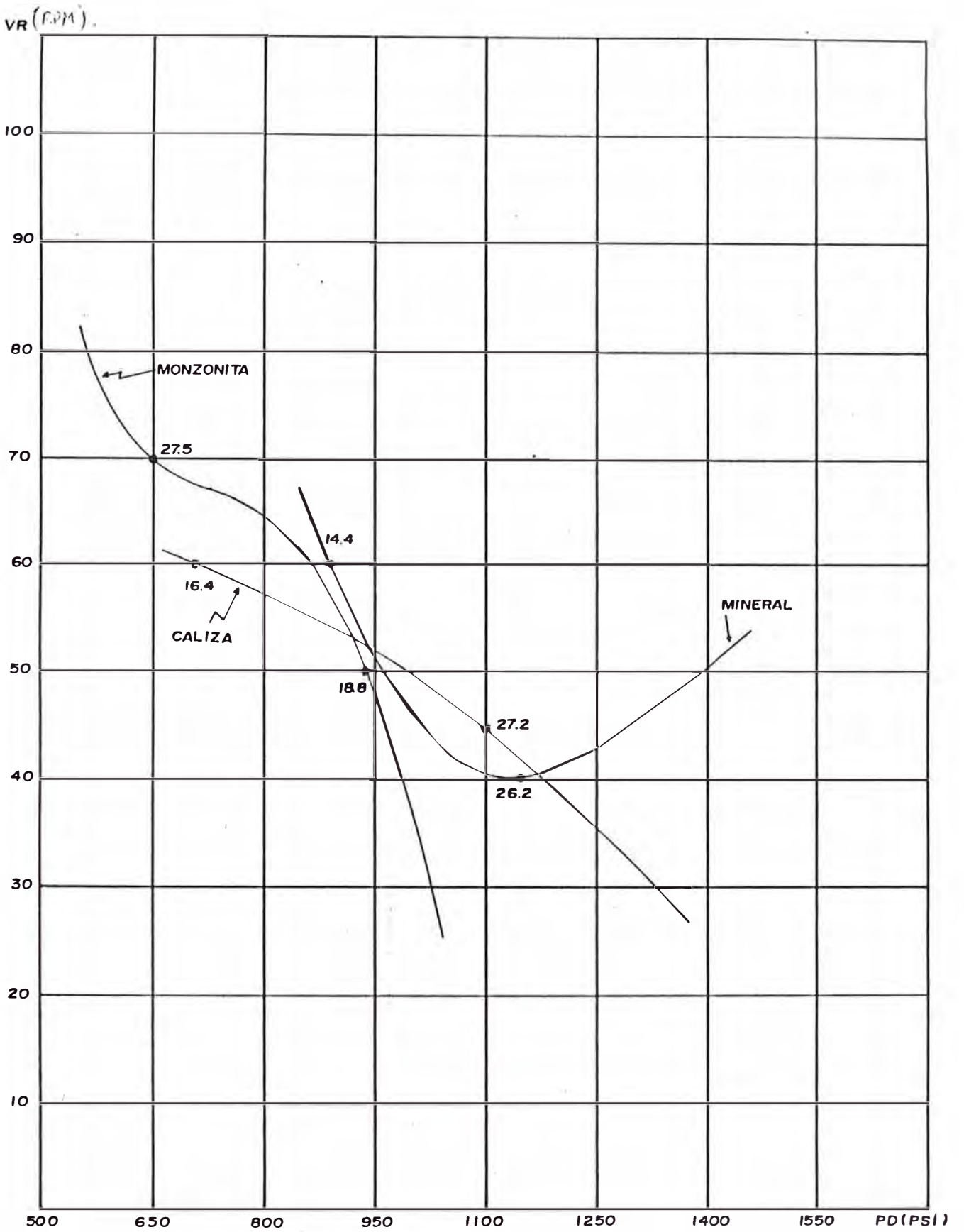
- BE = 45-R
- BF = HUGHES HH-44
- Ø = 8 7/8"
- Ø₁ = 8 5/8"
- P = 32 PSI
- % u = 40

GRANATITA (SKARN)



PARAMETROS CONSTANTES

BE. = 45-R
 Br. = HUGHES HH-44 /HH-77
 Ø = 9 7/8"
 Ø₁ = 8 5/8"
 P = 34 PSI
 %ϕ = 30/50



Los segmentos de curva óptimos por tipo de roca están comprendidos entre los parámetros que se muestran a continuación:

CUADRO IV

TIPO DE ROCA	PD (PSI)		VR (R.P.M.)		VP (mts/hora)	
	MAX	MIN	MAX	MIN	MAX	MIN
Mz	940	650	70	50	27.5	18.8
Cz	1100	710	65	45	27.5	16.4
Mn	1150	890	60	40	26.2	14.4

Finalmente de acuerdo a los reajustes realizados en las comparaciones podemos definir que los parámetros óptimos para cada tipo de roca son:

CUADRO V

TIPO DE ROCA	PARAMETROS OPTIMOS		
	PD (P.S.I.)	VR (R.P.M.)	VP (m. Hr)
Mz	875	60	23.2
Cz	1000	50	21.8
Mn	1075	45	15.4

2.7. VELOCIDAD DE PENETRACION. COMPARACION DE RESULTADOS

En la industria minera actualmente, imperan las perforadoras rotativas de gran tamaño. Las últimas perforadoras incluyen algunos adelantos para llevar a cabo una perforación automática.

El estudio realizado para optimizar la presión hidráulica y la velocidad de rotación según el tipo de formación geológica también nos ha permitido determinar las velocidades de penetración más altas posibles de alcanzar (Cuadro V, del análisis anterior). Dicho estudio está basado en observaciones de campo y análisis complementarios de datos. Sin embargo otros estudios llevados a cabo para determinar la performance de la perforadora rotativa, muestran que una buena relación puede ser obtenida entre la velocidad de penetración y el esfuerzo de compresión uniaxial de la roca.

Pruebas de campo con ciertos instrumentos adecuados también han indicado que la velocidad de penetración puede ser correlacionada linealmente con el peso por pulgada de diámetro de la broca y con la velocidad rotacional. Los resultados han dado la siguiente relación propuesta por Alan Bauer:

$$V_p = (61 - 28 \log S_c) (W/\phi) (RPM/300)$$

Donde:

V_p = Radio de penetración en pies/hora.

S_c = Esfuerzo de la compresión axial en miles de PSI.

W/ϕ = Peso por pulgada de diámetro de broca en miles de libras.

RPM = Revoluciones por minuto (velocidad de rotación).

De acuerdo a la relación anterior, considerando las propiedades físico-mecánicas de las rocas de Tintaya, obtenemos el siguiente cuadro:

ROCA	S_c (kg/cm ² -PSI*1000)	W/ϕ *1000(lb/peg)	RPM	V_p (pies/hora-m/hora)
MONIZONITA	725.26 - 10.30	6.0	54	35.25 - 10.74
SILICATO CALCAREO	532.70 - 7.56	6.0	60	43.68 - 13.31
GRANATITA	532.20 - 7.56	6.0	60	43.68 - 13.31
CALIZA	909.26 - 12.91	6.0	60	95.84 - 28.97
SKARN	354.45 - 5.03	5.4	60	44.66 - 13.61
ANDESITA	479.72 - 6.81	6.0	55	41.44 - 12.63

Seguidamente mostramos un cuadro comparativo de las velocidades de penetración obtenidas según estudio realizado con los datos de campo y la fórmula propuesta por A. Bauer:

	VP (m/hr)	
	ESTUDIO	FORMULA
MONZONITA	23.20	10.74
CALIZA	21.80	28.79
MINERAL SKARN	15.40	13.61
Promedio	20.10	17.77

Además de acuerdo a nuestras estadísticas en lo que respecta a la velocidad de penetración tenemos lo siguiente:

AÑO	VP (m/hr)
1986	15.28
1987	13.87
1988	14.47
1989	16.78
1990	17.83
1991	19.68
1992	19.80
Promedio	16.81

2.8. PERFORACION SECUNDARIA

La perforación secundaria consiste en perforar con el equipo adecuado los fragmentos sobre dimensionados, producidos en la voladura primaria. Además permite corregir los efectos de una voladura defectuosa cuando se producen los tiros cortados.

Para la perforación secundaria contamos con el siguiente equipo:

- 01 Track Drill Ingersoll Rand neumático con perforador modelo ECM-350. Esta máquina trabaja con barras de 10' x 1 1/2" y Brocas de 2 1/2" y de \varnothing .

01 Down Hole Drill (DHD) Ingersoll Rand con perforadora modelo ECM-350 y martillo neumático Bho-ler I2D8 \varnothing las barras son de 10' x 3", brocas de 4 1/8" de \varnothing .

Este equipo es usado también para disparos en límite final.

Estos equipos son accionados con compresores de aire de marca Ingersol Rand modelo XL900, de 900 CFM de capacidad a 150 PSI y 2,100 RPM. Además contamos con un compresor modelo XL600 de 600 CFM de capacidad a 110 PSI y 2,100 RPM.

2.9. EVALUACION ECONOMICA DE LA PERFORACION

2.9.1. COSTO DE PERFORACION PRIMARIA

2.9.1.1. Costo de Propiedad y Operación

1. Valor de Depreciación (perforadora BUCYRUS ERIE 45R) : 967,072 US\$

2. Costo de Propiedad.

$$\begin{aligned} \text{- Depreciación} &= \frac{\text{Valor Neto del Equipo}}{\text{Período de Deprec (h)}} \\ &= \frac{967072 \text{ \$}}{10 \text{ años}} \\ &= 13.3 \text{ \$/h} \end{aligned}$$

Disponibilidad = 83%

$$365 \text{ días} \times 0.83 \times 8 \text{ h} \times 3 \text{ g} = 7172 \text{ h/año}$$

- Intereses, Impuestos y Seguro.

$$\% \text{ Inversión total} = \frac{1}{2} \times \frac{n+1}{n} \times 100\%$$

n = años de depreciación = 10

$$\% \text{ Inver. Total} = 0.5 \times \frac{10+1}{10} \times 100\% = 55\%$$

$$\text{Inver. Promedio} = 96072 \times 55\% = 531889 \text{ US\$}$$

$$\begin{aligned} \text{Intereses, Impuestos y Seguros} &= \frac{531889 \times 16\%}{7271 \text{ h}} \\ &= 11.70 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

3. Costo de Operación

- Reparación y mantenimiento

Considerando la abrasividad de la roca en promedio medianamente dura.

$$\text{Repar. y Manten.} = \text{Inversión Promedio} \times Fc$$

Fc = % de acuerdo al tipo de roca

$$\text{Repar. y Manten.} = \frac{531,889 \times 60\%}{7,271} = 43.89 \text{ \$/h}$$

- Costo de Energía Eléctrica

$$\text{Consumo mensual perforadora} = 110.000 \text{ kWh}$$

$$\text{Consumo Anual} = 1'320.000 \text{ kWh}$$

$$\text{Costo de 1 kWh} = 0.06 \text{ \$}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo de Ener.} &= 1'320.000 \text{ kWh} \times 0.06 \text{ \$/kWh} \times \frac{1 \text{ año}}{7271} \\ &= 10.90 \text{ \$/h} \end{aligned}$$

- Aceites, Grasas y Filtros

$$\begin{aligned} \text{Aceite} &= \frac{75 \text{ gl/mes} \times 12 \text{ meses/año} \times 8.5 \text{ \$/gl}}{3,000 \text{ h}} \\ &= 2.55 \text{ \$/h} \end{aligned}$$

$$\text{Grasa} = \frac{110 \text{ lb/mes} \times 12 \text{ meses/año} \times 2\$/\text{lb}}{3.000 \text{ h}}$$
$$= 0.90 \text{ \$/h}$$

$$\text{Filtro} = \frac{900 \text{ \$}}{3.000 \text{ h}} = 0.30 \text{ \$/h}$$

Total Aceite, Grasa y Filtro = 3.75 \\$/h

- Costo de Mano de Obra

Operador de Bucyrus	14.0 \\$/guardia
Ayudante de Bucyrus	11.0 \\$/guardia

	25.0 \\$/guardia
100% leyes sociales	25.0

	50.0 \\$/guardia
Costo por Hora	= 6.25 \\$/h

4. Accesorios de Perforación Primaria

Barrenos	\\$ 2,655.0
Adaptadores	\\$ 695.0
Estabilizadores	\\$ 1,259.0
Guiadores	\\$ 1,669.0

	\\$ 6,278.0

horas promedio de operación : 1,855.17 horas.

$$\text{Luego : } \frac{6,278.0}{1,855.17} = 3.38 \text{ \$/h}$$

Resumiendo :

Costo de Propiedad y Operación :

- Costo de propiedad (Deprec.+Inter.)	25.00\$/h
- Reparación y Mantenimiento	43.89
- Costo de Energía Eléctrica	10.90
- Aceite, grasas y filtros	3.75
- Mano de obra	6.25
- Accesorios de Perforación	3.38

- Costo de perforadora	93.17\$/h

2.9.1.2. Costo por Metro Perforado y Tonelada

$$Q_c = \frac{B + (E * T)}{M}$$

$$Q_c = \frac{B}{M} + E \left(\frac{T}{M} \right) = \frac{B}{M} + \frac{E}{V}$$

Donde:

Qc = Costo Total por metro perforado en U \$/m.

B = Costo Total de broca puesta en operación (U\$).

E = Costo Horario de perforadora (U\$/h)

T = Tiempo de Perforación de Broca (Horas)

M = Metros perforados por la broca

V = Velocidad de Penetración en m/h

Luego: en promedio para las brocas HUGHES HH-44 y

HH-77 usadas en Tintaya, tenemos :

- Metros perforados : 3,600.0
- Velocidad de penetración : 19.0 m/h
- Costo de la broca : 3,904.6 U\$ (incluye costo de reforzamiento)
- Costo de perforación : 5.97 \$/m
- Tonelaje quebrado por metro (estadísticamente): 105 TM.
- Costo de perforación primaria por tonelada: 0.057 \$/TM.

2.9.2. COSTO DE PERFORACION SECUNDARIA

2.9.2.1. Costo de Propiedad y Operación

1. Valor de Depreciación (Track Drill + Compresora)

Track Drill :	\$	65,650
Compresora :	\$	<u>51,625</u>
Total	\$	117,275

2. Costo de Propiedad

$$\begin{aligned} \text{- Depreciación} &= \frac{\$ 117,275}{5 \text{ años}} \\ &= \frac{117,275 \$}{11,680 \text{ h}} \\ &= 10.04 \text{ \$/h} \end{aligned}$$

% Disponibilidad = 80%

365 días/año * 0.8 * 8 h/día = 2,336 hrs/año

- Intereses, Impuestos y Seguros

$$\begin{aligned} \% \text{ Inversión total} &= \frac{1}{2} * \frac{n+1}{n} * 100\% \\ &= 0.5 * 6/5 * 100\% = 60\% \end{aligned}$$

$$\text{Inversión Promedio} = 117,275 * 0.60 = 70,365 \$$$

$$\begin{aligned} \text{Intereses Impuestos y Seguros} &= \frac{70,365 * 0.16}{2,366} \\ &= 4.82 \$/h \end{aligned}$$

3. Costo de Operación

- Reparación y Mantenimiento = Inversión promedio * fc
fc : porcentaje de acuerdo al tipo de roca = 60%

$$\begin{aligned} \text{Reparación y Mantenimiento} &= \frac{70,365 * 60\%}{2,336} \\ &= 18.07 \$/h \end{aligned}$$

- Lubricantes y Combustibles

$$\text{Lubricantes y grasa Track Drill} = 721\$/\text{mes} = 3.70\$/h$$

$$\text{Lubricantes y grasa Compresora} = 265\$/\text{mes} = 1.36\$/h$$

$$\begin{aligned} \text{Petróleo } 5.27 \text{ gl/h} * 1.25 \$/\text{gl} &= 1,500\$/\text{mes} = 6.59\$/h \\ &\underline{\hspace{10em}} \\ &= 11.65\$/h \end{aligned}$$

- Costo de Mano de Obra

Operador Track Drill	12.5 \$/guardia
Ayudante Track Drill	11.0 \$/guardia
	<u>23.5</u>

2.9.2.2. Costo por Metro Perforado y Tonelada para Brocas de 2 1/2", 3" y 4 1/8" de diámetro

$$Q_c = \frac{B}{M} + \frac{E}{V}$$

Donde :

Q_c = Costo por metro perforado \$/m

B = Costo de broca puesta en operación \$

M = Metros perforados por broca

E = Costo de perforadora \$/h

V = Velocidad de penetración m/h.

Para Brocas de 2 1/2" de Diámetro

- Metros perforados = 420.0 m
- Velocidad de penetración = 6.2 m/h
- Costo de Broca = \$ 70.0
- Costo de Perforadora (TD) = 51.24 \$/h

$$Q_c = \frac{70.0}{420.0} + \frac{51.24}{6.20} = 8.43 \text{ $/m}$$

- Tonelada quebrada por metro : 10.7 Tm/m

- Costo de perforación por tonelada:

$$\frac{8.43}{10.7} = 0.79 \text{ $/TM}$$

Para Brocas de 3" de Diámetro

- Metros perforados = 460.0 m
- Velocidad de penetración = 6.2 m/h
- Costo de broca = \$ 73.6
- Costo de perforadora (TD) = 51.24 \$/h

$$Q_c = \frac{73.6}{460.0} + \frac{51.24}{6.20} = 8.42 \text{ \$/m}$$

- Tonelada quebrada por metro : 10.7 Tm/m
- Costo de perforación por tonelada :

$$\frac{8.42}{10.7} = 0.79 \text{ \$/TM}$$

Para Brocas de 4 1/8" de Diámetro

- Metros perforados = 630.0 m
- Velocidad de penetración = 6.85 m/h
- Costo de broca = \$ 332.5
- Costo de perforadora (DHD) = 57.62 \$/h

$$Q_c = \frac{332.5}{630.0} + \frac{57.62}{6.85} = 8.94 \text{ \$/m}$$

- Tonelada quebrada por metro : 14.3 Tm/m
- Costo de perforación por tonelada :

$$\frac{8.94}{14.3} = 0.63 \text{ \$/TM}$$

2.9.3. COSTO TOTAL DE PERFORACION

Costo de perforación primaria	\$ 21,545.0
- Costo de perforación secundaria con broca de 2 1/2"	\$ 3,540.6
Costo de perforación secundaria con broca de 3"	\$ 3,873.2
Costo de perforación secundaria con broca de 4 1/8"	\$ 5,632.2
Costo total de perforación:	\$ 34,610.0
- Metros perforados	3,600.0
Costo por metro perforado	\$ 9.614
Tonelaje quebrado por metro	105.0
Costo total de perforación por TM \$	0.091

CAPITULO III

ANALISIS DE LA VOLADURA DE ROCAS

3.1. INTRODUCCION

La voladura de rocas es la operación unitaria más importante dentro de las operaciones de minado, ya que de ella depende la eficiencia de las operaciones de carguío y acarreo, para lograr una mayor producción y productividad. La voladura de rocas en Tintaya, tiene sus dificultades por la abundante presencia de agua en los taladros. Esta presencia de agua se debe a las corrientes subterráneas y a las filtraciones, producto de las precipitaciones pluviales. Sin embargo a pesar de esta presencia de agua, se han logrado resultados técnico-económicos satisfactorios para nuestras operaciones; empleando explosivos tales como el Anfo, Anfo aluminizado y Slurry.

El anfo aluminizado tiene un análisis especial ya que su introducción desde el año 1989 ha reducido los costos de voladura muy favorablemente para Tintaya, con excelentes resultados.

Dentro del diseño de la voladura de rocas en Tintaya, se han tenido en cuenta los tres parámetros principales como son:

- Tipo de roca
- Explosivo
- Geometría del disparo

3.1.1. TIPOS DE ROCA. Propiedades

Las rocas clasificadas para la voladura son:

- 1.- Monzonita
- 2.- Silicato Calcareo
- 3.- Granatita
- 4.- Caliza
- 5.- Skarn
- 6.- Andesitas

Sin embargo en la mina los tipos de roca predominantes son:

TIPO DE ROCA	DENSIDAD (gr/cc)	ESFUERZO TENSIVO DINAMICO (kg/cm ²)	% PRESENCIA EN EL TAJO
Monzon. alterada	2.53	207	20%
Monzon. fresca	2.56	210	55%
Caliza	2.69	223	15%
Granatita (Skarn)	3.06	250	20%

3.1.2. EXPLOSIVOS. Características

Los explosivos usados en Tintaya son:

- AN/FO.- Mezcla de nitrato de amonio y petróleo en la proporción de 94% y 6% respectivamente.
- AL/AN/FO.- Mezcla de nitrato de amonio, petróleo y aluminio. En este caso empleamos el AN/FO aluminizado de la siguiente composición en peso:
Nitrato de amonio = 87.5%
Aluminio = 10.0%
Petróleo = 2.5%
- SLURRIES.- Son explosivos de base acuosa, de consistencia más o menos viscosa, según tipo o grado. También se le denomina papillas explosivas.

A continuación podemos observar un cuadro con las características más importantes de los explosivos determinados por la teoría hidrodinámica:

EXPLOSIVO	DENSIDAD (gr/c.c.)	VELOCIDAD DE DETONACION (m/seg)	PRESION DE DETONAC. (K bar)	ENERGIA (Kcal/kg)	RESIST. AGUA
AN/FO	0.85	4,689.8	49.86	904.2	MALA
AL/AN/FO (10%AL)	0.93	5,253.8	67.52	1,288.9	MALA
SLURRY 40(EXSA)	1.20	5,000.0	68.00	1,340.0	BUENA
SLURRY 60(EXSA)	1.22	5,200.0	72.00	1,420.0	BUENA

Accesorios de Voladura.

Los accesorios de voladura usados en Tintaya son:

- Cordones detonantes 5PE (línea descendente) y 5P (línea troncal), de la firma FAMESA. Además el 3P para el amarre en disparos secundarios.

Iniciadores, usamos el BOOSTER M-5 de FAMESA y el PRIMAGEL DE EXSA.

Retardadores de Cordón Detonante, nos permite dar la secuencia y dirección de los disparos primarios. Usamos de 17.35 y 50 milisegundos.

Guía de Seguridad y Fulminante N° 06. Estos accesorios se usan para dar inicio a la voladura primaria y/o secundaria.

Además usamos la dinamita SEMEXSA 45 de EXSA, para la voladura secundaria.

3.1.3. GEOMETRIA DE LA VOLADURA

El diseño de la geometría de la voladura desde el inicio de las operaciones se basó en la teoría de Richard Ash. Sin embargo durante el año 1992, se han realizado varias pruebas usando la ecuación de PEARSE para determinar las mallas óptimas de perforación.

La fórmula propuesta por PEARSE es la siguiente:

$$R = B = \frac{K}{12} \sqrt{\frac{P2}{std}} \quad D$$

Donde:

R = Radio Critico

B = Burden (m)

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca : ésta varía entre 0.7 y 1.0. Para la mayoría de las rocas es un promedio de 0.8.

D = Diámetro del taladro en pies.

P2 = Presión de detonación de la mezcla explosiva (psi).

std = Resistencia tensiva dinámica de la roca (psi).

En el caso de Tintaya usamos los explosivos ANFO y SLURRY. El AL/AN/FO tiene un análisis especial.

Los parámetros para aplicar la fórmula de PEARSE son:

ROCA	std(psi)
Monz. Alt	40.75
Monz. Fres.	49.86
CALIZA	64.56
SKARN	70.26

EXPLOSIVO	P2(psi)
ANFO	721,653.5
SLURRY	1'012,788.0

$$D = 9 \frac{7}{8} \text{ pulg.} = 0.8229 \text{ pies.}$$

Luego, calculando el burden para cada tipo de roca usando solamente ANFO Y SLURRY :

ROCA	B(m)	
	ANFO	SLURRY
Monz. Alt	7.3	8.6
Monz. Fres.	6.6	7.8
CALIZA	5.8	6.9
SKARN	5.6	6.6

De acuerdo a estos resultados y teniendo en cuenta que no es económico usar explosivos de alto costo como el slurry en toda la columna de carga, es que se ha promediado la malla de perforación usando el slurry como carga de fondo solamente para la roca que lo requiera. Las evaluaciones de campo y la presencia de agua en algunos sectores, nos ha permitido analizar estas mallas promedio logrando que las mallas óptimas para distintas condiciones del tajo.

Estas mallas óptimas en resumen son:

BANCO DE 10 METROS

A) ZONA SECA

ROCA	MALLA (m x m)
Monzonita alterada	7.0 x 7.0
Monzonita fresca	6.5 x 6.5

Caliza	6.0 x 6.0
Granatita	5.5 x 5.0

B) ZONA CON AGUA (Altura promedio de agua = 4 m).

ROCA	MALLA (m x m)
Monzonita alterada	6.5 x 6.0
Monzonita fresca	6.0 x 6.0
Caliza	6.0 x 5.5
Granatita	5.0 x 4.5

BANCO DE 15 METROS

A) ZONA SECA

ROCA	MALLA (m x m)
Monzonita alterada	7.0 x 7.0
Monzonita fresca	7.0 x 6.5
Caliza	6.0 x 6.0
Granatita	6.0 x 6.0

B) ZONA CON AGUA (Altura Promedio de Agua = 6 m).

ROCA	MALLA (m x m)
Monzonita alterada	7.0 x 6.0
Monzonita fresca	6.0 x 6.0
Caliza	5.5 x 5.5
Granatita	5.5 x 5.5

La sobre perforación en el caso de bancos de 10 metros es de 2.5 metros y para bancos de 15 metros es

de 3.0 metros.

3.2. INTRODUCCION DEL ANFO ALUMINIZADO EN LA VOLADURA DE ROCAS EN TINTAYA

3.2.1. INTRODUCCION

Desde el inicio de las operaciones de minado Tintaya (1983) y teniendo en cuenta el nivel freático alto en los distintos bancos, se han empleado los explosivos ANFO y SLURRY; combinándose ambos de acuerdo a las condiciones de roca y presencia de agua en el taladro. Asimismo se estuvo usando el slurry como carga de fondo inclusive en zonas secas donde su uso era necesario e imprescindible.

En 1989 se iniciaron las pruebas para introducir el ANFO ALUMINIZADO en reemplazo del slurry en las zonas secas. Esto con el objetivo de bajar los costos de voladura y mejorar los resultados. Estas pruebas consistieron en la ejecución de disparos primarios variando el contenido de aluminio en el ANFO, según los tipos de roca a dispararse. Los resultados fueron muy satisfactorios por lo que el uso del AL/ANFO (10% Al) se estandarizó en 1990 y a la fecha continuamos empleando este explosivo, habiéndose mejorado más aún los rendimientos de voladura.

3.2.2. REAJUSTE DE MALLAS DE PERFORACION SEGUN PEARSE USANDO EL AL/ANFO

El anfo aluminizado además de habernos permitido:

- Reemplazar al slurry 40 y 60 (como carga de fondo) en las zonas secas con excelentes resultados.
- Reducir el costo total de voladura ya que es mucho más económico que el slurry.

También nos ha permitido reajustar nuestras mallas de perforación en base a lo previsto por la fórmula de PEARSE.

Las mallas de perforación reajustadas según PEARSE empleando AL/ANFO son las siguientes:

$$B = \frac{K}{12} \sqrt{\frac{P2}{std}} \quad D$$

Donde:

$$K = 0.8$$

$$D = 0.8229 \text{ pies}$$

$$P2 = 976,972.62 \text{ psi}$$

Luego:

ROCA	B(m) AL/ANFO	B(M)*
Monz. Alt	8.5	7.90
Monz. Fres.	7.7	7.15
CALIZA	6.7	6.25
SKARN	6.5	6.05

*B = Burden Promedio (ANFO y AL/ANFO) según PEARSE.

El burden promedio estimado por PEARSE por el AL/ANFO es ligeramente mayor que el obtenido en base a las evaluaciones de campo. Por lo tanto continúan en evaluación.

3.2.3. CARGA DE FONDO Y CARGA DE COLUMNA

La determinación de los kilogramos de carga de fondo (Anfo-Aluminizado o Slurry) y la carga de columna (ANFO), está basado en la fórmula proporcionada por ATLAS POWER COMPANY.

$$H_{cf} = (0.3 - 0.6) \text{ Bourden} + \text{Sobreperforación.}$$

Donde:

H_{cf} = altura de la carga de fondo (m)

S_p = Sobreperforación (m)

S_p = (0.2 - 0.5) x Bourden

B = Bourden (m)

Si tomamos los factores menores de las relaciones anteriores tenemos:

$$H_{cf} = 0.3B + S_p$$

$$H_{cf} = 0.3B + 0.2B = 0.5B$$

Luego la altura de la carga de fondo para cada tipo de roca será :

<u>ROCA (zona seca)</u>	<u>Hcf (m)</u>
Caliza	3.00
Granatita	2.50

<u>ROCA (zona con agua)</u>	<u>Hcf (m)</u>
Monzonita alterada	3.00
Monzonita Fresca	3.00
Caliza fresca	2.75
Granatita	2.75

3.2.4. DENSIDAD DE CARGA DE LOS EXPLOSIVOS

La concentración lineal de carga de explosivo por metro de taladro puede determinarse así:

$$L_b = 0.07854 \varphi^2 \times d_e$$

Donde:

L_b = Densidad lineal de carga (kg/m)

φ = diámetro del explosivo (cm)

d_e = densidad del explosivo (gr/cc)

De acuerdo a esta relación se construye el siguiente cuadro:

(Caso Tintaya)

EXPLOSIVO	DENSIDAD DE CARGA (kg/m)	DIAMETRO DE TALADRO (pulg)	OBSERVACIONES
AN/FO	42.00	9 7/8	Taladro sin agua
	27.56	8	Taladro con (anfo en manga de polietileno de 8")
AL/AN/FO (10% Al)	45.95	9 7/8	
SLURREX40	38.91	8	
SLURREX60	39.56	8	

Combinando los cuadros anteriores de Altura de carga de Fondo (Hcf) y Densidad de carga de los Explosivos (Lb) usadas en Tintaya, obtenemos el siguiente cuadro que nos muestra los kilogramos de explosivos que deben usarse teóricamente como carga de fondo; según el tipo de roca y la presencia de agua en los taladros.

ZONA SECA

ROCA	CARGA DE FONDO (kg) ANFO ALUMINIZADO
Caliza	137.85
Granatita	114.88

ZONA CON AGUA

ROCA	CARGA DE FONDO (kg)	
	SLURREX 40	SLURREX 60
Monzonita Alterada	116.73	-
Monzonita Fresca	116.73	-
Caliza	-	108.79
Granatita	-	108.79

Los resultados obtenidos en el campo indican que los valores teóricos estimados como carga de fondo son un poco altos. Los valores realmente alcanzados son los siguientes:

ZONA SECA

ROCA	CARGA DE FONDO (kg)	
	ANFO ALUMINIZADO	
	BANCO 10 m.	BANCO 15 m.
Monzonita Fresca	50	50
Caliza	100	150
Granatita	100	150

ZONA CON AGUA

ROCA	CARGA DE FONDO (kg)			
	SLURREX 40		SLURREX 60	
	Bco. 10m	Bco. 15m	Bco. 10m	Bco. 15m
Monzonita Alterada	50.0	75.0	--	--
Monzonita Fresca	50.0	75.0	--	--
Caliza	--	--	100.0	150.0
Granatita	--	--	100.0	150.0

3.2.5. DETERMINACION DE LOS FACTORES DE CARGA

La determinación de los factores de carga está relacionada directamente a la resistencia al esfuerzo de tensión de la roca. La siguiente expresión matemática trata de calcular el factor de carga por tipo de roca; sin embargo este dato solamente sirve de base para optimizarlo en función a los resultados obtenidos en el campo.

Entonces:

$$F = 4.05 * 10^3 \pi \text{ de } (\delta t / PD)^{1.5}$$

Donde:

F = Factor de carga (kg de explosivo por metro cúbico de roca a romper).

de = Densidad promedio de explosivo (gr/cc)

δt = Resistencia al esfuerzo de tensión de la roca
(kg/cm²)

PD = Presión de detonación promedio kg/cm²

Para la estimación de los factores de carga de los tipos de roca de Tintaya, tomamos la siguiente información:

de = 0.95 gr/cc, PD = 29,418 kg/cm²

<u>TIPO DE ROCA</u>	<u>δT (kg/cm²)</u>
SKARN	45.82
CALIZA	43.92
MONZONITA	42.02

Luego:

<u>TIPO DE ROCA</u>	<u>F (kg/m³)</u>
SKARN	0.74 \approx 0.75
CALIZA	0.69 \approx 0.70
MONZONITA	0.65 \approx 0.65

Sin embargo de acuerdo a los resultados obtenidos en el campo, los factores optimizados son los siguientes:

<u>TIPO DE ROCA</u>	<u>F (kg/m³)</u>
SKARN	0.75
CALIZA	0.65
MONZONITA	0.55

3.2.6. ANALISIS DE RENDIMIENTO DE VOLADURA

En los siguientes cuadros podremos observar los rendimientos de voladura, para los diferentes tipos de roca presentes en Tintaya. Los factores de carga usados para estos tipos de roca son:

ROCA*	FACTOR DE CARGA
MONZ. ALT.	0.45
MONZ. FRES.	0.55
CALIZA	0.65
SKARN	0.75

RENDIMIENTO DE VOLADURA

BANCO DE 10 METROS

A) ZONA SIN AGUA

∅ TALADRO = ∅ CARGA = 9 7/8" (Buen acoplamiento)

PROFUNDIDAD DE TALADRO = 12.5 METROS

CUADRO N° 1

ROCA	MALLA (m x m)	METROS CUBICOS	TONELAJE QUEBRADO (*)	FACTOR (kg/m ³)	EXPLOSIVOS (kg)		CARGA TOTAL (kg)	FACTOR DE CARGA (kg/TM)	FACTOR DE PERFORACION (TM/m)
					ANFO	AL/ANFO (\$/TM)			
MONZ. ALTER.	7.0 X 7.0	490.0	1,673.6	0.45	220.5	--	220.5	0.132	128.7
MONZ. FRES.	6.5 X 6.5	422.5	1,460.2	0.55	182.4	50.0	232.4	0.159	112.3
CALIZA	6.0 X 6.0	360.0	1,307.3	0.65	134.0	100.0	234.0	0.179	100.6
GRANATITA	5.5 X 5.0	275.0	1,136.0	0.75	106.3	100.0	206.3	0.189	97.4

B) ZONA CON AGUA

∅ TALADRO = 9 7/8"

∅ CARGA = 8" (Manga = desacoplamiento)

PROFUNDIDAD DE TALADRO = 12.5 METROS

ALTURA PROMEDIO DE AGUA = 4 m.

CUADRO N° 2

ROCA	MALLA (m x m)	METROS CUBICOS	TONELAJE QUEBRADO (*)	FACTOR (kg/m ³)	EXPLOSIVOS (kg)			CARGA TOTAL (kg)	FACTOR DE CARGA (kg/TM)	FACTOR DE PERFORACION (TM/m)
					ANFO	SLURREX 40	SLURREX 60			
MONZ. ALTER.	6.5 x 6.0	390.0	1,332.0	0.45	125.5	50.0	--	175.5	0.132	102.5
MONZ. FRES.	6.0 x 6.0	360.0	1,244.2	0.55	148.0	50.0	--	198.0	0.159	95.7
CALIZA	6.0 x 5.5	330.0	1,198.4	0.65	114.5	--	100.0	214.5	0.129	92.2
GRANATITA	5.0 x 4.5	225.0	929.5	Taco=5.8m	104.7	--	100.0	204.7	0.220	71.5

(*) Se considera un factor de sobrerrotura igual a 35%

BANCO DE 15 METROS

A) ZONA SIN AGUA

φ TALADRO = φ CARGA = 9 7/8" (Buen acoplamiento)

PROFUNDIDAD DE TALADRO = 18.0 METROS

CUADRO N° 3

ROCA	MALLA (m x m)	METROS CUBICOS	TONELAJE QUEBRADO (*)	FACTOR (kg/m ³)	EXPLOSIVOS (kg)		CARGA TOTAL (kg)	FACTOR DE CARGA (kg/TM)	FACTOR DE PERFORACION (TM/m)
					ANFO	AL/ANFO (\$/TM)			
MONZ. ALTER.	7.0 x 7.0	735.0	2,510.4	0.45	330.8	--	330.8	0.132	139.5
MONZ. FRES.	6.5 x 6.5	682.5	2,358.7	0.55	325.4	50.0	375.4	0.159	131.0
CALIZA	6.0 x 6.0	540.0	1,961.0	0.65	201.0	150.0	351.0	0.179	108.9
GRANATITA	5.5 x 5.0	540.0	2,230.7	0.75	255.0	150.0	405.0	0.191	123.9

B) ZONA CON AGUA

φ TALADRO = 9 7/8"

φ CARGA = 8" (Manga = desacoplamiento)

PROFUNDIDAD DE TALADRO = 18.0 METROS

ALTURA PROMEDIO DE AGUA = 6 m.

CUADRO N° 4

ROCA	MALLA (m x m)	METROS CUBICOS	TONELAJE QUEBRADO (*)	FACTOR (kg/m ³)	EXPLOSIVOS (kg)			CARGA TOTAL (kg)	FACTOR DE CARGA (kg/TM)	FACTOR DE PERFORACION (TM/m)
					ANFO	SLURREX 40	SLURREX 60			
MONZ. ALTER.	7.0 x 6.0	630.0	2,151.8	0.45	208.5	75.0	--	283.5	0.132	119.5
MONZ. FRES.	6.0 x 6.0	540.0	1,866.2	0.55	222.0	75.0	--	297.0	0.159	103.7
CALIZA	5.5 x 5.5	453.8	1,648.0	0.65	145.0	--	150.0	295.0	0.179	91.6
GRANATITA	5.5 x 5.5	453.8	1,974.6	Taco=6.4m	190.3	--	150.0	340.3	0.191	104.1

(*) Se considera un factor de sobrerrotura igual a 35%

TALADROS TOTALMENTE INUNDADOS DE AGUA

A) BANCO = 10 m

Ø TALADRO = Ø CARGA = 9 7/8"

PROFUNDIDAD DE TALADRO = 12.0 METROS

CUADRO N° 5

ROCA	MALLA (m x m)	METROS CUBICOS	TONELAJE QUEBRADO (*)	FACTOR (kg/m ³)	EXPLOSIVOS (kg)		CARGA TOTAL (kg)	FACTOR DE CARGA (kg/TM)	FACTOR DE PERFORACION (TM/m)
					SLURREX 40	SLURREX 60			
MONZ. ALTER.	6.5 x 6.0	390.0	1,332.0	0.50	195.0	--	195.0	0.146	111.0
MONZ. FRES.	6.0 x 6.0	360.0	1,244.2	0.60	216.0	--	216.0	0.174	103.7
CALIZA	6.0 x 5.5	330.0	1,198.4	0.70	131.0	100.0	231.0	0.193	99.9
GRANATITA	5.0 x 5.0	250.0	1,032.8	0.80	100.0	100.0	200.0	0.194	86.1

B) BANCO = 15 m

Ø TALADRO = Ø CARGA = 9 7/8"

PROFUNDIDAD DE TALADRO = 17.5 METROS

CUADRO N° 6

ROCA	MALLA (m x m)	METROS CUBICOS	TONELAJE QUEBRADO (*)	FACTOR (kg/m ³)	EXPLOSIVOS (kg)		CARGA TOTAL (kg)	FACTOR DE CARGA (kg/TM)	FACTOR DE PERFORACION (TM/m)
					SLURREX 40	SLURREX 60			
MONZ. ALTER.	6.5 x 6.0	585.0	1,998.1	0.50	292.5	--	292.5	0.146	114.2
MONZ. FRES.	6.0 x 6.0	540.5	1,866.2	0.60	324.0	--	324.0	0.174	106.6
CALIZA	6.0 x 5.5	495.0	1,797.6	0.70	346.5	150.0	346.5	0.193	102.7
GRANATITA	5.0 x 5.0	375.0	1,549.1	0.80	300.0	150.0	300.0	0.194	88.5

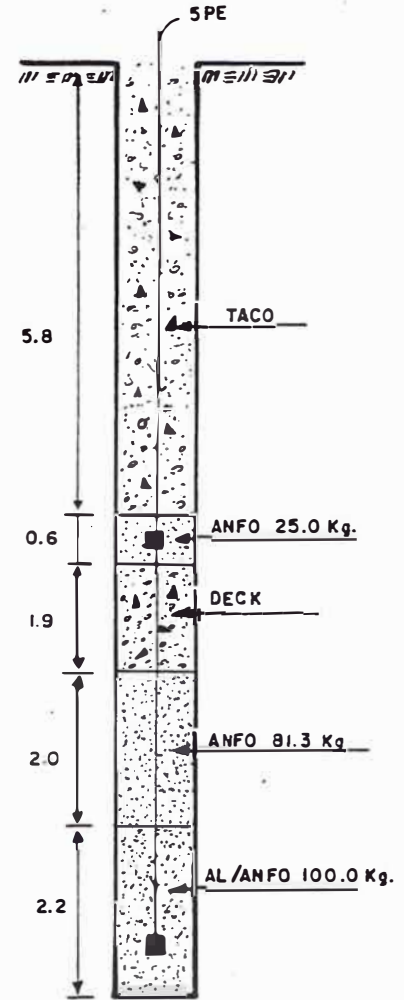
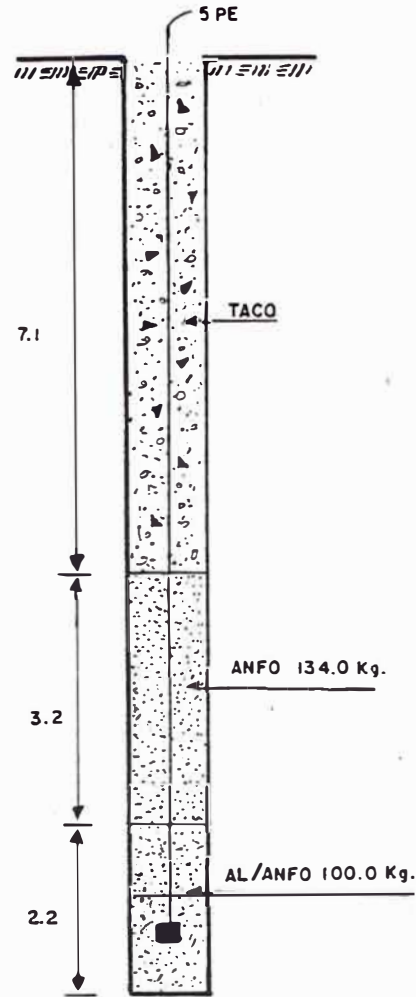
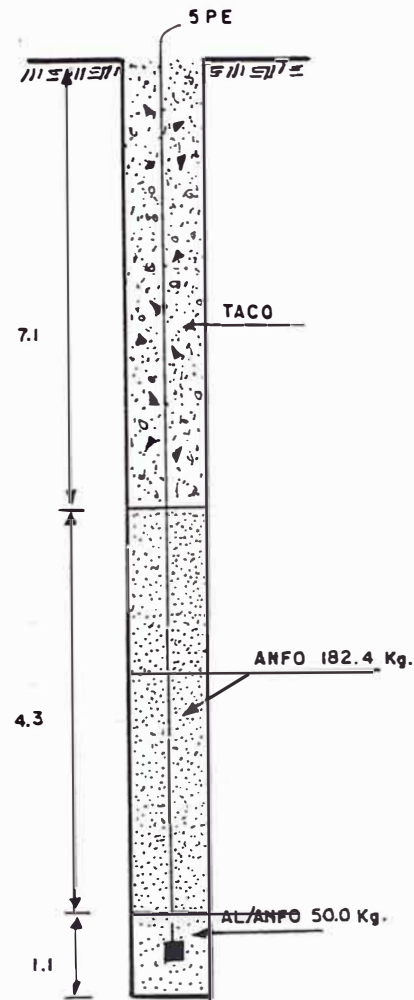
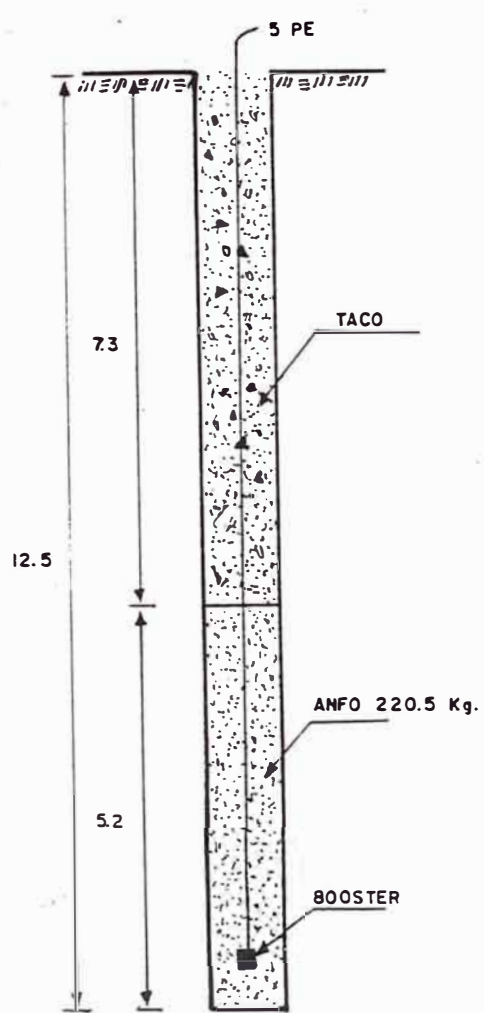
(*) Se considera un factor de sobrerrotura igual a 35%

3.2.7. DISEÑOS DE CARGA DE LOS TALADROS PARA UN DISPARO PRIMARIO

A continuación podemos observar los diseños de carga de los taladros para un disparo primario, teniendo en cuenta los resultados obtenidos en los cuadros de rendimiento y las densidades de carga explosiva de acuerdo al diámetro de la misma.

En el caso de los taladros totalmente inundados de agua se ha variado la malla de perforación de acuerdo a los resultados de campo, así como la profundidad del taladro.

ALTURA DE BANCO = 10 m.



ROCA = MONZONITA ALTERADA
 MALLA = 7 m. * 7 m.
 Ø TALADRO = 9 7/8"
 Ø CARGA = 9 7/8"
 CARG. EXPLOSIVA = 220.5 Kg.

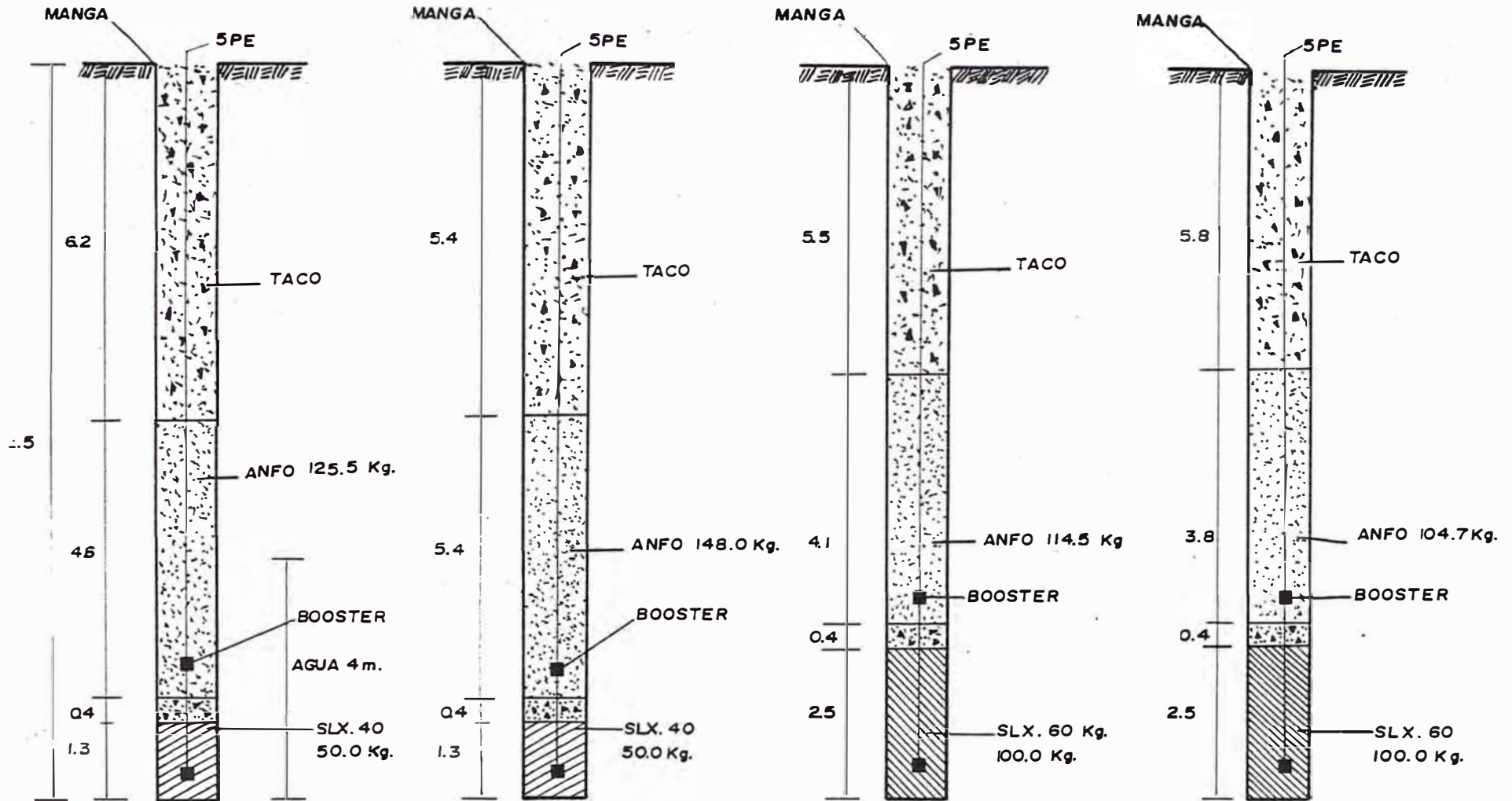
MONZONITA FRESCA
 6.5 m. * 6.5 m.
 9 7/8"
 9 7/8"
 232.4 Kg.

CALIZA
 6.0 m. * 6.0 m.
 9 7/8"
 9 7/8"
 234.0 Kg.

GRANATITA
 5.5 m. * 5.0 m.
 9 7/8"
 9 7/8"
 206.3 Kg.

ALTURA DE BANCO = 10 m.

ZONA : CON AGUA



ROCA = MONZONITA ALTERADA

MALLA = 6.5 m. * 6.0 m.

Ø TALADRO = 9 7/8"

Ø CARGA = 8"

CARGA EXPLO. 175.5 Kg.

SIVA :

MONZONITA FRESCA

6.0 m. * 6.0 m.

9 7/8"

8"

198.0 Kg.

CALIZA

6.0 m. * 5.5 m.

9 7/8"

8"

214.5 Kg.

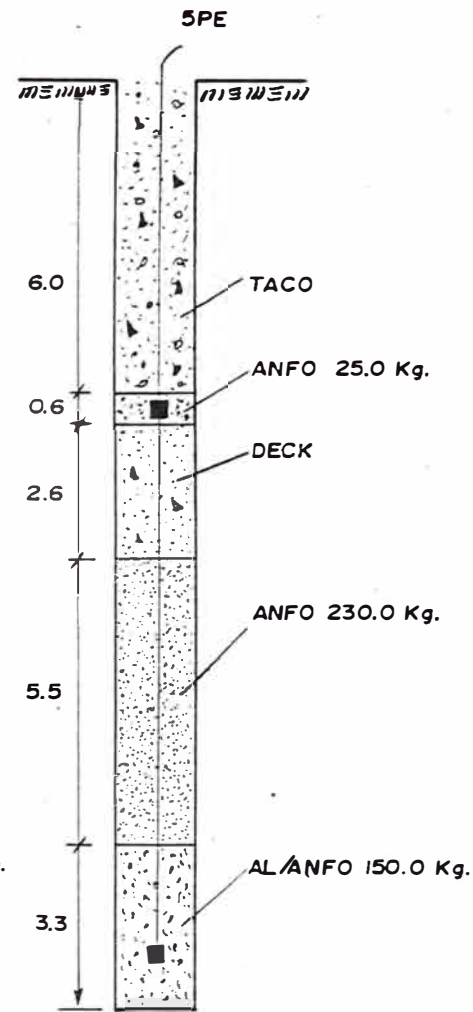
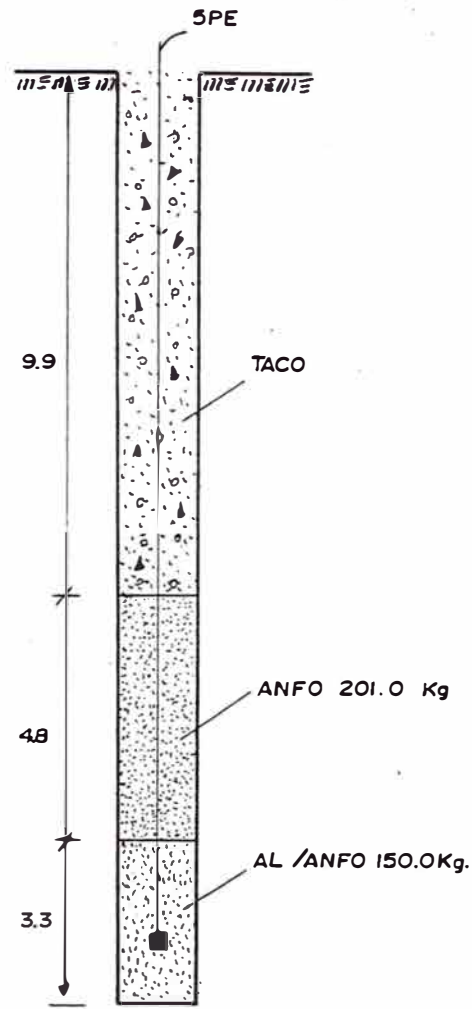
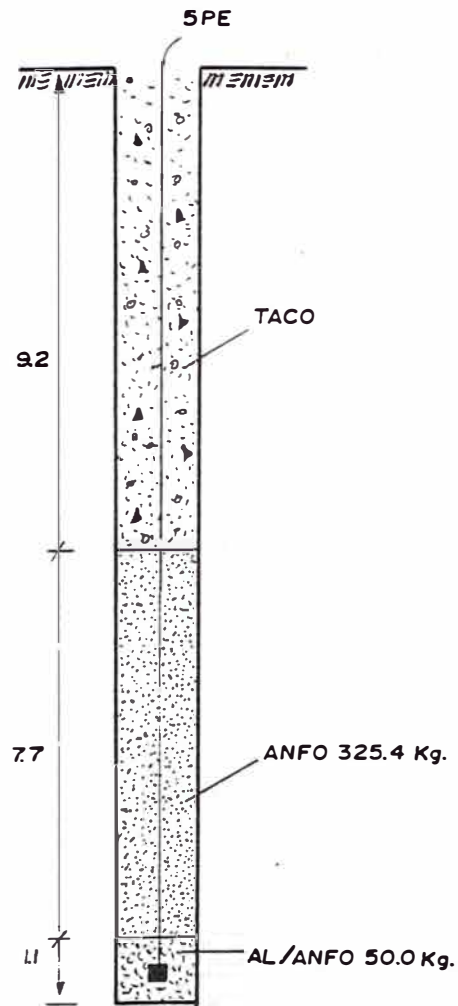
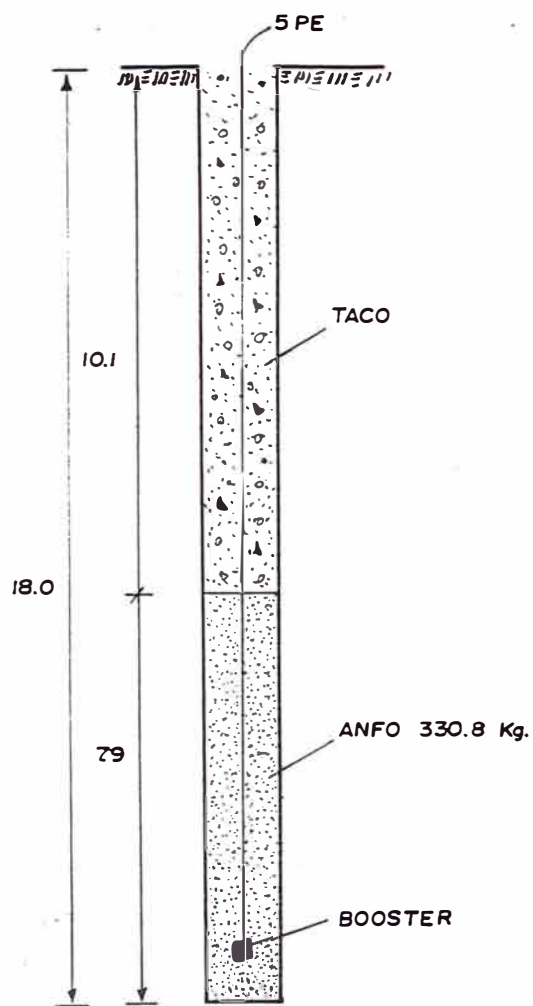
GRANATITA

5.0 m. * 4.5 m.

9 7/8"

8"

204.7 Kg.



ROCA = MONZONITA ALTERADA
 MALLA = 7.0 m. * 7.0 m.
 Ø TALADRO = 9 7/8"
 Ø CARGA = 9 7/8"
 CARG. EXPLQSIVA = 330.8 Kg.

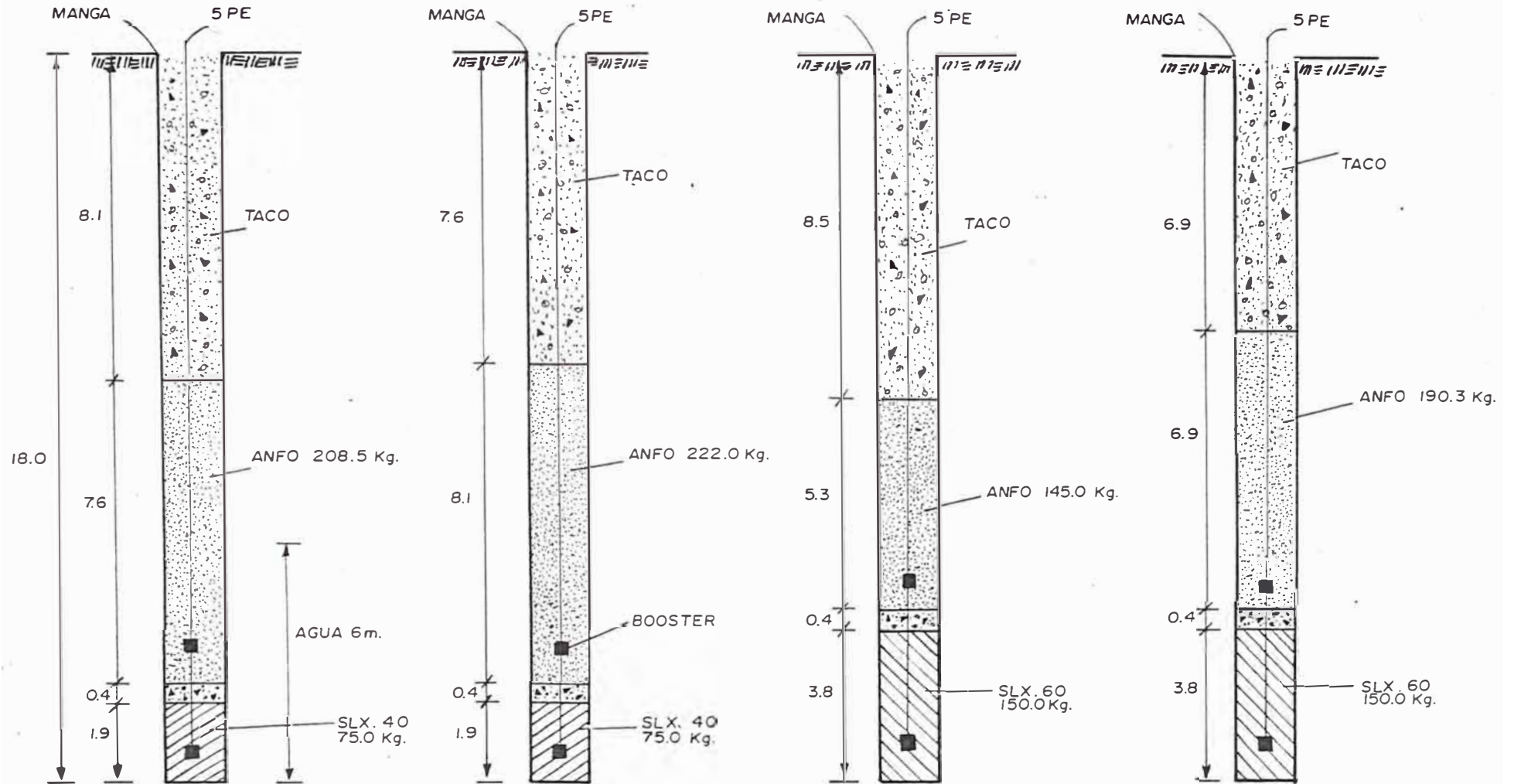
MONZONITA FRESCA
 7.0 m. * 6.5 m.
 9 7/8"
 9 7/8"
 375.4 Kg.

CALIZA
 6.0 m. * 6.0 m.
 9 7/8"
 9 7/8"
 351.0 Kg.

GRANATITA
 6.0 m. * 6.0 m.
 9 7/8"
 9 7/8"
 405.0 Kg.

ALTURA DE BANCO = 15 m.

ZONA CON AGUA



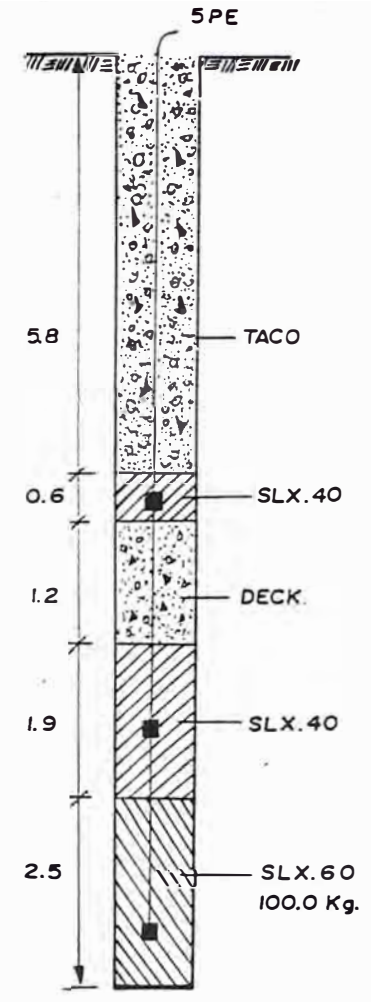
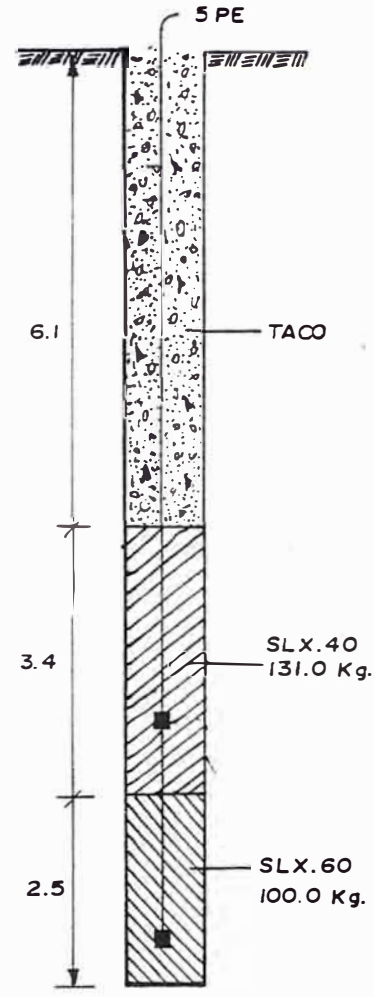
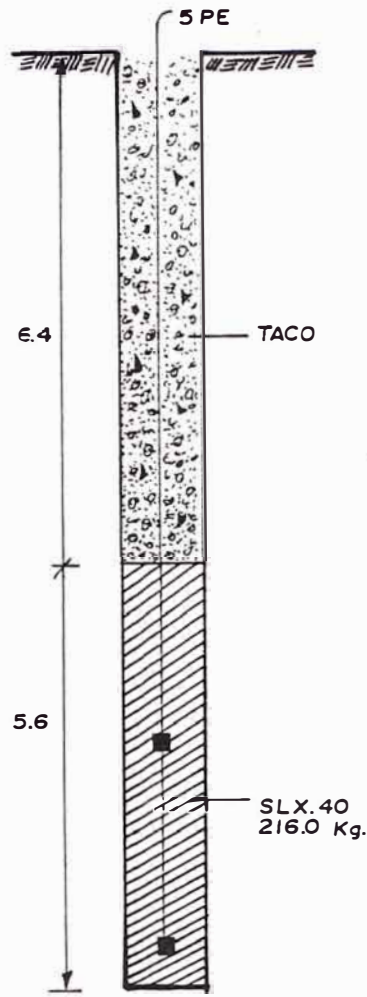
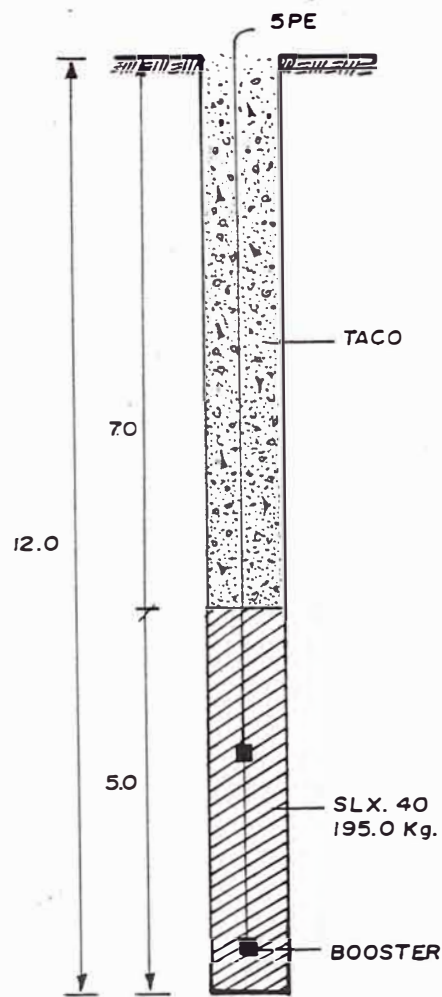
ROCA : MONZONITA ALTERADA
 MALLA 7.0 m. * 6.0 m.
 Ø TALADRO : 9 7/8"
 Ø CARGA : 8"
 CARG. EXPLOSIVA : 283.5 Kg.

MONZONITA FRESCA
 6.0 m. * 6.0 m.
 9 7/8"
 8"
 297.0 Kg.

CALIZA
 5.5 m. * 5.5 m.
 9 7/8"
 8"
 295.0 Kg.

GRANATITA
 5.5 m. * 5.5 m.
 9 7/8"
 8"
 340.3 Kg.

ALTURA DE BANCO = 10 m.



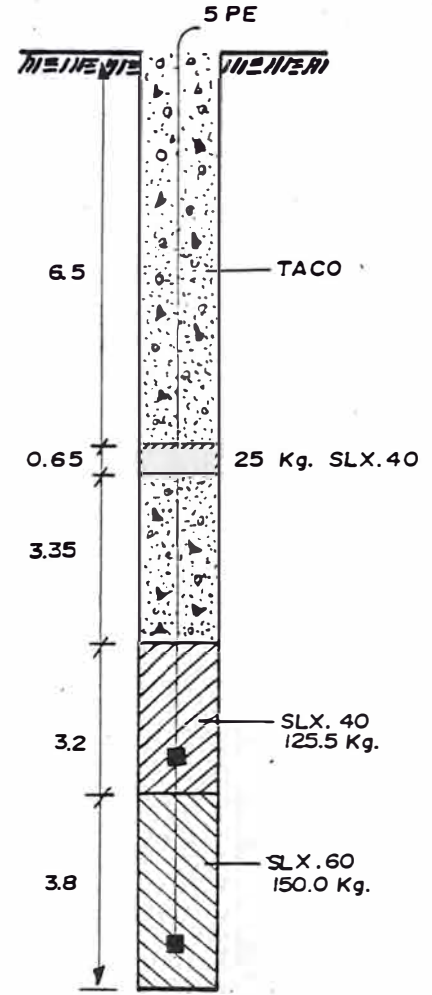
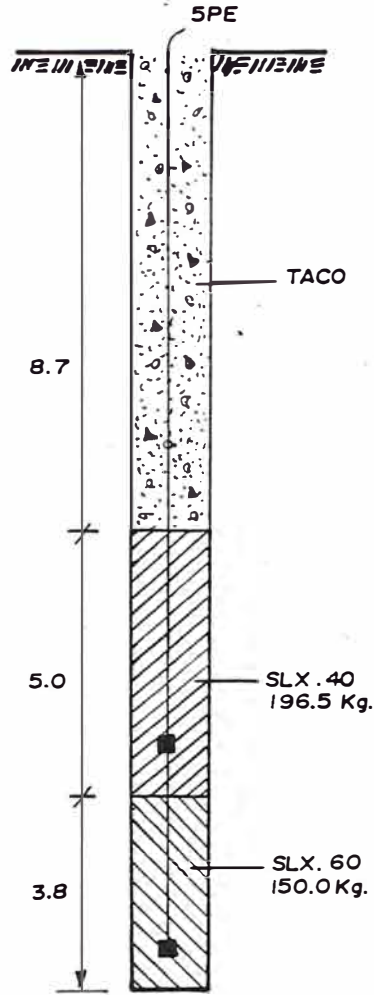
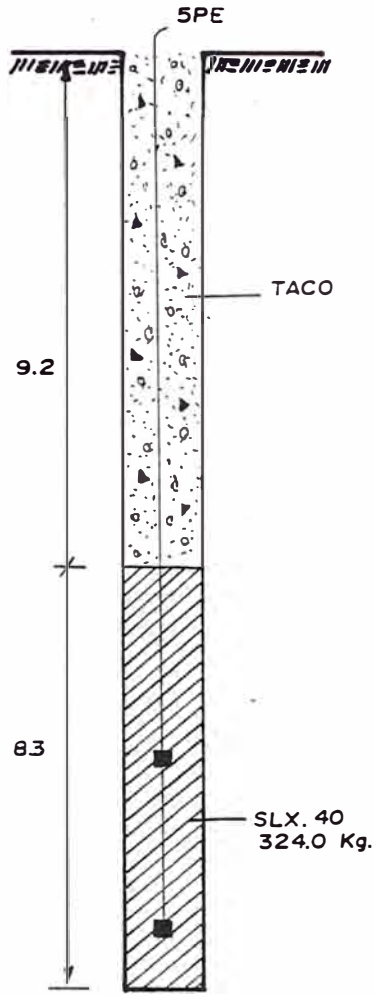
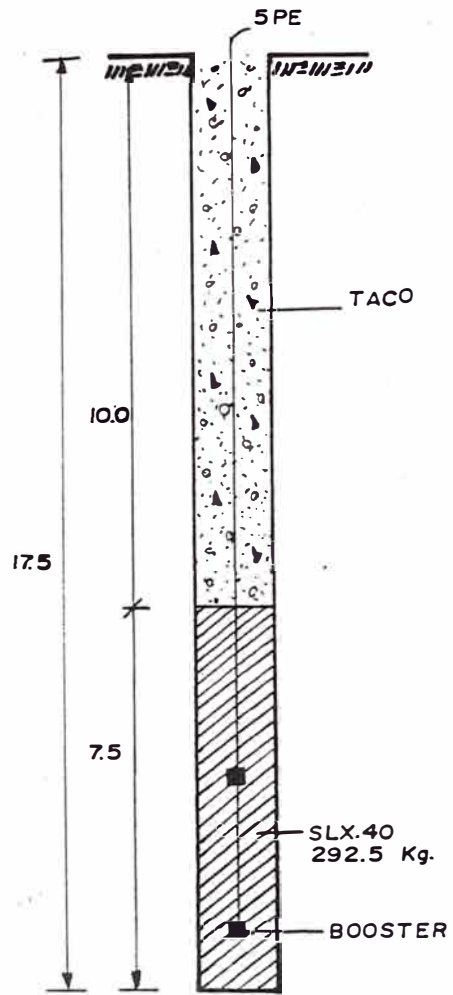
ROCA = MONZONITA ALTERADA
MALLA = 6.5 m. X 6.0 m.
Ø TALADRO = 9 7/8"
Ø CARGA = 8"
CARG. EXPLOSIVA = 195.0 Kg.

MONZONITA FRESCA
 6.0 m. X 6.0 m.
 9 7/8"
 8"
 216.0 Kg.

CALIZA
 6.0 m. X 5.5 m.
 9 7/8"
 8"
 231.0 Kg.

GRANATITA
 5.0 m. X 5.0 m.
 9 7/8"
 8"
 200.0 Kg.

LTURA DE BANCO = 15 m.



ROCA = MONZONITA ALTERADA

MALLA = 6.5 m. * 6.0 m.

Ø TALADRO = 9 7/8"

Ø CARGA = 8"

CARG. EXPLOSIVA = 292.5 Kg.

MONZONITA FRESCA

6.0 m. * 6.0 m.

9 7/8"

8"

324.0 Kg.

CALIZA

6.0 m. * 5.5 m.

9 7/8"

8"

346.5 Kg.

GRANATITA

5.0 m. * 5.0 m.

9 7/8"

8"

300.0 Kg.

3.3. EVALUACION TECNICA DE LA VOLADURA DE ROCAS

La evaluación técnica de los disparos primarios comprende varias fases, en las cuales se va recopilando la información de campo para luego ser analizada y procesada; de tal manera que se captan las mejores observaciones para ser tomadas en cuenta en los próximos disparos, con la finalidad de mejorar los resultados.

Estas fases son las siguientes:

1° EVALUACION PRELIMINAR, comprende:

- FRAGMENTACION.
- PROYECCION Y DESPLAZAMIENTO
- APILONAMIENTO
- BACK BREAK (SOBREROTURA)

2° EVALUACION DEFINIDA, comprende:

- MINADO DEL DISPARO Y PRODUCCION DE PALA
- FRAGMENTACION GRUESA (N° DE PEDRONES)
- FRAGMENTACION DE NIVEL (N° DE PISOS)
- ROTURA HACIA ATRAS
- USO DE EQUIPO AUXILIAR (TRACTOR), CONSUMO DE CABLES Y UÑAS DE PALA.

3° EVALUACION FINAL.

De acuerdo a las evaluaciones anteriores se determina la eficiencia del disparo primario y

luego las características de diseño (malla, factor de carga, etc.) se modifican y/o se aplican en circunstancias similares en zonas de características litológicas y estructurales también similares.

3.4. EVALUACION ECONOMICA DE LA VOLADURA DE ROCAS

Para efectos de la evaluación económica, vamos a considerar lo siguiente:

- Costo de transporte, desaguado (zonas con agua) y carguío de taladros.

Costo de explosivos y accesorios de voladura.

3.4.1. COSTO DE EQUIPO AUXILIAR Y MANO DE OBRA

Depreciación del equipo que interviene directamente:

Depreciación = Costo Inicial/Vida Util Restante *
2,880.

Considerando un turno por día de 8 horas.

$2,880 = 8 \text{ horas} * 30 \text{ días/mes} * 12 \text{ meses/año}$

Camión mezclador de ANFO.

Costo inicial en \$ 26,400

Vida Util (10 - 5 = 5) ==> 1.83 \$/h

Camión plataforma.

Costo inicial \$ 11,100.

Vida Util (10 - 7 = 3) ==> 1.28 \$/h

Camión desaguador de taladros

Costo inicial \$ 31,500

Vida Util (10 - 5 = 5) ==> 2.19 \$/h

- **Costo de mantenimiento del equipo.**

40% del costo inicial del equipo

Camión mezclador de ANFO = 0.732 \$/h

Camión Plataforma = 0.512 \$/h

Camión Desaguador de Taladros = 0.876 \$/h

- **Costo de Lubricante del equipo**

50% del costo de mantenimiento.

Camión mezclador de ANFO = 0.366 \$/h

Camión Plataforma = 0.256 \$/h

Camión Desaguador de Taladros = 0.438 \$/h

- **Costo de Combustible**

Camión mezclador de ANFO

$$= 0.9 \frac{\text{gl}}{\text{h}} * 1.25 \frac{\$}{\text{gl}} = 1.13 \text{ \$/h}$$

Camión Plataforma

$$= 0.7 \frac{\text{gl}}{\text{h}} * 1.25 \frac{\$}{\text{gl}} = 0.88 \text{ \$/h}$$

Camión Desaguador de Taladros

$$= 0.5 \frac{\text{gl}}{\text{h}} * 1.25 \frac{\$}{\text{gl}} = 0.63 \text{ \$/h}$$

Luego el costo del equipo será:

Depreciación + Costo de mantenimiento + Costo de
Lubricación + Costo de combustible.

Camión Mezclador de ANFO = \$ 4.058/h

Camión Plataforma = \$ 2.928/h

Camión desaguador de taladros = \$ 4.134/h

- Costo de mano de obra

\$ 11.0/día por persona + 100% leyes sociales =

\$ 22.0

Persona

Número de obreros = 10

Luego:

$$\frac{22\$}{\text{Persona}} * \frac{10 \text{ personas}}{\text{turno}} * \frac{1 \text{ turno}}{8/h} = \$ 27.5/h$$

3.4.2. COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

Explosivos y/o Accesorio	Unidad	Precio(\$)
-----	-----	-----
Anfo	kg	0.412
Anfo Aluminizado (10% AL)	kg	0.625
Slurrex 40	kg	1.620
Slurrex 60	kg	1.850
Primagel (Booster)	Pz	2.124
Cordón Detonante 5 PE	mt	0.24

Explosivos y/o Accesorio -----	Unidad -----	Precio(\$) -----
Cordón Detonante 5 P	mt	0.23
Cordón Detonante 3 P	mt	0.20
Cordón de Seguridad	mt	0.080
Fulminante # 6	Pz.	0.112
Retardo de 17 m/s	Pz.	2.10
Retardo de 35 m/s	Pz.	2.25
Retardo de 50 m/s	Pz.	2.40
Dinamita Semexsa 45%	kg	1.485
Manga de Polietileno	kg	2.47

3.4.3. EVALUACION ECONOMICA DE LA VOLADURA

A continuación podemos observar los cuadros en los cuales se evalúa económicamente todos los casos presentados en Tintaya.

La voladura secundaria representa el 1% (en tonelaje quebrado) de la voladura primaria.

El costo de voladura secundaria se estima de la siguiente manera:

- Dinamita:

$$6.5 * 10^{-6} \frac{Cj}{TM} * \frac{25 \text{ kg}}{Cj} * \frac{\$ 1.485}{\text{kg}} = 0.00024 \frac{\$}{TM}$$

- Cordón detonante 3P:

$$3.70 * 10^{-3} \frac{\text{m}}{\text{TM}} * \frac{\$ 0.20}{\text{m}} = 0.00074 \frac{\$}{\text{TM}}$$

- Costo de Voladura secundaria = 0.00098 \$/TM.

EVALUACION ECONOMICA DE LA VOLADURA

BANCO DE 10 METROS

A) ZONA SIN AGUA

ROCA	TONELAJE QUEBRADO	COSTO DE EQUIPO Y MANO DE OBRA (\$)	TIEMPO DE CARGUIO DE TALADRO (HR)	COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (\$)	COSTO DE VOLADURA PRIMARIA (\$)	COSTO POR TONELADA QUEBRADA (\$/TM)	COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA (\$/TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$/TM)
MONZ. ALTER.	1,673.6	1.276	0.037	100.17	101.446	0.0606	0.00098	0.0616
MONZ. FRES.	1,460.2	1.345	0.039	115.46	116.805	0.0799	0.00098	0.0809
CALIZA	1,307.3	2.483	0.072	130.43	132.913	0.1017	0.00098	0.1027
GRANATITA	1,136.0	2.345	0.068	118.9	121.245	0.1067	0.00098	0.1077

B) ZONA CON AGUA

ROCA	TONELAJE QUEBRADO	COSTO DE EQUIPO Y MANO DE OBRA (\$)	TIEMPO DE CARGUIO DE TALADRO (HR)	COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (\$)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$)	COSTO POR TONELADA QUEBRADA (\$/TM)	COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA (\$/TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$/TM)
MONZ. ALTER.	1,332.0	2.085	0.054	151.98	154.065	0.1157	0.00098	0.1167
MONZ. FRES.	1,244.2	2.240	0.058	160.99	163.230	0.1312	0.00098	0.1322
CALIZA	1,198.4	3.321	0.086	251.03	254.351	0.2122	0.00098	0.2132
GRANATITA	929.5	3.244	0.084	246.77	250.014	0.2689	0.00098	0.2699

BANCO DE 15 METROS

A) ZONA SIN AGUA

ROCA	TONELAJE QUEBRADO	COSTO DE EQUIPO Y MANO DE OBRA (\$)	TIEMPO DE CARGUIO DE TALADRO (HR)	COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (\$)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$)	COSTO POR TONELADA QUEBRADA (\$/TM)	COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA (\$/TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$/TM)
MONZ. ALTER.	2.510.4	1.897	0.055	146.94	148.837	0.0593	0.00098	0.0603
MONZ. FRES.	2.358.7	2.173	0.063	175.96	178.133	0.0755	0.00098	0.0765
CALIZA	1.961.0	2.310	0.067	190.63	192.94	0.0984	0.00098	0.0994
GRANATITA	2.230.7	2.621	0.076	212.73	215.351	0.0965	0.00098	0.0975

B) ZONA CON AGUA

ROCA	TONELAJE QUEBRADO	COSTO DE EQUIPO Y MANO DE OBRA (\$)	TIEMPO DE CARGUIO DE TALADRO (HR)	COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (\$)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$)	COSTO POR TONELADA QUEBRADA (\$/TM)	COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA (\$/TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$/TM)
MONZ. ALTER.	2.151.8	2.935	0.076	230.43	233.365	0.1085	0.00098	0.1095
MONZ. FRES.	1.966.2	3.051	0.079	235.76	238.811	0.1290	0.00098	0.1290
CALIZA	1.648.0	4.171	0.108	359.62	363.791	0.2207	0.00098	0.2217
GRANATITA	1.874.6	4.441	0.115	378.28	382.721	0.2042	0.00098	0.2052

TALADROS TOTALMENTE INUNDADOS DE AGUA

A) BANCO DE 10 METROS

ROCA	TONELAJE QUEBRADO	COSTO DE EQUIPO Y MANO DE OBRA (\$)	TIEMPO DE CARGUIO DE TALADRO (HR)	COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (\$)	COSTO DE VOLADURA PRIMARIA (\$)	COSTO POR TONELADA QUEBRADA (\$/TM)	COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA (\$/TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$/TM)
MONZ. ALTER.	1.332.0	1.978	0.065	329.04	331.018	0.2485	0.00098	0.2495
MONZ. FRES.	1.244.2	2.191	0.072	362.79	364.981	0.2933	0.00098	0.2943
CALIZA	1.198.4	2.343	0.077	409.94	412.283	0.3440	0.00098	0.3450
GRANATITA	1.032.8	2.373	0.078	359.49	361.863	0.3504	0.00098	0.3514

B) BANCO DE 15 METROS

ROCA	TONELAJE QUEBRADO	COSTO DE EQUIPO Y MANO DE OBRA (\$)	TIEMPO DE CARGUIO DE TALADRO (HR)	COSTO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (\$)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$)	COSTO POR TONELADA QUEBRADA (\$/TM)	COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA (\$/TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$/TM)
MONZ. ALTER.	1.998.1	2.982	0.098	492.71	495.692	0.2481	0.00098	0.2491
MONZ. FRES.	1.866.2	3.286	0.108	543.62	546.906	0.2930	0.00098	0.2940
CALIZA	1.797.6	3.529	0.116	614.27	617.799	0.3437	0.00098	0.3447
GRANATITA	1.549.1	3.560	0.117	538.71	542.270	0.35	0.00098	0.3510

CAPITULO IV

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 1.- El estudio realizado para optimizar la presión hidráulica y velocidad de rotación en las perforadoras rotativas primarias (1990 y 1991), nos ha permitido introducir los parámetros óptimos, los que con un control y evaluación constante han logrado incrementar los rendimientos de nuestros accesorios de perforación (brocas, estabilizadores y barrenos): con un consecuente incremento de la velocidad de penetración.
- 2.- Las mediciones de caudal y presión de aire en las perforadoras rotativas han sido y deben ser constantes: con la finalidad de tener controlada la velocidad anular de las mismas. Esto nos permitirá trabajar con eficiencia y mantener los resultados obtenidos (mejorando rendimientos); además se pueden detectar las posibles obstrucciones en el sistema de circulación de aire ya que las perforadoras vienen trabajando más de 9 años en forma continua.

- 3.- La velocidad de penetración de las perforadoras estimada en base a la fórmula propuesta por A. BAUER, la misma que toma en cuenta el esfuerzo a la compresión uniaxial de las rocas; nos ha permitido comprobar la eficiencia de estudio realizado para optimizar los parámetros de perforación. Esto puede observarse en los rendimientos logrados por las brocas tricónicas y en el cuadro de velocidades de penetración alcanzados en los años anteriores al del presente estudio.
- 4.- Dado que el costo horario de perforadora es un tanto constante y analizando la fórmula que permite calcular el costo de perforación por tonelada; podemos concluir que el rendimiento de la broca y la velocidad de penetración son factores importantes para optimizar los costos de perforación primaria. El costo de perforación secundaria es significativo por lo que cuanto más eficiente sea nuestra operación de voladura primaria, más económica será nuestra operación de perforación y por ende las operaciones de carguio, acarreo y chancado primario.
- 5.- Para efectos de la voladura, de los seis tipos de roca clasificados en el capítulo de perforación, en este caso esta clasificación ha sido reducida a cuatro tipos de roca. Esto nos ha permitido analizar con más amplitud los otros parámetros de la vo-

ladura como son: Explosivo y Geometría de la voladura.

6.- El análisis comparativo de las teorías de ASH y PEARSE para determinar las mallas óptimas de perforación, ha permitido introducir nuevos conceptos dentro de la teoría de voladura. En estos casos los modelos matemáticos para predecir la fragmentación juegan un papel muy importante, ya que apartir de ello podemos realizar los ajustes necesarios de acuerdo a los resultados y evaluaciones de campo.

7.- La introducción del AL/ANFO desde 1989 nos han permitido lograr:

Reducción de costo de voladura en un 50% del costo total al minimizar el uso del slurry.

Mejorar nuestros resultados de voladura. Tal es así que nuestra voladura secundaria está debajo del 1% de la voladura primaria (en tonelaje disparado).

Reajustar nuestras mallas de perforación basándonos en la fórmula propuesta por PEARSE, para estimar el Burden.

8.- Con la implementación de los parámetros óptimos de perforación recomendamos seguir controlando y evaluando en el campo, para luego realizar los ajustes necesarios que nos permitan mantener y/o mejorar

los rendimientos logrados a la fecha.

- 9.- La conservación de las máquinas perforadoras y el desgaste paulatino y racional de los accesorios de perforación, es responsabilidad conjunta de supervisores y perforistas para mejorar y/o incrementar los estándares de perforación; para lo cual se recomienda realizar el mantenimiento programado sobre todo en lo que concierne a la columna de perforación y requerimientos de los distintos elementos para la misma. El programa de entrenamiento constante orientado a los perforistas, en lo que respecta a la introducción de los parámetros óptimos debe tener una agresiva implementación para obtener los resultados antes mencionados.
- 10.- La eficiencia de nuestra operación de perforación (mallas de perforación, profundidad de taladro, etc.), nos permitirá tener buenos resultados en la voladura, por lo que es recomendable ejecutarla con la mayor dedicación y precisión posibles.
- 11.- El uso de los explosivos adecuados como carga de fondo, en los diferentes tipos de roca es recomendable para lograr los resultados deseados. Sin embargo es posible la introducción del Anfo Aluminizado en zonas con mínima presencia de agua, empleando mangas de polietileno con el diámetro requerido.

Esta recomendación debe llevarse acabo con los criterios necesarios, para evitar errores que pueden influir en el resultado esperado.

12.- Es muy importante tener en cuenta que la economía que pueda lograrse en el campo de la perforación y voladura de rocas es insignificante respecto a los resultados que puedan ofrecer estas operaciones; ya que de ellas depende la eficiencia de las operaciones de carguío y acarreo en el proceso productivo de una explotación minera.

CAPITULO V

BIBLIOGRAFIA

- 1.- Agreda C.. "TECNOLOGIA DE EXPLOSIVOS". Curso de Post-Grado. UNI-1991.
- 2.- Agreda C.. "VOLADURA DE ROCAS". Curso de Post-Grado. UNI-1991.
- 3.- Agreda C., "ULTIMOS AVANCES TECNOLOGICOS EN LA VOLADURA DE ROCAS" II Simposium de Perforación y Voladura de Rocas - Lima/1992.
- 4.- BAUER A. AND CALDER P., "DRILLING IN OPEN PIT IRON MINES", Mining Congress Journal, May/1967.
- 5.- Boletines de FAMESA (Fábrica de Mechas S.A.)
- 6.- Calder P.N. y Bauer Associates, "PRELIMINARY PIT SLOPE DESIGN MINERO PERU TINTAYA PROJECT" July 1976.
- 7.- Du Pont E. I.. "MANUAL PARA EL USO DE LOS EXPLOSIVOS". Editorial Cecsa, 1979.
- 8.- Explosivos S.A. EXSA, "MANUAL PRACTICO DE VOLADURA" Lima, 1984.

- 9.- Gustafsson R., "TECNICA SUECA DE VOLADURA" Primera Ed. castellana, 1977.
- 10.- Hughes Tool Co., Manual de Brocas Tricónicas.
- 11.- Lopez Jimeno Emilio, "INFLUENCIA DE LAS PROPIEDADES DE LAS ROCAS Y DE LOS MACIZOS ROCOSOS EN EL DISEÑO Y RESULTADOS DE LAS VOLADURAS". Ref. Tecniterrae, Junio-Julio. Nro. 48, 1982.
- 12.- Samaniego, "INFORME SOBRE ESTABILIDAD DE TALUDES EN TINTAYA", Cáp. 10, Voladura 1992.
- 13.- Samaniego J. A. "ENSAYOS DE LABORATORIO Y SU RELEVANCIA EN LA SOLUCION DE PROBLEMAS PRACTICOS EN MECANICAS DE ROCAS", XIV Convención de Minería, Lima-Perú, Nov. 1978.
- 14.- Silva R. Walter, "INFORME DE PERFORACION Y DISPAROS", Tintaya Junio de 1988.
- 15.- Stagg-Zienkiewics, "MECANICA DE ROCAS EN LA INGENIERIA PRACTICA" Edi. Blume, Madrid 1970.