

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Civil



**PROYECTO MEJORAMIENTO Y REHABILITACIÓN DE LA
CARRETERA COCACHACRA-MATUCANA
DEL Km. 61+000 AL Km. 64+000
DISEÑO, PROCEDIMIENTO Y CONTROL DE
VOLADURA DE ROCAS**

INFORME DE SUFICIENCIA

**Para optar el Título Profesional de:
INGENIERO CIVIL**

Aldo Rodrigo Rebaza Smith

Lima- Perú

2006

**“Dedicado a Jesús, quien siempre estuvo ahí,
y a todos aquellos que creyeron en mí”**

INDICE

RESUMEN	01
INTRODUCCION	02
CAPITULO I ANTECEDENTES.	
1.1 DESCRIPCION DEL PROYECTO	03
1.2 INGENIERIA DE TRAFICO	06
1.3 DISEÑO GEOMETRICO	09
1.4 ESTUDIO DE GEOLOGIA Y GEOTECNIA	14
1.5 DISEÑO DE PAVIMENTOS	18
1.6 ESTUDIO HIDROLOGICO E HIDRAULICO	21
1.7 SEÑALIZACION Y SEGURIDAD VIAL	25
1.8 EVALUACION ECONOMICA	26
1.9 IMPACTO AMBIENTAL	29
CAPITULO II CONCEPTOS PREVIOS.	
2.1 MARCO LEGAL	31
2.2 EXPLOSIVOS	32
2.2.1 DEFINICION	32
2.2.2 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS	35
2.2.3 CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS	38
2.2.4 ACCESORIOS DE LOS EXPLOSIVOS	41
2.3 VOLADURAS	48
2.3.1 MECANICA DE ROTURA DE ROCAS	48
2.3.2 OBJETIVOS DE UNA VOLADURA	51
2.3.3 VOLADURA DE ROCAS EN OBRAS VIALES	52
2.3.4 VOLADURA CONTROLADA	54
CAPITULO III DISEÑO DE VOLADURAS.	
3.1 PARAMETROS DE DISEÑO	57
3.1.1 DIAMETRO DE LOS BARRENOS	60
3.1.2 ALTURA DE BANCO	61
3.1.3 INCLINACION DE LOS BARRENOS	62
3.1.4 RETACADO	64
3.1.5 LONGITUD DEL BARRENO	65
3.1.6 PIEDRA (BURDEN) Y ESPACIAMIENTO	66
3.1.7 SOBUPERFORACION	68
3.1.8 EXPLOSIVOS	69
3.1.9 COLOCACION DE VARIOS TIPOS DE EXPLOSIVOS DENTRO DE LOS BARRENOS	70

3.1.10	CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVOS	71
3.1.11	INICIACION DE LAS CARGAS DE EXPLOSIVOS	71
3.1.12	ESQUEMA DE PERFORACION	76
3.1.13	TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIA DE ENCENDIDO	80
3.2	DISEÑO DE UNA VOLADURA DE PRECORTE	83
3.3	GEOLOGIA DE LOS TRAMOS A TRABAJAR	86
3.4	CALCULO DEL DISEÑO A EJECUTAR	89
CAPITULO IV	PROCEDIMIENTOS PARA LA EJECUCIÓN DE UNA VOLADURA.	
4.1	PROCEDIMIENTOS PREVIOS	100
4.2	PROCEDIMIENTO DE IMPLEMENTACION (PROCEDIMIENTO Y PRECAUCIONES)	101
4.2.1	TRASLADO DE EXPLOSIVOS DE POLVORIN A A ZONA DE TRABAJO	102
4.2.2	CARGUIO DE BARRENOS	103
4.2.3	AMARRE DE MALLAS	105
4.2.4	ENSAMBLAJE MECHA-FULMINANTE	106
4.2.5	CHISPEO Y VOLADURA	107
4.3	TRABAJOS POSTERIORES A LA VOLADURA.	109
CAPITULO VI	CONTROL DE EFICIENCIA DE LA VOLADURA.	110
	CONCLUSIONES	112
	RECOMENDACIONES	113
	BIBLIOGRAFIA	114
	ANEXOS	115
	ANEXO I : PLANOS	
	ANEXO II : NORMA DE SEGURIDAD	
	ANEXO II : PANEL FOTOGRAFICO	

INDICE DE CUADROS

Cuadro 1.1.- Matriz de Alternativas.....	05
Cuadro 1.2.- Cuadro de Análisis de Curvas Horizontales.....	08
Cuadro 1.3.- IMDA Año Base (2006) por Tipo de Vehículo.....	10
Cuadro 1.4.- Tasas de Crecimiento del Tráfico.....	12
Cuadro 1.5.- Tráfico Total Proyectado.....	12
Cuadro 1.6.- Cantidad de Ejes Equivalentes por Dirección de Transito.....	13
Cuadro 1.7.- Datos para tabulación del Percentil.....	16
Cuadro 1.8.- Relación de canteras explotables en el Tramo 2 del proyecto.....	17
Cuadro 1.9.- Espesores Mínimos Pulgadas.....	20
Cuadro 1.10.- Estaciones pluviométricas.....	21
Cuadro 1.11.- Información Cartográfica disponible.....	21
Cuadro 1.12.- Precipitaciones máximas en 24 horas.....	22
Cuadro 1.13.- Descargas máximas para cunetas y alcantarillas.....	23
Cuadro 1.14.- Evaluación de Cunetas	24
Cuadro 1.15.- Evaluación de Alcantarillas	24
Cuadro 1.16.- Factores de Ajuste de la Obras de Construcción de costos de Mercado a costos Económicos	27
Cuadro 1.17.- Costos Financieros de Mantenimiento	28
Cuadro 1.18.- Costos de Operación Vehicular	28
Cuadro 2.1.- Equivalencia entre cartuchos de diferente fuerza	35
Cuadro 2.2.- Corriente de disparo mínima y de diseño	47
Cuadro 3.1.- Dimensiones recomendadas	67
Cuadro 3.2.- Valores usuales de la relación sobreperforación-piedra (S/V)	69
Cuadro 3.3.- Consumos específicos	71
Cuadro 3.4.- Concentración de carga y espaciamento a utilizar para un diámetro de barreno dado para el caso de precorte, estos valores son referenciales ..	83
Cuadro 3.5.- Propiedades Mecánicas de las Rocas	88
Cuadro 3.6.- Características de la Dinamita semi-gelatina	89
Cuadro 3.7.- Presentaciones de la Dinamita semi-gelatina	89
Cuadro 3.8.- Características del ANFO	90
Cuadro 3.9.- Especificaciones de la presentación del Cordón Detonante	90
Cuadro 3.10.- Especificaciones de la presentación de Retardadores	90
Cuadro 3.11.- Diseño de barreno con Carga normal	96
Cuadro 3.12.- Diseño de barrenos para Precorte.....	97

INDICE DE FIGURAS Y PLANOS

Figura 1.1.-	Esquema de Toma de calicata C-1, Prog. 63+715.....	15
Figura 1.2.-	Cálculo del CBR por el método del percentil	16
Figura 2.1.-	Distribución de la Energía de un explosivo en la Voladura	33
Figura 2.2.-	Efectos del proceso de detonación de un explosivo confinado en un taladro de voladura de roca	34
Figura 2.3.-	Mecha de seguridad mostrando el flamazo inicial	41
Figura 2.4.-	Corte longitudinal de una mecha y un conector	42
Figura 2.5.-	Unión de la mecha con el ignitacord por medio del conector	42
Figura 2.6.-	Cordón detonante colocado en el barreno	43
Figura 2.7.-	Estructura de un fulminante	44
Figura 2.8.-	Estopines eléctricos	45
Figura 2.9.-	Estructura de un estopín instantáneo	46
Figura 2.10.-	Estructura de un estopín de tiempo	46
Figura 2.11.-	Corrugadora manual y máquina corrugadota	47
Figura 2.12.-	Figura explicativa Presiones en un barreno	48
Figura 2.13.-	Fases de la mecánica de Rotura de un Taladro	50
Figura 2.14.-	Geometría de las Secciones usuales en Obras Viales	52
Figura 3.1.-	Variables básicas implicadas en el diseño de un esquema de perforación y voladuras	58
Figura 3.2.-	Agrupación de Variables de diseño.....	59
Figura 3.3.-	Altura de banco	61
Figura 3.4.-	Distintas configuraciones de equipos para realizar la perforación vertical o inclinada	63
Figura 3.5.-	a) Perforación inclinada b) Perforación vertical	64
Figura 3.6.-	Incidencia de la inclinación de la perforación	64
Figura 3.7.-	Definición de bloques en función de la zona de retacado	65
Figura 3.8.-	Factor de inclinación	66
Figura 3.9.-	Sobreperforación	68
Figura 3.10.-	Distribución del explosivo dentro de un barreno	70
Figura 3.11.-	Cartuchos-cebo con multiplicador Detaprime	72
Figura 3.12.-	Cebado de cartucho con detonador eléctrico	72
Figura 3.13.-	Colocación del cartucho-cebo en voladura con mecha.....	72
Figura 3.14.-	Multiplicadores convencionales	73
Figura 3.15.-	Diferentes posiciones del iniciador	74
Figura 3.16.-	Cebado de cartuchos y barreno	75

Figura 3.17.-	Esquema de perforación en trinchera	76
Figura 3.18.-	Esquema rectangular de perforación	76
Figura 3.19.-	Esquema de perforación triangular	76
Figura 3.20.-	Esquema de perforación triangular	77
Figura 3.21.-	Secuencia de encendido de tipo rectangular con salida en "V"	77
Figura 3.22.-	Secuencia de encendido de tipo triangular con salida en "V"	78
Figura 3.23.-	Configuración de barrenos verticales paralelos o en abanico	79
Figura 3.24.-	Configuración de barrenos verticales y horizontales	79
Figura 3.25.-	Esquema de perforación triangular	81
Figura 3.26.-	Secuencias de encendido en "V"	82
Figura 3.27.-	Secuencia de encendido con barrenos Verticales y horizontales	82
Figura 3.28.-	Secuencia de encendido en la apertura de una bancada de trabajo	82
Figura 3.29.-	Esquema del talud de la carretera existente en este tramo	87
Figura 3.30.-	Esquema del talud de la carretera existente en este tramo	87
PP-09	PLANTA Y PERFIL LONGITUDINAL Km 61+000 - Km 64+000	
	Nuevo Tramo: Km 60+940 - Km 61+140.....	Anexo I
PP-11	PLANTA Y PERFIL LONGITUDINAL Km 61+000 - Km 64+000	
	Nuevo Tramo: Km 63+780 - Km 63+980.....	Anexo I
GG-01	GEOLOGIA REGIONAL DEL TRAMO EN ESTUDIO	
	Km 61+000 - Km 64+000.....	Anexo I
VOL-01	SECCIONES TRANSVERSALES PARA VOLADURA	
	Nuevo Tramo: Km 60+940 - Km 61+140.....	Anexo I
VOL-02	SECCIONES TRANSVERSALES PARA VOLADURA	
	Nuevo Tramo: Km 63+780 - Km 63+980.....	Anexo I
DIS-01	ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE BARRENOS - 1° DISPARO	
	Km 63+860 - Km 63+900	Anexo I
DIS-02	ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE BARRENOS - 2° DISPARO	
	Km 63+860 - Km 63+900	Anexo I
DIS-03	ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE BARRENOS - 3° DISPARO	
	Km 63+860 - Km 63+900	Anexo I
DIS-04	ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE BARRENOS - 4° DISPARO	
	Km 63+860 - Km 63+900	Anexo I

RESUMEN

El presente informe presenta en forma simple y detallada todos los conceptos y pasos a seguir para el diseño, proceso y control de una voladura de rocas, para la realización de los nuevos tramos de las alternativas propuestas para el Proyecto Mejoramiento y Rehabilitación de la Carretera Cocachacra-Matucana del Km. 61+000 Al Km. 64+000.

En el Capítulo I presenta los antecedentes como el resumen de los estudios desarrollados para la elaboración del expediente técnico del mejoramiento y rehabilitación de esta carretera entre los Km. 61+000 al Km. 64+000.

En el capítulo II se presenta el Marco Legal en el cual se rigen los trabajos de voladura de rocas, se menciona las diferentes normas o leyes relacionadas.

El Capítulo III presenta los conceptos básicos necesarios para irnos relacionando con los componentes de una voladura, tal es el caso de: Mecánica de una explosión, los explosivos y sus propiedades, qué es una voladura, qué tipo de voladuras existen y cuál es su uso.

El Capítulo IV muestra los diferentes parámetros necesarios para el DISEÑO DE UNA VOLADURA, resaltando el significado e influencia de cada uno dentro del diseño de la voladura y terminando el mismo con el cálculo numérico del diseño de un tramo de la carretera en estudio, se ha tomado el tramo comprendido entre las progresivas 63+860 km. Hasta el 63+900 km.

En el Capítulo V se describe los diferentes PROCEDIMIENTOS PARA LA EJECUCION DE UNA VOLADURA desde los pasos previos a la implementación de la voladura, los correspondientes a la implementación de la misma y los trabajos posteriores; poniendo énfasis a la seguridad en cada uno de estos procedimientos.

El Capítulo V presenta los aspectos más importantes para la evaluación de la eficiencia de la voladura, buscando siempre retroalimentar el diseño de la voladura, para poder optimizar los resultados.

INTRODUCCION

Para desarrollar un proyecto de Mejoramiento de la Carretera "Héroes de la Breña" Tramo: Cocachacra-Matucana es necesaria la utilización de las técnicas de voladura de roca, las cuales son detalladas en el presente informe.

Además, se busca que el presente informe pueda ser utilizado a manera de manual, para la optimización de los trabajos de voladura de rocas, tanto a nivel de diseño, procedimientos (ya que estos procedimientos son de alto riesgo) y control de resultados.

En el presente informe se establecen los siguientes objetivos:

- ✓ Dar a conocer el significado y la importancia de cada parámetro del diseño de una voladura.
- ✓ Describir la metodología del diseño de una voladura de rocas.
- ✓ Describir los procedimientos a seguir para la implementación de la voladura, tanto así como las medidas de seguridad a tener en cuenta durante la ejecución de los mismos.
- ✓ Establecer los conceptos más importantes a evaluar para la optimización de los resultados de una voladura.

CAPITULO I. ANTECEDENTES

1.1 DESCRIPCION DEL PROYECTO

La carretera “Héroes de la Breña” Tramo Cocachacra – Matucana del km. 61+000 al km. 64+000, se encuentra ubicada en el departamento de Lima, provincia de Huarochirí, distrito de Matucana.

Las propuestas de mejoras a la carretera que se presentan tienen como finalidad el mejoramiento del proyecto global, es decir los 21 km., a partir del estudio del tramo asignado de 3 Km., detallados a continuación.

El Proyecto global:

Progresiva Inicial	:	Km. 52+948.61
Progresiva Final	:	Km. 74+295.80.
Longitud	:	21.347 Km.

Nuestro tramo comprende desde:

Progresiva de Inicio del Tramo	:	Km. 61+000
Progresiva de Término del Tramo	:	Km. 64+000
Longitud del Tramo	:	3 Km.

OBJETIVOS DEL PROYECTO

- Dar a la vía mejores condiciones de Circulación mejorando sus parámetros de diseño, principalmente en la velocidad directriz.
- Eliminar los tiempos muertos e improductivos causados por las demoras, a raíz de las bajas velocidades.
- Dar a la carretera la suficiente capacidad de soporte, para la demanda que se producirá debido a la activación de la interoceánica del centro.

ANÁLISIS DE ALTERNATIVAS PROPUESTAS.

Buscando soluciones que conjuguen la parte técnica con los beneficios económicos que generen, se analizó el trazo existente observándose las deficiencias en campo como las curvas y contra-curvas que no permiten alcanzar las velocidades de diseño, la pendiente existente, los problemas de geodinámica externa, el tráfico que circula por la vía, etc.

Se consideraron las siguientes propuestas:

Alternativa 1.

Con el fin de atenuar la excesiva sinuosidad del tramo, se plantea la construcción de una variante en forma paralela al trazo real de la carretera, esto mediante un túnel de las siguientes características:

Longitud total	: 1,112.54 m.
Prog. Inicio	: 62 + 441.50.
Prog. Final	: 63 + 702.00
Pendiente	: 6.29 %
Material	: Estructura de Concreto armado con pernos de sostenimiento y revestimiento de shotcrete.
Ancho de calzada	: 7.20 m.

- **Alternativa 2.**

Con el fin de atenuar la excesiva sinuosidad del tramo, se plantea la construcción de una variante en forma paralela al trazo real de la carretera, esto mediante un puente de las siguientes características:

Longitud total	: 569.00 m.
Prog. Inicio	: 61 + 444.80.
Prog. Final	: 62 + 124.00
Pendiente	: 6.70 %
Ancho de calzada	: 7.20 m.

- **Alternativa 3.**

Se plantea el mejoramiento y rehabilitación de la carretera existente, aumentando la velocidad directriz a 60 km/hr y tratando de llevar el nuevo trazo por el trazo inicial sin ocasionar grandes movimientos de tierras.

Elección de alternativa

	Económico	EIA	Técnico	Conclusión
Alternativa 1	C	B	C	3
Alternativa 2	C	A	C	2
Alternativa 3	A	C	B	1

Cuadro 1.1.- Matriz de Alternativas

Donde: A es Optima, B es Viable y C es No recomendable.

De acuerdo a la matriz de alternativas es evidente que la alternativa 3 es la más conveniente actualmente, por ser más factible técnica y económicamente.

El objetivo del proyecto demarca la necesidad de mantener la velocidad directriz a 60Km/hr. Es por ello que las alternativas propuestas dirigen el trazo a mantener grandes longitudes de curvas, uso de curva de transición y longitudes de tramos en tangente no menores a la mínima establecida en las Normas Peruanas. Sin embargo estas mismas alternativas se ajustan en función a los costos que demandará su respectiva ejecución.

1.2 DISEÑO GEOMETRICO

Las características técnicas fundamentales son las siguientes:

Inicio del Tramo	: Km 61+000
Final del Tramo	: Km 64+000
Longitud real (campo)	:2.986 Km (Trazo corregido).
Velocidad directriz	: 105 Km/h.
Ancho de rodamiento	: 7.20 m
Berma	: solo por sectores con ancho variable
Radio mínimo	: 70 m (mínimo normal)
N° de curvas horizontales	: 9 curvas (promedio 3 curvas/Km)
Cuneta triangular revestida	: 1.00 m x 0.40 m
Cuneta rectangular revestida	: 1.00 m x 0.40 m de prof.

Es por ello que las alternativas propuestas dirigen el trazo a mantener grandes longitudes de curvas, uso de curva de transición y longitudes de tramos en tangente no menores a la mínima establecida en las Normas Peruanas. Sin embargo estas mismas alternativas se ajustan en función a los costos que demandará su respectiva ejecución.

El diseño propuesto para el proyecto contempla el cambio del eje de la vía existentes en tres tramos donde, de acuerdo a la geología del estudio, no implica el corte para explanaciones sobre roca ígnea puramente.

- I. El primer cambio del trazo se inicia en el Km. 60+911.87, correspondiente a un PC (Principio de Curva) existente en el que aprovechamos la tangente anterior a esta hasta hacerla converger, mediante una curva circular de amplio radio de giro y un tramo en tangente, con la curva circular en el Km. 61+237.31.

- II. El segundo cambio del trazo se inicia en el Km. 62+328.85, también correspondiente a un PC existente en el que continuamos la tangente anterior incluyendo una curva circular de 452m de longitud hasta unirla al tramo en tangente existente sobre la progresiva Km.62+844.58

III. El último tramo modificado se inicia en el Km. 63+452.23, donde añadimos una curva circular de amplia seguida de un tramo en tangente con el fin de anular las cuatro últimas curvas horizontales con deficiencias en el trazo (ver cuadro II-4.2.1), dos en el mismo sentido seguidas inmediatamente de otras dos curvas de sentido inverso, y así darle un adecuado desarrollo hasta el Km.64+015.21.

Así se tienen los siguientes tramos modificados:

1. Km. 60+911.87 al 61+237.31	325.44m
2. Km. 62+328.85 al 62+844.58	515.73m
3. Km. 63+452.23 al 64+015.21	562.98m

Como se aprecia, los cambios se inician antes del Km.61+000 y termina^{re} después del Km.64+000, por lo que debe quedar clara la importancia de un análisis integral incluyendo toda la carretera desde Matucana hasta Cocachacra a fin de lograr el objetivo establecido por el proyecto.

Del mismo modo, se ha modificado el trazo de 14 curvas horizontales originales a 9 curvas horizontales finales, mejorando las condiciones del trazo en función a los radios de curvatura y longitudes de tangentes mínimas permitidas, iniciándose desde el Km. 60+911.87, principalmente en los lugares donde el talud permite cortarse por ser material conglomerado hasta el Km. 64+015.21.

Se ha modificado la dirección de la curva N° 41 hacia la izquierda, y la curva N° 42 se ha reemplazado por un tramo en tangente de 112.84m (mínimo permitido: 83m) entre las dos curvas reversas generadas N° 41 y N° 43. Para ello se ha proyectado un muro de contención en la margen izquierda de la carretera.

Las curvas 48 y 49 han sido reemplazadas por una única curva horizontal de 480m de radio que se une a la curva N° 50 con un tramo en tangente de 85.20m (83m mín.) mejorándolo con respecto al trazo original.

La curva N° 51 se ha reemplazado por una de mayor radio (500m) para unirse a un tramo en tangente hasta el Km. 54+000, anulando las curvas existentes N°

52, 53 y 54 reversas entre sí cuyas longitudes de tangente y radios mínimos no cumplen la Norma Peruana. (ver cuadro 1.2)

Curva N°	Dirección D/I	Radio (m) R	Long. Curva (m) Lc	Deflexión D° D	Tangente (L)		Observ.
					(m)	(mín)	
					78.9716	69.00	Cumple
41	Der.	115.00	47.2339	23.5331	44.9509	69.00	No cumple la longitud mínima requerida
42	Izq.	170.00	67.8167	-22.8565	34.6988	69.00	No cumple la longitud mínima requerida
43	Der.	107.00	62.2193	33.3168	94.4727	139.00	No cumple la longitud mínima requerida
44	Der.	125.00	63.2775	29.0043	93.5900	139.00	No cumple la longitud mínima requerida
45	Der.	310.00	41.5022	7.6706	150.7874	69.00	Cumple
46	Izq.	145.00	227.9273	-90.0640	65.0175	69.00	No cumple la longitud mínima requerida
47	Der.	92.00	93.2017	58.0442	208.1797	69.00	Cumple
48	Izq.	400.00	101.0560	-14.4752	97.1824	139.00	No cumple la longitud mínima requerida
49	Izq.	451.00	311.1158	-39.5247	71.9512	69.00	Cumple
50	Der.	162.00	276.1901	97.6823	300.6062	69.00	Cumple
51	Izq.	215.00	72.4162	-19.2983	165.4987	139.00	Cumple
52	Izq.	95.00	52.2193	-31.4941	53.9343	69.00	No cumple la longitud mínima requerida
53	Der.	97.00	82.6557	48.8229	59.2150	69.00	No cumple la longitud mínima requerida
54	Izq.	135.00	52.1106	-22.1164			

Cuadro 1.2.- Cuadro de Análisis de Curvas Horizontales.

La nueva longitud del tramo entre los Km. 61+000 al 64+000 se ha reducido en solo 13.29m, con lo que la variación de la pendiente de cada tramo modificado se ha visto ligeramente incrementada para no tener que modificar la pendiente de los tramos no mejorados.

Se ha tratado de seguir un alineamiento vertical similar o paralelo al trazo original de tal manera que los tramos modificados empalmen adecuadamente con los tramos no modificados.

1.3 INGENIERIA DE TRÁNSITO

El estudio de tráfico está orientado a proporcionar la información básica para determinar los indicadores de tráfico y la repetición de ejes equivalentes para la evaluación económica y el diseño del pavimento.

El estudio comprende la recopilación de información básica para la estimación del tráfico, el cálculo de los factores de corrección y del IMDA, la determinación del área de influencia mediante encuestas de origen y destino, el cálculo de las tasas de crecimiento así como del tráfico total proyectado, y el cálculo de los factores destructivos y de los ejes equivalentes acumulados.

Del estudio Volumétrico se identificó que en esta carretera no hay vías afluentes por las que ingrese o salga volumen significativo de vehículos que determinen nodos, pero sí hay localidades importantes como Cocachacra, San Mateo, Matucana, Morococha, Casapalca, Río Blanco y otras. De este modo se han considerado 4 tramos:

- Puente Ricardo Palma – Cocachacra – Matucana
- Matucana – San Mateo
- San Mateo – Morococha y
- Morococha – Oroya

Agrupados de esta forma, la estación de conteo vehicular puede ubicarse en cualquier parte dentro del primer tramo implicado para este proyecto. El volumen de tráfico además de las variaciones horarias y diarias varía según las estaciones climatológicas del año, por lo tanto es necesario efectuar una corrección para eliminar las fluctuaciones del volumen de tráfico durante el año. Para expandir la muestra tomada se utiliza los factores de corrección estacional FCE. En este caso disponemos de series históricas de volumen de tráfico provenientes de los registros del cobro de peaje.

El Factor de Corrección Estacional (FCE) adoptado, corresponde a los datos del año 2005, ya que este es el más cercano a nuestro año cero 2006, que sirve para eliminar las fluctuaciones del tráfico durante el resto del año.

El Índice Medio Diario Anual en este tramo es de 3,946 compuesto por 35.6% de vehículos ligeros, 11.7% de ómnibus y 52.7% de vehículos de transporte de carga. Asimismo, en el siguiente cuadro se puede apreciar los IMDA por tipo de vehículo:

VEHÍCULO	COCACHACRA-MATUCANA
AUTOS	739
PICK UP	362
CAMIONTAS RURALES	152
MICROS	152
BUS 2 EJES	318
BUS 3 EJES	142
CAMION 2 EJES CHICO	573
CAMION 2 EJES GRANDE	451
CAMION 3 EJES	395
CAMION 4 EJES	33
2S2	46
2S3	142
3S2	81
3S3	295
2T2	4
2T3	1
3T2	30
3T3	30
I.M.D.A.	3946

Cuadro 1.3.- IMDA Año Base (2006) por Tipo de Vehículo

Las encuestas de origen y destino tienen como objetivo conocer las zonas generadoras y atractoras de los viajes, lo que a su vez permite determinar el área de influencia de la carretera, para el cálculo del PBI utilizado en la proyección del tráfico.

El origen y destino de los pasajeros serán utilizadas para determinar la población del área de influencia de la vía. El vehículo tipo, motivo de viaje, ocupabilidad, profesión e ingreso económico de los pasajeros, así como el tipo de carga y cantidad transportada, serán utilizadas en el estudio económico.

De los resultados de las encuestas anexadas se ha determinado:

- El área de influencia de la carretera comprende los departamentos de Lima, Junín, Huancavelica, Huanuco, Pasco y Ucayali.
- Los viajes en vehículos de transporte público de pasajeros en unidades pequeñas como camionetas rurales y micros son de corta distancia, unen localidades cercanas como Chosica con Matucana.

- Los viajes en ómnibus mayormente tienen origen y/o destino la ciudad de Lima; de los vehículos encuestados en la estación de Corcona el 55% realiza viajes entre las ciudades de Huancayo, Huancavelica y Lima, el 19% entre Huánuco, Cerro de Pasco, Pucallpa, Tingo María y Lima, el 15% efectúa servicio de transporte entre Tarma, las ciudades ubicadas en el valle de Chanchamayo, Satipo y Lima.
- En vehículos de cargas el 27% de los viajes registrados fueron entre Lima y las ciudades de Huancayo, Jauja, Huancavelica y Pampas, el 22% entre las zonas de Cerro de Pasco, Tingo María, Pucallpa, Huánuco y Lima y el 29% entre el valle de Chanchamayo, la zona de Satipo, Tarma y Lima.

El estudio de **la proyección del tráfico** tuvo una consideración importante sobre el Tráfico Futuro, generalmente compuesto por un *Tráfico Normal Existente*, con un crecimiento vegetativo, un *Tráfico Derivado* o *Desviado*, que puede ser atraído hacia o desde otra carretera como consecuencia generalmente por la reducción de los costos del transporte, y un *Tráfico Inducido* o *Generado*, que es el que no existía y aparece como efecto de la ejecución del proyecto, pero debido a que en la actualidad la carretera Central es la única que se encuentra a nivel de carpeta asfáltica y con condiciones Geométricas que permiten una velocidad directriz apreciable, se ha considerado como casi imperceptibles los aportes dados tanto por el Tráfico Inducido como por el Tráfico Derivado.

El tráfico normal es el que está utilizando la carretera en la actualidad y que tendrá un crecimiento vegetativo independiente de las mejoras a realizar, y que estará influenciado por el mayor o menor desarrollo de las actividades económicas en el área de influencia directa e indirecta del proyecto y por el crecimiento de la población. De esta forma se ha calculado las tasas de crecimiento del tráfico sobre la base de las variables socio económicas PBI y Población de los departamentos de Huancavelica, Lima, Junín, Pasco, Huanuco y Ucayali. Sobre el PBI se ha obtenido una Tasa de crecimiento de 2.43%, el cual será considerado en los 10 primeros años de la proyección; para los siguientes 10 años estamos considerando el efecto que tendrá sobre la carretera la activación de la Carretera Interoceánica Centro con la tasa de 3.20%. Se ha calculado la población de los departamentos involucrados, basándose en los datos censales del INEI, para los años 1993, 1995, 2000 y 2005¹.

¹ INEI, X Censo Nacional de Población y V Censo Nacional de Vivienda 2005 (Resultados Preliminares)

Para determinar las tasas de crecimiento de la población en el área de influencia del proyecto, se ha analizado la participación de la población en los viajes en vehículos de pasajeros sobre la base de los resultados de la encuesta de origen y destino de pasajeros, ponderando las tasas de crecimiento de la población de cada departamento, en función de la generación de viajes.

Del estudio tanto del PBI como de la Población, se ha determinado las siguientes tasas de crecimiento promedio anual y total:

PERIODO	Vehículo Ligero	Camiones
2007-2016	1.59%	2.43%
2016-2026	1.59%	3.20%

Cuadro 1.4.- Tasas de Crecimiento del Tráfico

	2005 AÑO BASE	2006 CONS- TRUCCIÓN	2007 AÑO 1 DE OPERACION	2008 AÑO 2	2016 AÑO 10	2017 AÑO 11	2026 AÑO 20
DIRECCION: MATUCANA – COCACHACRA							
AUTOS	379	385	391	397	450	457	527
PICK UP	186	189	192	195	221	225	259
C.R.	77	78	79	80	91	92	106
MICROS	76	77	78	79	90	91	105
BUS 2 EJES	158	161	164	167	189	192	221
BUS 3 EJES	72	73	74	75	85	86	114
CAMION 2-L EJES	299	306	313	321	389	401	532
CAMION 2-P EJES	211	216	221	226	274	283	376
CAMION 3 EJES	190	195	200	205	248	256	340
CAMIONES 4 EJES	18	18	18	18	22	23	31
ARTICULADOS	303	310	318	326	395	408	542
TOTAL	1969	2008	2048	2089	2454	2514	3153
DIRECCION: COCACHACRA – MATUCANA							
AUTOS	360	366	372	378	429	436	503
PICK UP	176	179	182	185	210	213	245
C.R.	75	76	77	78	88	89	103
MICROS	76	77	78	79	90	91	105
BUS 2 EJES	160	163	166	169	192	195	225
BUS 3 EJES	70	71	72	73	83	84	112
CAMION 2-L EJES	274	281	288	295	357	368	489
CAMION 2-P EJES	240	246	252	258	313	323	429
CAMION 3 EJES	205	210	215	220	267	276	366
CAMIONES 4 EJES	15	15	15	15	18	19	25
ARTICULADOS	326	334	342	350	424	438	582
TOTAL	1977	2018	2059	2100	2471	2532	3184

Cuadro 1.5.- Tráfico Total Proyectado

Finalmente se calculó los **efectos destructivos** de las cargas transmitidas al pavimento por los vehículos pesados que circulan por la carretera.

Los factores destructivos del pavimento o ejes equivalentes a 8.2 toneladas se han determinado para un número estructural SN de 4 y una serviciabilidad final de 2.5, como lo recomienda la AASHTO.

Con los factores destructivos del pavimento corregidos por presión de inflado de llantas, el IMDA y las tasas de crecimiento del tráfico se ha calculado la cantidad acumulada de ejes equivalentes (EAL).

El cálculo se ha efectuado para dos períodos. El primer período comprende el año de puesta en marcha del proyecto (2007) hasta el año 10 de vida útil (2016). El segundo período abarca los siguientes diez años del 2017 al 2026 para poder compatibilizar los resultados con los obtenidos de la proyección de tráfico por la influencia de la futura construcción de la Carretera Interoceánica Centro.

Se observan diferencias entre los ejes equivalentes a 8.2 toneladas, acumulados en 10 y 20 años, según el sentido del tráfico. En la dirección La Oroya – Pte. Ricardo Palma la cantidad de EAL es mayor por que los camiones de más de 3 ejes viajan cargados con minerales provenientes de La Oroya y Cerro de Pasco, madera y frutas de Chanchamayo y Pucallpa. En cambio muchos de estos camiones realizan el viaje de regreso, es decir en la dirección Pte, Ricardo Palma – La Oroya, sin carga.

Dirección	Ejes Equivalentes		
	10 años	10–20 años	20 años
Cocachacra - Matucana	6.5×10^6	8.05×10^6	15.1×10^6
Matucana – Cocachacra	11.2×10^6	14.08×10^6	26.3×10^6

Cuadro 1.6.- Cantidad de Ejes Equivalentes por Dirección de Transito

1.4 ESTUDIO DE GEOLOGIA Y GEOTECNIA

Geológicamente, la finalidad del presente estudio es identificar y evaluar los principales problemas geodinámicos existentes en la carretera Cocachacra – Matucana y recomendar las medidas correctivas, así como identificar los problemas de estabilidad de taludes y fenómenos de geodinámica externa averiguando su causa para diseñar las soluciones de defensa.

Para este fin, se realizó una visita de campo, en la que se evaluaron los aspectos más importantes, considerando los aspectos geomorfológicos, estratigráficos, estructurales y de geodinámica externa, relacionados directamente con su emplazamiento a lo largo de la margen izquierda del río Rímac. Encontrándose con lo siguiente:

- Depósito coluvial cuaternario, bloques de granodiorita tonalita englobado en una matriz de arena limosa con presencia de rocas feldespáticas (Ortosas, plagioclasas, y cuarzo), y en menor proporción elementos ferromagnesianos (biotita o mica negra y orblenda) estos últimos contienen bastante cantidad de hierro, por los que son los que oxidan con mayor facilidad.
- Taludes con fuertes pendientes de roca granítica.

Es importante señalar que es evidente la descomposición de material granítico, debido a la meteorización mecánica, que en este caso es el intemperismo esfenooidal, que tiene como origen al cambio de temperatura y el clima semi-árido que con el paso de los años las rocas se oxidan y se descomponen.

De acuerdo a la visita hecha al campo, se distinguió lo siguiente:

- ✓ Desde mucho antes del Km. 60+000 – 61+300, se nota que el material es de origen coluvial. Entre los Km 61+300 – 62+400, la carretera se desarrolla en el talud compuesto por riodacitas de fuerte inclinación, variable entre 50° y 70°. El afloramiento demuestra numerosas fracturas cerradas, semi-verticales, sin apertura. Los taludes, en general, presentan moderada estabilidad.

- ✓ Entre los Km 62+400 y 62+820, cruza un flujo de escombros de origen coluvio-aluvial, cuya altura es de 40 m y de 35° de inclinación. En el talud superior se encuentra un afloramiento abrupto de rocas graníticas. El depósito coluvial descansa inestablemente.
- ✓ En la sección comprendida entre los Km 62+820 y 63+700, se encuentra un talud de rocas graníticas de aproximadamente 30 m de altura y de 50° de pendiente. La litología está fuertemente meteorizada, presentándose una matriz arenosa y bloques. En general, este talud es estable.
- ✓ Del mismo modo, a partir del Km. 63+700 – 64+000, el material cambia nuevamente a uno coluvial.

Geotécnicamente, para efectos de diseño de los componentes de la estructura del pavimento es muy importante conocer “sobre qué...” material estamos y “con qué...” recursos contamos que puedan servir como componentes estructurales de nuestra carretera y que su comportamiento bajo las condiciones de diseño sea el óptimo.

Por estas razones es importante conocer las características mecánicas y químicas de los materiales de sub-rasante, componentes de la base, sub-base, pavimento propiamente dicho y el agua.

Para el cálculo del CBR del material de sub-rasante, en el campo se ha tomado una muestra, mediante una calicata en el borde de la carretera, -Calicata C1- Prog. 63+715-, esquemáticamente lo representamos en la Figura 1.1.

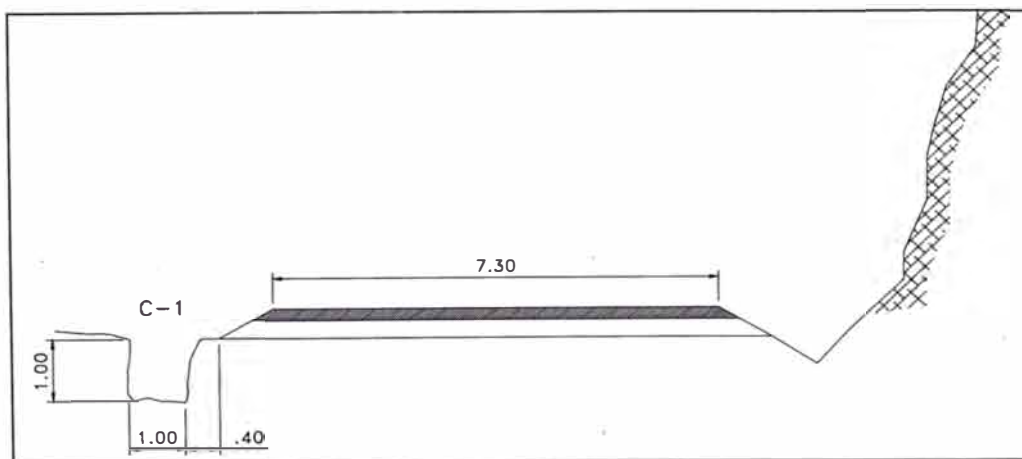


Figura 1.1 Esquema de Toma de calicata C-1, Prog. 63+715

Con los datos recolectados a lo largo de los tres kilómetros, se ha elaborado un perfil estratigráfico en base a la información dada por las calicatas de diseño

Seguidamente se calculó el CBR del tramo por el método del percentil.

Mr (psi) Ordenado	CBR (Mpa)	Valores >= Mr	% >=
40,647	48	1	46%
29,557	33	2	67%
27,256	30	3	73%
24,920	27	4	81%
20,937	22	5	100%

Cuadro 1.7.- Datos para tabulación del Percentil

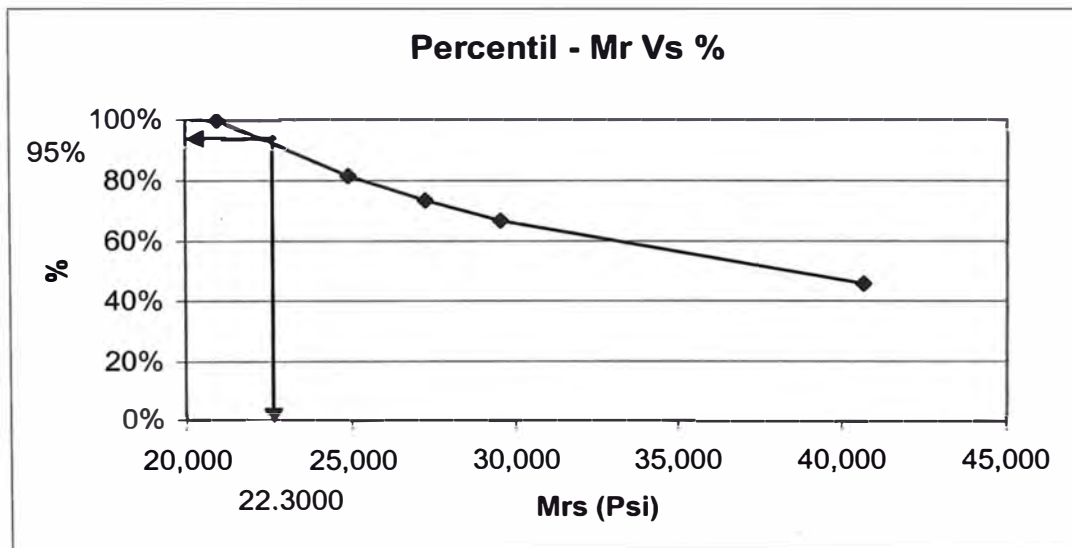


Figura 1.2.- Cálculo del CBR por el método del percentil

Considerando la fórmula del Instituto de Aeronáutica de Brasil:

$$\text{CBR} = 0.0624(\text{Mr})^{1.176}$$

Donde: Mr (Psi)

Para CBR de 4 a 48%

Finalmente se obtiene un CBR de diseño de 24 Mpa, equivalente a un Mr de 22,300 Psi aproximadamente.

Respecto al material de canteras. Se han localizado canteras con el fin de obtener agregado y rocas para concreto y asfalto. Otro tipo de canteras es el de préstamo para el afirmado, material compuesto por arenas, arcillas y fragmentos de roca para su utilización en la sub-rasante y capa basal de la carretera.

Las arenas que se utilizan para la producción de morteros y hormigón no debe contener más de un 2 % de arcilla y deben estar limpias; por lo general deben ser bien seleccionadas y estar libres de cualquier tipo de contaminación orgánica. Estas arenas limpias que se producen por la descomposición de las rocas graníticas y granodioríticas, se pueden conseguir en el cauce del río Rímac, y de sus tributarios. Las gravas y sedimentos finos utilizables como relleno, pueden ser extraídos de los conos aluviales que rellenan las quebradas. Se tratará de utilizar las canteras ya explotadas para evitar la desestabilización de nuevos taludes.

La relación de canteras explotables en el **Tramo 2** del proyecto se muestra en el cuadro siguiente:

Cantera	Prog.	Lado	Acceso	Potencia (m³)	Rend	Uso	Tratamiento
Esperanza	58+500	Izq.	800m	220,000	70%	Sub-base Base, Concreto Asfalto	Zarandeo Chancado
San Juan	69+860	Der.	700m	60,000	60%	Sub-base Base, Concreto Asfalto	Zarandeo Chancado
Huariquiña	71+800	Der.	200m	23,400	90%	Sub-base Base, Concreto Asfalto	Zarandeo Chancado

Cuadro 1.8.- Relación de canteras explotables en el Tramo 2 del proyecto

1.5 DISEÑO DE PAVIMENTOS

El método de la American Association of State Highway and Transportation Officials (AASHTO), versión 1993, establece que la estructura de un pavimento debe satisfacer un determinado Número Estructural, el cuál se calcula en función:

- El tráfico que transcurrirá por la vía, durante un determinado número de años (período de diseño);
- La resistencia del suelo que soportará al pavimento; y,
- Los niveles de serviciabilidad deseados para la vía, tanto al inicio como al final de su vida de servicio.

Adicionalmente, deben considerarse determinados parámetros estadísticos, que funcionan como factores de seguridad que garantizan que la solución obtenida cumple con un determinado nivel de confianza.

La expresión dada por AASHTO para el cálculo del número estructural (SN) del pavimento, es:

$$\log W_{18} = Z_R S_o + 9.36 \log(SN + 1) - 0.20 + \frac{\log\left(\frac{\Delta PSI}{4.2 - 1.5}\right)}{0.40 + \frac{1094}{(SN + 1)^{5.19}}} + 2.32 \log M_R - 8.07$$

Donde

- W_{18} : Número Total de Ejes Equivalentes, para el período de diseño.
- p_i : Serviciabilidad inicial.
- p_t : Serviciabilidad final.
- M_R : Módulo de Resiliencia de la subrasante.
- Z_r : Desviación Standard Normal
- S_o : Desviación Standard Total

Una vez determinado el Número Estructural requerido, la estructuración del pavimento se realiza por tanteos, asignando dimensiones a cada una de las capas consideradas, y, calculando en función a estas dimensiones y a la calidad de los materiales empleados –expresada mediante un coeficiente estructural- los números estructurales parciales, los que sumados deben satisfacer el valor total requerido.

La expresión que relaciona el número estructural con los espesores de capas es:

$$SN = a_1 D_1 + a_2 m_1 D_2 + a_3 m_2 D_3$$

Donde:

a_1, a_2, a_3	=	Coefficientes estructurales de los materiales
m_1, m_2	=	Coefficientes de drenaje de materiales granulares
D_1, D_2, D_3	=	Espesores de las capas

PARÁMETROS DE DISEÑO

Módulo Resiliente (M_R).- Del Estudio Geotécnico se establece que para una confiabilidad del 95%, tenemos que el Módulo de Resiliencia de la Subrasante de: $M_R = 22,300.00$ psi

Tráfico.- Del estudio de Tráfico, se tienen los siguientes valores en Ejes Equivalentes para los diferentes periodos de análisis; se muestran en el Cuadro 1.6.

Confiabilidad.- Para su determinación se empleó la Guía AASHTO (2.1.2 Traffic, Part II: Pavement Design Procedures for New Construction or Reconstruction). Se está tomando una confiabilidad de 95%, con el cual se obtiene una Standard Normal Deviate ($Z_R = -1,645$)

Desviación estándar total.- $S_0 = 0,45$

Serviciabilidad.-
 Serviciabilidad Inicial (p_i) = 4.2
 Serviciabilidad Final (p_f) = 3.0

Coefficientes estructurales de capas.- Basados en lo señalado en el ítem 2.3.5 Layer coefficients, de la Guía de Diseño AASHTO, los coeficientes estructurales de capa considerados para el cálculo del número estructural de diseño son los siguientes:

$a_1 = 0,44/\text{pulg.}$ ó $0,17/\text{cm}$ (para carpeta asfáltica en caliente)

$a_2 = 0,133/\text{pulg.}$ ó $0,052/\text{cm}$ (para agregados de CBR = 80%) y un Módulo Resiliente igual a 30 ksi.

$a_3 = 0,11/\text{pulg.}$ ó $0,043/\text{cm}$ (para agregados de CBR = 40%) y un Módulo Resiliente igual a 15 ksi.

Coefficientes de drenaje.- Para la elección del Coeficiente de Drenaje (Tabla 2.4 Valor de m_i recomendado para la modificación de coeficientes estructurales de base y subbase – AASHTO) se han tomado las siguientes consideraciones:

Exposición en agua de las estructuras de drenaje, entre 5 y 25%.

La condición de los sistemas de drenaje es Regular.

Por lo tanto se asume un Coeficiente de Drenaje $m_i = 0.90$

Diseño del Pavimento Para 20 Años.- Tomando en cuenta que el valor de SN obtenido debe ser distribuido en las diferentes capas que conformaran el Pavimento, los que obedecen a la calidad del material y su coeficiente de aporte estructural los que son castigados por el coeficiente de drenaje dependiendo de las propiedades drenantes del material. Los espesores son distribuidos de acuerdo a criterios mínimos que se presenta a continuación.

RANGOS DE TRAFICO	CONCRETO ASFALTICO	ESPESOR DE BASE
Menos de 50000	1 (Tratamiento Superficial)	4
50001 – 150000	2.0	4
150001 – 500000	2.5	4
5000001 – 2000000	3.0	6
2000001 – 7000000	3.5	6
Mayor a 7000000	4.0	6

Cuadro 1.9.- Espesores Mínimos Pulgadas

Teniendo en cuenta todas estas consideraciones, asumimos los siguientes espesores para poder diseñar el espesor de la capa de sub base:

Carpeta Asfáltica 10.0 cm (4")

Base Granular 23.0 cm (9")

Resultados. Los cálculos realizados se obtienen los siguientes espesores para el Pavimento, con una proyección de 20 años.

Carpeta Asfáltica = 10.0 cm (4 pulg)

Base Granular = 23.0 cm (9 pulg)

Base Granular = 43.0 cm (17.03 pulg)



1.6 ESTUDIO HIDROLOGICO E HIDRAULICO

El estudio hidrológico e hidráulico consistió en estimar las descargas de los cursos indicados, a partir de un análisis de frecuencias de las precipitaciones máximas en 24 horas registradas en las estaciones meteorológicas especialmente seleccionadas.

El procedimiento seguido en el estudio fue el siguiente:

- **Selección de las estaciones pluviométricas**

Las estaciones pluviométricas fueron seleccionadas de la cuenca del río Rímac, de la cuenca del río Mantaro y vecinas. Estas cuencas son las que están más próximas a la zona de estudio. Estas estaciones pluviométricas se muestran en el siguiente cuadro:

Estación	Cuenca	Altitud msnm	Latitud	Longitud
Santa Eulalia	Rímac	1050	11°54'	76°40'
Matucana	Rímac	2378	11°50'	76°23'
Autista	Rímac	2250	11°44'	76°37'
Carampoma	Rímac	3272	11°39'	76°31'
San José de Parac	Rímac	3800	11°48'	76°15'
Chalilla	Lurín	4050	11°56'	76°20'
Mina Colque	Rímac	4600	11°35'	76°29'
Milloc	Rímac	4400	11°34'	76°21'
Casapalca	Rímac	4191	11°37'	76°13'
San Cristóbal	Mantaro	4695	11°44'	76°03'
Morococha	Mantaro	4600	11°25'	76°20'
Pomacocha	Mantaro	4266	11°44'	76°08'
Marcapomacocha	Mantaro	4413	11°24'	76°20'

Cuadro 1.10.- Estaciones pluviométricas

- **Recopilación de la información cartográfica y pluviométrica**

Se ha tomado la siguiente información cartográfica de la Carta Nacional:

Denominación	Hoja	Escala	Institución
Chosica	24j	1:100,000	IGN
Matucana	24k	1:100,000	IGN
Oroya	24l	1:100,000	IGN

Cuadro 1.11.- Información Cartográfica disponible

- **Análisis de consistencia de la información.**

Para determinar cuál de las distribuciones se adapta mejor a la información histórica, se utilizaron los siguientes métodos: Método del error cuadrático mínimo, Test de Kolmogorov – Smirnov, Test de Chi – Cuadrado χ^2 .

De acuerdo a estos métodos la distribución Gumbel es la que mejor se ajusta a la información histórica.

- **Determinación de las precipitaciones máximas en 24 horas para diferentes períodos de retorno.**

Se determinó las precipitaciones máximas en 24 horas para 10 y 20 años de periodo de retorno, correspondiente a las cunetas y alcantarillas respectivamente.

Estas precipitaciones se determinaron por la distribución Gumbel. A continuación se muestran estas precipitaciones en el siguiente cuadro:

Periodo Retorno	Matucana	Caram-poma	Autisha	Casapalca	San José de Parac	Mina Colque	Marcapoma cocha	Chalilla	Milloc
10	32.67	35.14	28.07	46.86	38.31	27.48	44.49	52.54	48.36
20	37.83	39.29	33.51	53.72	44.05	31.48	49.88	61.24	55.25

Cuadro 1.12.- Precipitaciones máximas en 24 horas

- **Trazo de mapas de Isoyetas**

El trazo de isoyetas se realizó de la siguiente forma:

En el plano de la cuenca, donde se ubican las estaciones pluviométricas con sus respectivos valores de precipitación (precipitación máxima en 24 hs, para un período de retorno dado). Se realiza una interpolación lineal determinándose así los puntos de precipitación entera (50 mm, 60 mm, etc.). Uniendo estos puntos se tiene el trazo inicial de isoyetas. El trazo se realizó haciendo uso del software Autodesk Land 2006.

- **Cálculo de las descargas máximas en los sitios requeridos.**

Se determinó las descargas máximas mediante el método racional para cada subcuenca determina. Para esto se determinó las características fisiográficas para determinar el tiempo de concentración y el área de cada subcuenca. Para hallar la intensidad se considero la fórmula del Soil Conservation Service (SCS). Además se utilizo el método del IILA – SENAMHI – UNI para verificar las descargas máximas. Las descargas máximas para cunetas y alcantarillas se muestran en los siguientes cuadros:

C		0.42					
SUBCUENCA	CUNETA		AREA (Km ²)	IILA-SENAMHI-UNI		SCS	
	DE	A		INTENSIDAD (mm/hr)	CAUDAL (m ³ /seg)	INTENSIDAD (mm/hr)	CAUDAL (m ³ /seg)
S C 1	61+490	61+140	0.13	19.66	0.31	19.49	0.31
S C 2	61+800	61+490	0.09	21.37	0.22	24.13	0.25
S C 3	62+113	61+800	0.53	16.64	1.03	14.50	0.90
S C 4	62+525	62+113	0.41	18.19	0.88	17.07	0.83
S C 5	62+776	62+525	0.19	18.67	0.41	18.07	0.40
S C 6	63+107	62+776	0.08	20.60	0.19	22.47	0.21
S C 7	63+321	63+107	0.09	19.77	0.21	20.50	0.22
S C 8	63+640	63+321	0.32	16.27	0.61	14.31	0.53
S C 9	63+800	63+640	0.80	15.44	1.44	13.33	1.24
S C 10	64+000	63+800	0.17	16.60	0.33	14.96	0.30

C		0.46					
SUBCUENCA	ALCANTARILLA	AREA (Km ²)	IILA-SENAMHI-UNI		SCS		
			INTENSIDAD (mm/hr)	CAUDAL (m ³ /seg)	INTENSIDAD (mm/hr)	CAUDAL (m ³ /seg)	
S C 1	61+140	0.13	22.64	0.39	22.34	0.39	
S C 2	61+490	0.09	24.61	0.28	27.51	0.31	
S C 3	61+800	0.53	19.16	1.30	16.44	1.11	
S C 4	62+113	0.41	20.95	1.11	19.33	1.02	
S C 5	62+525	0.19	21.50	0.52	20.48	0.49	
S C 6	62+776	0.08	23.72	0.24	25.47	0.26	
S C 7	63+107	0.09	22.77	0.27	23.25	0.27	
S C 8	63+321	0.32	18.74	0.77	16.27	0.66	
S C 9	63+640	0.80	17.78	1.81	15.19	1.55	
S C 10	63+800	0.17	19.11	0.42	17.06	0.38	

Cuadro 1.13.- Descargas máximas para cunetas y alcantarillas

- **Diseño de obras de arte y drenaje (cunetas y alcantarillas)**

SUBCUENCA	CUNETETA		CAUDAL MAXIMO M3/S	CAUDAL DISEÑO M3/S	OBSERVACION
	DE	A			
S C 1	61+490	61+140	1.04	0.31	OK
S C 2	61+800	61+490	1.04	0.25	OK
S C 3	62+113	61+800	0.90	0.90	OK
S C 4	62+525	62+113	0.88	0.83	OK
S C 5	62+776	62+525	0.88	0.40	OK
S C 6	63+107	62+776	1.04	0.21	OK
S C 7	63+321	63+107	1.07	0.22	OK
S C 8	63+640	63+321	0.67	0.53	OK
S C 9	63+800	63+640	0.67	1.24	CAMBIAR
S C 10	64+000	63+800	0.67	0.30	OK

Cuadro 1.14.- Evaluación de Cunetas

Progresivas 63+640 a 63+840 proyectar una cuneta de sección cuadrada de 1.0 x 0.40m. Esta cuneta podrá evacuar 1.7 m3/seg.

SUBCUENCA	ALCANTARILLA	DIAMETRO	CAUDAL MAX M3/S	CAUDAL M3/S	CONCLUSION
S C 1	61+140	36	1.13	0.39	OK
S C 2	61+490	36	1.13	0.31	OK
S C 3	61+800	48	2.35	1.11	OK
S C 4	62+113	48	2.35	1.02	OK
S C 5	62+525	36	1.13	0.49	OK
S C 6	62+776	36	1.13	0.26	OK
S C 7	63+107	36	1.13	0.27	OK
S C 8	63+321	36	1.13	0.66	OK
S C 9	63+640	36	1.13	1.55	CAMBIAR
S C 10	63+800	36	1.13	0.38	OK

Cuadro 1.15.- Evaluación de Alcantarillas

- Se proyecta una nueva alcantarilla en el km 61+140 TMC de 36", ubicado en un tramo de la primera variante.
- Se proyecta una nueva alcantarilla en la progresiva 62+525 TMC 36"
- Se alarga la alcantarillas 62+776 TMC 36", debido a que el trazo esta metido hacia el cerro.
- Se reemplaza la alcantarilla 63+640 por una TMC de 48" con su respectivo alargamiento.
- Se proyecta una nueva alcantarilla en el km 63+800 TMC 36"

1.7 SEÑALIZACION Y SEGURIDAD

La propuesta para el mejoramiento del trazo existente de la carretera dentro del tramo en evaluación requiere de una adecuada complementación de la señalización en las condiciones actuales y sobre el nuevo trazo de la vía propuesta.

Se ha encontrado durante la inspección de campo, algunas deficiencias como, incompatibilidad de la señalización horizontal (marcas permanentes sobre el pavimento) con respecto a lo indicado en los planos del proyecto anterior.

Así, se registraron dos señales que no guardaban la distancia máxima requerida entre el borde del pavimento la señal respectiva. Una señal preventiva que se encontraba en mal estado, dando alerta de la necesidad del mantenimiento inmediato sobre esta. La señalización horizontal permitía, sobre algunas curvas, el paso de adelanto en zonas de poca visibilidad.

Medidas de Seguridad Propuestas.- La primera medida de seguridad propuesta consiste en mitigar la falta de visibilidad en las curvas horizontales, consiste en indicar con señales de reglamentación las zonas de “NO ADELANTAR”, además de lo que se pueda restringir con la señalización horizontal.

Al menos se deben colocar dos señales antes de ingresar a las curvas 44 y 47 de la vía existente. Contra lo observado en la progresiva km. 63+800 donde existe una zona de huaycos, se propone simplemente señalizarlo con una señal preventiva de zona de huaycos en temporada lluvias a modo de advertir al conductor que no se detenga en el tramo en peligro.

Tanto la señalización vertical como la horizontal deben responder a un mismo concepto de seguridad vial, por el que deberá corregirse esta última en algunos sectores de la vía, principalmente al ingreso y a la salida de las curvas con poca distancia de visibilidad.

1.8 EVALUACION ECONOMICA

La evaluación económica se efectúa para determinar la factibilidad, en términos sociales, de llevar a cabo el proyecto, lo que se define en razón a los beneficios estimados frente al costo de las obras a realizar y los costos recurrentes de mantenimiento rutinario y las políticas de mantenimiento periódicas consideradas.

En la evaluación económica del Proyecto, se aplicará el Método del Excedente Social, analizando los ahorros en costos de operación de los vehículos que utilizan la carretera, evaluación que se fundamenta en el alto tráfico que soporta la vía y otros beneficios, como añadidos. A parte del tráfico normal, no se ha considerado tráfico generado ni tráfico desviado atraído hacia la carretera del proyecto, atendiendo a los estudios de tráfico realizados; asimismo, no se ha considerado el que se desviaría hacia la carretera Lima - Canta - Unish por no asegurarse su respectiva rehabilitación.

Este análisis permitirá, además, establecer el rendimiento del proyecto a través del confort de la solución técnica asociada a las políticas de mantenimiento que se aplique. En el desarrollo del estudio, se ha considerado los costos de inversión y mantenimiento, en relación a los presupuestos alcanzados por los especialistas de ingeniería. Los costos para su tratamiento en esta parte del estudio, han tenido que ser diferenciados en costos de mano de obra, en función a su costo de oportunidad en el mercado y costos en materiales y equipos de acuerdo a que se traten de bienes importados o de fabricación nacional; para luego ser convertidos a precios de eficiencia, en razón a que los precios de mercado en los países en desarrollo presentan distorsiones en su estructura, al aplicárseles obligaciones que permitan al Estado cubrir ciertos compromisos sociales, pero que no son compatibles con la razón del bien.

Año de inicio de construcción	2006
Año de la inversión	2006
Año de puesta en servicio del tramo	2007
Horizonte del proyecto	20 años
Tasa de descuento	14%
Indicadores de evaluación	Tasa Interna de Retorno (TIR) Valor Presente Neto (VAN) Relación Beneficio /Costo (B/C)

En lo que respecta a los costos de mantenimiento, se han asumido costos de mantenimiento periódico y rutinario, con un refuerzo a los diez años y en razón al comportamiento y características técnicas de ingeniería.

Para establecer el Flujo de Costos y Beneficios del Proyecto se estimaron los costos de inversión y mantenimiento, seguidamente se calcularon los beneficios por costos de operación vehicular de los usuarios, restando los costos de operación de los vehículos en la situación “con proyecto” de los costos de operación de los vehículos “sin proyecto”.

Los costos de la inversión y del mantenimiento se calculan llevando los presupuestos calculados para cada uno de ellos a precios económicos o precios sociales. Estos precios económicos o de eficiencia se estiman deduciendo a los precios financieros o de mercado las transferencias al Sector Público, tales como: impuestos, aranceles de aduana y otros derechos. Solo de esta forma es posible compararlo con el beneficio social dentro de la evaluación económica.

INSUMOS	Material y Equipo nacional	Material y Equipo importado	Mano de obra calificada	Mano de obra no calificada
Aranceles (%)		15%		
IGV (%)	19%	19%		
Costo Oportunidad			1	0.6
FACTOR	0.85	0.74	1	0.6

Cuadro 1.16.- Factores de Ajuste de la Obras de Construcción de costos de Mercado a costos Económicos

Para la situación sin proyecto se considera un mantenimiento rutinario incluido el bacheo, que se considera que se va a realizar esta tarea a un 7% de la superficie total. Rehabilitada la carretera, se aplicará la política de mantenimiento, consistente en efectuar un mantenimiento rutinario durante los 20 años del horizonte del proyecto. Considera bacheo del 6% de la superficie total, cuando estos se produzcan; sello de 10 mm. de espesor cada cinco años y un refuerzo de 5 mm al décimo año.

Concepto	Unidad	Total US\$	M. Obra Calificada	M. Obra No Calificada	Mat y Eq. Nacional	Mat y Eq. Importado
Bacheo	\$/m ²	8.62	2.32	0.89	3.32	2.10
Sello	\$/m ²	0.86	0.23	0.09	0.33	0.21
Refuerzo	\$/m ²	2.95	0.79	0.30	1.13	0.73
M. Rutinario	\$/km-año	1678.79	451.34	172.33	645.22	409.90

Fuente: Estudios de Ingeniería - CESEL

Cuadro 1.17.- Costos Financieros de Mantenimiento

Los costos de la operación vehicular se calcularon proyectando el tráfico para el periodo de vida del proyecto de acuerdo al estudio de tráfico presentado en los estudios de ingeniería, castigados por el costo en el que incurre cada tipo de vehículo por circular a través de la vía dentro las condiciones existentes o futuras de la misma. La diferencia entre la situación "con proyecto" y a situación "sin proyecto" nos da como resultado el beneficio que un usuarios obtiene por la ejecución del proyecto. Esto es lo que llamamos "Método del excedente social"

TIPO DE VEHICULO	SIN PROYECTO	CON PROYECTO
AUTO	0.27	0.26
UTILITARIO	0.49	0.48
BUS	1.04	1.01
CAMIONES 2EJES L	1.24	1.16
CAMIONES 2EJES M	1.24	1.16
CAMIONES 3EJES P	1.68	1.60
CAMIONES 4EJES P	1.68	1.60
CAMION ARTICULA	2.13	2.05

Unidad: \$-Veh-Km a Precios Económicos

Fuente: Costos Modulares de Operación Vehicular – COV

Cuadro 1.18.- Costos de Operación Vehicular

Los resultados de la evaluación, se obtienen al comparar los flujos de costos de la situación "sin proyecto" con los flujos de costos de la situación "con proyecto". Dentro del segundo, se incluyen los costos de la inversión y por diferencia se obtiene el flujo de beneficios netos que permitirá conocer el grado de rentabilidad del proyecto, medido mediante el Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR).

La evaluación económica y el análisis de sensibilidad, nos muestran que el proyecto de rehabilitación del tramo 2 Cocachacra – Matucana km 61+000 al 64+000, es altamente rentable, en la alternativa propuesta con **TIR: 23%**; **VAN: 14.91 millones de soles.**

1.9 IMPACTO AMBIENTAL

El objetivo primordial del Estudio de Impacto Ambiental es identificar, predecir, interpretar y comunicar los probables problemas ambientales que se originarían en las etapas de planificación, construcción (rehabilitación) y operación de esta vía, a fin de implementar las medidas de mitigación que eviten, rechacen y/o minimicen los impactos ambientales negativos; y en el caso de los impactos positivos, implementar las medidas que refuercen los beneficios generados por la ejecución de este proyecto.

La Metodología.

Para ejecutar el presente Estudio de Impacto Ambiental se planteó una metodología multidisciplinaria e interdisciplinaria. En ese sentido, el EIA comprende la realización de las siguientes actividades:

a. Trabajo Preliminar.

Consiste en la recopilación, procesamiento, evaluación y análisis de la información básica y temática preliminar, de estudios existentes relacionados con el ámbito de influencia de la Carretera Héroes de la Breña: Tramo Cocachacra - Matucana.

b. Trabajo de campo.

Las principales actividades realizadas en el trabajo de campo, fueron las siguientes:

- Reconocimiento del área de influencia del tramo vial, para la evaluación multidisciplinaria de las unidades ambientales.
- Reconocimiento sobre el trazo del tramo en estudio, los principales problemas existentes vinculados a estabilidad de taludes, obstrucción del derecho de vía, anegamiento, mal drenaje y alcantarillado existentes, entre otros; así como los problemas propios de conflictos en el uso de la tierra para la agricultura y la infraestructura propuesta.
- Observaciones específicas de los trabajos de rehabilitación, a fin de coordinar y discutir la solución de problemas ambientales que podrían presentarse en la construcción y operación del proyecto vial.

- Recopilación de información complementaria sobre educación, salud, agricultura, minería, industria y otras actividades económicas, etc., en diversas instituciones públicas de la zona.

c. Fase final de gabinete.

La etapa de gabinete comprende principalmente el procesamiento, análisis y evaluación de la información obtenida en el campo que incluye las tareas de elaboración de los informes y preparación de los mapas temáticos. En esta etapa, se discuten las interrelaciones que se establecerán entre la ejecución y operación del tramo carretero en su relación con el medio ambiente, definiéndose la descripción de los componentes ambientales en toda su amplitud, sobre la base de la información de campo obtenida y de la interpretación global. Posteriormente, en base al cabal conocimiento del proyecto vial y a la aplicación de las correspondientes metodologías de evaluación de impactos ambientales se procede a la preparación del informe Final.

CAPITULO II. CONCEPTOS PREVIOS

2.1 MARCO LEGAL

Los trabajos de Voladura de Rocas deben tener en cuenta las especificaciones dictadas por el marco legal, no tanto con respecto a su diseño sino más bien con respecto a los permisos necesarios para utilizar materiales explosivos, las precauciones necesarias por seguridad y daños a terceros.

Estas normas o leyes son:

- **DECRETO SUPREMO N° 019-71/IN**
Reglamento de Control de Explosivos de Uso Civil que consta de 11 Capítulos, 183 Artículos y 12 Anexos
- **DECRETO LEY No. 25707**
Declara en emergencia la utilización de explosivos de uso civil y conexos.
(06/09/92)
- **TUPA 2004 DISCAMEC**
Procedimientos para tramitar Permisos para uso Civil de Explosivos.
- **EG 2000 - MTC**
Sección 05 (2003). RELACIONES LEGALES Y RESPONSABILIDAD ANTE EL PUBLICO

2.2 LOS EXPLOSIVOS

2.2.1 DEFINICION:

Los materiales explosivos son compuestos ó mezclas de sustancias en estado sólido, líquidos o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy altas presiones.

Estos fenómenos son aprovechados para realizar trabajo mecánico aplicado para el rompimiento de materiales pétreos, en lo que constituye la técnica de voladura de rocas, la cual es materia de este estudio.

Los procesos de reacción, que hacen posible el cambio de estado en los explosivos, según su carácter físico-químico y el tiempo en que se realizan se clasifican de la siguiente manera:

Combustión. Es toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibido por nuestros sentidos, que presenta un tiempo de reacción bastante lento.

Deflagración. Proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1000 m/s.

Detonación. Proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva.

La deflagración y la detonación son fenómenos de óxido-reducción, siendo la deflagración de carácter subsónica, pues las ondas de compresión y dilatación de baja densidad se propagan con una velocidad menor o igual que la del sonido dentro de los gases resultantes como producto de la combustión rápida, mientras que la detonación es de carácter supersónico,

pues las ondas de compresión se propagan a velocidad mayor que la del sonido con respecto al medio gaseoso resultante.

Ahora, la turbulencia de los productos gaseosos da lugar a la formación de la "onda de choque".

Desde el punto de vista de aplicación en la voladura de rocas, la reacción de detonación se traduce en un fuerte efecto de impacto triturador, mientras que en una deflagración este efecto es muy limitado.

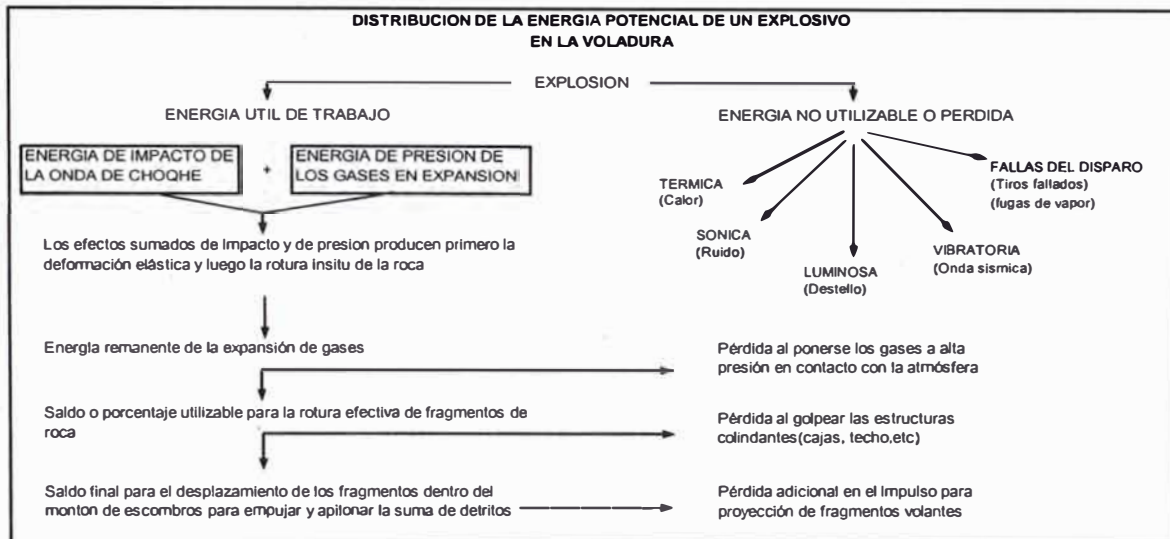


Fig. 2.1.- Distribución de la Energía de un explosivo en la Voladura

La rápida caída de presión de detonación en la voladura se debe tanto al aumento continuo de la cavidad inicial, como al enfriamiento de los gases. Por tanto, **es condición prioritaria ubicar y confinar adecuadamente la carga explosiva, iniciada con fuerza y retener el proceso de detonación dentro del taladro el mayor tiempo posible, para utilizar el máximo de energía en el trabajo.**

La explosión en un barreno perforado puede ser explicado como sigue: El explosivo forma una masa ardiente bajo grandes presiones. La temperatura puede aumentar a 4500°C y la presión puede exceder a 250000 bar. La explosión avanza como una onda frontal de impacto a una gran velocidad. La gran presión comprime el explosivo y el aumento de temperatura inicia una reacción química. La longitud de la zona de reacción varía de acuerdo a el explosivo en cuestión de unos pocos milímetros a unos pocos centímetros. La velocidad de detonación (velocidad de explosión) varía entre 1500 m/s y 8500 m/s.

Cuando el explosivo está cargado (empaquetado) en un barreno perforado en una roca la onda de choque pasa a través de la roca. La roca primero se comprime y después se generan fuerzas de tensión. Esas fuerzas de tensión causan grietas primarias muy pequeñas, y su forma es usualmente radial, extendiéndose desde el centro del barreno. Bajo la influencia de la presión de los gases formados por el explosivo, esas grietas se expanden, la superficie libre de la roca se mueve hacia el frente, la presión disminuye y la tensión se incrementa en las grietas primarias, las cuales se expanden hacia la superficie, y un debilitamiento completo de la roca tiene lugar. El frente es consecuentemente roto y girado.

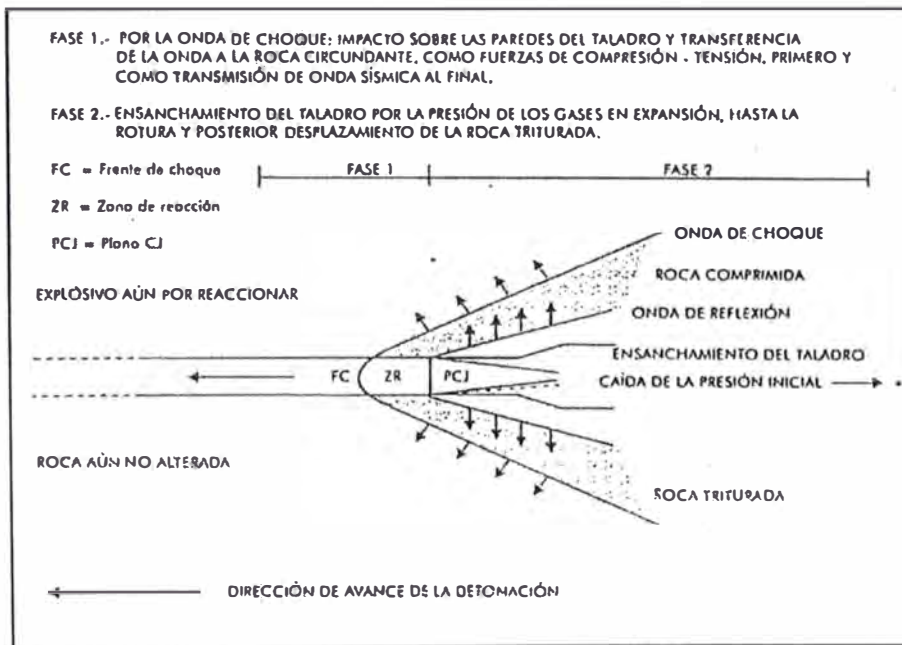


Fig. 2.2.- Efectos del proceso de detonación de un explosivo confinado en un taladro de voladura de roca.

2.2.2 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.

Cada explosivo tiene características específicas definidas por sus propiedades, el conocimiento de estas propiedades es un factor importante para el buen diseño de voladuras, además permiten elegir el más adecuado de ellos para algún caso específico. A continuación mencionaremos las más importantes propiedades de los explosivos.

Fuerza

La fuerza suele considerarse como la capacidad de trabajo útil de un explosivo. También suele llamarse potencia y se originó de los primeros métodos para clasificar los grados de las dinamitas. Las dinamitas puras o nitroglicerinas, fueron medidas por el porcentaje de nitroglicerina en peso que contenía cada cartucho, por ejemplo, la dinamita nitroglicerina de 40% de fuerza, contiene un 40% de nitroglicerina; una de 60% contiene 60% de nitroglicerina, etc. La fuerza de acción de este tipo de explosivo se toma como base para la comparación de todas las demás dinamitas. Así pues la fuerza de cualquier otra dinamita, expresada en tanto por ciento, indica que estalla con tanta potencia como otra equivalente de dinamita nitroglicerina en igualdad de peso.

Suele creerse que la energía verdadera desarrollada por estas distintas fuerzas guarda proporción directa con los porcentajes marcados. Se cree por ejemplo, que la dinamita de 40% es dos veces más fuerte que la de 20% y que la de 60% es tres veces más fuerte que la de 20%. Estas relaciones simples son incorrectas debido principalmente a que una nitroglicerina de mayor fuerza ocupa casi el mismo espacio en el barreno pero produce más gases, por lo tanto las presiones son mayores y el explosivo resulta más eficiente.

UN CARTUCHO	60%	50%	45%	40%	35%	30%	25%	20%	15%
60%	1	1.12	1.2	1.28	1.38	1.5	1.63	1.8	2.08
50%	0.89	1	1.07	1.14	1.23	1.34	1.45	1.6	1.85
45%	0.83	0.93	1	1.07	1.15	1.25	1.36	1.5	1.73
40%	0.78	0.87	0.94	1	1.08	1.17	1.27	1.4	1.53
35%	0.72	0.81	0.87	0.93	1	1.09	1.18	1.3	1.5
30%	0.67	0.75	0.8	0.85	0.92	1	1.09	1.2	1.38
25%	0.61	0.69	0.74	0.78	0.85	0.92	1	1.1	1.27
20%	0.55	0.62	0.67	0.71	0.77	0.83	0.9	1	1.15
15%	0.48	0.54	0.58	0.61	0.76	0.72	0.78	0.86	1

Cuadro 2.1 .- Equivalencia entre cartuchos de diferente fuerza.

Densidad (Peso volumétrico)

Este dato nos sirve, al diseñar un barreno, para estar seguro que el espacio destinado a los explosivos es suficiente para alojar los kilogramos calculados. Se mide en gr/cm³, Kg/lt ó Kg/m³.

Una guía útil para proyectar voladuras es el saber aproximadamente cuantos kilogramos de explosivos se cargarán por metro lineal de agujero perforado (barreno).

Velocidad de detonación.

Es la velocidad expresada en metros por segundo, con la cual la onda de detonación recorre una columna de explosivo. La velocidad puede ser afectada por el tipo de producto, su diámetro, el confinamiento, la temperatura y el cebado. Las velocidades de detonación de los explosivos comerciales fluctúan desde cerca de 1,525 m/seg (5,000 pies/seg) hasta más de 6,705 m/seg (22,000 pies/seg). Pero la mayor parte de los explosivos usados tienen velocidades que varían de 3,050 a 5,040 m/seg (de 10,000 a 18,000 pies/seg). Mientras mayor sea la rapidez de la explosión, mayor suele ser el efecto de fragmentación.

Sensibilidad.

Es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos, es decir, el mínimo de energía, presión o potencia que es necesaria para que ocurra la iniciación. Lo ideal de un explosivo es que sea sensible a la iniciación mediante cebos para asegurar la detonación de toda la columna de explosivos, e insensible a la iniciación accidental durante su transporte, manejo y uso.

En la industria de los explosivos, la prueba más usada es la de la sensibilidad al fulminante, los cuales varían desde el número 4 hasta el 12. El uso del fulminante No. 6 es la prueba estándar, su contenido es de 2 gramos de una mezcla de 80% de fulminato de mercurio y 20% de clorato de potasio, o alguna substancia equivalente. Con el uso de este fulminante se clasifican los productos explosivos, si estallan se les denomina explosivos, si sucede lo contrario se les llama agentes explosivos.

Para comparar las sensibilidades entre diferentes productos se utilizan fulminantes de diferente potencias, cuanto más alto sea el número de la cápsula mayor será la sensibilidad del explosivo.

Resistencia al agua.

En forma general se define como la capacidad del explosivo para soportar la penetración del agua. Más precisamente, la resistencia al agua es el número de horas que el explosivo puede hallarse cargado en agua y aún ser detonado.

Obviamente, en trabajos en seco esta propiedad no tiene importancia, pero si el explosivo va a estar expuesto al agua puede ser afectado en su eficiencia o desensibilizarse al grado de no detonar, provocando una falla en la propagación de la detonación.

La resistencia del producto no sólo depende del empaque y de la capacidad inherente del explosivo para resistir el agua. La profundidad del agua (presión) y el estado de reposo o movimiento de la misma afectan el tiempo de resistencia al agua del explosivo.

Emanaciones.

En este medio se le denominan emanaciones a los gases tóxicos. Los gases que se originan de la detonación de explosivos principalmente bióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua, los cuales no son tóxicos en el sentido clásico de la palabra, pero también se forman en cualquier detonación gases venenosos como el monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno.

Tanto la naturaleza como la cantidad de gases venenosos varían en los diferentes tipos y clases de explosivos.

Inflamabilidad.

Se define como la facilidad con la cual un explosivo o agente de voladura puede iniciarse por medio de llama o calor.

En el caso de las dinamitas, la mayoría se incendian con facilidad y se consumen violentamente. Pero hay varios explosivos que requieren que se les aplique una flama exterior en forma directa y continua para que logren incendiarse.

2.2.3 CLASIFICACION DE LOS EXPLOSIVOS

Se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de su onda de choque o velocidad de reacción.

A. Explosivos lentos o deflagrantes: menos de 2,000 m/s.

Estos comprenden las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, por lo cual no se tomarán en cuenta en este trabajo.

B. Explosivos rápidos o detonantes: de 2,500 a 7,000 m/s.

Son muy sensibles a acciones externas. Detonan y el fenómeno se propaga a alta velocidad (superior a 10.000 m/s). Suelen ser organometálicos.

Los detonadores se dividen en primarios y secundarios, según su aplicación. Los primarios, por su alta energía y sensibilidad, se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios. Entre ellos podemos mencionar a los compuestos para detonadores y reforzadores (pentrita, óxido de plomo, etc.). Los secundarios son los que efectúan el arranque y rotura de las rocas, son menos sensibles que los primarios pero desarrollan mayor trabajo útil, por lo que también se les denomina como "rompedores".

Los explosivos que generalmente se utilizan en obras viales son:

a. Dinamitas

Las dinamitas son mezclas explosivas que contienen nitroglicerina (elemento sensibilizador) y nitroglicol coagulado. Contienen también nitrato de amonio (aditivo portador de oxígeno) y pasta de madera (combustible no explosivo). La cantidad de nitroglicerina y nitroglicol en la mezcla determina la fuerza de las dinamitas (por ejemplo 35% de dinamita contiene 35% de una mezcla de nitroglicerina y nitroglicol).

Las dinamitas con mayor contenido de nitroglicerina y aditivos proporcionan alto poder rompedor y buena resistencia al agua, siendo típicamente "fragmentadoras" o "tritadoras". Por lo contrario quedan las de menor contenido de nitroglicerina y mayor proporción de nitratos, por lo que tienen menor efecto triturador, pero mayor volumen y expansión de gases mostrando mayor capacidad

"empujadora o volteadora". Normalmente su capacidad de resistencia al agua disminuye proporcionalmente al menor contenido de nitroglicerina.

Las dinamitas son usadas en las cargas de fondo y con frecuencia en bajo porcentaje en las cargas de las columnas.

Normalmente se comercializan en cartuchos de popel parafinado, con diámetros desde 22 mm (7/8") hasta 75 mm (3") y longitudes de 180 mm (7"), 200 mm (8") y 340 mm (12"), embolsadas en cajas de cartón de 25 kg.

Modernamente las dinamitas se clasifican en:

- Gelatinas. Los principales componentes de las gelatinas son la nitroglicerina, nitroalgodón, nitrato de sodio y materiales celulósicos. Sus características son consistencia plástica, alta densidad, buena resistencia al agua, libre de vapores nocivos y una buena capacidad de almacenamiento.
Gelignitas. Gelignitas es un tipo especial de explosivo gelatina que contiene nitroglicerina, nitroalgodón y nitrato de amonio con un suplemento de absorbente. Es este un poderoso explosivo de alta densidad con alta resistencia al agua.
- Pulverulentas. Los explosivos en polvo consisten esencialmente de nitrato de amonio con nitroglicerina o trinitrotolueno (TNT). Son explosivos de baja densidad con relativamente alta potencia, que bien utilizados ampliamente para trabajos en roca suave o media bajo condiciones moderadamente secas.

b. ANFO (Nitrato de amonio y combustible)

ANFO es una mezcla de nitrato de amonio y combustible (aproximadamente 5.7%) el cual es mezclado normalmente en el sitio de trabajo. Es llamado "ammonite" si está empaquetado en cartuchos. El ANFO ha probado ser popular en cantera y minería. A pesar de su continuo éxito como explosivo comercial, tiene sus limitaciones:

- No tiene resistencia al agua.
- Tiene baja densidad y baja potencia (potencia/volumen)
- Tiene una baja velocidad de detonación
- No puede ser explotado por un solo detonador normal

Aunque esas desventajas son compensadas con sus características de mejor acoplamiento a la roca (por ejemplo, contacto entre el explosivo y la pared del barreno perforado), completando el llenado del barreno, un alto grado de seguridad, y un bajo costo por unidad de peso, los ingenieros sin embargo han encontrado los costos ocultos que pueden estar involucrados en el uso del ANFO.

Estos incluyen detalles tales como:

- Problemas en el fondo del barreno
- Bajo porcentaje de descarga
- Altos costos de mantenimiento en equipo de trituración.
- Exceso de barrenación

Por todas estas razones se utiliza normalmente en la parte baja del barreno un explosivo altamente confiable y ANFO o un explosivo de nitrato de amonio en la columna, con lo que se aprovecha el bajo costo del explosivo de nitrato de amonio evitando los problemas anteriormente citados.

c. Explosivos Hidrogeles ó Slurry. (no sensible al detonador)

Estos explosivos contienen nitrato de amonio, TNT, agua y sustancias para mantener el explosivo homogéneo. Las propiedades de alguna composición individual depende del tipo de proporciones de los ingredientes sólidos.

Los Slurries son específicamente diseñados para explosiones en barrenos largos y condiciones humedad. Ellos son relativamente insensibles a los iniciadores y por lo tanto necesitan ser iniciados con un primer explosivo. Esos primero explosivos son TNT comprimido o un iniciador especial. Los Slurries son resistentes al agua y son también bombeados directo dentro del barreno o aplicados en bolsas de plástico.

Las proporciones de nitrato de amonio, TNT y agua son normalmente 65.5/20/14.5. La mezcla detona en barrenos de 100 mm o más.

Sus cualidades principales son: alta velocidad de detonación y alta densidad que les dan enorme poder rompedor y elevada resistencia al agua, por lo que resultan excelentes sustitutos del ANFO, para voladura de rocas tenaces y de taladros inundados.

2.2.4 ACCESORIOS DE LOS EXPLOSIVOS

Para obtener los mejores resultados en las voladuras, se debe seleccionar los accesorios tan cuidadosamente como los explosivos.

- **Iniciadores.**

Los iniciadores son productos que dan principio o inician una explosión. Los iniciadores son: la mecha de seguridad, el ignitacord y el cordón detonante.

- **Mecha de seguridad.**

La mecha de seguridad es el medio a través del cual es transmitida la flama a una velocidad continua y uniforme, para hacer estallar al fulminante o a una carga explosiva.

Está formada por un núcleo de pólvora negra, cubierto por varias capas de materiales textiles, asfálticos, plásticos e impermeabilizantes, los cuales le proporcionan protección contra la abrasión, el maltrato y la contaminación por humedad.

Cuando se inicia la mecha, emerge de ella un flamazo inicial, el cual comprueba al usuario que el núcleo de pólvora ha sido encendido y que la mecha está ardiendo. El no reconocer el flamazo inicial puede provocar incertidumbre respecto a la ignición de la pólvora y ocasionar accidentes al tratar de encender una mecha que ya fue encendida.



Fig. 2.3.- Mecha de seguridad mostrando el flamazo inicial que es un chorro de fuego que lanza la mecha al encenderse el núcleo de pólvora.

La velocidad de combustión de una mecha generalmente es de 128 a 135 segundos por metro, sin embargo se fabrican mechas de diferentes velocidades de combustión.

- **Mecha lenta**

Es un cordón incendiario que arde a una velocidad uniforme con una vigorosa flama exterior. Tiene un diámetro muy pequeño, 1.5 milímetros, y consiste de un núcleo de termita en polvo (mezcla que produce elevadas temperaturas) recubierto de entorchados textiles.

Este producto permite encender una serie de mechas de seguridad en un orden determinado, proporcionando a la persona que inicie el encendido el mismo tiempo para colocarse en un lugar seguro que tendría si estuviera encendiendo una sola mecha. Para unir las mechas con la mecha lenta se usan conectores especiales.

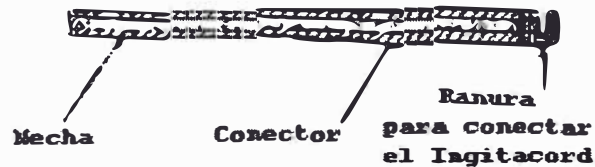


Fig. 2.4.- Corte longitudinal de una mecha y un conector

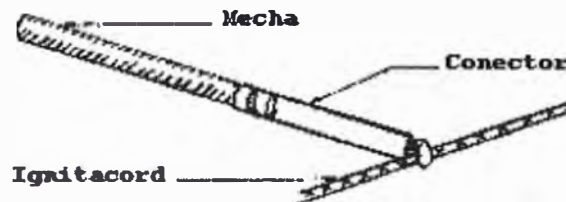


Fig. 2.5.- Unión de la mecha con el ignitacord por medio del conector.

- **Cordón detonante.**

El cordón detonante se puede describir como una cuerda flexible, formada por varias capas protectoras y un núcleo del explosivo conocido como pentrita, que es muy difícil de encender pero tiene la sensibilidad suficiente para iniciar la explosión con detonadores (fulminantes o estopines), o por medio de la energía detonadora de algún explosivo de alta potencia.

Su velocidad de detonación está entre 6,000 y 7,500 metros por segundo. La fuerza con que estalla es suficiente para hacer detonar explosivos violentos continuos dentro de un barreno, de modo que, si se coloca en el barreno, actúa como agente iniciador a lo largo de la carga explosiva como lo muestra la figura 3.6.

El cordón detonante se usa para disparar múltiples barrenos grandes en la superficie ya sea verticales u horizontales, siendo ilimitado el número de barrenos que pueden dispararse de esta forma.

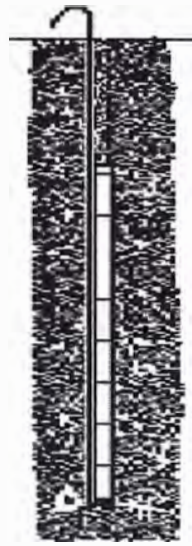


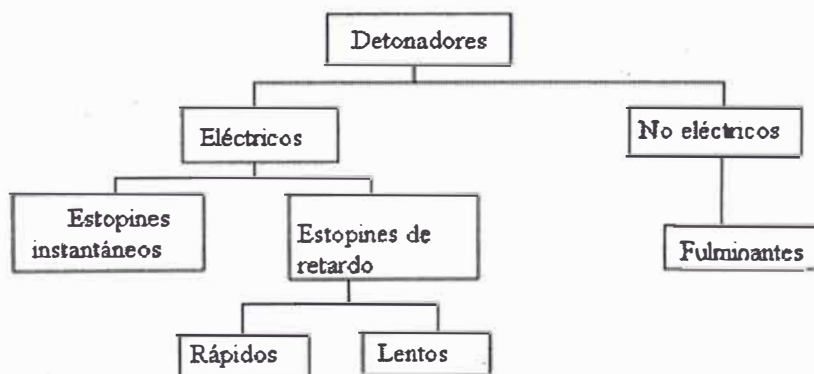
Fig. 2.6.- Cordón detonante colocado en el barreno, su función es iniciar la columna de explosivos.

Los Dispositivos de iniciación pueden ser: No eléctricos, eléctricos.

- **Detonadores.**

Los detonadores son dispositivos que sirven para disparar una carga explosiva. Pueden ser eléctricos y no eléctricos (estopines y fulminantes respectivamente)

CLASIFICACIÓN DE DETONADORES



- **Fulminantes.**

Los fulminantes o cápsulas detonadoras son casquillos metálicos cerrados en un extremo en el cual contienen una carga explosiva de gran sensibilidad, por ejemplo fulminato de mercurio. Están hechos para detonar con las chispas del tren de fuego de la mecha de seguridad. En la figura 3.7 se muestra una mecha ensamblada a un fulminante.

Los fulminantes que se fabrican son del número 6 ya que estos son los suficientemente potentes, pero si se requieren de otra potencia se conseguirán en un pedido especial.

Los fulminantes los surten por ciento o por millar. Su empleo en construcción generalmente está limitado a pequeñas voladuras y moneo (volver a tronar rocas que es la primera voladura resultaron de tamaño mayor que el especificado). El moneo es antieconómico por lo que debe de evitarse tratando de obtener toda la roca al tamaño especificado desde la primera voladura.

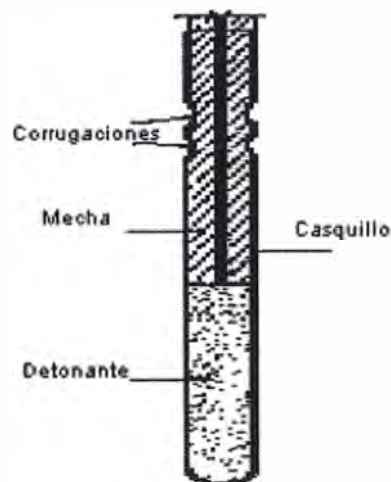


Fig.2.7.- Estructura de un fulminante

- **Estopines eléctricos.**

Los estopines eléctricos son fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar con corriente eléctrica. Con ellos pueden iniciarse al mismo tiempo varias cargas de explosivos de gran potencia, y se puede controlar con precisión el momento de la explosión, lo que no sucede con los fulminantes por la variación de la velocidad de combustión de la mecha.



Fig. 2.8.- Estopines eléctricos

Un estopín eléctrico está formado por un casco metálico cilíndrico que contiene varias cargas de explosivos. La energía eléctrica es llevada hacia el estopín mediante alambres de metal con aislamiento de plástico, los cuales se introducen al estopín a través de un tapón de hule o plástico. El tapón colocado en el extremo abierto del casco del estopín forma un cierre hermético resistente al agua. Los extremos de los alambres son unidos dentro del fulminante por un alambre de corta longitud y diámetro muy pequeño llamado filamento, el cual queda en contacto con la carga de ignición del estopín. Cuando se aplica corriente eléctrica se pone incandescente el filamento y el estopín detona. Los estopines que tiene más alta potencia son los que tienen mayor cantidad de carga detonante. Generalmente los estopines usados son del No. 6, y raramente del No. 8.

- **Estopines eléctricos instantáneos.**

Los estopines eléctricos instantáneos tienen una carga de ignición, una carga primaria y una carga detonante.

Su casquillo es de aluminio y tienen dos alambres de cobre calibre 20 ó 22, generalmente uno rojo y el otro amarillo. Estos dos colores distintos son de gran ayuda al hacer las conexiones.

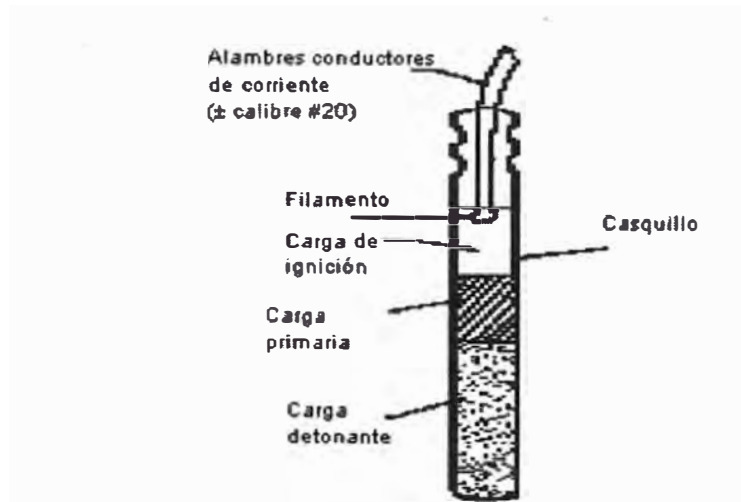


Fig. 2.9.- Estructura de un estopín instantáneo

- **Estopines eléctricos de retardo.**

Los estopines eléctricos de retardo, también llamados de tiempo son similares a los instantáneos, con la diferencia que tienen colocados entre el filamento y la carga de detonación un elemento de retardo el cual contienen pólvora lenta.

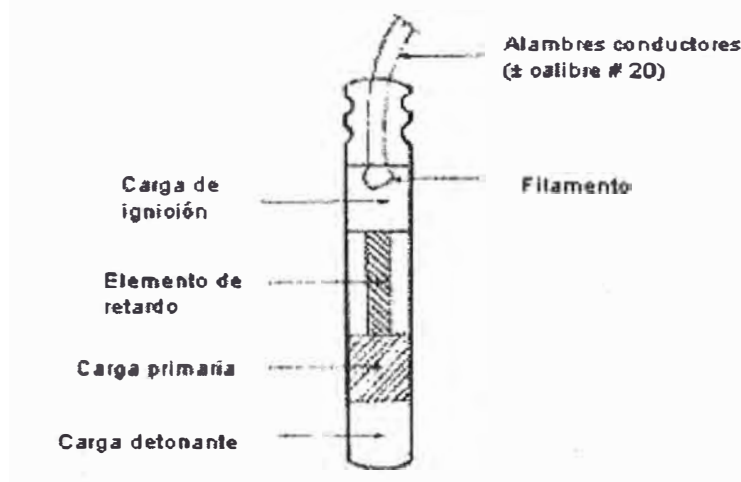


Fig. 2.10.- Estructura de un estopín de tiempo

Estos estopines tienen una etiqueta de color que muestra el número de período de retardo y que sirve para su identificación. El disparo con estopines de retardo tiene por objeto mejorar la fragmentación y el desplazamiento de la roca, así como proporcionar mayor control de vibraciones, ruido y proyecciones. Si se usan adecuadamente pueden reducir los costos.

Los estopines de retardo tienen alambre de cobre calibre 24 forrado cada uno de distinto color, generalmente uno azul y amarillo el otro.

Los estopines eléctricos tienen una corriente mínima y otra de diseño, la primera es aquella a partir de la cual puede ser suficiente para detonar el estopín, y la segunda la corriente con la que se asegura la detonación del mismo.

ESTOPINES	MÍNIMA	PARA DISEÑO
INSTANTÁNEOS	0.3 A	2.0 A
DE TIEMPO	0.4 A	2.0 A

Cuadro 2.2.- Corriente de disparo mínima y de diseño

Los estopines de retardo pueden ser de milisegundos "MS" y los llamados Mark V, estos últimos son utilizados mayormente en trabajos subterráneos.

- **Estopines de retardo "MS".**

Los estopines de retardo "MS" son los más ampliamente usados en canteras, trabajos a cielo abierto y proyectos de construcción. Se pueden obtener en diez períodos, cuyos números indican el tiempo en milésimas de segundo que tarda en producirse un disparo, a continuación se mencionan: MS-25, MS-50, MS-75, MS-100, MS-125, MS-150, MS-175, MS-200, MS-250, y MS-300.

- **Corrugadoras para fulminantes.**

Hay dos tipos de corrugadoras: las pinzas corrugadoras y las máquinas corrugadoras. Con ambas, se pueden hacer hendiduras a los casquillos del fulminante cerca del extremo abierto de éste, logrando una unión firme e impermeable entre la mecha y el fulminante.

En la figura 13 se muestra a la izquierda, la corrugadora manual para una hendidura y a la derecha una máquina cortadora y corrugadora de hendidura doble. También con la corrugadora manual se pueden hacer dos hendiduras.

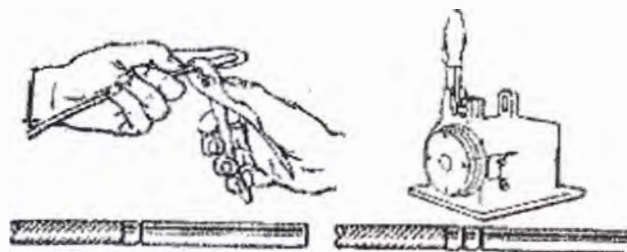


Fig. 2.11.- Corrugadora manual y máquina corrugadora.

2.3 VOLADURAS

2.3.1 MECÁNICA DE ROTURA DE ROCAS

Debido a que el conocimiento del mecanismo de la rotura de las rocas permitirá una mejor comprensión del fenómeno, se ha considerado necesaria su explicación.

Una explicación sencilla estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada.

Estas etapas son:

- a. Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- b. Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- c. Generación y expansión de gases de alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- d. Desplazamiento de la masa de la roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

Esto es, después de algunas milésimas de segundo de haberse iniciado la explosión de un barreno se libera la energía química del explosivo, transformándose este sólido en un gas caliente a enorme presión, que al estar encerrado en el barreno, puede alcanzar y aún sobrepasar los 100,000 Bars (1000,000 kg/cm²). Como la roca es menos resistente a la tensión que a la compresión las primeras grietas se forman principalmente bajo la influencia de los esfuerzos de tensión, dando como resultado grietas radiales.



Fig. 2.12.- Las paredes de un tubo de acero sometido a presión interna están sometidas a tensión, de manera similar ocurre en un barreno.

Durante este primer período de agrietamiento no hay prácticamente rotura. El barreno ha sido ligeramente ensanchado a poco menos que el doble de su diámetro, por quebrantamiento y deformación plástica.

En una voladura, generalmente se tiene en el frente una cara libre de roca paralela a los barrenos. Cuando las ondas de compresión se reflejan contra ella, se originan fuerzas de tensión que pueden producir un descostramiento de parte de la roca próxima a la superficie. El descostramiento tiene una importancia secundaria en las voladuras.

Estas dos primeras etapas del proceso de desprendimiento de la roca, agrietamiento radial y descostramiento son originadas por la onda de choque, sin embargo, la onda de choque no es la que provoca el desprendimiento de la roca, pues la energía que proporciona es mínima en comparación con la necesaria para que esto ocurra.

En la tercera y última etapa, bajo la influencia de la presión de los gases del explosivo se extienden las primeras grietas radiales y la superficie libre de la roca cede y es lanzada hacia adelante. Cuando la superficie frontal se mueva hacia adelante se descarga la presión y aumenta la tensión en las grietas primarias que se inclinan oblicuas hacia fuera, expandiéndose hacia la superficie, y un debilitamiento completo de la roca tiene lugar. El frente es consecuentemente roto y girado.

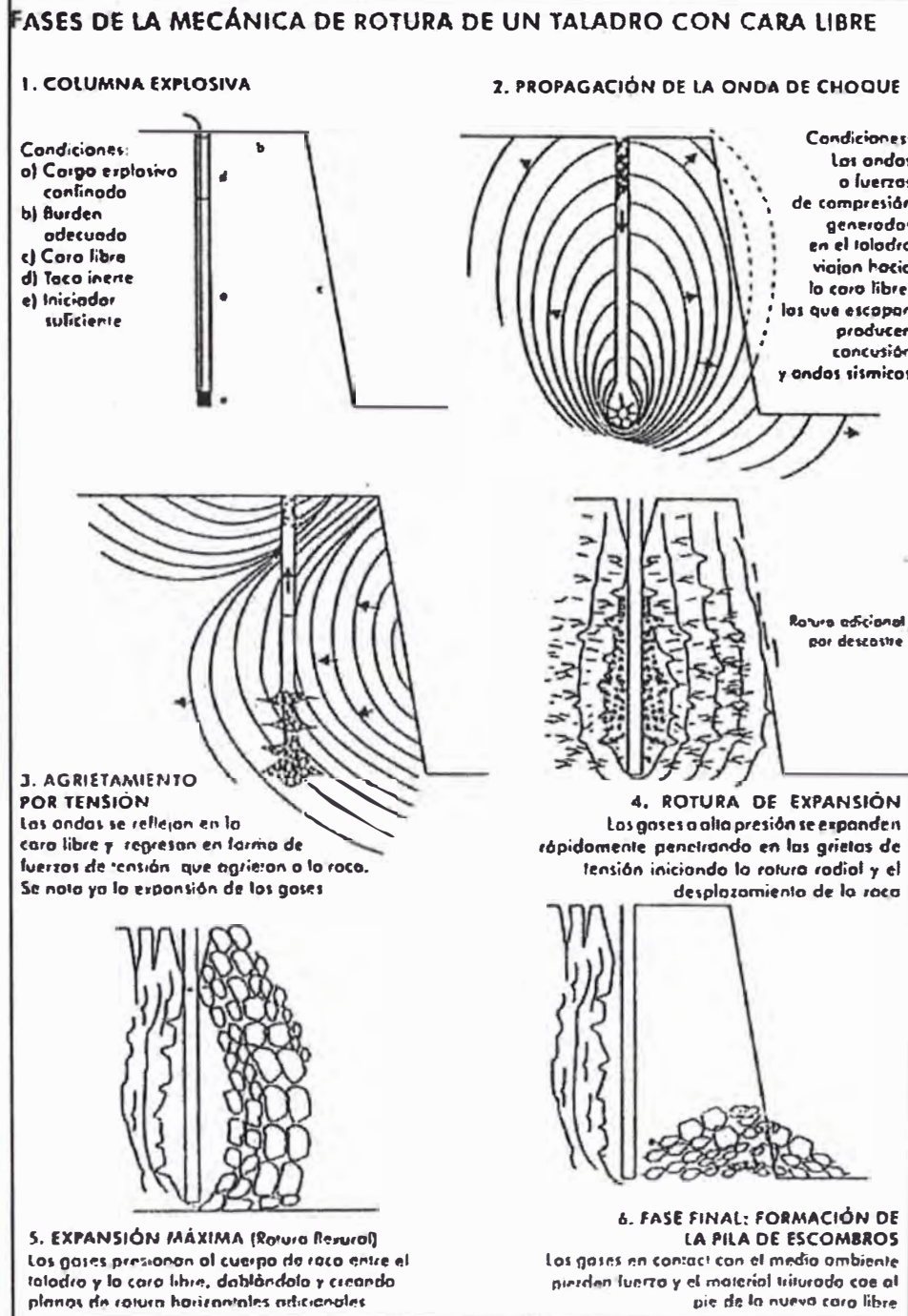


Fig. 2.13.- Fases de la mecánica de Rotura de un Taladro

2.3.2 OBJETIVOS DE UNA VOLADURA.

Los principales objetivos que se deben tener en cuenta desde su diseño son:

- ✓ La roca debe tener la granulometría deseada. Esto se refiere a los tamaños de los fragmentos de roca, muchas veces están limitados por ciertos factores tales como la clase y tamaño del equipo de excavación y acarreo, la abertura o boca de la trituradora primaria o simplemente por el uso al que se va a destinar el material.
- ✓ Consumo mínimo de explosivos para fracturar la roca. El tipo de explosivo a usar deberá ser aquel que tenga un menor costo por m³ de roca volada. Ya elegido el explosivo, se procurará usar el mínimo de explosivos en la carga de los barrenos que produzca los resultados requeridos, esto redundará en el aspecto económico de la voladura.
- ✓ Mínima barrenación posible. Se debe perseguir hacer una distribución adecuada de los barrenos procurando tener una longitud de barrenación mínima, lo que conducirá a ahorrar tiempo y recursos influyendo también en la economía de la voladura.
- ✓ Mínimas proyecciones de la roca. Se entiende como proyección al lanzamiento de fragmentos de roca al aire, procedentes de la voladura. Es conveniente que las proyecciones de roca sean mínimas, pues son producto de un uso inútil de la energía del explosivo y además pueden ocasionar daños.
- ✓ Fracturación mínima de la roca no volada. Debe evitarse lo más posible las fracturaciones de roca atrás de la línea de corte o proyecto.

2.3.3 VOLADURAS DE ROCA EN OBRAS VIALES

En proyectos de carreteras, existen un conjunto de obras a ejecutar mediante la perforación y voladura de rocas, como son las excavaciones a media ladera y en trinchera, cuyas condiciones geométricas y de entorno, difieren de las habitualmente utilizadas en explotación de canteras y yacimientos mineros.

Estas condiciones pueden resumirse en: las cambiantes características litológicas a lo largo del eje del trazo, la variabilidad de las propiedades geomecánicas, las características geométricas finales de los taludes, la estabilidad de los materiales que constituyen estos taludes, los condicionantes del entorno ambiental, etc.

En la excavación de obras lineales de carreteras, las excavaciones a realizar pueden agruparse por la geometría de la sección en dos tipos:

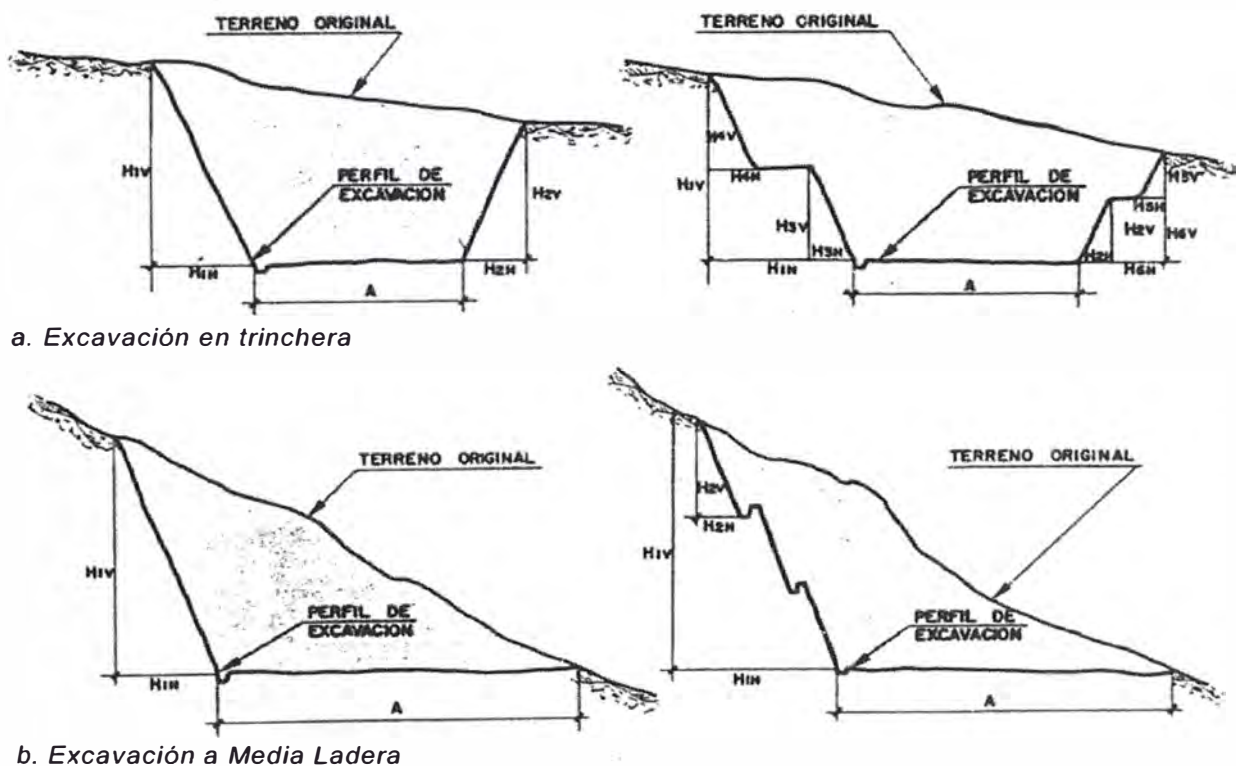


Fig. 2.14.- Geometría de las Secciones usuales en Obras Viales

Las voladuras de ambos tipos de sección suelen realizarse de una sola vez, si la altura a excavar es menor a 15 m. Para alturas mayores, es aconsejable ir a configuraciones de dos o más etapas.

Otros factores que intervienen en la forma de ejecutar la obra son:

- El ritmo o velocidad de avance
- La seguridad en todas las operaciones a realizar
- La capacidad de los vehículos de carga y transporte
- El talud definitivo de la excavación de gran trascendencia en los aspectos económicos y de estabilidad de la obra, muy importante si los estudios geotécnicos del eje de la carretera no indica una aceptable calidad y comportamiento de la roca.

La **metodología de cálculo de las variables** de un esquema de perforación y voladura para obras de estas características debe estar constituida por las siguientes etapas:

1. Elección de la cara libre y dirección deseada del desplazamiento de la roca volada, de acuerdo con la geometría de la obra.
2. Estudio de las discontinuidades existentes y/o previsibles como fallas, diaclasas, juntas, estratificación, etc., con evaluación de su densidad, superficie y situación.
3. Elección del diámetro de perforación de acuerdo con los equipos de perforación disponibles.
4. Determinación de la Piedra o Burden.
5. Determinación del espaciamiento entre barrenos, con lo que el esquema de perforación y voladuras estará marcado.
6. Dimensionar la carga y el número de barrenos por retardo para que la energía desarrollada por la carga operante no supere los niveles admisibles de vibración.
7. Calculo de la sobreperforación y el retacado de los barrenos.
8. Elección de la secuencia de encendido.
9. Adopción de las medidas de protección y precaución necesarias.

2.3.4 VOLADURA DE CONTROLADA

El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de los límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura. Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad.

Consiste el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disipan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continua, que limita la superficie final de un corte o excavación.

Si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina "precorte", y si es posterior se le conoce como "recorte".

En el presente método es clave la presión de gases, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera.

A diferencia de los taladros de la voladura convencional, los de la voladura controlada deben de espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

Condiciones fundamentales:

- ✓ Menor Espaciamiento que Burden.
- ✓ Explosivo de mucho menor diámetro.
- ✓ Carga explosiva linear distribuida a todo lo largo del taladro.
- ✓ Taco inerte solo para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- ✓ Empleo de explosivos de baja potencia y velocidad.
- ✓ Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre si.
- ✓ Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar.

Ventajas de la Voladura Controlada:

- Produce superficies de roca lisas y estables.
- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobreexcavación.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar hasta profundidades de 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada solo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el autosostenimiento de las excavaciones.

Desventajas de la Voladura Controlada:

- Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o condicionados a propósito.
- Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Las técnicas de Voladura controlada más aplicadas para obras viales son:

- Voladuras de Precorte.
- Voladura de Recorte.

Voladuras de Precorte.

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantáneos.

El disparo de los taladros de precorte también puede hacerse simultáneamente con los principales, pero adelantándolos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es en dos etapas.

Voladuras de Recorte.

Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura "principal".

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte.

CAPITULO III. DISEÑO DE VOLADURAS

3.1 PARAMETROS DE DISEÑO

Para conseguir un diseño eficiente de la perforación y voladura, es preciso conocer y calcular un grupo de variables configuradoras de un esquema. Estas variables son:

- Diámetro del barreno
- Altura de banco
- Inclinación de los barrenos
- Longitud del barreno
- Retacado
- Piedra (Burden) y Espaciamiento
- Sobreperforación
- Explosivos
- Posibilidad de utilizar varios tipos de explosivo dentro de los barrenos
- Consumo específico de explosivo
- Iniciación de los explosivos
- Esquema de perforación
- Tiempos de retardo y Secuencia de encendido

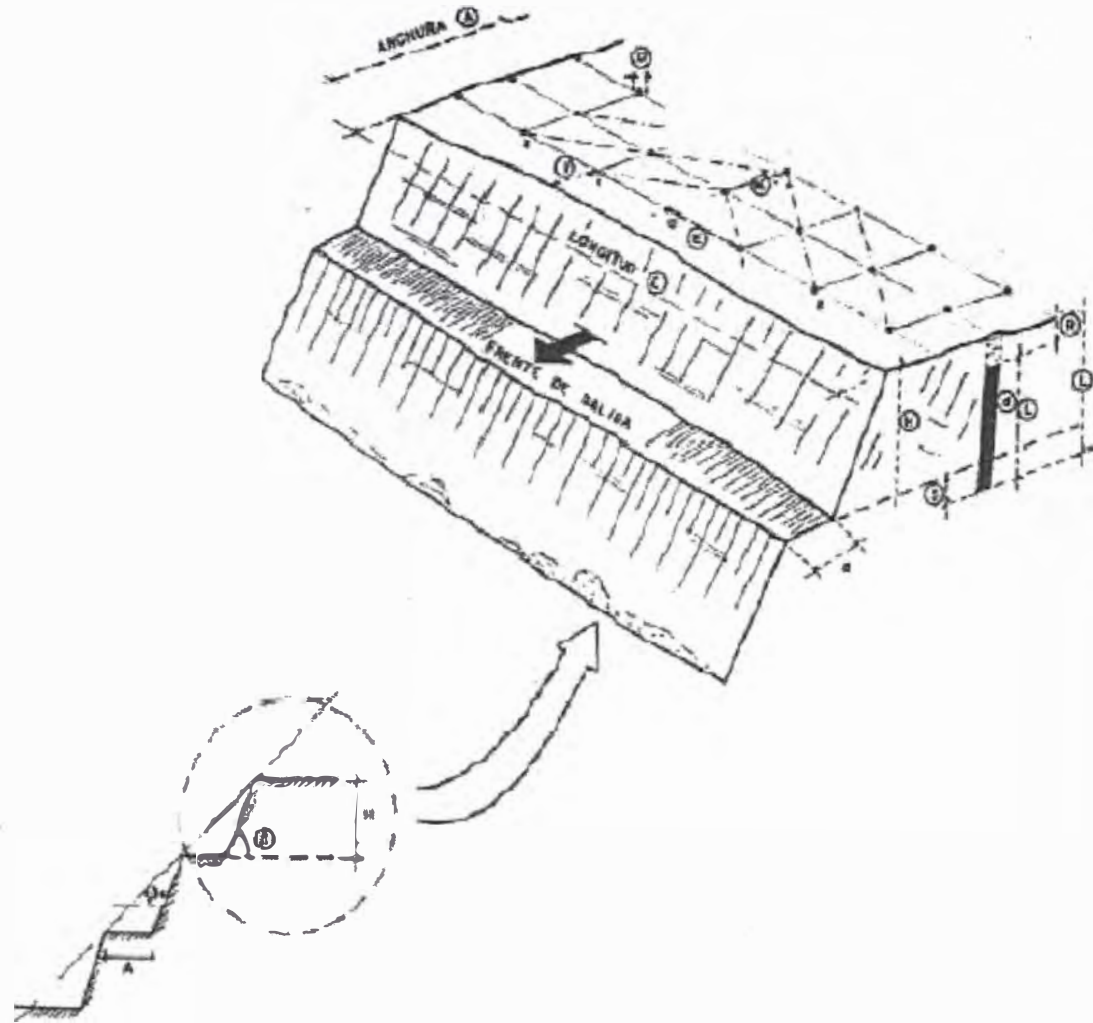


Fig. 3.1.- Variables básicas implicadas en el diseño de un esquema de perforación y voladuras

LEYENDA

ALTURA DE BANCO: H (m)
 DIÁMETRO DEL BARRENO: D (mm)
 LONGITUD DEL BARRENO: L (m)
 PIEDRA: V (m)
 ESPACIAMIENTO: E (m)
 ANCHURA DE LA VOLADURA: A (m)
 LONGITUD DE LA VOLADURA: L (m)
 RETACADO: R (m)
 SOBREPESADO: S (mm)
 PENDIENTE DEL BANCO: b (°)
 PENDIENTE FINAL DE LA EXCAVACIÓN: b_c (°)
 LONGITUD DE LA CARGA: l_c (m)
 DIÁMETRO DE LA CARGA EXPLOSIVA: d (mm)
 N° DE DETONADOR: Z
 ÁNGULO DE SALIDA DE LA VOLADURA: a (°)

Estas variables se pueden agrupar de la siguiente manera:

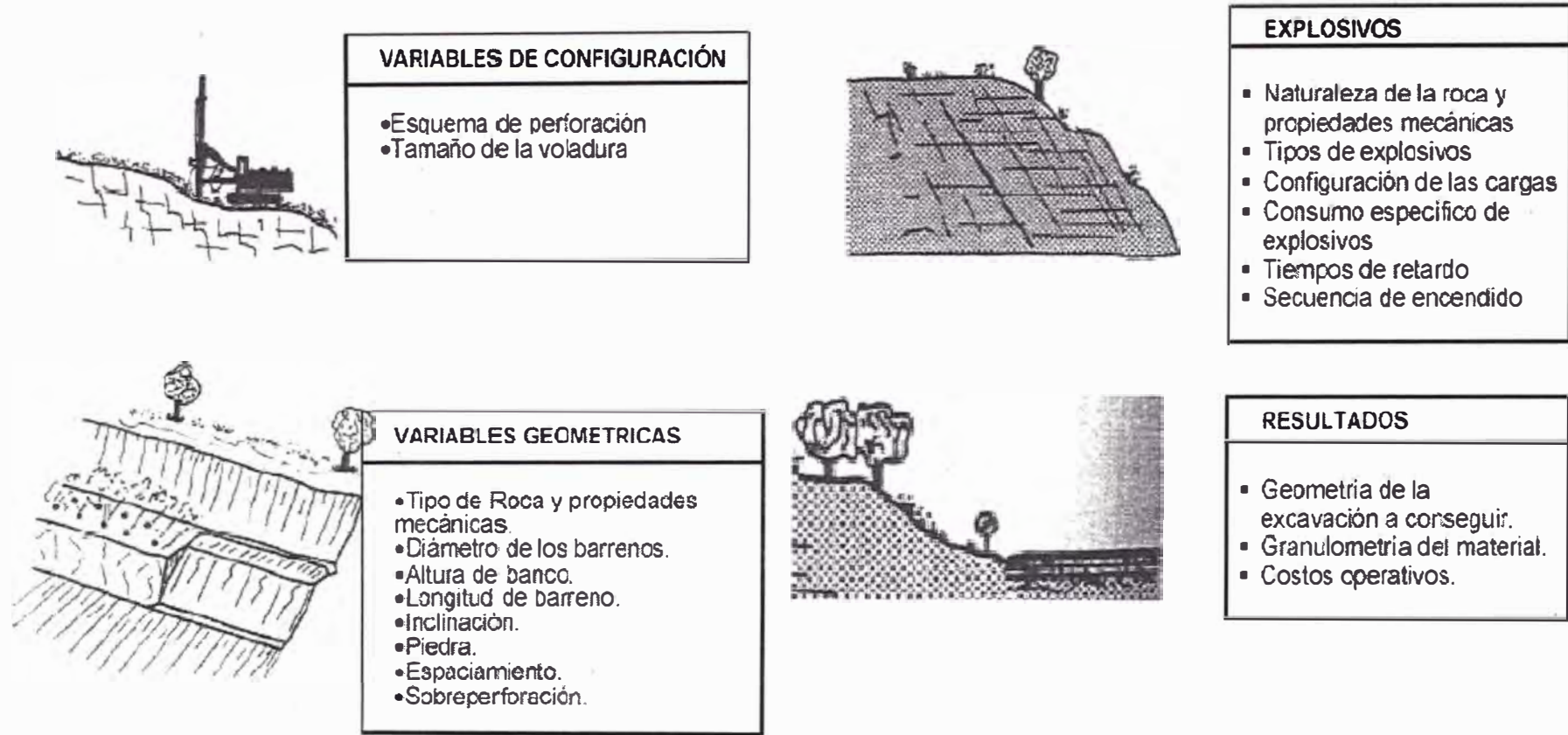


Fig. 3.2.- Agrupación de Variables de diseño

Desarrollaremos cada elemento para el diseño de la voladura:

3.1.1 DIÁMETRO DE LOS BARRENOS

Dentro de la etapa de diseño de un proyecto de perforación y voladuras, tiene especial importancia el diámetro de perforación, dada su dependencia de numerosos factores y condicionante, de otras variables posteriores, no menos importantes.

Los criterios básicos para su elección pueden concretarse en:

- ✓ Las características geológico-geotécnicas del macizo rocoso.
- ✓ La altura de banco.
- ✓ La configuración del explosivo dentro del barreno.
- ✓ La granulometría deseada del material volado.
- ✓ El coste total de la operación de perforación y voladuras.
- ✓ La flota disponible de vehículos de carga.

En la gama de diámetros pequeños, el explosivo se encuentra mejor distribuido en el barreno y el consumo específico será bajo. Por el contrario, los costos de perforación aumentarán y las partidas presupuestarias de las operaciones de carga y retacado del explosivo, y conexión de la secuencia de encendido, por necesitar más tiempo, también aumentarán.

En la alternativa de diámetros mayores, las ventajas que se producen pueden resumirse en:

- ✓ Mayor rendimiento de la perforación, en unidades de m³ de material volado por metro lineal perforado.
- ✓ Disminución del costo total de la perforación y voladura.
- ✓ Posibilidad de realizar la carga de forma mecanizada en los casos de gran tamaño de las voladuras y de alto consumo de explosivo.
- ✓ Mejor configuración de la pila de roca volada, que permite aumentar el rendimiento de los equipos de carga.

El empleo de pequeños diámetros de perforación, concretamente la gama comprendida entre los 65 y 125 mm, en este tipo de obras, constituye la práctica habitual para los equipos existentes.

El diseño geométrico de la sección a conseguir, y en particular, la altura de la trinchera y su posible configuración en bancadas, afecta a la elección del diámetro de perforación.

Puede decirse, en términos generales, que los calibres empleados en la excavación de trincheras son mayores que los utilizados en obras de media ladera.

Algunos autores, admiten que debe cumplirse una relación del tipo:

$$D = \frac{H}{60}$$

entre la altura de la excavación (H) y el diámetro de perforación (D).

3.1.2 ALTURA DE BANCO

La altura de banco debe determinarse en función del equipo de perforación disponible y del diámetro elegido para la ejecución del barreno. Cuando en la relación:

$$\frac{\text{Altura de Banco}(H)}{\text{Piedra o Burden}(V)}$$

, "H" es pequeña, cualquier variación del valor de "B" tiene una gran influencia en los objetivos que se intentan conseguir con la voladura. (Fig. 4.3).

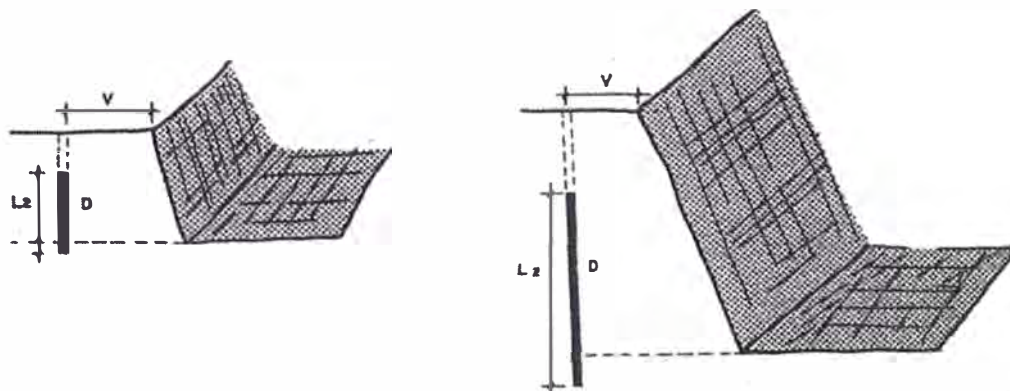


Fig. 3.3.- Altura de banco

Para una "V" constante, si "H" aumenta, el espaciamiento entre barrenos puede variar sin verse afectada la fragmentación que se quiere alcanzar.

Para una $H/V \approx 1$, se obtendría una fragmentación gruesa con problemas de sobre excavación y repiés. Este tipo de problemas, desaparecen con diseños geométricos en los que $H/B > 3$ (Ash 1977).

Cuando las alturas de banco superen los 15 m, lo que es frecuente por ejemplo, en taludes de desmonte de algunas carreteras o autovías, pueden presentarse problemas de desviación de las perforaciones, con aumento de algunos factores de riesgo: como generación de vibraciones, proyecciones o sobre excavaciones, y cambios en la granulometría de la roca volada, dado que las variables que definen la malla (piedra x espaciamiento) no se mantendrán constantes.

No es aconsejable sobrepasar una altura de banco superior a los 15 m si no existen razones objetivas o condicionantes importantes para ello.

Una altura mayor en los barrenos, podría estar justificada en laderas escarpadas, o bien, por un problema de accesos. Sin embargo, siempre debe contemplarse la alternativa de dividir la zona de trabajo en dos o más bancos, por seguridad, y mejora de los rendimientos en los equipos de perforación.

3.1.3 INCLINACION DE LOS BARRENOS

Las ventajas e inconvenientes que supone emplear la perforación inclinada en una excavación por voladuras son: (Fig. 4.4 y 4.5)

Ventajas

- ✓ Mayor rendimiento de la perforación por m³ de roca arrancado.
- ✓ Taludes más seguros y mejor perfilados.
- ✓ El grado de fragmentación mejora, consiguiéndose también un mejor desplazamiento de la roca volada.
- ✓ Los descabezamientos de los barrenos prácticamente se eliminan.
- ✓ Una menor sobreperforación y un mayor aprovechamiento de la energía desarrollada por el explosivo utilizado, lo cual afecta a los niveles de vibración, puesto que los aminora.
- ✓ El consumo específico de explosivo, disminuye al reflejarse la onda de choque en el pié del banco. Esta incidencia puede aprovecharse modificando la dimensión de la piedra, para dejar un menor volumen de roca como repié. Fig. 4.6

Inconvenientes.

- La longitud de Perforación aumenta, lo que incide en el costo total de la operación.
- Exige un mayor cuidado en el replanteo de las bocas del barreno en superficie.
- Cuando los barrenos son largos, puede producirse una mayor desviación, si la perforación no está controlada.
- Un mayor desgaste en las bocas, varillaje y estabilizadores.
- Las dificultades para evacuar el excedente aumentan, debido a las fuerzas de rozamiento que hacen necesario un aumento del caudal de aire.
- Cuando aparece agua en los barrenos, la carga del explosivo es más compleja.
- Exige una supervisión cuidadosa, que repercute en los tiempos improductivos.

Perforación Vertical:

- A) Con equipo manual.
- B) Mediante carro perforador.
- C) Simultánea en 2 barrenos.

Perforación inclinada:

- D) Mediante carro perforador.
- E) Simultánea en 2 barrenos.
- F) En banco de gran altura.

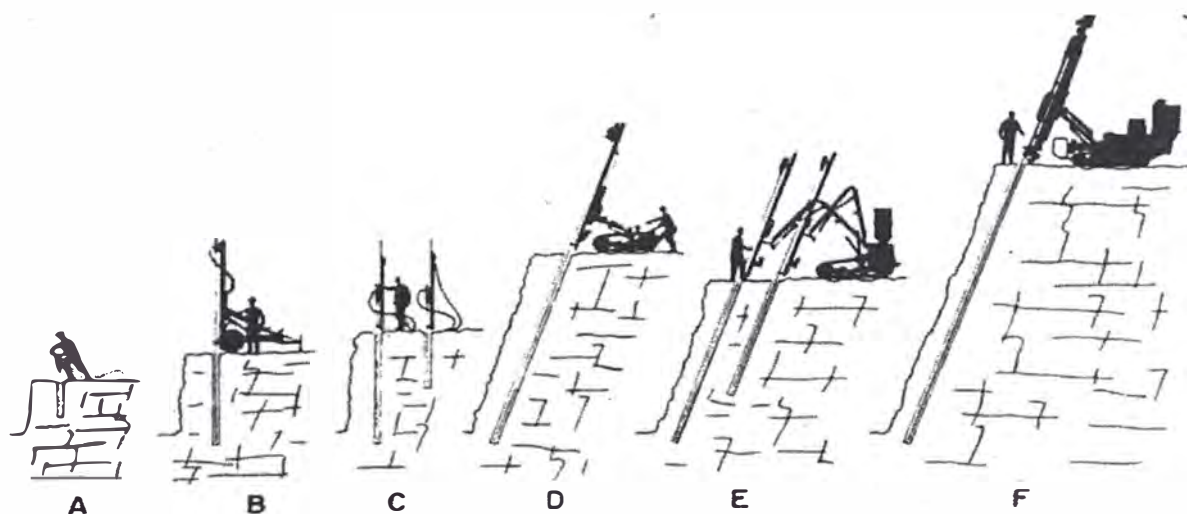


Fig. 3.4. Distintas configuraciones de equipos para realizar la perforación vertical o inclinada

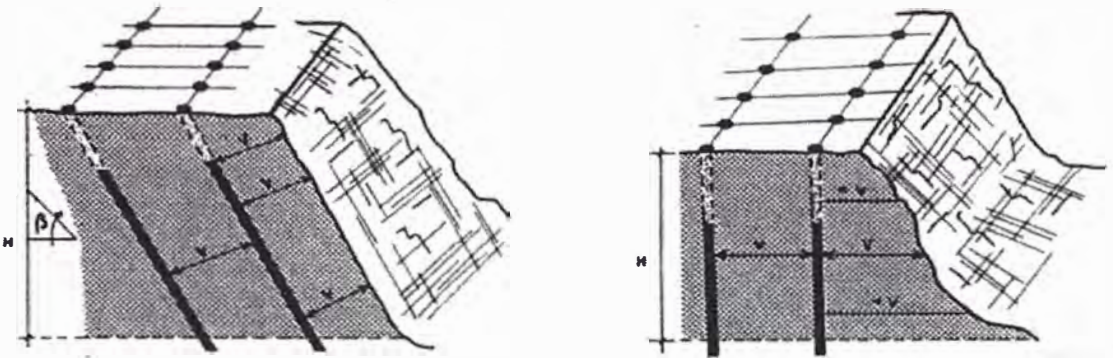


Fig. 3.5. A) Perforación inclinada

B) Perforación vertical

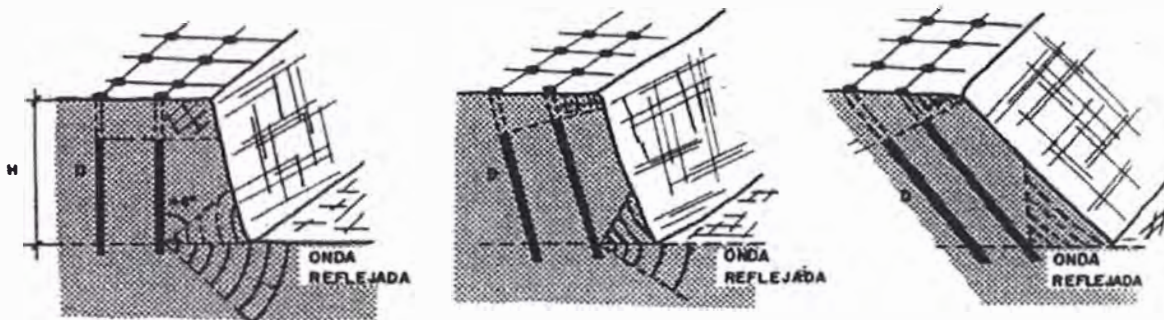


Fig. 3.6. Incidencia de la inclinación de la perforación en el consumo específico y en los tamaños máximos de material a obtener.

En excavación de trincheras, los barrenos suelen disponerse verticalmente. En excavaciones de media ladera, y dependiendo de la salida que se diseñe para la roca volada, la variación de la inclinación es de 0° a 26.5° con respecto a la vertical.

3.1.4 RETACADO

La finalidad de retacar los barrenos es confinar y retener los gases producidos por el explosivo, una vez detonado, a efectos de desarrollar el máximo trabajo de fragmentación de la roca.

Un retacado no realizado en las debidas condiciones puede provocar un aumento de los niveles de vibración, y de onda aérea en el entorno de la voladura.

La longitud de retacado aumenta con el diámetro de perforación. Si no se dimensiona adecuadamente, pueden definirse tamaños de bloque indeseados, o no compatibles con el sistema de carga (Fig. 4.7).

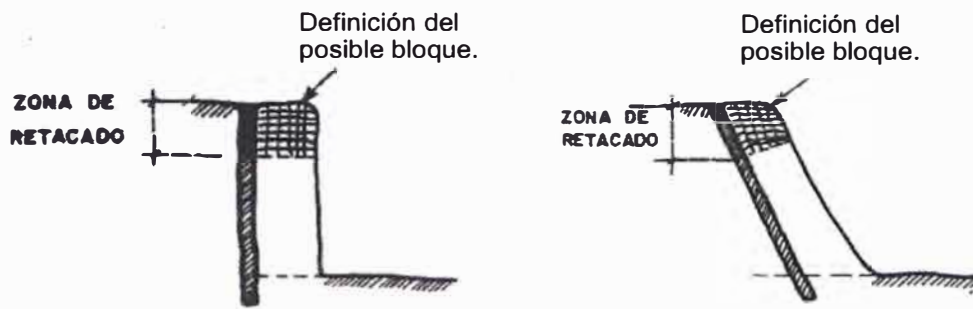


Fig. 3.7.- Definición de bloques en función de la zona de retacado

Si la longitud de retacado se lleva por exceso, los efectos que se producen son: una gran cantidad de bloques, y poco esponjamiento de la pila de roca volada. Si por el contrario se realiza por defecto, se aumenta el riesgo de posibles proyecciones de roca.

A efectos prácticos puede considerarse, que las longitudes de retacado aumentan conforme los parámetros de calidad del macizo rocoso empeoran. Puede tomarse un campo de variación entre: 25 y 60 veces el diámetro de perforación.

$$25D < \text{longitud del RETACADO} < 60D$$

3.1.5 LONGITUD DEL BARRENO

Las longitudes de los barrenos dependen de las variables siguientes:

- ✓ La altura de banco elegida (H)
- ✓ El talud adoptado de diseño (ángulo con la vertical) (β)
- ✓ La sobreperforación necesaria para producir la rotura. sin dejar sobreexcavaciones ni repiés.

Una expresión rigurosa que puede adoptarse para su cálculo es la siguiente:

$$L = \frac{H}{\cos \beta} + \left[1 - \frac{\beta}{100} \right] \times SP$$

L : Longitud de los barrenos (m)

H : Altura de banco (m)

β : Angulo respecto a la vertical (°)

SP : Sobreperforación (m)

Otros autores se inclinan por su cálculo a través de la expresión:

$$L = (H + SP) \times I$$

donde: H : Altura de banco (m)

SP: Sobreperforación (m) $\sim 0,3 \times V$ (piedra)

I : Factor de inclinación obtenido del grafico de la fig 3.8

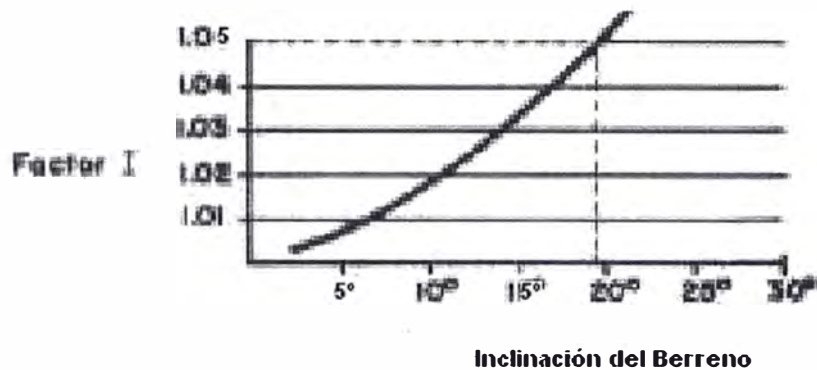


Fig. 3.8 Factor de inclinación

Así, para una inclinación de barreno:

3 : 1 = 19.5°	~ I = 1.05
4 : 1 = 14.5°	~ I = 1.03
5 : 1 = 11.5°	~ I = 1.02
10: 1 = 6.0°	~ I = 1.01

3.1.6 PIEDRA (BURDEN) Y ESPACIAMIENTO

Tanto la "piedra" (burden) o distancia al frente libre, como el "espaciamento" o distancia entre barrenos de una línea, dependen de:

- el diámetro de perforación
- las propiedades geomecánicas de las rocas a volar
- los explosivos a utilizar
- la altura de banco
- el desplazamiento que se espera conseguir de la roca volada

En el cálculo de un esquema, una de las primeras variables que deben conocerse es la piedra o burden. Para su cálculo existen numerosas expresiones.

Existen dos posibilidades:

✓ Si $H > 100 D$,

Los valores de la piedra y del espaciamiento del calculo inicial se estiman según el cuadro 4.1 y conforme a la resistencia a la compresión simple de la roca en MPa. Es el caso mas frecuente.

RESISTENCIA COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA (MPa)	VARIABLES DE DISENO				
	PIEDRA V	ESPACIAMIENTO E	LONGITUD CARGA DE FONDO CF	RETACADO T	SOBREPERFORACION S
BLANDA < 70	39 D	51 D	30 D	35 D	10 D
MEDIA 70-120	37 D	47 D	35 D	34 D	11 D
DURA 120-180	35 D	43 D	40 D	32 D	12 D
MUY DURA > 180	33D	38 D	46 D	30 D	12 D

Cuadro 3.1- Dimensiones recomendadas

✓ Si $H < 100 D$,

El valor de la piedra puede estimarse a partir de la expresión:

$$V = \sqrt{\frac{Q_b}{\frac{E}{V} \times \frac{H}{\cos \beta} \times C_e}}$$

donde:

Q_b : Carga total por barreno (Kg)

H: Altura de banco (m)

E: Espaciamiento (m)

V: Piedra (m)

C_e : Consumo especifico de explosivo

β : Angulo respecto a la vertical (°)

Un espaciamiento excesivo entre barrenos da lugar a una fracturación inadecuada, con definición de bloques importantes, que van a necesitar de un taqueo. Existen grandes probabilidades de dejar repiés y frentes muy irregulares.

Inversamente, espaciamientos pequeños llevan consigo:

- Un aumento de la perforación
- Un aumento de la fragmentación de la roca para el mismo consumo específico
- Sobreexcavaciones y repiés, con un aspecto general de la nueva superficie creada semejante al de una roca altamente fracturada.

3.1.7 SOBUPERFORACION

Es la longitud de barreno, que debe realizarse por debajo de la rasante de la excavación prevista, necesaria para inducir la rotura de la roca a la altura de banco deseada. (Fig. 4.9).

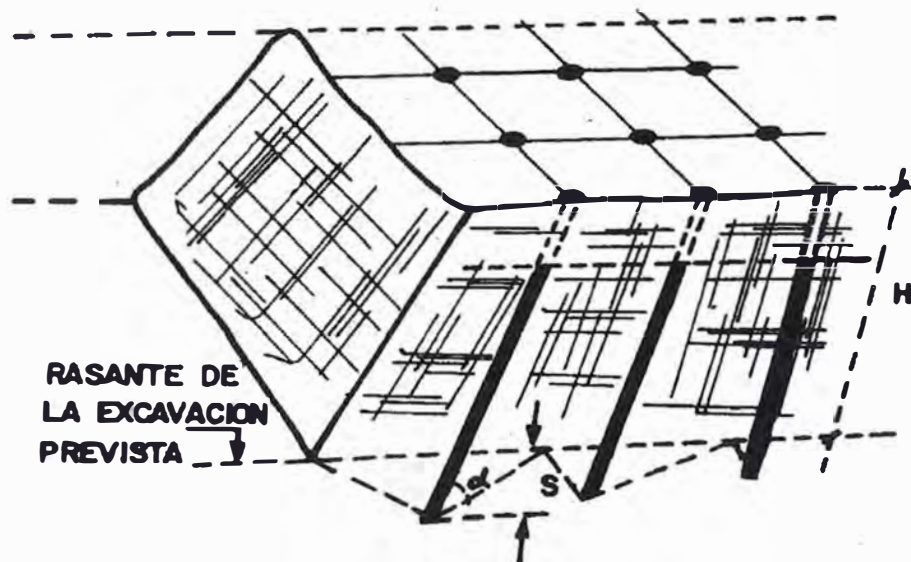


Fig. 3.9 Sobreperforación.

Si la sobreperforación no existe o es pequeña, se producirán bloques de rocas en el pié del talud, sin despegarse del mismo que reciben el nombre de *repiés*.

En cambio, si la sobreperforación sobrepasa una determinada longitud, los inconvenientes que se producen son:

- Un aumento de las longitudes de perforación, lo cual incrementa el costo.
- Un aumento en los niveles de vibración
- Una fragmentación en la cabeza del banco siguiente o un mal acabado del pié del talud final.

Un valor práctico de la sobreperforación, al que hacen referencia numerosos autores es:

$$S = 0.3 \times V$$

Como valores usuales de la relación sobreperforación-piedra (S/V), para voladuras en bancos, según ITGE (1987), son recogidos en el siguiente cuadro:

CALIDAD DE LA ROCA	RELACION S/V	CARACTERISTICAS DE LOS REPIES
Roca blanda (70) MPa	0.1-0.2	Repiés poco probable
Roca media (70-120) MPa	0.3	Repiés normales
Roca dura (>120) MPa	0.4-0.5	Repiés importantes de roca

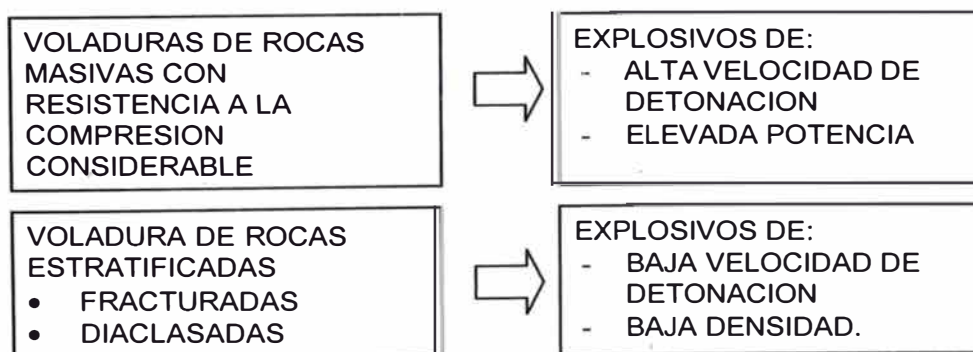
Cuadro 3.2. Valores usuales de la relación sobreperforación-piedra (S/V)

3.1.8 EXPLOSIVOS

La cuidadosa elección del explosivo, de acuerdo con las propiedades geologicogeotécnicas de las rocas es de una clara importancia, si se quiere alcanzar en la fragmentación un resultado conveniente.

En rocas intensamente fracturadas o estratificadas, en las que la superficie total de discontinuidades representa un valor elevado respecto de la superficie específica que genera con la voladura, los explosivos de mayor eficacia resultan ser los de baja densidad y velocidad de detonación.

En rocas de tipo masivo, con resistencia a la compresión de valores medio elevados (>70 MPa), donde prácticamente toda la superficie específica se crea con la voladura, los explosivos más adecuados son los de mayor potencia y velocidad de detonación.



3.1.9 COLOCACION DE VARIOS TIPOS DE EXPLOSIVO DENTRO DE LOS BARRENOS.

La energía generada por el explosivo dentro de un barreno, debe alcanzar unos valores de tensión, superiores a la resistencia a tracción existente en el plano CDC'D', y a la resistencia al corte en el plano A'B'C'D' (Fig. 4.10). Dado que esta última es superior a la primera, es preciso emplear una distribución de explosivo en el barreno, de forma que la energía a desarrollar en torno al plano A'B'C'D' sea de 2 a 2.5 veces superior a la energía de columna. Ello implica utilizar explosivos de mayor densidad y potencia en el fondo del barreno, que en los utilizados como carga de columna.

La longitud de la carga de fondo debe estar comprendida entre el 25% y el 60% del valor de la piedra o burden.

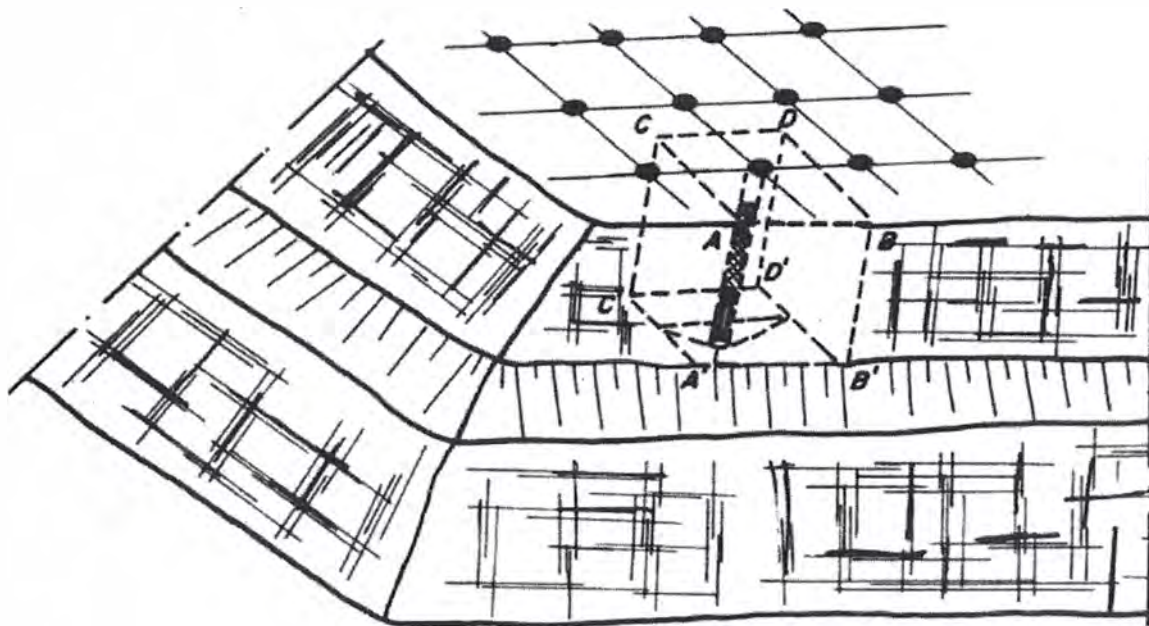


Fig. 3.10.- Distribución del explosivo dentro de un barreno

En las excavaciones para obras viales se emplean como cargas de fondo, los tipos de explosivos gelatinosos o hidrogeles y como cargas de columna el ANFO.

3.1.10 CONSUMO ESPECIFICO DE EXPLOSIVOS.

Parámetro que nos indica la cantidad de explosivos necesaria para producir la voladura de 1 m³ de roca, a una granulometría dada y en las condiciones de diseño previstas.

Son factores que usualmente inducen el aumento del consumo específico:

- Un aumento del diámetro de los barrenos
- La resistencia de la roca
- Una distribución inadecuada de la carga, etc.

Unos valores recomendables del consumo específico en diversas clases de rocas para voladuras se resumen en el cuadro 4.3.

RESISTENCIA A COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA (MPa)	VARIABLE DE DISEÑO	
	RELACION E / V	CONSUMO ESPECIFICO Kg/m ³
BLANDA: < 70	1.25	0.30
MEDIA: 70 - 120	1.20	0.35
DURA: 120 - 180	1.15	0.42
MUY DURA: > 180	1.15	0.49

Cuadro 3.3.- Consumos específicos

3.1.11 INICIACIÓN DE LAS CARGAS DE EXPLOSIVOS

Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los accesorios denominados "accesorios de voladura", que comprende a los fulminantes o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectores, retardadores, cordones detonantes, cables, instrumentos de control como ohmnímetros y otros; los cuales fueron descritos el capítulo anterior.

Dos son los procedimientos que pueden utilizarse en la iniciación de las cargas explosivas: los detonadores y los cordones detonantes.

Es conocido con el nombre de "cartucho cebo", aquel en el que colocamos el detonador para que provoque la explosión y haga detonar por simpatía el resto de explosivo, confinado en el barreno. La preparación de este cartucho debe hacerse en los momentos anteriores a la introducción de la carga. (Fig. 4.11 y 4.12).

En las voladuras con detonadores eléctricos, estos deben colocarse en el explosivo de fondo o cabeza de barreno (Fig. 4.13).

En los casos en que se opte por la utilización de cordón detonante, el detonador debe ir adosado firmemente en el exterior del cartucho, con cinta aislante y con el fondo del detonador dirigido en el sentido de la carga del explosivo.

Para iniciar explosivos de baja sensibilidad, del tipo anfo, hidrogeles o emulsiones, son utilizados los multiplicadores, fabricados de hexolita, que es un explosivo de alta potencia y velocidad de detonación.

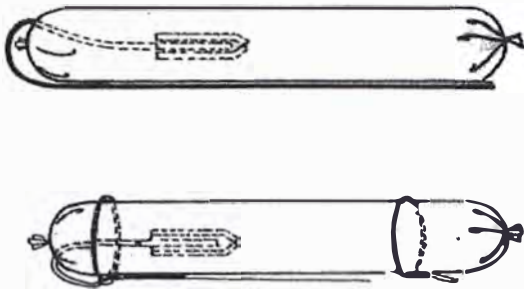


Fig. 3.11 Cartuchos-cebo con multiplicador Detaprime (Du Pont) (ITGE, 1987).

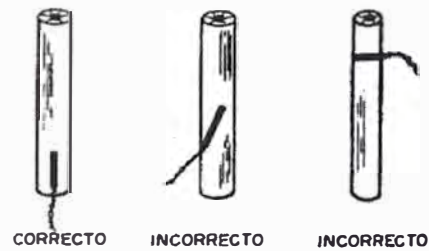


Fig. 3.12 Cebado de cartucho con detonador eléctrico.

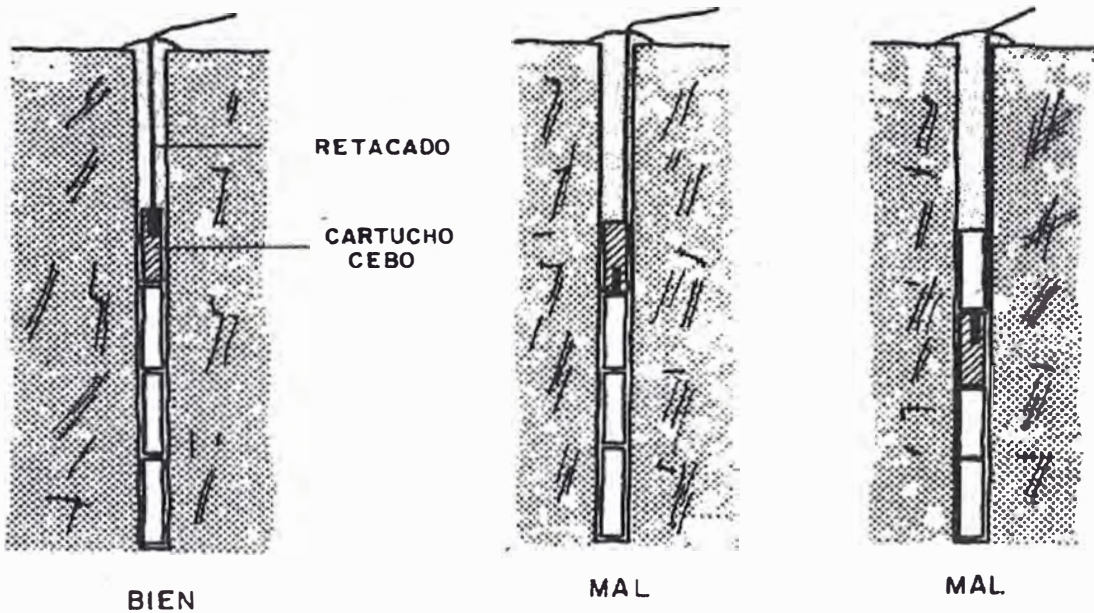


Fig. 3.13 Colocación del cartucho-cebo en voladura con mecha

El cuerpo del multiplicador (Fig. 4.14) lleva dos cilindros huecos rodeados de pentrita, donde deben colocarse los accesorios que lo iniciaron: el cordón detonante, el detonador, etc.

En su utilización se señalan como ventajas:

- La alta insensibilidad a los impactos y rocas
- Alta resistencia mecánica
- No se alteran con el tiempo
- Fáciles de manejar y colocar
- No se conocen efectos fisiológicos adversos.

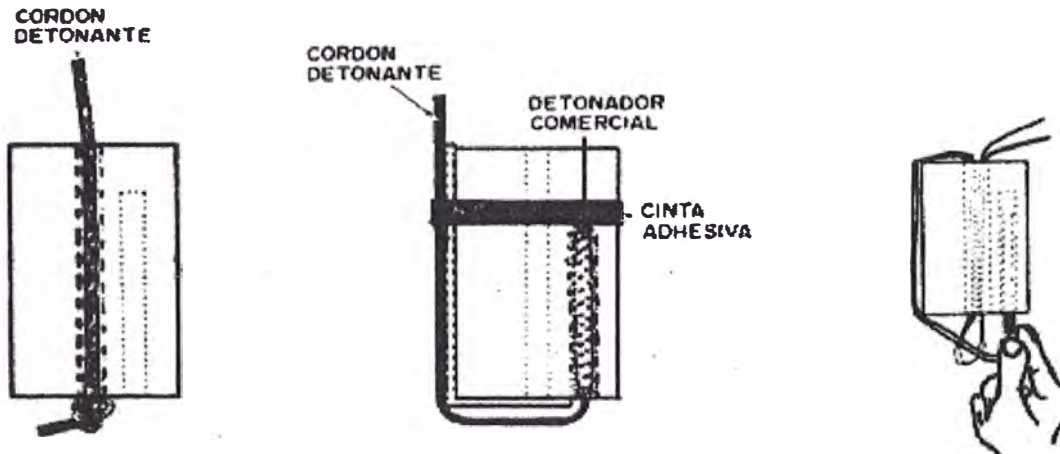


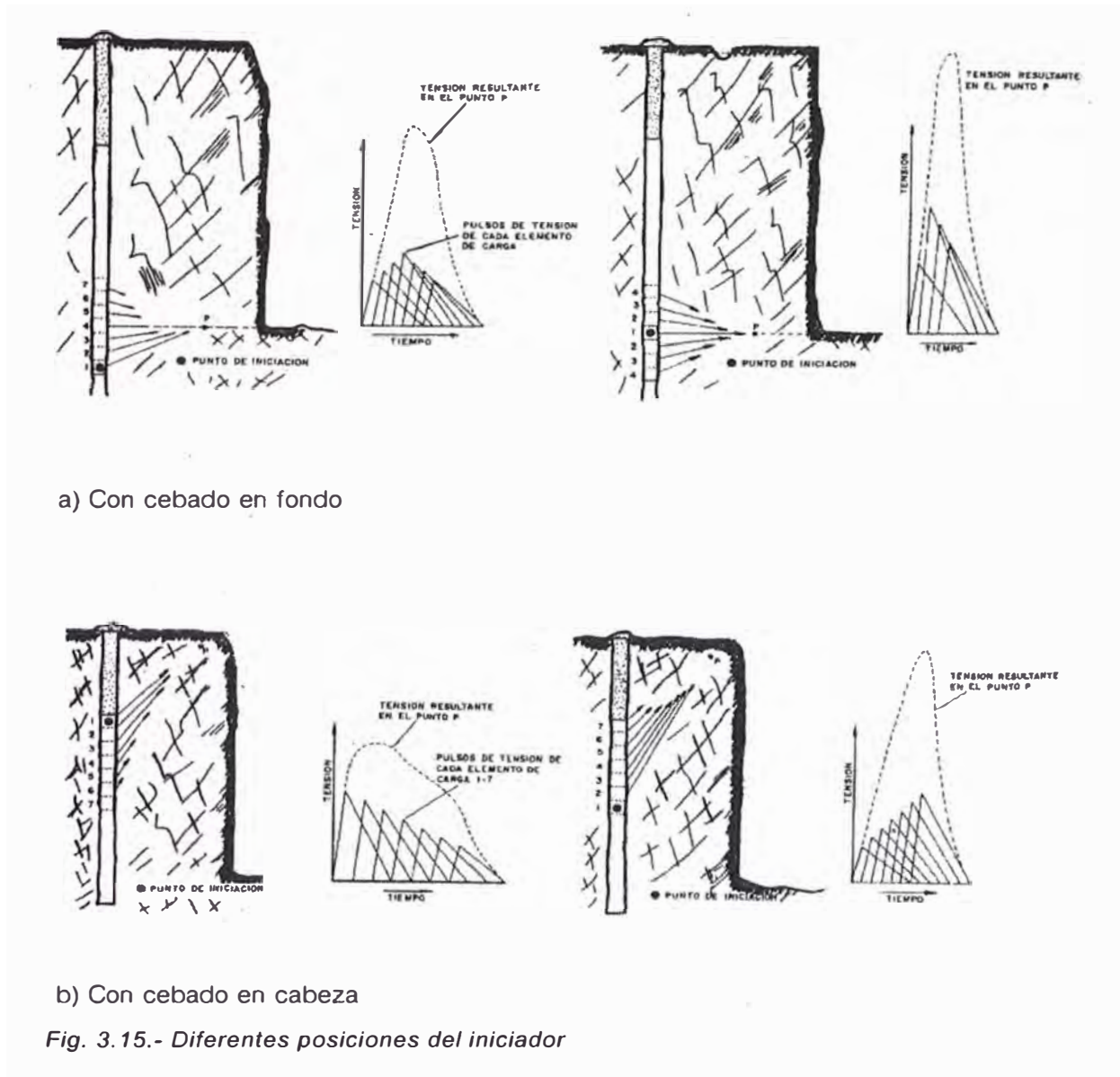
Fig. 3.14.- Multiplicadores convencionales.

El cebado en fondo produce una mejor utilización de la energía del explosivo con resultados en cuanto a fragmentación y el desplazamiento de la roca más favorable.

En barrenos sin sobreperforación, el iniciador debe situarse tan bajo como sea posible, pero sin entrar en contacto con el detritus de perforación de los mismos. Una altura de colocación aconsejable es entre tres y cinco veces el diámetro del final del barreno.

En el cebado en cabeza de barrenos dispuestos en hileras en un banco, la onda de tensión se propaga hacia el fondo del barreno, con menor eficiencia, pues tanto el material inerte de retacado, como la parte alta de la roca comienza a moverse unos instantes antes que detone la carga inferior de explosivo y desplace su zona de roca más próxima. Los gases generados durante la explosión buscan su salida hacia la parte más descomprimida (la zona superior), relajándose su pico de tensión desde su valor más alto.

Esta forma de trabajar del explosivo en el fondo del barreno, produce una mala fracturación y un menor esponjamiento de la roca. (Fig. 3.15)



En resumen, para el cebado de cartuchos y barrenos con detonadores eléctricos y cordones detonantes, deben seguirse los procedimientos siguientes, esquematizados en la figura 3.16.

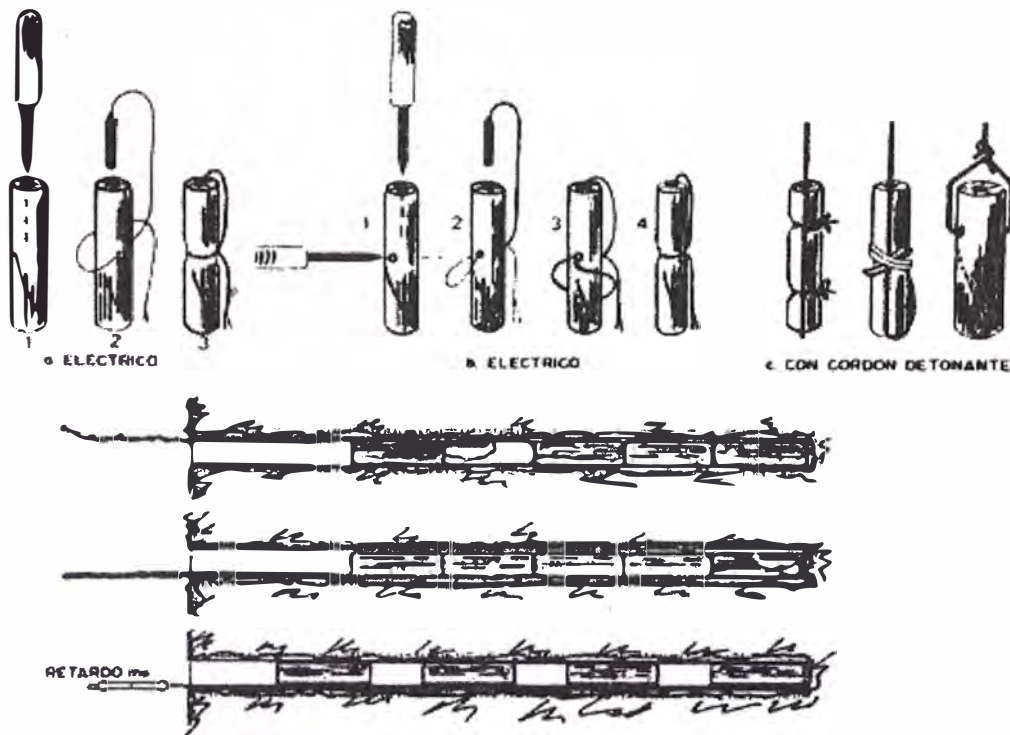


Fig. 3.16.- Cebado de cartuchos y barreno

- a) Con detonador eléctrico instantáneo. Para barrenos aislados o simultáneos en rocas de resistencia baja a media. Barrenos húmedos.
- b) Con detonador eléctrico de retardo. Cebo en el fondo para barrenos simultáneos o sin frente, sin humedad y en roca de tipo medio a dura. Con este sistema se mejora la fragmentación.
- c) Cordón detonante. Barrenos de contorno o en roca blanda, con espaciadores para bajar la carga total a lo largo de la columna.

La manipulación de cualquier detonador y/o cartucho cebo debe ser sumamente cuidadosa, ya que se trata de un explosivo dispuesto a detonar, a través de diferentes estímulos.

3.1.12 ESQUEMA DE PERFORACION

El esquema viene determinado por la piedra y el espaciamiento.

✓ En Trincheras

En las voladuras, las configuraciones más frecuentes son las de tipo rectangular y los triangulares a tresbolillo (tres barrenos), figuras 3.17, 3.18, 3.19 y 3.20.

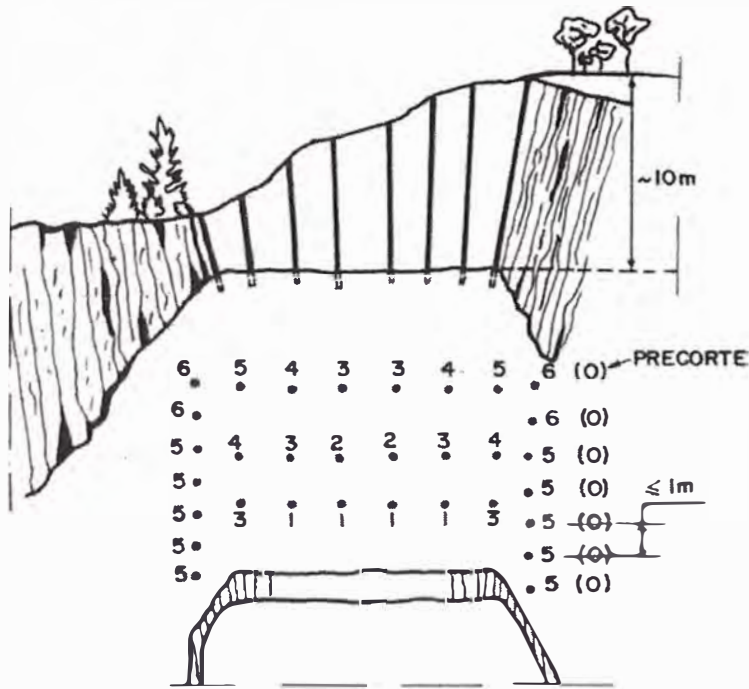


Fig. 3.17.- Esquema de perforación en trinchera

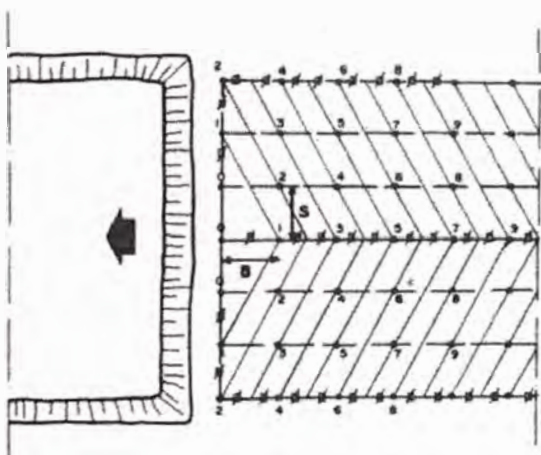


Fig. 3.18.- Esquema rectangular de perforación

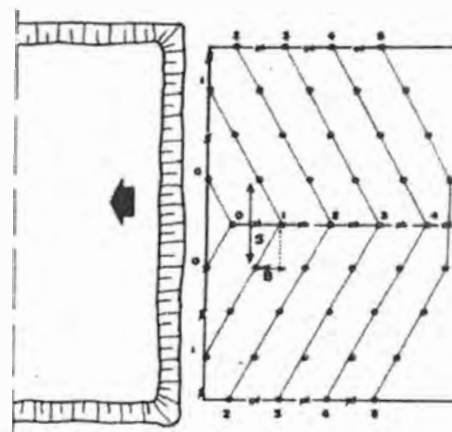


Fig. 3.19.- Esquema de perforación triangular

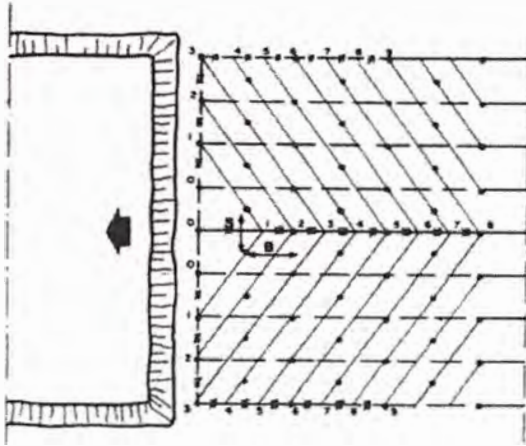


Fig. 3.20.- Esquema de perforación triangular

Se hacen siempre con barrenos verticales y en general para voladuras de 10 a 12 m de altura.

La cuadrícula de perforación variara ligeramente con las características del terreno.

✓ **A media Ladera**

Los esquemas más frecuentes que pueden realizarse combinan las modalidades de perforación siguientes:

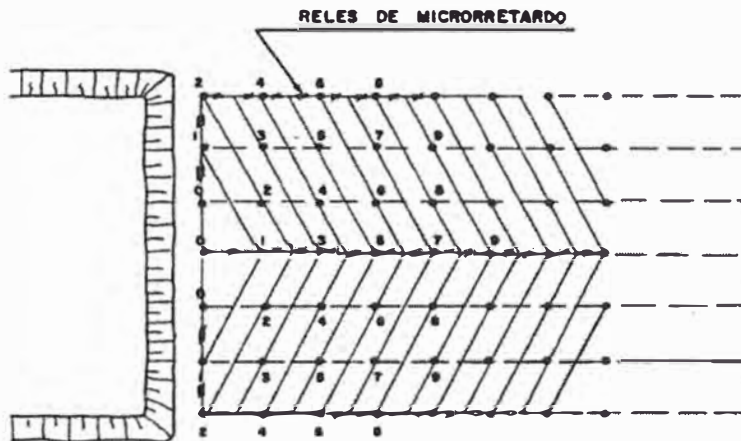


Fig. 3.21.- Secuencia de encendido de tipo rectangular con salida en "V"

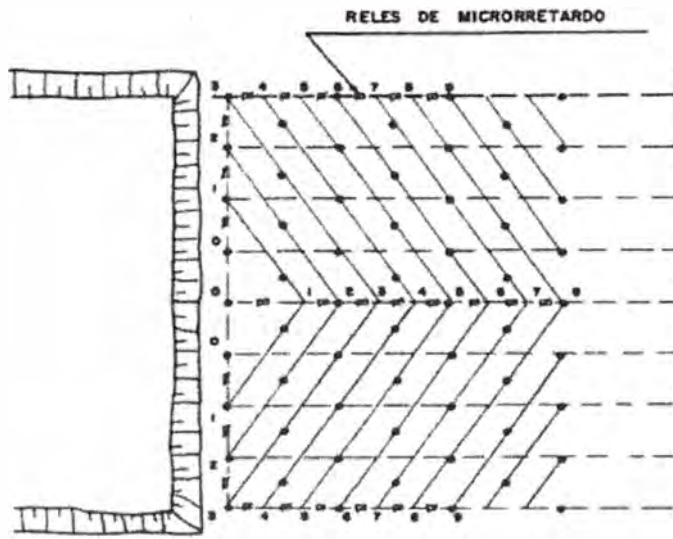


Fig. 3.22.- Secuencia de encendido de tipo triangular con salida en "V"

Demás también se presentan los siguientes casos:

Caso 1.- Configuración de barrenos verticales paralelos o en abanico (Fig. 3.23).

Caso 2.- Configuración de barrenos verticales y horizontales (Fig. 3.24).

Caso 3.- Configuración con barrenos horizontales o zapateras (Fig. 3.25).

En todos los casos, es preciso desmontar un volumen deteriorado de roca, con el objetivo de conseguir una plataforma de trabajo para la etapa siguiente. Esta apertura inicial, suele llevarse a cabo con los mismos equipos de perforación que se van a utilizar en la ejecución de la obra.

Una expresión de cálculo de esquema inicial, cuando se utilizan configuraciones de barrenos horizontales o zapateras es la siguiente:

$$E = 3 \times \sqrt{D \cdot L}$$

E: Espaciamiento (m)

D: Diámetro del barreno (m)

L: Longitud del barreno (m)

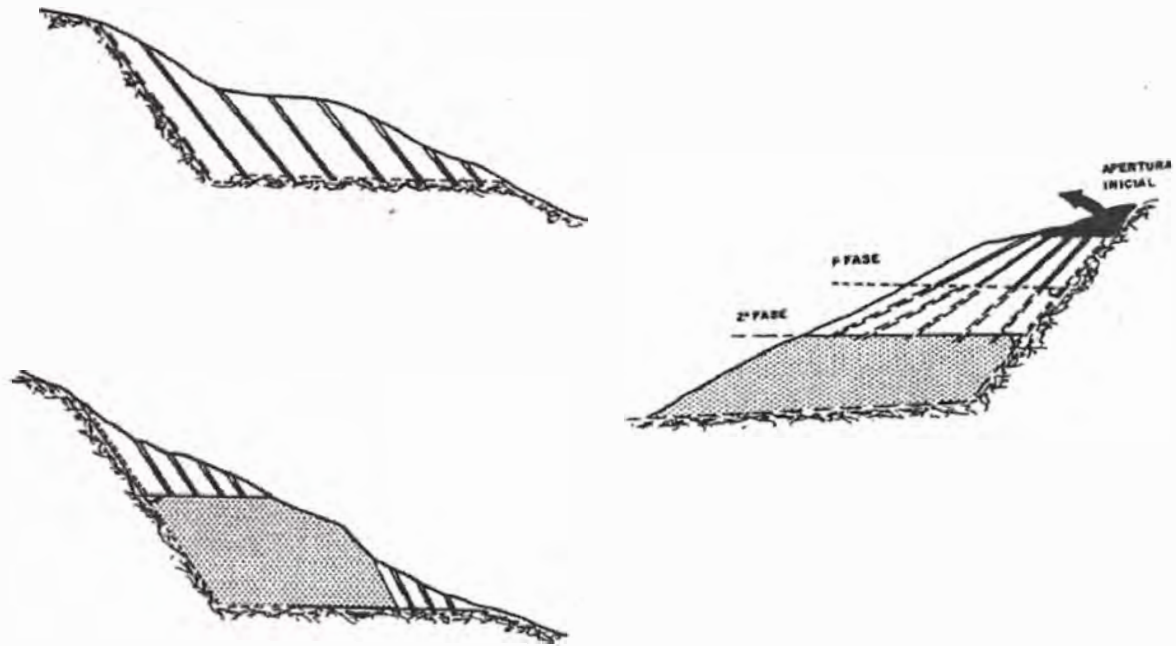


Fig. 3.23 Configuración de barrenos verticales paralelos o en abanico

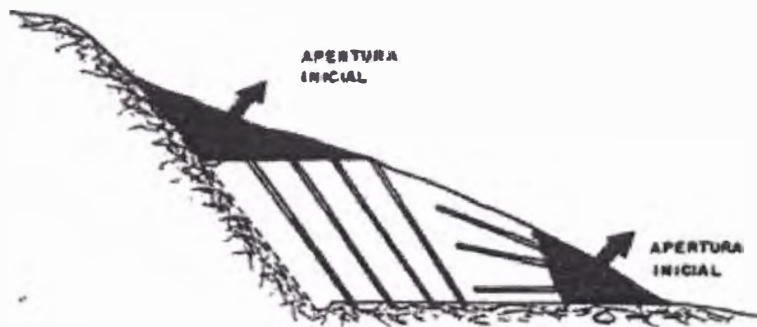


Fig. 3.24 Configuración de barrenos verticales y horizontales

Las voladuras con esquemas de barrenos horizontales presentan inconvenientes que las hacen poco aconsejables. De estas conviene señalar:

- El riesgo de proyecciones de roca al actuar las cargas como en voladuras de cráter.
- La posibilidad de dejar cuñas y bloques inestables, incluso taludes invertidos, con posibles desprendimientos a corto o mediano plazo.
- Elevado deterioro del macizo, si no se lleva a cabo un cuidadoso diseño de la voladura.

De otro lado, también tienen algunas ventajas como:

- Unos trabajos de preparación mínimos.
- Menores costos de arranque, comparados con la perforación vertical:

3.1.13 TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE ENCENDIDO.

Los tiempos de retardo entre barrenos y las secuencias de encendido, son parámetros variables en el diseño de voladuras de unas determinadas características, dado que pueden servir para:

- disminuir las cargas operantes
- reducir los niveles de intensidad de las vibraciones
- aumentar la efectividad de los mecanismos de rotura
- controlar la sobreexcavación
- controlar el desplazamiento de la roca
- reducir los repiés
- hacer desaparecer las proyecciones
- bajar los niveles de intensidad de las vibraciones y onda aérea, etc.

Muchos han sido los autores que han estudiado estas variables y su ámbito en cada caso, para optimizar los resultados que de las voladuras se esperan. Sin entrar en el análisis de las distintas teorías, ya que no es objeto de este trabajo, si puede indicarse una regla orientativa para los tiempos de retardo entre barrenos; TRB.

$$TRB : 7 - 11 \text{ ms por m de piedra}$$

Y si nos encontramos, en el caso de una voladura con distintas hileras, una segunda regla práctica para disponer el tiempo de retardo entre ellas TRF, es:

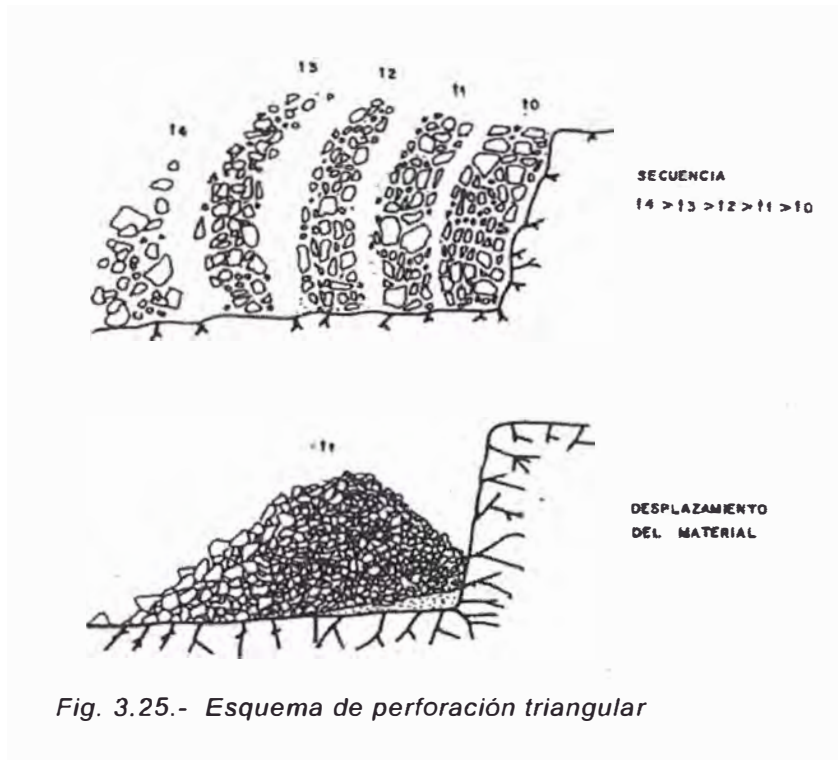
$$TRF : 2 - 3 (TRB)$$

Si el Tiempo de retardo entre filas es grande, el material de la primera fila no actúa como pantalla y no ejerce un efecto de confinamiento sobre la fila siguiente.

Por el contrario, si el tiempo de retardo es pequeño, se introduce en las filas últimas una componente vertical de desplazamiento cada vez mayor, obteniéndose el material fragmentado en una pila mas reducida pero de altura mayor. Tal disposición de la roca volada debe tenerse muy en cuenta a la hora de elegir los equipos de carga y su rendimiento.

✓ **En Trincheras**

En las figuras anteriores se muestra la secuencia de encendido, que nos dá un ejemplo relativo a su configuración, estos dan como resultado lo que se muestra en la siguiente figura.



✓ **En Media Ladera**

La dirección de salida de la voladura puede disponerse normal al eje principal de la excavación o, mas frecuentemente paralelo al mismo, Fig 4.26. En el primer caso, existe el riesgo de rodadura incontrolada de piedras ladera abajo y un mayor costo de la carga al tener que realizar labores de limpieza, dado que la roca volada se encontrara esparcida

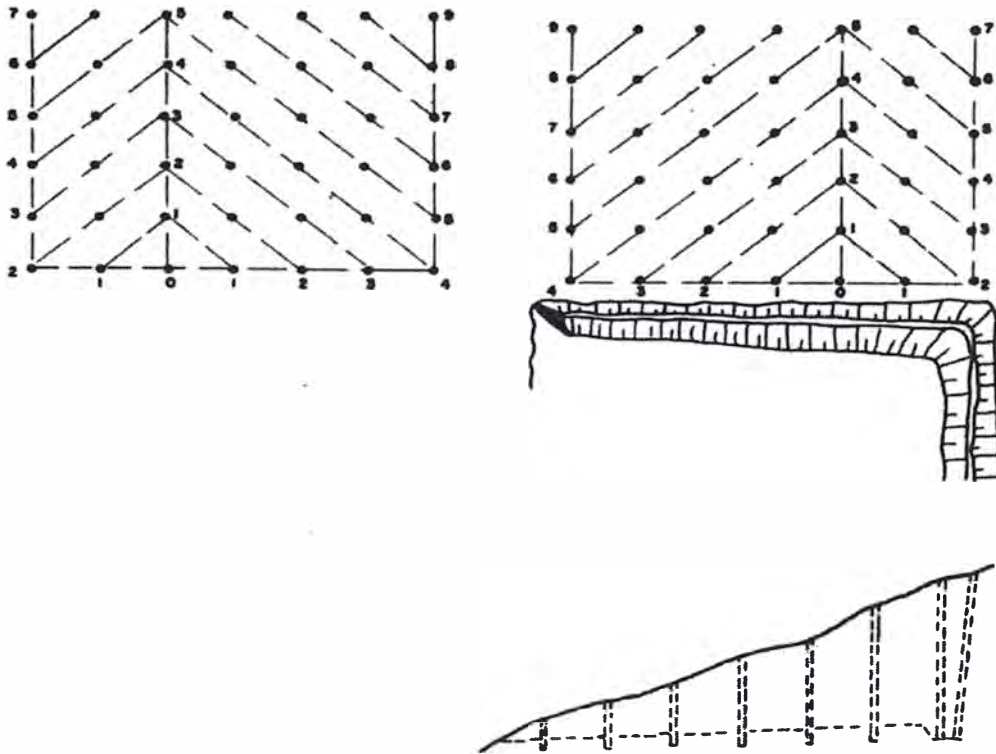


Fig. 3.26. Secuencias de encendido en "V". Disposición de salida paralela al eje de la excavación.

Cuando en las voladuras se combinan barrenos horizontales y verticales (Fig. 3.27), suele ser conveniente efectuar la excavación por fases, realizando un precorte a la zona superior antes de disparar la segunda. Si por necesidades de la obra, la voladura se dispone en una sola sección, la secuencia aconsejable debe ser una semejante a la de la Fig. 3.28.

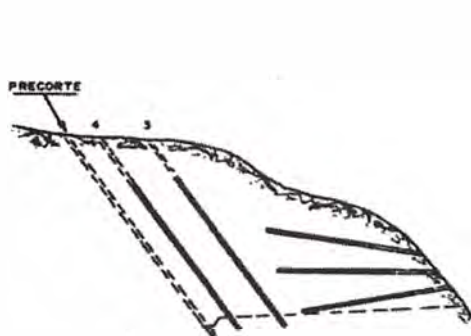


Fig. 3.27.- Secuencia de encendido con barrenos Verticales y horizontales

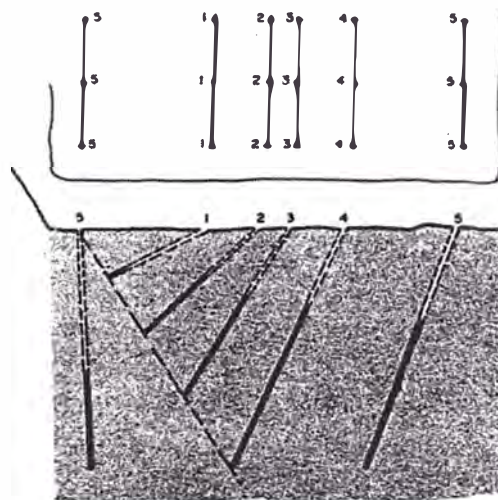


Fig. 3.28.- Secuencia de encendido en la apertura de una bancada de trabajo

3.2 DISEÑO DE UNA VOLADURA DE PRECORTE

La finalidad del precorte es en general una minimización tanto de la sobreexcavación inherente a cualquier voladura, como de la fracturación y el daño provocado por la acción del explosivo en el macizo rocoso remanente mas allá del perfil de diseño del mismo.

Los barrenos de precorte serán paralelos y muy próximos entre si. La voladura de estos por medio de una carga débil no debe afectar a la roca remanente y originara una grieta a lo largo de la fila de barrenos.

El precorte se aplica preferentemente para delimitar sectores, para cortar bloques; para evitar una excesiva sobrerotura hacia atrás para formar los taludes finales.

El diámetro de perforación es muy variable, aunque los mejores resultados se alcanzan con los valores de 51, 62 y 76 mm.

En la mayoría de aplicaciones de precorte no se estila sobreperforación.

A pesar de sus ventajas como la disminución del nivel de vibraciones, la escasa modificación del estado tensional residual del macizo, y a las configuraciones estéticas que pueden alcanzarse, el precorte tiene algunos inconvenientes como:

- ✓ Una gran densidad de perforación
- ✓ Los trabajos de perforación son lentos y cuidadosos
- ✓ El empleo de mucho tiempo en la carga de los barrenos
- ✓ Resultados variables en rocas de calidad media o mala

A continuación presentaremos valores referenciales de los parámetros más importantes en el diseño de voladuras de precorte.

DIAMETRO DEL BARRENO mm	CONCENTRACION DE CARGA g/m	PRECORTE ESPACIAMIENTO
30	120	0,25-0,50
37	150	0,30-0.50
44	170	0,30-0,50
50	250	0,45-0,70
62	350	0.55-0.80
75	500	0,60-0,90

Cuadro 3.4.- Concentración de carga y espaciamento a utilizar para un diámetro de barreno dado para el caso de precorte, estos valores son referenciales.

De los parámetros para el diseño de la voladura de precorte los de mayor importancia son:

La **Presión en el barreno** generada por la detonación de un explosivo, la cual deberá de ser menor a la resistencia a la compresión ofrecida por la roca, logrando de esta manera atenuar la formación de grandes grietas radiales y una notable reducción de las pequeñas grietas.

La presión en la pared de un barreno desacoplado con carga continua se obtiene:

$$P_b = 1.25 \times 10^{-4} \rho_e V_d^2 \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^{2.4}$$

donde:	P_b	:	presión en el barreno
	ρ_e	:	densidad del explosivo
	V_d	:	velocidad de detonación del explosivo (m/s)
	d_c	:	diámetro de la carga (mm)
	d_b	:	diámetro del barreno (mm)

El **Espaciamiento** entre barrenos debe ser, normalmente inferior a 1 metro, aunque como norma practica general, debe estar comprendido entre: 8 y 11 veces el diámetro del barreno de precorte.

El espaciamiento ha de cumplir:

$$E_o \leq 10^{-3} d_b \left(\frac{P_b + \sigma_{tr}}{\sigma_{tr}} \right)$$

donde:	E_o	:	Espaciamiento.
	P_b	:	Presión en el barreno
	d_b	:	Diámetro del barreno (mm)
	σ_{tr}	:	Tensión de la roca resistente a la tracción

Se debe de conseguir la máxima carga posible del barreno sin que se alcance el límite de resistencia a la compresión de la roca, pues de esta manera puede abaratare el precorte con espaciamientos mayores.

Como regla general, la fila de precorte ha de separarse de la voladura principal una cierta distancia que debe estar comprendida entre $1/2$ y $3/4$ el valor de la Piedra o Burden.

Como consecuencia de esta menor distancia, la **fila de barrenos de la voladura principal más cercana a la línea de precorte** ha de cargarse con una cantidad de explosivo ligeramente menor a la usual para barrenos de producción, se aproxima al 60% de la carga normal, si se quiere evitar el agrietamiento y daño a la roca remanente. También es recomendable no sobreperforar en esta fila para no dañar la zona de asiento del banco.

Los barrenos de precorte deben dispararse simultáneamente para conseguir un claro efecto cortante o bien como tarea independiente antes de la perforación de la voladura principal o bien conjuntamente con ella, retrasándola para que siga a la de precorte.

Siempre que no haya impedimento en cuanto a efectos de vibración en áreas cercanas, la iniciación de la fila de precorte debe hacerse instantáneamente. Si por alguna razón esto no es posible y es necesario utilizar secuenciación esta ha de ser la mínima posible (20-30 ms). La formación de la grieta de separación es mucho más basta en este caso puesto que el mecanismo actuante no es el óptimo. En cualquier caso se debe detonar instantáneamente la máxima carga posible que no interfiera con los requerimientos medioambientales en cuanto a nivel de vibración.

3.3 GEOLOGIA DE LOS TRAMOS A TRABAJAR

Para la realización del diseño se requiere una clasificación sectorizada de las rocas existentes, pero debido a que en el estudio original elaborado por PCI-CESEL no había cortes masivos con equipo mecánico ni voladuras con explosivos no se realizó uno; por lo cual se muestra la información que se recolectó de la corta visita de campo y la mostrada por el estudio original.

Las mejoras de la geometría del trazo se encuentran en:

Tramo 1. Km. 60+911.87 al 61+237.31

Tramo 2. Km. 62+328.85 al 62+844.58

Tramo 3. Km. 63+452.23 al 64+015.21

En el estudio presentado por el consorcio PCI – CESEL se indica lo siguiente:

Tramo 1.- Km. 60+911.87 al 61+237.31 (Foto N°5 – ANEXO III)

Entre los Km 60+910 – 62+400, la carretera se desarrolla en el talud compuesto por riodacitas de fuerte inclinación, variable entre 50° y 70°. El afloramiento demuestra numerosas fracturas cerradas, semi-verticales, sin apertura.

Tramo 2.- Km. 62+328.85 al 62+844.58 (Foto N°4 – ANEXO III)

Entre los Km 62+320 y 62+820, cruza un flujo de escombros de origen coluvio-aluvial, cuya altura es de 40 m y de 35° de inclinación. En el talud superior se encuentra un afloramiento abrupto de rocas graníticas.

Aquí el depósito Coluvial es heterogéneo compuesto por bloques, gravas y limo-arcillas de aproximadamente 8 m de espesor, como máximo. El tamaño de los materiales rocosos es variable siendo de 0.8 m de diámetro, como máximo.

Pared de granodioritas fracturadas parcialmente esferoidales y el depósito coluvial compuesto por bloques y gravas angulares de tamaño variable con matriz limo-arcillosa al pie de talud. El afloramiento rocoso está levemente debilitado por las fracturas y diaclasas, estas son fracturas abiertas sin orientación predominante con inclinación fuerte entre 60 – 80°. La intensidad de fracturas es de 3-4 por 1 m².

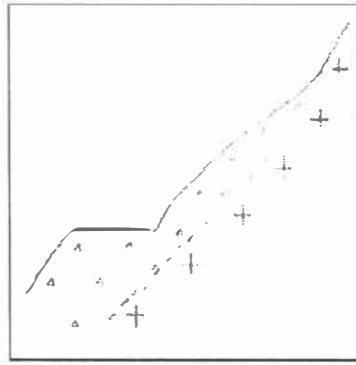


Fig.3.29 Esquema del talud de la carretera existente en este tramo

Tramo 3.- Km. 63+452.23 al 64+015.21 (Fotos N° 1,2 y 3 – ANEXO III)

En la sección comprendida entre los Km 63+450 y 64+015, se encuentra un talud de rocas graníticas (Formación Santa Rosa) de aproximadamente 30 m de altura y de 50° de pendiente. La litología está fuertemente meteorizada, presentándose una matriz arenosa y bloques. En general, este talud es estable.

Hay un afloramiento de granodiorita / tonalita en la parte superior de los taludes con gravas angulares y bloques de hasta 2 m de longitud al pie del talud. Presenta Fracturas abiertas con orientación variable e inclinación fuerte entre 50–80° a la carretera existente. La densidad de fracturas es de 5-7 por 1 m². El depósito es heterogéneo, de bloques y limo-arcillas de por lo menos 7 m de espesor al pie del talud rocoso.

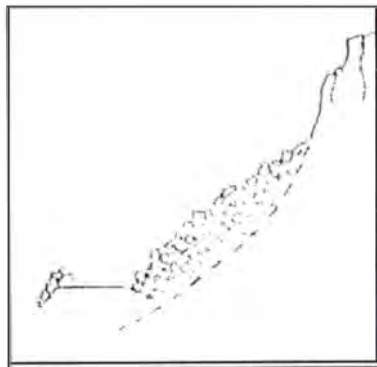


Fig. 3.30 Esquema del talud de la carretera existente en este tramo

En general, Los taludes de la vía existente presentan moderada estabilidad, por lo cual se tendrá mucho cuidado al realizar los trabajos de voladura para no desestabilizarlos provocando así derrumbes que anulen el paso de vehículos por la carretera.

El Ing^o Luis Torres Yupanqui en su artículo "Determinación de las Propiedades Físico - Mecánicas de las Rocas y Monitoreo de la Masa Rocosa", nos presenta el siguiente cuadro, donde se indica resultados promedios de las Propiedades Mecánicas de las Rocas más representativas de las Minas del Perú; como también de Obras Civiles de mayor relevancia.

PROPIEDADES MECANICAS DE LAS ROCAS

TIPO DE ROCA	dc Kg/cm ²	dt Kg/cm ²	ls Kg/cm ²	Constantes Elásticas		Corte Directo	
				"E" Kg/cm ²	"ν"	"C" Kg/cm ²	φ °
Aglomerado Volcánico	599.75
Andesita	1505.24	134.87	2.797 x 10 ⁵	0.25	1.65	37.88
Arenisca	15.90	2.850 x 10 ⁵	0.19
Argilica	686.10	13.70	0.319 x 10 ⁵	0.32	0.30	28.90
Brecha	135.65	10.12	1.380 x 10 ⁵	0.26	1.97	56
Caliza	1102.06	75.97	1.636 x 10 ⁵	0.21	0.80	31.50
Conglomerado	191.74	8.95	2.113 x 10 ⁵	0.29	2.94	57
Cuarcita	84.50	2.590 x 10 ⁵	0.24
Cuarzo Alunita	1138.30	95.10	2.021 x 10 ⁵	0.25	1.00	31.94
Dacita Pofiritica	118.89	8.46	1.412 x 10 ⁵	0.23	2.11	55
Doleritas y Porfidos	1778.30	115.20	6.530 x 10 ⁵	0.35	2.23	57
Dolomita	618.84	44.43
Filita	469.15
Granito	1832.23	26
Granodiorita	753.94	75.08	84.30	0.720 x 10 ⁵	0.18	1.40	41.05
Marga Arcillosa	3.04
Mármol	492.10	0.910 x 10 ⁵	0.18
Pirita	30.71	1.440 x 10 ⁵	0.28
Skarn	580.09	1.420 x 10 ⁵	0.25	0.27	30.70
Steam head	250.60	23.20	0.702 x 10 ⁵	0.28	1.1	30.29
Vuggi Silica	738.70	87.10	1.206 x 10 ⁵	0.28	0.7	28.98

Cuadro 3.5.- Propiedades Mecánicas de las Rocas.

Donde: dc = Resistencia a la Compresión

dt = Resistencia a la Tracción

Tanto la Granodiorita como la Riodacita son consideradas rocas duras y competentes, poseen una resistencia a la compresión de 180Mpa.

3.4 CALCULO DEL DISEÑO A EJECUTAR

Para el Presente diseño comenzaremos estableciendo los equipos que vamos a utilizar los cuales nos darán una idea de las limitantes de algunos factores, además el tipo de explosivos a utilizar:

Maquinaria para la Perforación de los Barrenos:

- ✓ Martillo Neumatico de 29 kg con $\Phi = 1"$
- ✓ Track Drill f=3"

Los Explosivos que utilizaremos para la iniciación de los barrenos será:

- ✓ Dinamita semi-gelatina la cual tiene las siguientes características.

CARACTERISTICAS	DINAMITA SEMIGELATINA 80
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)	1.20
VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)*	4,800
PRESION DE DETONACION (kbar)	94
POTENCIA RELATIVA EN PESO (%) **	76
PODER ROMPEDOR (mm)	23
RESISTENCIA AL AGUA	Muy buena
CATEGORIAS DE HUMOS	Primera
VOLUMEN NORMAL DE GASES (l/kg)	920

* Velocidades de detonación sin confinar.

** Potencia relativa referida a la Gelatina Explosiva con potencia convencional de 100.

Cuadro 3.6.- Características de la Dinamita semi-gelatina.

La presentación de esta dinamita es en cartuchos de papel especial, adecuadamente parafinado y en diversas dimensiones, contenidos en cajas de cartón.

PRODUCTO	EMBALAJE	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)	CONTENIDO NETO (kg)	DIMENSIONES CARTUCHOS \emptyset x longitud
DINAMITA SEMIGELATINA 80	CAJA CARTON	42,0 x 30,8 x 30,7	25	7/8" x 7" ..1" x 7" 1 1/8" x 7" ..1" x 8" 1 1/4" x 8"

Cuadro 3.7.- Presentaciones de la Dinamita semi-gelatina.

- ✓ ANFO (Nitrato de Amonio), será utilizado para la carga de columna del barreno, sus características son.

CARACTERISTICAS		ANFO
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³) (*)		0.73
DENSIDAD DE CARGA (g/cm ³)		Depende de la presión del aire comprimido
VELOCIDAD DE DETONACIÓN Confinado en tubo Fe de 2" Ø (m/s)		3,000
ENERGIA TEÓRICA	Por peso (cal/g)	900
	Por volumen (cal/cm ³)	738
ENERGIA RELATIVA	Por peso (%)	100
	Por volumen (%)	100
PRESIÓN DETONACIÓN (Kbar)		32
RESISTENCIA AL AGUA		Pobre

Cuadro 3.8.-Características del ANFO.

Se presenta envasado en doble bolsa, conteniendo un peso de 25 Kg.

- ✓ Cordón Detonante de 10 g/m la cual tiene las siguientes características.

PESO DEL NUCLEO EXPLOSIVO	10 g/m
RESISTENCIA A LA TRACCION	70 kg
VELOCIDAD DE DETONACION	7000 m/s

Se presenta enrollado en carretes de plástico, como se especifica a continuación:

DESCRIPCION DEL PRODUCTO	UND.	EMBALAJE			PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)
		TIPO	CONTENIDO	CAPACIDAD		
Cordón detonante	m	Cartón	3 rll. x 333,3	1000	19,5	21,5

Cuadro 3.9.-Especificaciones de la presentación del Cordón Detonante.

- ✓ Retardadores de Cordón detonante: se utilizará el retardador de 35 ms el cual tiene las siguientes características de empaque:

DESCRIPCION DEL PRODUCTO	UND.	EMBALAJE			PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
		TIPO	CONTENIDO	CAPACIDAD			
RETARDO CORDON	Pza	Cartón	1 cj. x 10	10	0,20	0,22	13,0 x 10,2 x 5,7
RETARDO CORDON	Pza	Cartón	50 cj. x 10	500	9,3	11,3	43,0 x 36,0 x 31,5

Cuadro 3.10.-Especificaciones de la presentación de Retardadores.

3.4.1 DESARROLLO DEL CÁLCULO.

Diseño de Barreno de Carga Normal

1º Elegimos el diámetro del Barreno a perforar, dependiendo de la maquinaria disponible y de la altura a volar.

Datos: Altura a volar (H) = 3.00 m.

Maquinaria: Compresora Neumática de 196 HP 600-690 PCM

Martillo Neumático $\Phi = 1''$

2º Verificamos si cumple con la condición: $\phi \leq \frac{H}{60}$

$$1'' \leq (3 \cdot 100 / 2.54) / 60$$

$$1'' \leq 1.97'' \quad \text{CUMPLE}$$

3º En la teoría hemos señalado una serie de condiciones para el diseño de un barreno, pero esto depende si se cumple la relación:

$$H \geq 100 \cdot \Phi$$

$$3 \cdot 100 / 2.54 \geq 100 \cdot 1''$$

$$118.11'' \geq 100'' \quad \text{CUMPLE}$$

4º Por tanto utilizaremos los parámetros propuestos en el cuadro 4.1, considerando que se realiza en roca dura, lo cual establecimos en el ítem anterior:

Piedra o Burden (V): $V = 35 \cdot \Phi = 0.90 \text{ m}$

Espaciamiento (E): $E = 43 \cdot \Phi = 1.10 \text{ m}$

Retacado (T): $T = 32 \cdot \Phi = 0.80 \text{ m}$

Carga de Fondo (CF): $CF = 40 \cdot \Phi = 1.00 \text{ m}$

5º Se ha recomendado que para conseguir una mejor fragmentación de la roca volada los barrenos deben de tener una inclinación con respecto a la vertical en la relación de 1:3, por tanto para calcular la longitud del barreno tenemos:

$$\alpha = \arctg(1/3) = 18.43^\circ$$

$$L = \frac{H}{\cos \alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) \times SP \Rightarrow L = 3.25 \text{ m}$$

6º Para el cálculo de la Carga de Columna (CC):

$$CC = L - (CF + T)$$

$$CC = 3.25 - (1.00 + 0.80)$$

$$CC = 1.45 \text{ m}$$

7° Luego establecemos los explosivos que se utilizarán en la voladura, estos son:

- ✓ Dinamita de 7/8" x 7" (Semigelatina 80)
 - Densidad del explosivo $\rho_0 = 1.20 \text{ g/cm}^3$
 - Peso de cada cartucho $W = 0.094 \text{ kg/und}$
- ✓ ANFO
 - Densidad del explosivo $\rho_0 = 0.8 \text{ g/cm}^3$
- ✓ Mecha de Seguridad
- ✓ Fulminante
- ✓ Cordón Detonante de 10 g/m
 - Velocidad de Detonación 7,000 m/seg
- ✓ Retardos de 25 milisegundos

8° Ahora se calcula la carga específica y la Carga explosiva en el barreno:

Para la Carga de Fondo:

Carga Específica (C_{e_f}):	$C_{e_f} = 0.50 \cdot \phi^2 \cdot \rho_0$	$C_{e_f} = 0.60 \text{ kg/m}$
Carga Explosiva (Q_f):	$Q_f = CF \cdot C_{e_f}$	$Q_f = 0.61 \text{ kg}$ (6 cartuchos)

Para la Carga de Columna:

Carga Específica (C_{e_c}):	$C_{e_c} = 0.45 \cdot C_{e_f}$	$C_{e_c} = 0.27 \text{ kg/m}$
Carga Explosiva (Q_c):	$Q_c = CC \cdot C_{e_c}$	$Q_c = 0.38 \text{ kg}$

9° Para el retacado de los barrenos se empleará el material excedente de la perforación del mismo taladro, el cual se encuentra alrededor del mismo.

10° Para los barrenos que se encuentran más cercanos a la línea de Precorte, se considera que ha de cargarse con una cantidad de explosivo ligeramente menor a la usual para barrenos de producción, esto es al 60% de la carga normal, si se quiere evitar el agrietamiento y daño a la roca remanente. Además el espaciamiento también se reduce a los $\frac{3}{4}$ del espaciamiento normal.

11° Tanto para el armado de la malla como para la iniciación de los cebos (dinamita), se utilizará cordón detonante el cual nos garantizará una explosión simultánea de todos los taladros de cada fila, más el retardo

entre fila y fila deberá ser 10 milisegundos por metro de separación, para los barrenos inferiores a 3 m. se utilizarán retardadores de 15 ms y para los mayores o iguales a 9 m. se utilizarán retardadores de 35 ms.

Además se ha estructurado la malla para que la voladura salga en forma secuencial en "V", tomando en lo posible el eje de simetría, más en los casos donde la altura se hacen variables en uno de los extremos, el eje se corrió hacia el talud de tal forma que el desprendimiento de detritos resultante de la explosión de los barrenos más alejados tuvieran espacio, logrando así disminuir el riesgo a que estos detritos caigan sobre la vía existente.

12° La iniciación se realizará mediante el uso de una mecha de seguridad, la cual estará unida a un fulminante y a su vez al cordón detonante el cual se activará debido a la explosión del fulminante.

Diseño de Barreno de Precorte

1° Elegimos el diámetro del Barreno a perforar, dependiendo de la maquinaria disponible y de la altura a volar.

Datos: Altura a volar (H) = 3.00 m.

Maquinaria: Track Drill $\Phi = 3''$

2° Calculamos la longitud del Barreno: $L = \frac{H}{\cos \alpha}$

$$L = \frac{3.00}{\cos(5.71^\circ)} \Rightarrow \mathbf{L = 3.01 \text{ m.}}$$

El valor de $\alpha = 5.71^\circ$ ya que es el arctg(1/10), donde 1:10 es la inclinación del talud con respecto a la vertical.

3° De la geología del lugar y de los explosivos a utilizar, mostramos los siguientes parámetros:

La roca Fija tiene los siguientes parámetros:

Resistencia a la Compresión	$\sigma_c = 1830 \text{ kg/cm}^2 = 180.00 \text{ MPa}$
Resistencia a la Tracción	$\sigma_t = 75 \text{ kg/cm}^2 = 7.35 \text{ MPa}$
Frecuencia Sísmica	$f = 4500 \text{ m/seg}$

Para la Carga de los Barrenos utilizaremos:

Dinamita de 7/8"x7" Diametro del explosivo $d_c = 22.00 \text{ mm}$
 Densidad del explosivo $\rho_e = 1.20 \text{ g/cm}^3$
 Velocidad de Detonación $VOD = 4,800 \text{ m/seg}$
 Mecha de Seguridad
 Cordon Detonante de 10 g/m
 Retardos 35 ms

4° De la teoría expuesta para el diseño de barrenos de precorte, tenemos que la presión que el explosivo produce sobre la roca al detonar debe de ser menor a la resistencia a la compresión que ofrece la roca:

$$P_b = 1.25 \times 10^{-4} \rho_e V_d^2 \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^{2.4} = 175.27 \text{ MPa}$$

Por tanto: $P_b < \sigma_t$ $175.27 < 180.00$ **CUMPLE**

5° Para el cálculo del Espaciamiento:

$$E_o \leq 10^{-3} d_b \left(\frac{P_b + \sigma_{tr}}{\sigma_{tr}} \right) = 1.90 \text{ m.}$$

6° Se calcula la separación entre la ultima fila de barrenos con carga normal y la línea de precorte, donde esta deberá de ser el 50% de la Piedra.

$$D = 0.50 V = 0.45 \text{ m.}$$

7° El retacado debe de ser suficiente para confinar la explosión, de manera práctica se calcula así:

$$T = 32 \cdot \Phi \quad T = 0.70 \text{ m.}$$

8° La cantidad de carga explosiva se obtiene mediante el calculo de la Carga específica y la longitud correspondiente a la hilera de explosivos (dinamita) que se colocará (esta disposición se da para lograr el desacoplamiento)

$$C_e = 8.5 \cdot 10^{-5} \cdot \phi^2 \quad C_e = 0.494 \text{ kg/m}$$

Por tanto la carga será de:

$$Q = C_e \times (L - T) \quad Q = 1.15 \text{ m. (12 catuchos de dinamita)}$$

A continuación se muestran los cuadros 3.11 y 3.12 donde se realizan los cálculos para cada altura requerida.

La configuración de la perforación de los barrenos, de la malla y la secuencia de disparos se muestran en los planos DIS-01, DIS-02 y DIS-03 (ANEXO I: Planos)

DISEÑO DE UN BARRENO CON CARGA NORMAL

	$H(m)$	2.50	3.00	8.00	9.00	10.00	11.00
	$H(in)$	98.43	118.11	314.96	354.33	393.70	433.07
Maquinaria para la Preforación de los Barrenos		Martillo Neumatico 29 kg		Track Drill $\phi=3"$			
Diámetro del Barreno (ϕ)	$\phi \leq \frac{H}{60}$ (m)	1.64	1.97	5.25	5.91	6.56	7.22
	$\phi(in) \approx$	1	1	3	3	3	3
Comprobación	$100\phi(in)$	100.00	100.00	300.00	300.00	300.00	300.00
Para el uso del Cuadro 4.1	$H > 100\phi$	✓	✓	✓	✓	✓	✓
Angulo con la vertical	$\alpha = \arctg(1/3)$	18.4349 °					
Piedra ó Burden (V)	$V(m) = 35\phi$	0.90	0.90	2.70	2.70	2.70	2.70
Sobre Perforación(S)	$S = 0.30 \times V$	0.27	0.27	0.81	0.81	0.81	0.81
Longitud del Taladro (L)	$L = \frac{H}{\cos \alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) \times SP$ (m)	2.73	3.24	8.70	9.71	10.71	11.72
Espaciamiento (E)	$E(m) = 43\phi$	1.09	1.09	3.28	3.28	3.28	3.28
	$E(m) \approx$	1.10	1.10	3.30	3.30	3.30	3.30
Cálculo del Volumen de Roca(VR)	$VR = E \cdot V \cdot L$	2.71	3.20	77.52	86.48	95.43	104.39
Long. Carga de Fondo(CF)	$CF(m) = 40\phi$	1.02	1.02	3.05	3.05	3.05	3.05
Retacado (T)	$T(m) = 32\phi$	0.81	0.81	2.44	2.44	2.44	2.44
Carga de Columna(CC)	$CC(m) = L - (CF+T)$	0.90	1.41	3.21	4.22	5.22	6.23
Para la Carga de los Barrenos utilizaremos:							
	Dinamita de 7/8" x 7" (Semigelatina 80) ANFO Mecha de Seguridad Fulminante Cordon Detonante de 10 g/m Retardos de 35 ms	Densidad del explosivo Peso de cada cartucho Densidad del explosivo Velocidad de Detonación	$\rho_0 = 1.20$ g/cm ³ $W = 0.094$ kg/und $\rho_0 = 0.8$ g/cm ³ 7,000 m/seg				
Para la Carga de Fondo (Dinamita)							
Carga Especifica (C_{e1})	$C_{e1} = 0.55 \cdot \phi^2 \cdot \rho_0$ (kg/m)	0.66	0.66	5.94	5.94	5.94	5.94
Carga Explosiva (Q_1)	$Q_1(kg) = CF \cdot C_{e1}$	0.67	0.67	18.12	18.12	18.12	18.12
Cantidad de Cartuchos	Q_1/W (und)	7	7	192	192	192	192
Para la Carga de Columna (ANFO)							
Carga Especifica (C_{e2})	$C_{e2} = 0.45 \cdot C_{e1}$ (kg/m)	0.3	0.3	2.67	2.67	2.67	2.67
Carga Explosiva por Taladro(Q_c)	$Q_c(kg) = CC \cdot C_{e2}$	0.27	0.42	8.57	11.26	13.94	16.62

CONSIDERACIONES PARA LOS BARRENOS MAS CERCANOS LA LINEA DE PRECORTE

Piedra ó Burden (V)	$V(m) \approx$	0.90	0.90	2.70	2.70	2.70	2.70
Espaciamiento (E)	$E(m) \approx 3/4 \cdot E_{normal}$	0.80	0.80	2.50	2.50	2.50	2.50
Longitud del Taladro (L)	$L = \frac{H}{\cos \alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) \times SP$ (m)	2.73	3.24	8.70	9.71	10.71	10.71

CUADRO 3.11.- Diseño de barreno con Carga normal

Nota.- Si se presentasen Barrenos de 4.00, 5.00, 6.00 o 7.00 m de altura se realizaran en dos etapas utilizando para su perforación el martillo neumático de 29 kg

DISEÑO DE BARRENO PARA PRECORTE

	<i>H(m)</i>	2.50	3.00	8.00	9.00	10.00	11.00
<i>Maquinaria para la Preforación de los Barrenos</i>		<i>Track Drill $\phi=3"$</i>					
<i>Diámetro del Barreno (ϕ)</i>	$\phi(in) \approx$	3	3	3	3	3	3
<i>Angulo con la vertical</i>	$\alpha = \arctg(1/10) =$	5.71059 °					
<i>Longitud del Barreno(L)</i>	$L = \frac{H}{\cos \alpha}$ (m)	2.51	3.01	8.04	9.04	10.05	11.05
<p><i>La roca Fija tiene los siguientes parámetros:</i></p> <p><i>Resistencia a la Compresión</i> $\sigma_c =$ 1830 kg/cm2 = 180.00 MPa</p> <p><i>Resistencia a la Tracción</i> $\sigma_t =$ 75 kg/cm2 = 7.35 MPa</p> <p><i>Frecuencia Sismica</i> $f =$ 4500 m/seg</p> <p><i>Para la Carga de los Barrenos utilizaremos:</i></p> <p><i>Dinamita de 7/8" x 7"</i> <i>Diametro del explosivo</i> $d_c =$ 22.00 mm</p> <p><i>Densidad del explosivo</i> $\rho_e =$ 1.20 g/cm3</p> <p><i>Velocidad de Detonación</i> $VOD =$ 4,800 m/seg</p> <p><i>Mecha de Seguridad</i></p> <p><i>Cordon Detonante de 10 g/m</i> <i>Velocidad de Detonación</i> 7,000 m/seg</p> <p><i>Retardos 35 ms</i></p>							
<i>Presión del Barreno (Pb)</i>	$P_b = 1.25 \times 10^{-4} \rho_e V_d^2 \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^{2.4}$	175.27	175.27	175.27	175.27	175.27	175.27
	$P_b < \sigma_c$	✓	✓	✓	✓	✓	✓
<i>Espaciamiento (E)</i>	$E = 10^{-3} d_b \left(\frac{P_b + \sigma_t}{\sigma_t} \right)$	1.89	1.89	1.89	1.89	1.89	1.89
	$E (m) =$	1.90	1.90	1.90	1.90	1.90	1.90
<i>Distancia a la fila anterior</i>	$D = 0.5 \cdot V_{anterior}$	0.45	0.45	1.35	1.35	1.35	1.35
<i>Retacado (T)</i>	$T(m) = 32 \phi =$	0.70	0.70	2.44	2.44	2.44	2.44
<i>Carga Específica (Ce)</i>	$Ce = 8.5 \cdot 10^{-5} \cdot \phi^2$ (kg/m)	0.494	0.494	0.494	0.494	0.494	0.494
<i>Carga Explosiva (Qi)</i>	$Q_i (kg) =$	0.90	1.14	2.77	3.26	3.76	4.26
<i>Cantidad de Cartuchos</i>	$Q_i/W (und)$	9.00	12.00	29.00	35.00	40.00	45.00

CUADRO 3.12.- Diseño de barrenos para Precorte.

METRADO DE LA CARGA POR DISPARO

PRIMER DISPARO

DESCRIPCION	CANT (und)	POR BARRENO		PARA EL DISPARO		
		CF (kg)	CC (kg)	CF (kg)	CC (kg)	CT (kg)
a. Con Carga Normal (Barrenos de Producción)						
H=3.00	236.00	0.67	0.42	158.12	99.12	257.24
H=2.50	37.00	0.61	0.24	22.57	8.88	31.45
H=2.00	37.00	0.42	0.17	15.54	6.29	21.83
H=1.50	37.00	0.29	0.12	10.73	4.44	15.17
H=1.00	37.00	0.20	0.09	7.40	3.33	10.73
b. Cercanos a la Línea de Precorte						
H=3.00	45.00	0.40	0.25	18.09	11.34	29.43
c. Barrenos de Precorte						
H=3.00	22.00	1.14		25.08		25.08

Carga Total para el 1º Disparo 390.93

SEGUNDO DISPARO

DESCRIPCION	CANT (und)	POR BARRENO		PARA EL DISPARO		
		CF (kg)	CC (kg)	CF (kg)	CC (kg)	CT (kg)
a. Con Carga Normal (Barrenos de Producción)						
H=3.00	471.00	0.67	0.42	315.57	197.82	513.39
H=2.50	37.00	0.61	0.24	22.57	8.88	31.45
H=2.00	37.00	0.42	0.17	15.54	6.29	21.83
H=1.50	37.00	0.29	0.12	10.73	4.44	15.17
H=1.00	37.00	0.20	0.09	7.40	3.33	10.73
b. Cercanos a la Línea de Precorte						
H=3.00	45.00	0.40	0.25	18.09	11.34	29.43
c. Barrenos de Precorte						
H=3.00	22.00	1.14		25.08		25.08

Carga Total para el 2º Disparo 647.08

TERCER DISPARO

DESCRIPCION	CANT (und)	POR BARRENO		PARA EL DISPARO		
		CF (kg)	CC (kg)	CF (kg)	CC (kg)	CT (kg)
a. Con Carga Normal (Barrenos de Producción)						
H=3.00	464.00	0.67	0.42	310.88	194.88	505.76
b. Cercanos a la Línea de Precorte						
H=3.00	90.00	0.40	0.25	36.18	22.68	58.86
c. Barrenos de Precorte						
H=3.00	44.00	1.14		50.16		50.16

Carga Total para el 3º Disparo 614.78

CUARTO DISPARO

DESCRIPCION	CANT (und)	POR BARRENO		PARA EL DISPARO		
		CF (kg)	CC (kg)	CF (kg)	CC (kg)	CT (kg)
a. Con Carga Normal (Barrenos de Producción)						
H=1.00	46.00	0.20	0.09	9.20	4.14	13.34
H=10.00	9.00	18.12	13.94	163.08	125.46	288.54
H=11.00	30.00	18.12	16.62	543.60	498.60	1,042.20
b. Cercanos a la Línea de Precorte						
H=10.00	8.00	10.87	8.36	86.98	66.91	153.89
H=11.00	26.00	10.87	9.97	282.67	259.27	541.94
c. Barrenos de Precorte						
H=1.00	14.00	0.10		1.40		1.40
H=10.00	10.00	3.76		37.60		37.60
H=11.00	34.00	4.26		144.84		144.84

Carga Total para el 4º Disparo 2,223.75

Carga Total para la Voladura(kg) 3,876.54

METRADO DE LA CANTIDAD DE ROCA A VOLAR POR DISPARO

Para el 1º Disparo:

Prog. km.	DIST (m)	Area Corte (m ²)	VOL (m ³)
63+860		32.16	594.80
63+880	20.00	27.32	518.20
63+900	20.00	24.50	
TOTAL			1,113.00

Para el 2º Disparo:

Prog. km.	DIST (m)	Area Corte (m ²)	VOL (m ³)
63+860		47.57	922.60
63+880	20.00	44.69	875.60
63+900	20.00	42.87	
TOTAL			1,798.20

Para el 3º Disparo:

Prog. km.	DIST (m)	Area Corte (m ²)	VOL (m ³)
63+860		38.55	872.90
63+880	20.00	48.74	979.30
63+900	20.00	49.19	
TOTAL			1,852.20

Para el 4º Disparo:

Prog. km.	DIST (m)	Area Corte (m ²)	VOL (m ³)
63+860		129.00	2,590.00
63+880	20.00	130.00	2,434.00
63+900	20.00	113.40	
TOTAL			5,024.00

Volumen total de Roca a Volar(m³)	9,787.40
---	-----------------

Por tanto, la Cantidad de explosivo por m³ de roca volada será:

Carga Total para la Voladura	3,876.54	(1)
------------------------------	----------	-----

Volumen total de Roca a Volar(m ³)	9,787.40	(2)
--	----------	-----

(1) ÷ (2)

Cant. de explosivo por m³ de roca volada	0.40 kg/m³
--	------------------------------

CAPITULO IV. PROCEDIMIENTOS PARA LA EJECUCION DE UNA VOLADURA

4.1 PROCEDIMIENTOS PREVIOS.

Tramites a realizar para conseguir las Autorizaciones necesarias

Tramitar las Autorizaciones correspondientes para el uso de explosivos en la DISCAMEC, los pasos y documentación a presentar se encuentran detallados en el TUPA de la institución(léase DISCAMEC) en los numerales:

- N°34 – AUTORIZACIÓN EVENTUAL PARA USO DE EXPLOSIVOS, INSUMOS Y CONEXOS (CUARENTA Y CINCO DIAS). Esta licencia es para la utilización de los explosivos por parte de la empresa.
- N°35 – LICENCIA DE MANIPULADOR DER EXPLOSIVOS (DOS AÑOS). Esta licencia es requerida para toda persona que manipule los explosivos , al igual que para el que los transporta.
- N°36 – EXPEDICION DE GUIA DE TRANSITO DE EXPLOSIVOS (CUARENTA Y CINCO DIAS). Esta licencia es extendida a los vehículos autorizados por la DISCAMEC para transportar materiales explosivos y puedan circular hasta su destino.
- N°37 – LICENCIA DE FUNCIONAMIENTO DEL POLVORIN (HASTA CINCO AÑOS)
- N°39 – AUTORIZACION PARA VEHICULO DE TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS Y CONEXOS (HASTA UN AÑO)

Paso 2.

Establecimiento del polvorín en la comisaría de la población más cercana a la zona de trabajo, ya que siempre se solicita la presencia de la Policía Nacional en estos almacenes, en nuestro caso elegiríamos la comisaría de Matucana.

Paso 3.

Establecer el campamento de obra, este estará ubicado en uno de los recodos de la carretera existente ubicado aproximadamente en el KM 63+500, teniendo ya definidos la ubicación de los Botaderos.

Equipo propuesto para la realización de la voladura:

- Compresora Neumática 196 HP 600-690 PCM
- Martillo Neumático de 29 Kg. ($\phi = 1''$)
- 1 Track drill ($\phi = 3''$)
- Excavadora sobre Oruga 115-165 HP 0.75 -114 y3
- Tractor de Orugas de 140-160 HP
- Si fuese necesario una Grua, para montar la perforadora y poder perforar en zonas inaccesibles.

4.2 PROCEDIMIENTOS DE IMPLEMENTACION (PROCEDIMIENTO Y PRECAUCIONES)

Debido a que se necesita una Plataforma inicial para los trabajos con el martillo neumático o con el Track Drill, la cual aproximadamente debe de tener un ancho de 5 mt, ya que los taludes presentan fuertes pendientes; se ha proyectado iniciar con esta a lo largo de todo el tramo.

Esta plataforma nos permitirá realizar, en forma cómoda y segura, los procedimientos de perforación de barrenos y cargado de explosivos. Hemos proyectado que esta plataforma se ira haciendo en forma progresiva desde el inicio del nuevo tramo hasta el final del mismo.

Para este primer trabajo se iniciará la excavación mediante un Tractor de orugas hasta el punto que sea posible, osea hasta que encontremos roca fija, ya que el primer paquete de material en las tres zonas de trabajo es un depósito coluvial compuesto por bloques y gravas angulares de tamaño variable con una matriz arenosa. A partir de ahí dependiendo si es un afloramiento o si es un bolon de roca de gran diámetro se realizará la perforación diseñada, en el segundo caso se realizarán cachorreos (el cual sirve para dividir en fracciones pequeñas y manejables estos bolones de diámetros superiores a 1 mt).

Se describe el proceso en general:

4.2.1 Traslado de Explosivos de Polvorín a Zona de Trabajo

Medidas de Seguridad

- ✓ Solo personal entrenado y autorizado podrá realizar esta labor.
- ✓ Se utilizara el Equipo de Protección Personal (EPP) establecido para esta labor (casco, lentes, guantes, zapatos de seguridad, botas de jebe, casacas impermeables, chalecos de seguridad).
- ✓ Verificar el estado operativo del vehículo para el transporte de explosivo.
- ✓ Los explosivos serán trasladados de acuerdo a la compatibilidad del producto.
- ✓ El vehículo que transporta los explosivos deberá cumplir los requisitos establecidos para el transporte del material explosivo.
- ✓ El vehículo asignado deberá ser única y exclusivamente para trasladar explosivos.
- ✓ Esta prohibido abastecer combustible al vehículo de transporte de explosivos estando cargado.
- ✓ Los vehículos cargados con explosivos nunca deben estacionarse frente a oficinas, talleres, almacenes, etc.
- ✓ En situaciones de tormenta eléctrica no se trasladaran los explosivos en los vehículos.

Procedimiento

- ✓ El Supervisor coordinara con las áreas involucradas para el retiro de explosivos y accesorios del polvorín.
- ✓ Proceder a trasladar el material explosivo del polvorín al vehículo sin sobrecargarlo, ubicando el material en sus respectivos compartimientos.
- ✓ Una vez cargado cerrar los compartimientos con candado y dirigirse a la zona de carguío respetando los límites de velocidad establecida.
- ✓ Ya en la zona de trabajo se estacionara en un lugar seguro y se procederá a la distribución del material explosivo a los barrenos. En caso de que se requiera mayor cantidad se descargara el integro de material explosivo en una zona segura, cuidando que iniciadores y detonadores estén separados.
- ✓ En caso de falla mecánica del vehículo que transporta explosivos, el chofer delimitara la zona y comunicara inmediatamente al Supervisor para solicitar ayuda.

4.2.2 Carguío de Barrenos.

Medidas de Seguridad

- ✓ Solo personal entrenado y autorizado podrá realizar esta labor.
- ✓ Se utilizara el EPP establecido para esta labor (casco, lentes, guantes, zapatos de seguridad, botas de jebe, casacas impermeables, chalecos de seguridad).
- ✓ Verificar estado de las herramientas empleadas en la operación.
- ✓ Delimitar la zona de carguío utilizando conos, cintas, letreros.
- ✓ No se debe cargar con explosivo la fila de barrenos que esta junto a la perforadora y/o a la pala.
- ✓ No se debe cargar los barrenos que estén a menos de 10 m de un cable de alta tensión.
- ✓ En situaciones de tormenta eléctrica se suspenderá el carguío de barrenos hasta que pase el riesgo.

Procedimiento

- ✓ El Supervisor de Voladura se contacta a primera hora con el Jefe de Voladura para confirmar lo siguiente:
 - Sector a cargar.
 - Acceso por los cuales se llegará al punto de carguío.
 - Autorización para ingresar al área de carguío asignada.
 - Carga por cada sector.
 - Autorización para el retiro de materiales del polvorín.
- ✓ En el sector de carguío y antes de comenzar la operación, el Supervisor inspecciona el área, para verificar que todo esta en regla; en caso contrario, se comunica con el Jefe de Perforación y Voladura para informar la condición anómala y en ningún caso proceder a descargar los accesorios para el carguío correspondiente.
- ✓ Antes de iniciar el carguío de barrenos con explosivos se delimitara la zona utilizando cintas de seguridad, conos, letreros de restricción.
- ✓ Antes de iniciar la labor de carguío de barrenos se deberá de medir cada barreno para verificar el estado y la profundidad del barreno el cual debe estar de acuerdo al diseño establecido; se anotara la medida de la profundidad del barreno en la estaca.
- ✓ De existir barrenos cortos o que no tengan las profundidades correctas de diseño, se identifican con un “chuta” (pila de piedras en posición de una sobre otra), pintado de color rojo, y se comunica al Supervisor. Estos no serán cargados sin autorización previa.

Distribución de Accesorios

- ✓ Ubicar el vehículo que transporta los accesorios en área de disparo.
- ✓ Sacar iniciadores (boosters), y ubicarlos en el barreno, en la parte más visible siempre al mismo lado.
- ✓ Sacar detonadores no eléctricos, y ubicarlos en los barrenos, al lado opuesto de la ubicación de los iniciadores (boosters).
- ✓ Con mal tiempo no distribuir los accesorios de voladura con anticipación, sino junto con el primado.
- ✓ Los accesorios excedentes se devolverán al vehículo que transporta accesorios para su devolución al polvorin.

Carga de Fondo

- ✓ Se da instrucciones a todo el personal involucrado en la operación.
- ✓ La carga de fondo se coloca teniendo especial cuidado en que el fulminante quede dentro del iniciador (boosters); se baja por el barreno, evitando los roces, dejándolo a la profundidad programada.
- ✓ El cordón detonante, debe quedar en la parte superior del barreno amarrado a una piedra.

Carguío de Barrenos

- ✓ El supervisor indicará claramente la cantidad de explosivo por barreno, contemplado en el proyecto, así como la dirección del carguío.
- ✓ El operador debe chequear la densidad del explosivo.
- ✓ La secuencia de carguío debe ser ordenada (carguío por filas).
- ✓ Debe chequear en forma aleatoria los kilos de explosivos que está cargando por metro de perforación en los barrenos y compararlos con los rangos establecidos en las cartillas técnicas.
- ✓ El operador se ubicará en el primer barreno y empezará a cargar; el winchero procede a medir en forma continua el barreno hasta llegar al taco solicitado.
- ✓ Luego se tapan los barrenos utilizando tierra suelta la cual debe ser desplazada con equipo tapador de barrenos (bobcat) o lampa, teniendo cuidado de no cortar los cordones detonantes.

4.2.3 Amarre de Mallas.

Medidas de Seguridad

- ✓ Solo personal entrenado y autorizado podrá realizar esta labor.
- ✓ Se utilizara el EPP establecido para esta labor (casco, lentes, guantes, zapatos de seguridad, botas de jebe, casacas impermeables, chalecos de seguridad).
- ✓ Verificar estado de las cuchillas empleadas en la operación.
- ✓ Delimitar la zona de carguío utilizando conos, cintas, letreros.
- ✓ En situaciones de tormenta eléctrica se suspenderá el amarre de la malla hasta que pase el riesgo.
- ✓ Dejar por lo menos a una persona responsable al cuidado de la zona amarrada.

Procedimiento

- ✓ Se procede amarrar la malla para el disparo sólo cuando sea confirmado por el Supervisor.
- ✓ Se da inicio al amarre del proyecto, al usar el cordón detonante; se tira de un extremo del cordón, mientras se mantiene fijo el carrete en el piso. Al llegar al extremo opuesto del cordón, se deja un chicote de unos 50 cm para amarrar la línea troncal.
- ✓ Se une el conector "J" al cordón detonante.
- ✓ Tener precaución que el conector "J" y el cordón detonante queden en ángulo recto (90°), de manera de evitar cualquier corte provocado por la onda de detonación.
- ✓ El conector "J" debe quedar en contacto con el detritus o cutting, para evitar el corte de la manguera.
- ✓ Se distribuyen y amarran los retardos de acuerdo a las indicaciones del Supervisor.
- ✓ Se procede a retirar todo el material sobrante (cajas, carretes, accesorios, etc).
- ✓ Se realiza una revisión general de toda la malla, verificando que todo el Proyecto este bien amarrado.
- ✓ Amarrada la malla para el disparo para ser quemada a la hora programada y por fuerza mayor, este no se realiza, se procederá al desamarre de la malla.

4.2.4 Ensamblaje mecha-fulminante (engarce)

Para asegurarse su correcto funcionamiento debe tenerse presente que la unión de la mecha con el fulminante debe ser efectuada con cuidado, utilizando alicates encapsuladores especiales o maquinas fijadoras para sellar en empalme y evitar el ingreso de agua o polvo hasta la carga explosiva, que es muy sensible. El forro plástico de la mecha la hace impermeable pero sus extremos abiertos o cortados no lo son, por lo que no deben de mojarse. Por tanto, un procedimiento recomendado es el siguiente:

- ✓ Realizar un corte recto y limpio de la mecha con una navaja o herramienta afilada, para evitar el derrame de pólvora o que queden hilachas. El corte debe de ser vertical, no diagonal.
- ✓ Limpiar cualquier residuo de materia o de polvo en el fulminante.

- ✓ Introducir la mecha hasta el fondo del fulminante debiendo quedar en buen contacto con la carga explosiva.
- ✓ Realizar la unión cuidadosamente, apretando bien pero sin exceso con el alicate fijador, para no estrangular la mecha y obtener buen engarce.
- ✓ Evitar el maltrato del fulminante, puede desprenderse la carga activa o puede explotar.

4.2.5 Chispeo y Voladura.

Medidas de Seguridad

- ✓ Solo personal entrenado y autorizado podrá realizar esta labor.
- ✓ Se utilizara el EPP establecido para esta labor (casco, lentes, guantes, zapatos de seguridad, botas de jebe, casacas impermeables, chalecos de seguridad).
- ✓ Verificar estado de las radios portátiles, banderas, paletas o cualquier otro equipo o material empleado en el disparo.
- ✓ En situaciones de tormenta eléctrica se suspenderá el disparo hasta que pase el Riesgo.
- ✓ El Chispeo del disparo se efectuara con dos personas y el vehículo de los chispeadores deberá permanecer encendido para una rápida evacuación.

Procedimiento

Evacuación de área de disparo

- ✓ Una vez terminado el carguío, amarre y la revisión del proyecto de voladura que se va a disparar, se debe verificar que han sido retirados de la zona todo el personal y los equipos mecánicos.
- ✓ El disparo de la voladura se realizará en el horario de menor flujo de vehículos en la carretera para poder aminorar los perjuicios en tiempo de espera para los usuarios de la vía. En la visita de campo se observó que la carretera Central es menos transitada entre las 11:00 AM y la 2:00 PM, siendo este horario propicio para la ejecución del disparo.
- ✓ Área de influencia : La distancias mínimas se seguridad (radios de evacuación) son
 - Para equipos pesados : 300 m
 - Para personas : 500 m
- ✓ Se deben retirar los conos y letreros que limitan el área.

Vigías

- ✓ Previamente se realizarán las coordinaciones entre el Supervisor y el Contratista quienes determinarán la ubicación de los vigías.
- ✓ Los vigías deben ubicarse en la parte central de los accesos con los letreros de "PARE" y su radio de comunicación para las coordinaciones.
- ✓ Los vigías tienen la función de cerrar el tránsito de vehículos y peatones hacia el área de voladura. Todo personal evacuado debe colocarse detrás de los vigías y no retornar al área hasta que estos se retiren.
- ✓ Chequeada toda el área involucrada, la camioneta regresa a la zona del disparo, estando allí comunica a los vigías y confirma que los accesos estén bloqueados y el área despejada.

Disparo

- ✓ Confirmado que nadie regresa al área, se procede a colocar las armadas (mecha más fulminante), en número de dos por seguridad. En caso de que se emplee línea de iniciación no eléctrica esta se conectará y se hará el tendido hasta la zona de iniciación del chispeo (500 m).
- ✓ En caso de emplear mecha de seguridad en la zona de disparo habrá dos personas para realizar el chispeo y la camioneta correctamente ubicada y encendida (una persona en la camioneta y la otra para el chispeo).
- ✓ Se da la orden del chispeo, se procede al chispeo y se retira en forma rápida y segura al lugar designado de evacuación.
- ✓ Concluido el disparo se espera la orden del Jefe de Voladura para regresar a chequear el disparo.

4.3 TRABAJOS POSTERIORES A LA VOLADURA

Revisión del Disparo

- ✓ Luego del disparo se esperara un tiempo prudencial para que se disipen el polvo y los gases producto de la voladura para ingresar a verificar el disparo.
- ✓ Después de observar que todo el explosivo a sido quemado y que el disparo a salido conforme, se procede a comunicar por radio al Supervisor del Proyecto, quien dará la orden para que los vigías habrán el paso y se reinicien las operaciones.
- ✓ En caso de que el disparo no se inicie, se esperara 30 minutos (según Reglamento de Seguridad e Higiene Minera), antes de reingresar al Proyecto, para verificar el porque de la falla y reiniciar el chispeo.

Eliminación del Material.

(Procedimiento descrito en el Informe Final del Proyecto PROPUESTA PARA EL MEJORAMIENTO Y REHABILITACION DE LA CARRETERA "HEROES DE LA BREÑA" Volumen IV - EXPEDIENTE TÉCNICO.)

Se anexa al presente Informe las NORMAS DE SEGURIDAD PARA EVITAR ACCIDENTES CON EXPLOSIVOS (ANEXO II)

CAPITULO V. CONTROL DE EFICIENCIA DE LA VOLADURA

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos, costo total del disparo.

1. El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material roto.
2. El nivel de pisos resultante debe resultar al mismo nivel del existente. Si se presentan irregularidades como lomos debe presumirse muy poca sobreperforación o falta de carga de fondo. Estos lomos dificultan el trabajo de los cargadores y requieren trabajo adicional, usualmente de voladura secundaria o cachorro para eliminarlos.
3. El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van a emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes. Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente.

La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de carga, transporte y con sus costos.

4. La sobrerotura y la sobre rotura hacia atrás en la cara resultante después del último disparo, afectan la estabilidad de la nueva cara libre de voladura y a los barrenos que hayan sido perforados a continuación de la última fila disparada.
5. El desplazamiento y acumulación del material volado debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo.
6. La falta de desplazamiento: Cuando un disparo rompe material pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha "congelado". Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior de la masa volada, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado. Ello ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente.
7. La dispersión de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del barreno, o falta de taco inerte.
8. Costo de la voladura. Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios y planilla del personal (valoradas en soles o dólares) se deben tener en cuenta los costos de carguio y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso. Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de lo voladura.

Aparte de la evaluación visual del disparo, sujeta a la experiencia del observador, se cuenta actualmente con equipos de control sofisticados, como cámaras de video o película de alta velocidad, sismógrafos, equipos, software e instrumentos topográficos rápidos y precisos para determinar el contorno del área disparada y cubicarla, instrumentos para la detección y control de gases en las fronteras y para la medición de la velocidad de detonación (VOD) dentro de barrenos, y otros, que ayudan o interpretar la información de campo en forma rápida y precisa.

CONCLUSIONES

- ✓ Los resultados obtenidos para el dimensionamiento de los parámetros de distribución y carga de los barrenos han sido apropiados, ya que la carga por metro cúbico difiere en muy poco del valor práctico recomendado:

Carga:	Total Cargas de Fondo	:	2,339.10 kg
	Total Carga de Columna	:	1,537.44 kg
	Carga por m ³	:	0.40 kg/m ³
	Carga por m ³	:	0.42 kg/m ³ (Cuadro 3.3)

- ✓ Se ha adoptado para la forma de salida de la voladura la disposición en “V”, ya que esta disposición de salida de los barrenos permite que los materiales proyectados por la explosión queden apilados en dirección al eje de la voladura, evitándose así que caigan sobre la vía existente la cual debe de seguir en funcionamiento mientras se van realizando los trabajos.
- ✓ Para la realización de una voladura en obras viales es necesario tener mucho cuidado con la zona del talud que queremos obtener, ya que si sobredimensionamos la carga en los barrenos de precorte, el talud remanente puede quedar sumamente dañado, por esto es que al momento del diseño se compara la presión que producirá el explosivo contra la roca con respecto a la resistencia de la misma, la cual no debe de ser superada sino igualada para así formar solamente el plano deseado entre barreno y barreno; para lograr esto también se busca el desacoplamiento de la carga dentro del barreno.
- ✓ Las empresas nacionales, que se dedican al rubro de voladura de rocas en obras de viales, son bastante empíricas¹ y con pocas medidas de seguridad adecuadas para el personal que efectúa las labores de perforación, manipulación de explosivos y el transporte de los mismos, debido a la falta de capacitación y de inversión en la adquisición de implementos de seguridad necesarios para este tipo de operaciones.

¹ El autor del presente informe, realizó una visita de campo a la obra Carretera Casma-Yautan-Huaraz; Tramo I : Casma-Pariacoto Sector Cruz Punta-Pariacoto, evidenciándose lo descrito.

RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda para un mejor diseño, la realización de un mapeo geológico del trazo de los nuevos tramos a ejecutar, ya que en el presente informe se ha asumido un mismo tipo de roca y las mismas características en todo el tramo, debido a la falta de tiempo y recursos para realizarlo.
- ✓ La cantidad de explosivo utilizado deberá ser muy próximo a lo mínimo necesario para desprender la roca; ya que menor carga implica tener una voladura deficiente y, por el contrario, un exceso de carga implica un mayor gasto y mayores riesgos de accidentes por la proyección de material derivada de este exceso de carga.
- ✓ Es aconsejable antes de proceder a la carga del explosivo chequear la longitud de los barrenos y su estado, cierres posibles de los taladros, existencia de derrumbes, aportaciones de agua a los mismos, etc. por si hubiera que proceder a su limpieza.
- ✓ Debe de evitarse en el estrangulamiento del cordón detonante, siendo los lugares propicios para que se de esta situación donde la mecha se encuentre en contacto con una superficie angulosa de la roca ó algún quiebre inapropiado, debido a que se puede producir una interrupción en la detonación del cordón, dejando así de explotar varios sectores de la malla.
- ✓ Para barrenos de altura media la inclinación es usualmente vertical ó casi vertical descendente, con una relación 3:1 recomendable para una buena fragmentación. Para barrenos de mayor altura, la perforación es vertical o poco inclinada.
- ✓ Algunos contratistas de voladura, pensando en economizar explosivo, utilizan como cebo sólo porciones de cartuchos de dinamita para iniciar el ANFO, lo que por el contrario resulta inconveniente puesto que por falta de energía el rendimiento del barreno es muy pobre. El hecho de que un disparo salga completamente no significa de que haya sido bueno. Se recomienda observar detenidamente el avance, fragmentación y desplazamiento de la carga para determinar si la iniciación ha sido adecuada y si se ha logrado detonación total o sólo ha deflagrado parcialmente.

BIBLIOGRAFIA

- ✓ MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA
Autor: EXSA S.A.
Año: 3era. Edición 2001

- ✓ MANUAL PARA EL CONTROL Y DISEÑO DE VOLADURAS EN OBRAS DE CARRETERAS
Autor: Dirección General de Carreteras. Ministerio de Fomento España.
Año: 1998

- ✓ Carrión Huamán, R., Juárez Li, G., Rebaza Smith, A., Yaka Alegre, C., Informe para titulación por actualización de conocimientos, Propuesta para el mejoramiento y rehabilitación de la carretera "Héroes de la Breña", Volúmenes I, II, III, IV y V. , UNI-FIC, Lima-Perú, 2006.

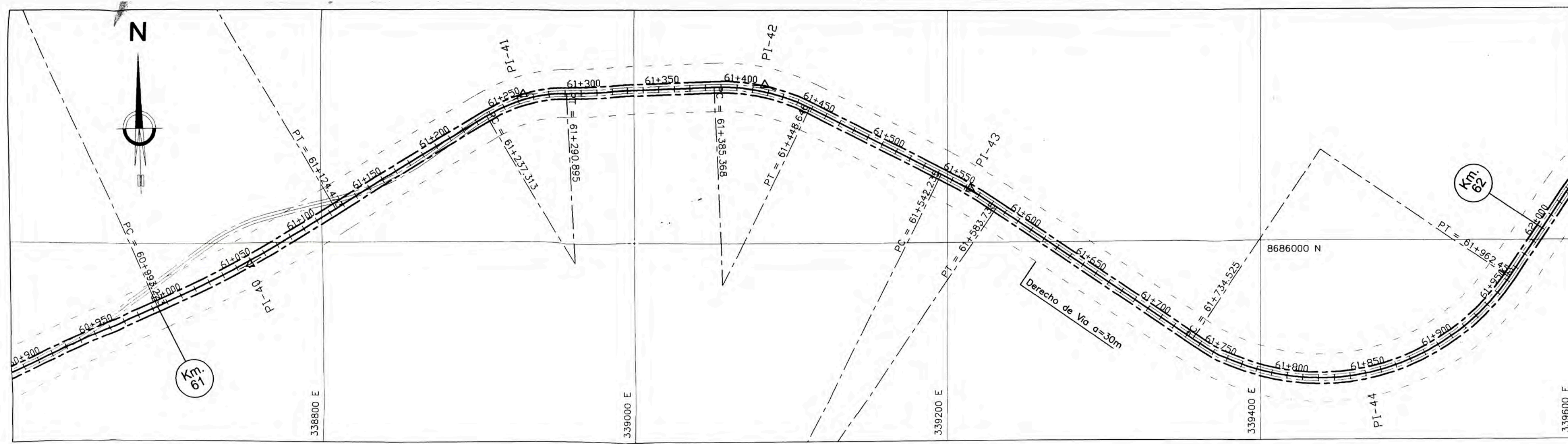
Paginas Web:

- ✓ Explosivos – Revista ALT+64
<http://www.alt64.org/articulo/explos02.htm>
- ✓ Curso de Excavaciones y Terracerías - Semestre, 2002-I – Maestrías UNAM
<http://www.unam.mx/terracerias/temario.html>
- ✓ Determinación de las Propiedades Físico - Mecánicas de las Rocas y Monitoreo de la Masa Rocosa – Ing. Luís Torres Yupanqui (2004)
<http://www.unasam.edu.pe/facultades/minas/pdfs/1Trabajo.pdf>
- ✓ Fichas técnicas de Productos Explosivos y accesorios
<http://www.exsa.com.pe>
- ✓ Fichas técnicas de Productos Explosivos y accesorios
[http:// www.famesa.com.pe](http://www.famesa.com.pe)

ANEXOS

ANEXO I: PLANOS

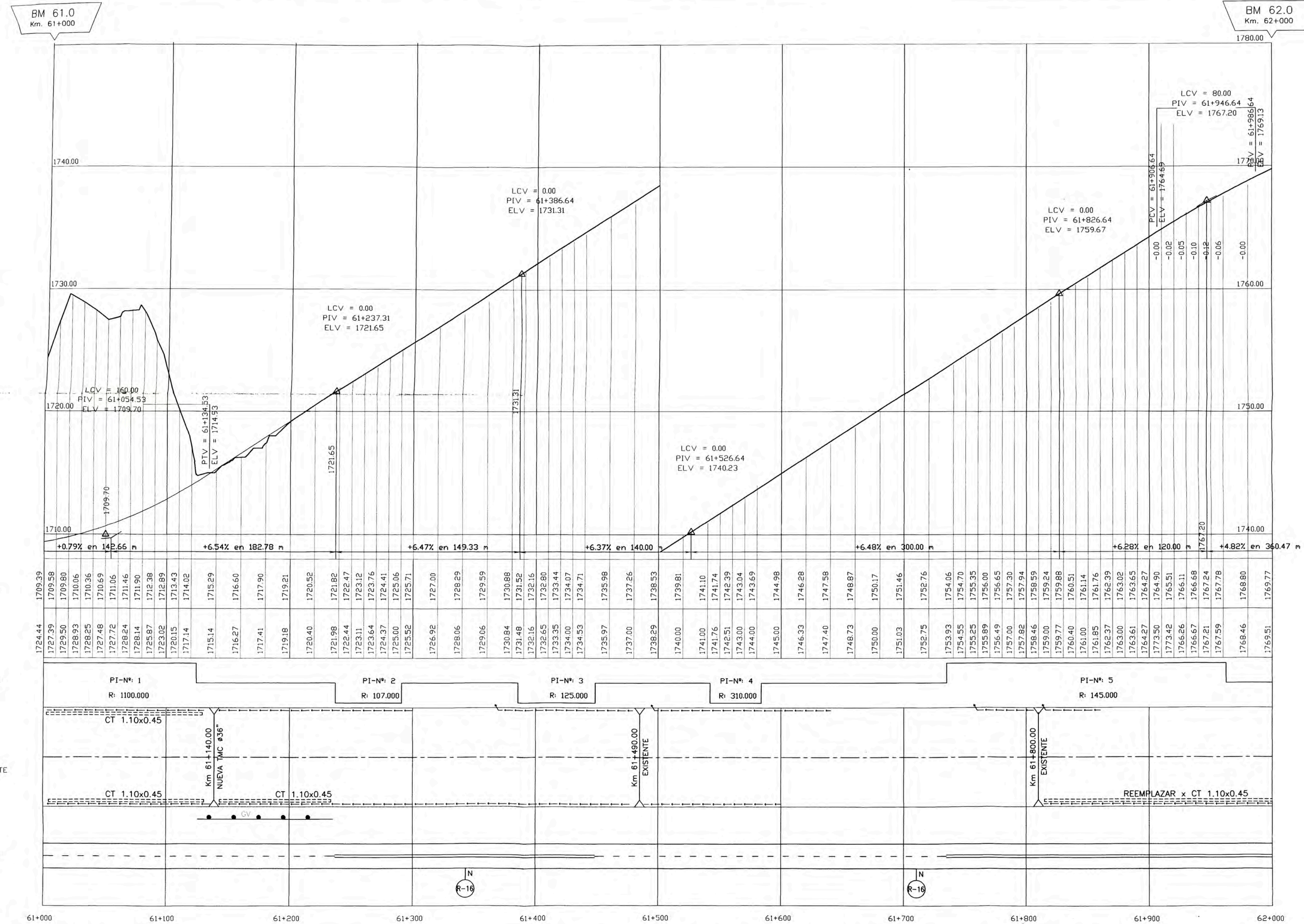
ESCALA
H : 1/2000



CUADRO DE COORDENADAS Y ELEMENTOS DE CURVAS

Nº	PI	SENT.	DELTA	RADIO	TANG.	L.C.	Ext.	P.L.	P.C.	P.T.	NORTE	ESTE	Pz	SA
40	I	6°30'10"	100.000	65.700	131.244	1.960	61 + 058.925	60 + 993.225	61 + 993.225	61 + 124.469	8695796.718	328753.211	8	0.30
41	D	28°41'30"	107.000	27.365	53.382	3.444	61 + 264.679	61 + 237.314	61 + 290.896	61 + 448.644	8686099.769	339683.485	10	1.20
42	D	29°00'10"	125.000	32.330	63.274	4.113	61 + 417.700	61 + 385.370	61 + 448.644	61 + 583.735	8686034.175	339214.709	4	0.60
43	D	7°40'10"	310.000	20.779	41.496	0.696	61 + 563.018	61 + 542.239	61 + 583.735	61 + 662.522	8686056.009	339476.579	8	0.90
44	I	9°00'30"	145.000	145.162	207.907	60.175	61 + 076.687	61 + 734.525	61 + 962.452	61 + 124.469	8686056.009	339476.579	8	0.90
45	D	38°02'40"	92.000	51.043	93.900	13.211	62 + 078.512	62 + 027.475	62 + 106.732	62 + 186.732	8686072.146	339623.282	10	1.20
46	I	5°40'00"	480.000	244.572	458.389	38.717	62 + 623.323	62 + 378.953	62 + 831.340	62 + 962.522	8686056.009	340176.763	3	0.60
47	D	97°41'00"	162.000	185.323	276.193	84.147	63 + 101.859	62 + 916.536	63 + 192.729	63 + 455.582	8686455.582	340495.378	7	0.90
48	I	24°05'10"	500.000	106.671	210.191	11.252	63 + 558.893	63 + 452.222	63 + 662.413	63 + 866.659	8686599.521	340879.223	3	0.60

ESCALAS
H : 1/2000
V : 1/200



OBRAS DE ARTE Y DRENAJE		
KM	SIMB.	DESCRIPCION
61+000 - 61+168	CT	Cuneta Triangular (I)
61+000 - 61+237	CT	Cuneta Triangular (D)
61+310 - 62+000	CT	Cuneta Triangular (D)
61+310 - 62+000		Umplir Cuneta exist.
SEÑALIZACION Y SEGURIDAD		
61+000	I-8	Informativa (D)
61+365	R-16	Reglamentaria (D)
61+710	R-16	Reglamentaria (D)

NOTA:

- N = SEÑAL NUEVA
- RP = REEMPLAZO DE PANEL
- ← DIRRECCION DE FLUJO
- LINEA BORDE CARRIL
- LINEA EJE VIA
- LINEA DOBLE DE EJE



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL

INFORME DE SUFICIENCIA

PROYECTISTA:
BACH. ALDO RODRIGO REBAZA SMITH

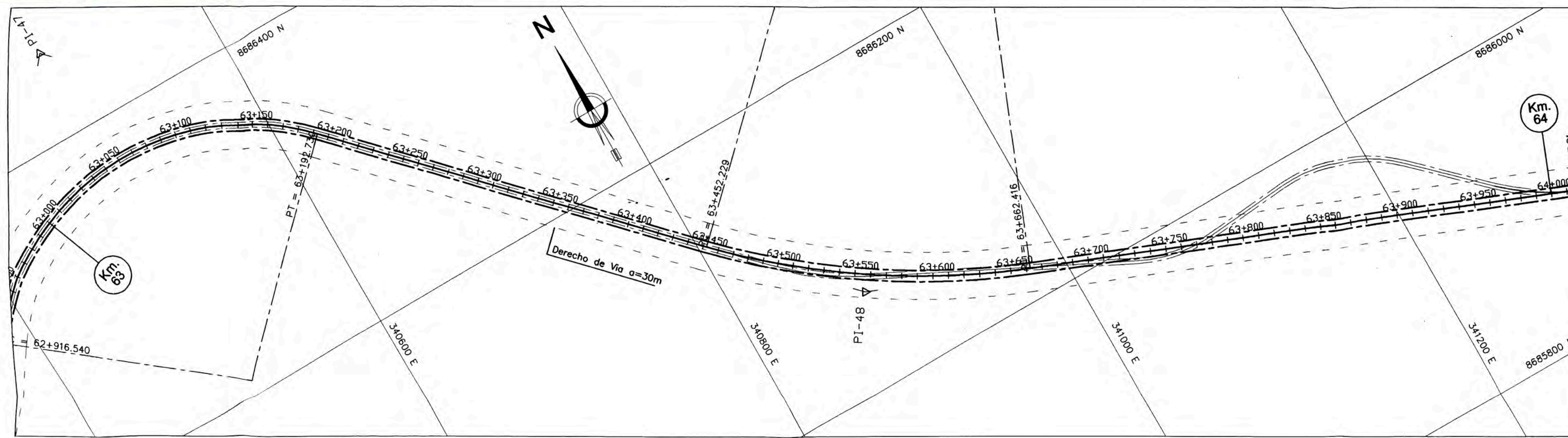
PROYECTO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO
DE LA CARRETERA COCACHACRA-MATUCANA
DEL Km. 61+000 AL Km. 64+000
DISEÑO, PROCEDIMIENTO Y CONTROL DE VOLADURA EN ROCAS

PLANO:
PLANTA Y PERFIL LONGITUDINAL Km 61+000 - Km 64+000
Nuevo Tramo: Km 60+940 - Km 61+140

ESCALA:
INDICADA AGO 2006 ARS

PLANO Nº:
PP-09

ESCALA
H : 1/2000



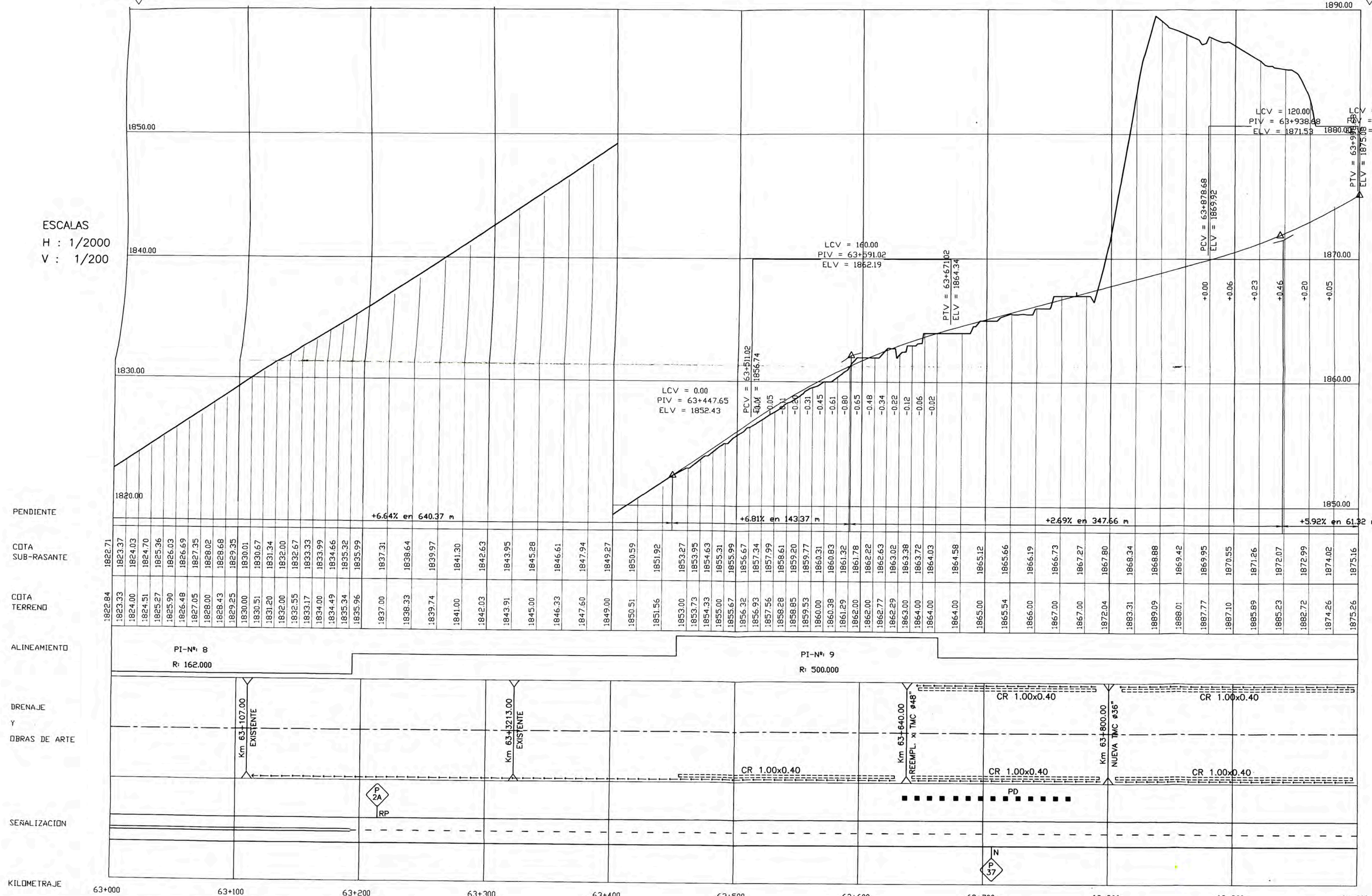
CUADRO DE COORDENADAS Y ELEMENTOS DE CURVAS

Nº	PI	SENT.	DELTA	RADIO	TANG.	L.C.	Ext.	P.L.	P.C.	P.T.	NORTE	ESTE	PZ	SA
40	I		6°50'10"	1100.00	65.700	131.244	1.960	61 + 058.925	61 + 993.225	61 + 124.469	8685986.718	338753211	0	0.30
41	D		28°41'30"	107.000	27.365	53.582	3.444	61 + 264.679	61 + 290.896	61 + 290.896	8686993.192	338929405	10	1.20
42	D		2°59'50"	125.000	32.330	63.274	4.113	61 + 417.790	61 + 385.370	61 + 448.644	8686999.769	339083485	9	0.90
43	D		7°40'10"	310.000	20.779	41.496	0.696	61 + 563.010	61 + 542.239	61 + 583.735	8686934.175	339214709	4	0.60
44	I		9°00'30"	145.000	145.162	227.927	6.0175	61 + 079.687	61 + 734.525	61 + 962.452	8685956.009	339476579	8	0.90
45	D		3°02'40"	92.000	51.043	93.282	13.211	62 + 078.513	62 + 027.470	62 + 120.672	8686972.146	339623282	10	1.20
46	I		5°40'00"	480.000	244.572	452.389	58.717	62 + 623.523	62 + 378.951	62 + 831.340	8686950.776	340176763	3	0.60
47	D		9°74'10"	162.000	185.323	276.193	84.147	63 + 101.859	62 + 916.536	63 + 152.729	8686455.502	340495378	7	0.90
48	I		2°40'5'10"	300.000	106.671	210.191	11.252	63 + 358.893	63 + 432.222	63 + 662.413	8686959.521	340879223	3	0.60

BM 63.0
Km. 63+000

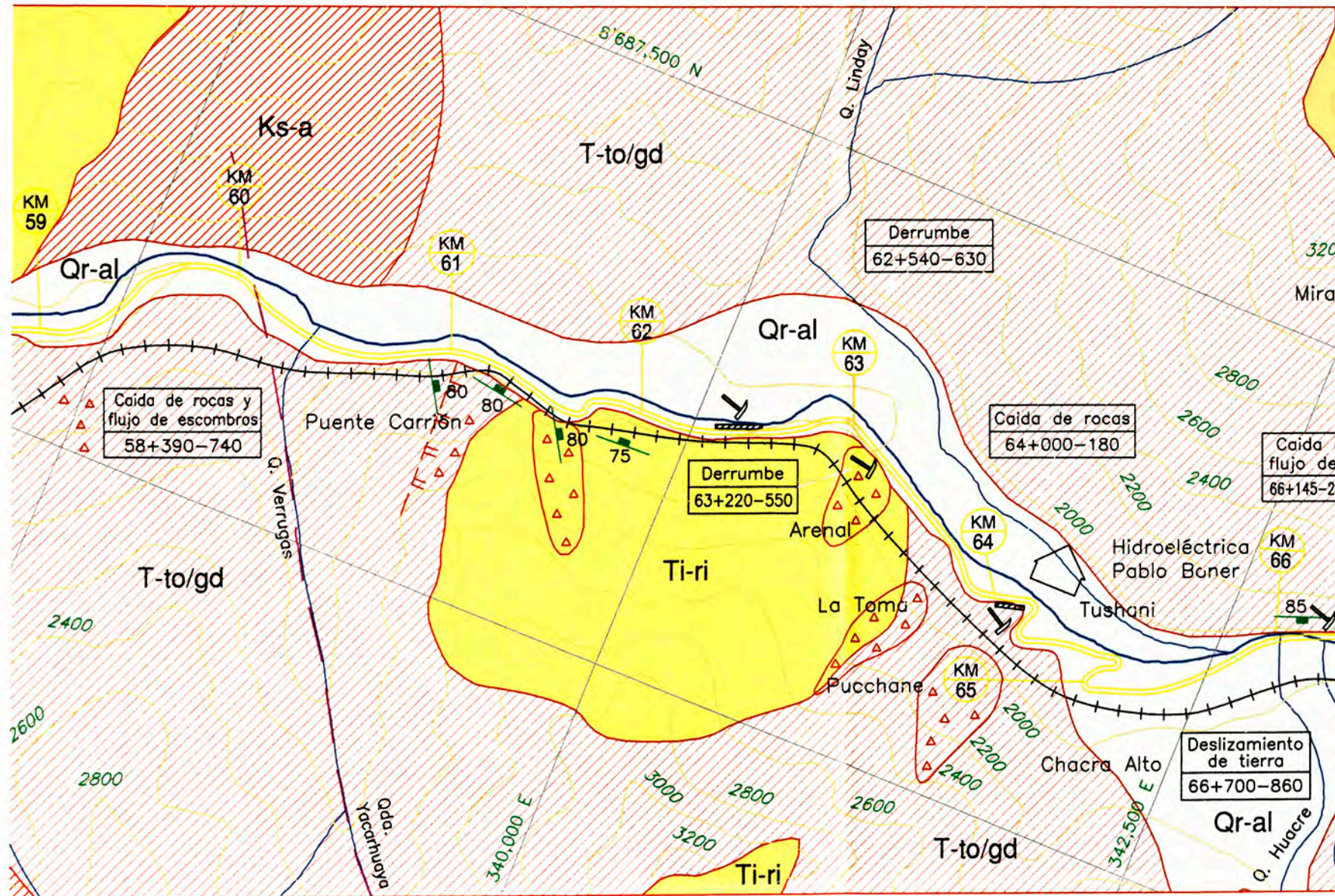
BM 64.0
Km. 64+000

ESCALAS
H : 1/2000
V : 1/200



OBRAS DE ARTE Y DRENAJE		
KM	SIMB.	DESCRIPCION
63+452 - 64+000	CR	Cuneta Rectangular (D)
63+638 - 64+000	CR	Cuneta Rectangular (I)
SEÑALIZACION Y SEGURIDAD		
63+220	P-2A	Preventiva (I)
63+640 - 63+780	PD	Postes Delimitadores (I)
63+710	P-37	Preventiva (D)

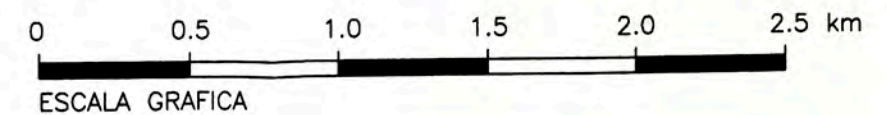
NOTA:
N = SEÑAL NUEVA
RP = REEMPLAZO DE PANEL
← = DIRECCION DE FLUJO
— = LINEA BORDE CARRIL
— = LINEA EJE VIA
— = LINEA DOBLE DE EJE

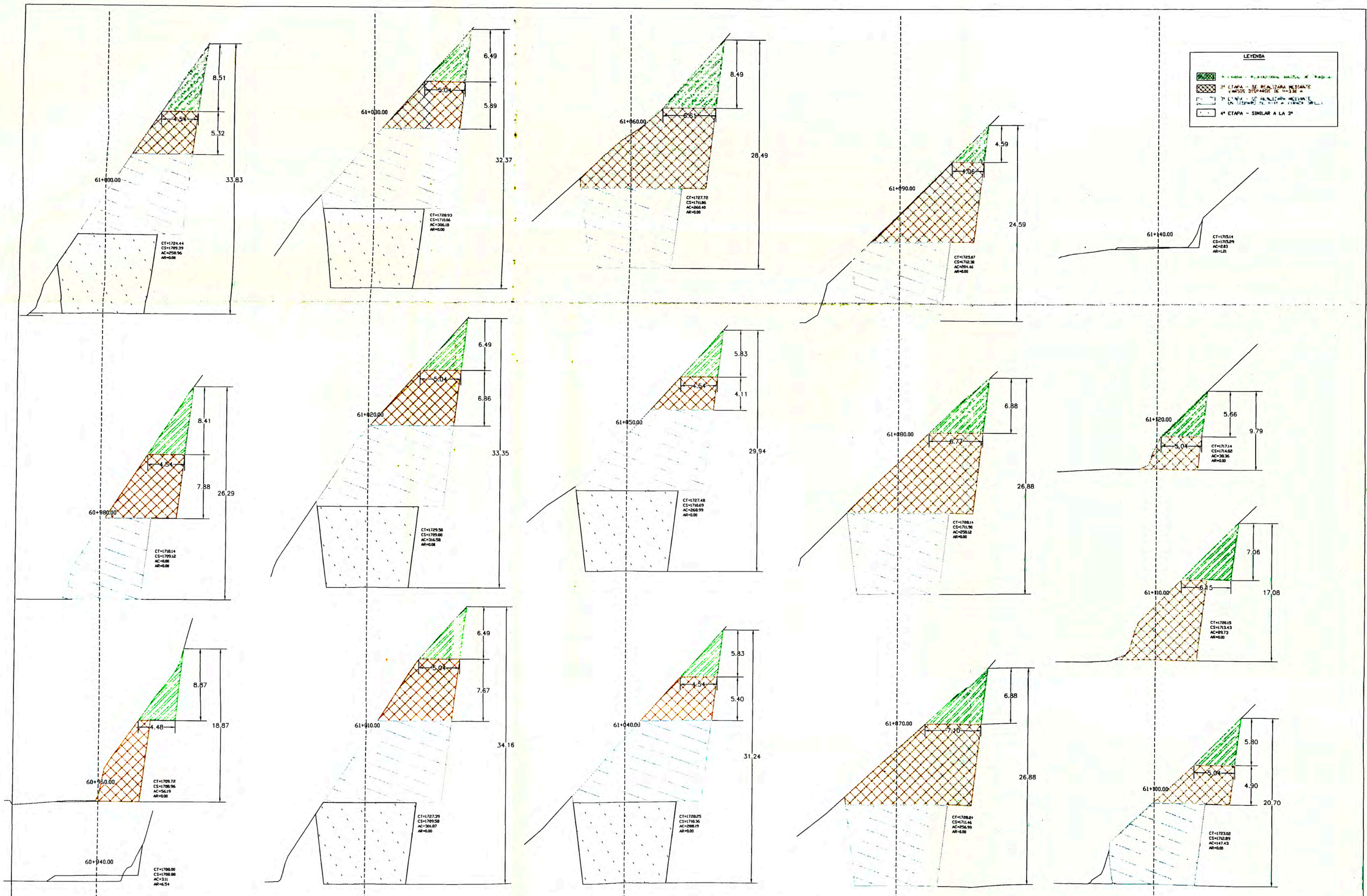


LEYENDA

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS	ROCAS INTRUSIVAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Qr-al Depósitos aluviales	
		PLEISTOCENO		
	TERCIARIO	SUPERIOR		T-to/gd Tonallita Granodiorita
		MEDIO	Tm-m Volc. Millotingo	
	INFERIOR	Ti-ri Grupo Rimac	Andesita	
MESOZOICO	CRETACIO	SUPERIOR		
		INFERIOR		
JURASICO			J-ar Frm. Arahuy	

FUENTE: INGEMMET.





LEYENDA

- 1ª ETAPA - PLANTACIÓN MULTA DE PIEDRA
- 2ª ETAPA - SE REALIZA LA MESA DE FONDO DISPONIBLE DE 11-13M
- 3ª ETAPA - SE REALIZA LA MESA DE FONDO DISPONIBLE DE 11-13M
- 4ª ETAPA - SIMILAR A LA 3ª



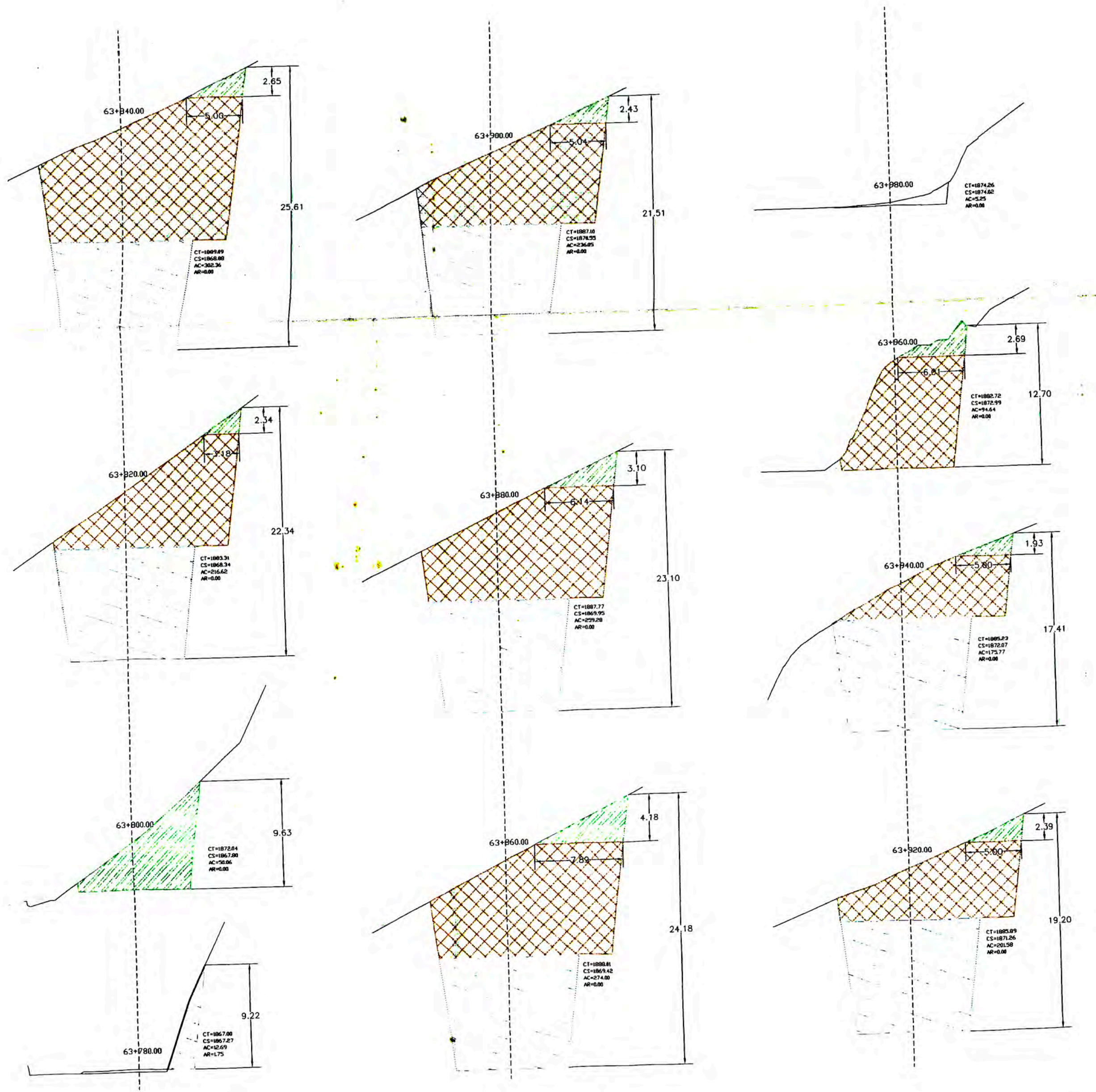
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL
INFORME DE SUFICIENCIA

PROYECTISTA :
BACH. ALDO RODRIGO REBAZA SMITH

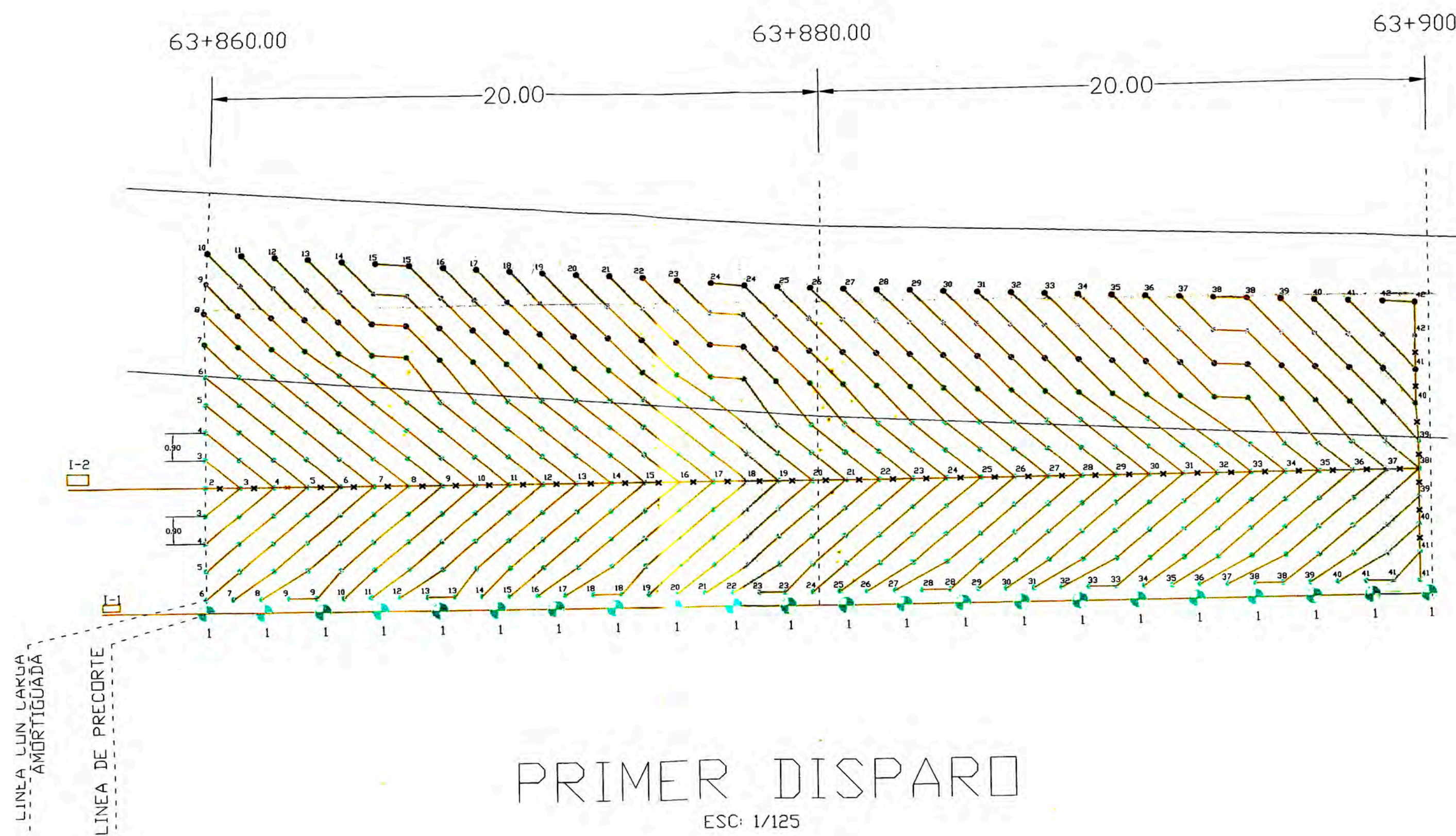
PROYECTO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO
DE LA CARRETERA COCACHACRA-MATUCANA
DEL Km. 61+000 AL Km. 64+000
DISEÑO, PROCEDIMIENTO Y CONTROL DE VOLADURA EN ROCAS

PLANO :
SECCIONES TRANSVERSALES PARA VOLADURA
Nuevo Tramo: Km 60+940 - Km 61+140

ESCALA: 1/300
FECHA: AGO 2006
DIBUJANTE: ARS
PLANO N° VOL-01



LEYENDA	
	1ª ETAPA - PLAZA DE ALZADO EN SUELO
	2ª ETAPA - DE REALIZADA MEDIANTE CANTON DISPONIBLE DE 10+300 M.
	3ª ETAPA - DE REALIZADA MEDIANTE CANTON DISPONIBLE DE 10+300 M.
	4ª ETAPA - SIMILAR A LA 3ª



PRIMER DISPARO

ESC: 1/125

LINEA LUN LAKUA AMORTIGUADA
 LINEA DE PRECORTE

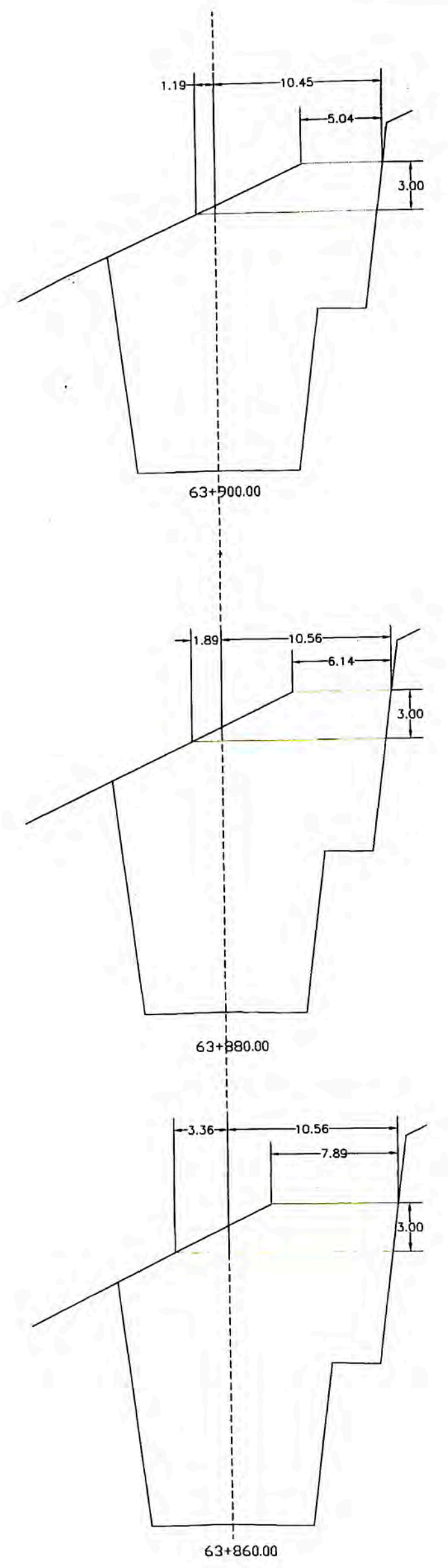
LEYENDA	
●	BARRENO DE PRECORTE
○	BARRENO AMORTIGUADO
●	BARRENO CON CARGA NORMAL
●	BARRENO CON H DE 10.00 A 11.00 m
●	BARRENO CON H=2.00 m
●	BARRENO CON H=1.00 m
—	ARMADO DE LA MALLA (CORDON DETONANTE)
x	RETARDADOR 15 ms
x	RETARDADOR 35 ms

BARRENOS CON CARGA NORMAL							
H(m)	φ (m)	Piedra ó Burden (m)	Especi-mento (m)	Por Barreno			Carga Total (kg)
				Carga de Fondo (kg)	Carga de Columna(kg)	Relacado (m)	
2.50	1.00	0.90	1.10	6.00	0.24	0.80	0.85
3.00	1.00	0.90	1.10	6.00	0.38	0.80	0.99
9.00	3.00	2.70	3.30	118.00	6.96	2.45	18.15
10.00	3.00	2.70	3.30	118.00	8.61	2.45	19.80
11.00	3.00	2.70	3.30	118.00	10.27	2.45	21.46

BARRENO PARA PRECORTE						
H(m)	φ (m)	Piedra ó Burden (m)	Especi-mento (m)	Por Barreno		Carga Total (kg)
				Carga de Fondo (kg)	Carga Total (kg)	
2.50	3.00	0.45	1.90	9.00	0.90	0.90
3.00	3.00	0.45	1.90	12.00	1.14	1.14
9.00	3.00	1.35	1.90	35.00	3.26	3.26
10.00	3.00	1.35	1.90	40.00	3.76	3.76
11.00	3.00	1.35	1.90	45.00	4.26	4.26

BARRENOS MAS CERCANOS LA LINEA DE PRECORTE				
H(m)	φ (m)	Piedra ó Burden (m)	Especi-mento (m)	Por Barreno
				Carga Total (kg)
2.50	1.00	0.90	0.80	0.51
3.00	1.00	0.90	0.80	0.59
9.00	3.00	2.70	2.50	10.89
10.00	3.00	2.70	2.50	11.88
11.00	3.00	2.70	2.50	12.88

- NOTAS.**
- Carga de Fondo.- Diamita
 - Carga de Columna.- ANFO
 - Los barrenos de Normales (de Producción) tendrán una inclinación con la vertical de 1:3
 - Los barrenos de Precorte tendrán una inclinación con la vertical de 1:10 para conseguir el talud final
 - Los barrenos de Precorte se detonarán antes de los de Producción



SECCIONES

ESC: 1/300

63+860.00

63+880.00

63+900

20.00

20.00

LÍNEAS CON CARGA NORMAL

I-2

LÍNEA DE PRECORTE

AMORTIGUADA

SEGUNDO DISPARO

ESC: 1/125

LEYENDA	
●	BARRENO DE PRECORTE
●	BARRENO AMORTIGUADO
●	BARRENO CON CARGA NORMAL
●	BARRENO CON H DE 10.00 A 11.00 m
●	BARRENO CON H=2.00 m
●	BARRENO CON H=1.00 m
—	ARMADO DE LA MALLA (CORDON DETONANTE)
x	RETARDADOR 15 ms
x	RETARDADOR 35 ms

BARRENOS CON CARGA NORMAL

H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamento (m)	Por Barreno			Carga Total (kg)
				Carga de Fondo (carl)	Carga de Columna (kg)	Retacado (m)	
2.50	1.00	0.90	1.10	6.00	0.24	0.80	0.85
3.00	1.00	0.90	1.10	6.00	0.38	0.80	0.99
9.00	3.00	2.70	3.30	118.00	6.96	2.45	18.15
10.00	3.00	2.70	3.30	118.00	8.61	2.45	19.80
11.00	3.00	2.70	3.30	118.00	10.27	2.45	21.46

BARRENOS MAS CERCANOS LA LINEA DE PRECORTE

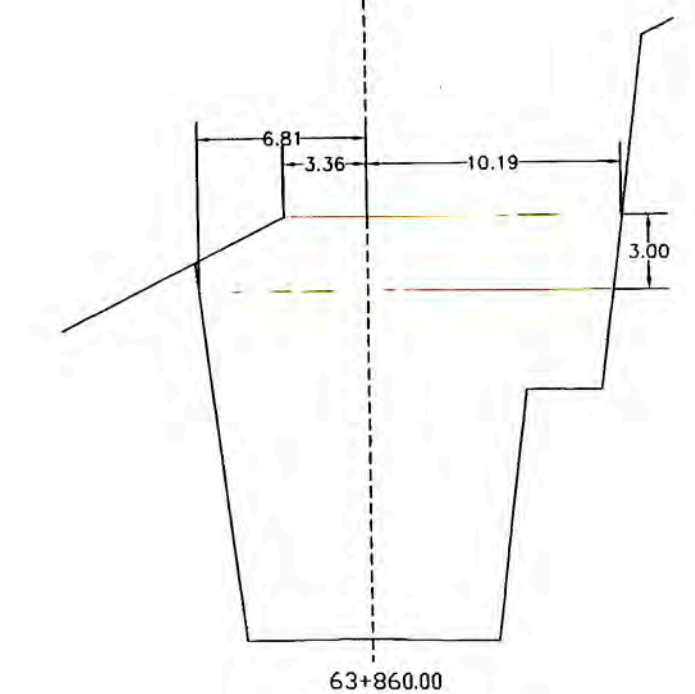
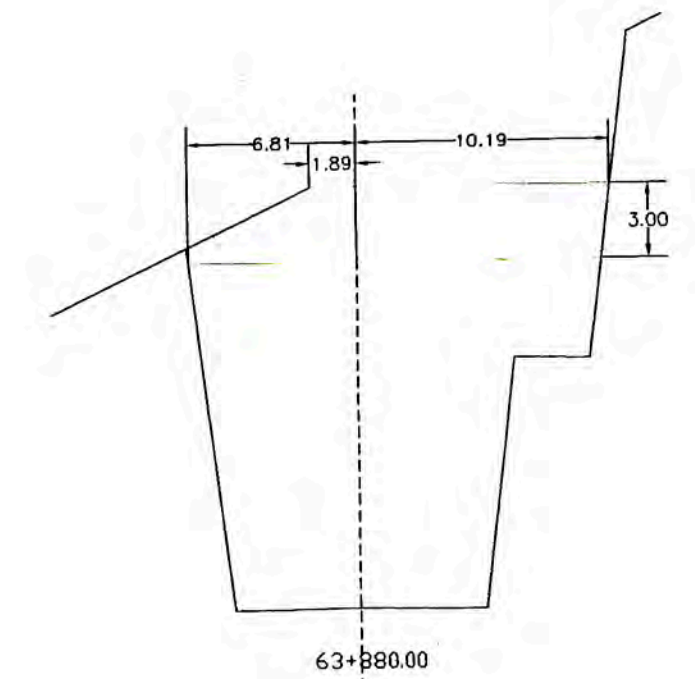
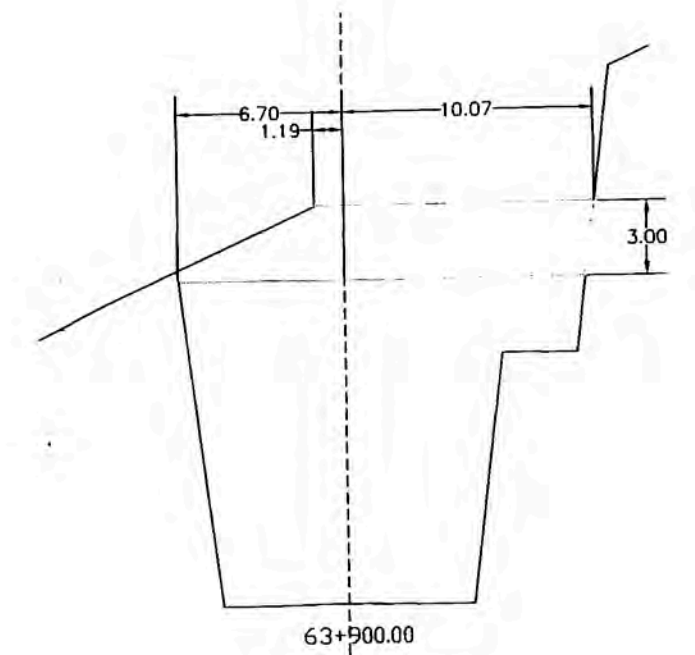
H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamento (m)	Por Barreno	
				Carga de Fondo (carl)	Carga Total (kg)
2.50	1.00	0.90	0.80	0.51	
3.00	1.00	0.90	0.80	0.59	
9.00	3.00	2.70	2.50	10.89	
10.00	3.00	2.70	2.50	11.88	
11.00	3.00	2.70	2.50	12.88	

BARRENO PARA PRECORTE

H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamento (m)	Por Barreno	
				Carga de Fondo (carl)	Carga Total (kg)
2.50	3.00	0.45	1.90	0.90	
3.00	3.00	0.45	1.90	1.14	
9.00	3.00	1.35	1.90	35.00	
10.00	3.00	1.35	1.90	40.00	
11.00	3.00	1.35	1.90	45.00	

NOTAS.

- Carga de Fondo - Dinamita
- Carga de Columna - ANFO
- Los barrenos de Normales (de Producción) tendrán una inclinación con la vertical de 1:3
- Los barrenos de Precorte tendrán una inclinación con la vertical de 1:10 para conseguir el talud final
- Los barrenos de Precorte se detonarán antes de los de Producción



SECCIONES

ESC: 1/300



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL

INFORME DE SUFICIENCIA

PROYECTISTA:

BACH. ALDO RODRIGO REBAZA SMITH

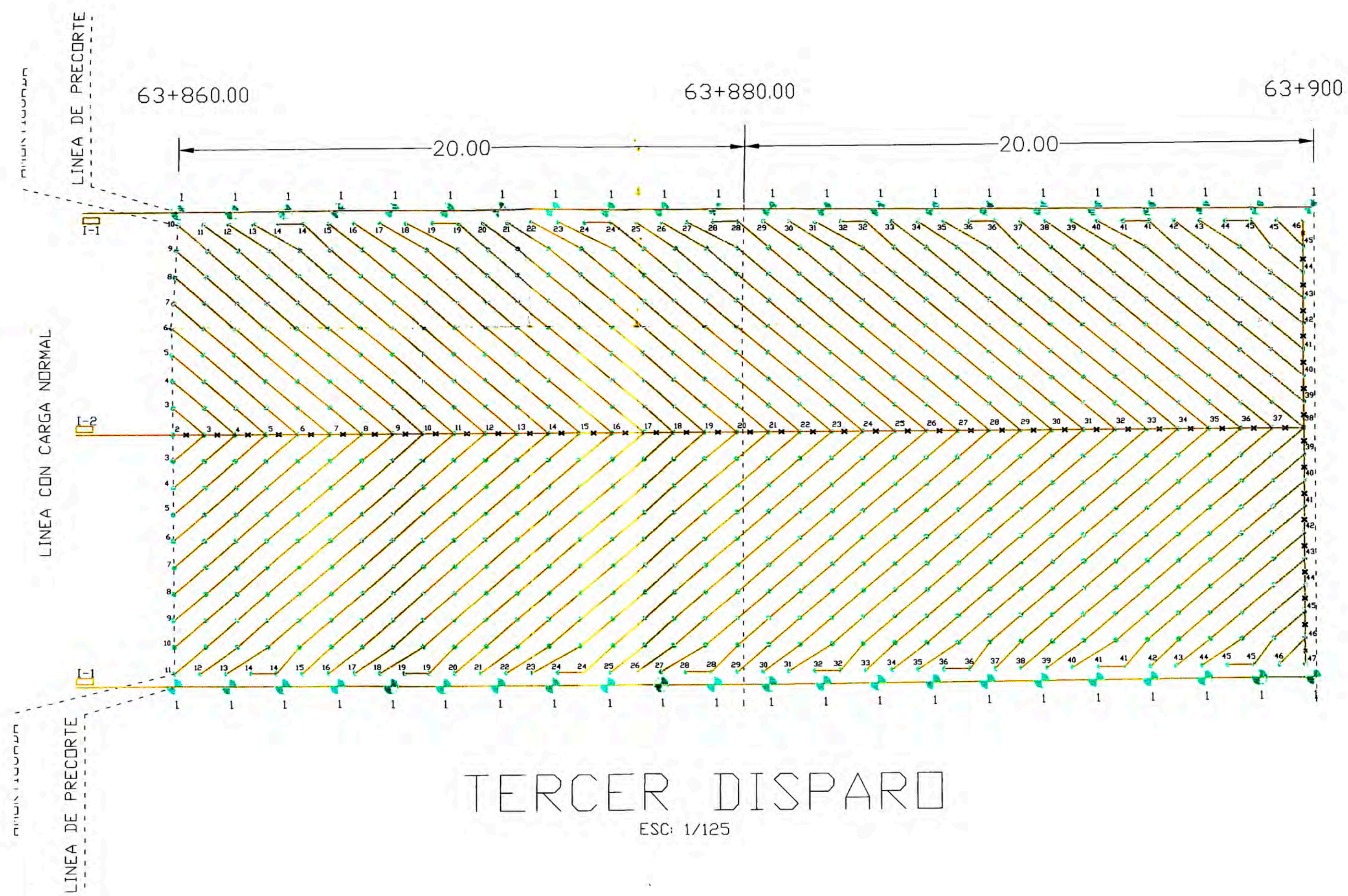
PROYECTO DE REHABILITACION Y MEJORAMIENTO
DE LA CARRETERA COCACHACRA-MATUCANA
DEL Km. 61+000 AL Km. 64+000
DISEÑO, PROCEDIMIENTO Y CONTROL DE VOLADURA EN ROCAS

PLANO:

ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE BARRENOS - 2° DISPARO
Km 63+860 - Km 63+900

ESCALA: INDICADA
FECHA: AGO 2006
DIBUJANTE: ARS

PLANO N° DIS-02



TERCER DISPARO

ESC: 1/125

LEYENDA	
●	BARRENO DE PRECORTE
●	BARRENO AMORTIGUADO
●	BARRENO CON CARGA NORMAL
●	BARRENO CON H DE 10.00 A 11.00 m
●	BARRENO CON H=2.00 m
●	BARRENO CON H=1.00 m
—	ARMADO DE LA MALLA (CORDON DETONANTE)
x	RETARDADOR 15 ms
x	RETARDADOR 35 ms

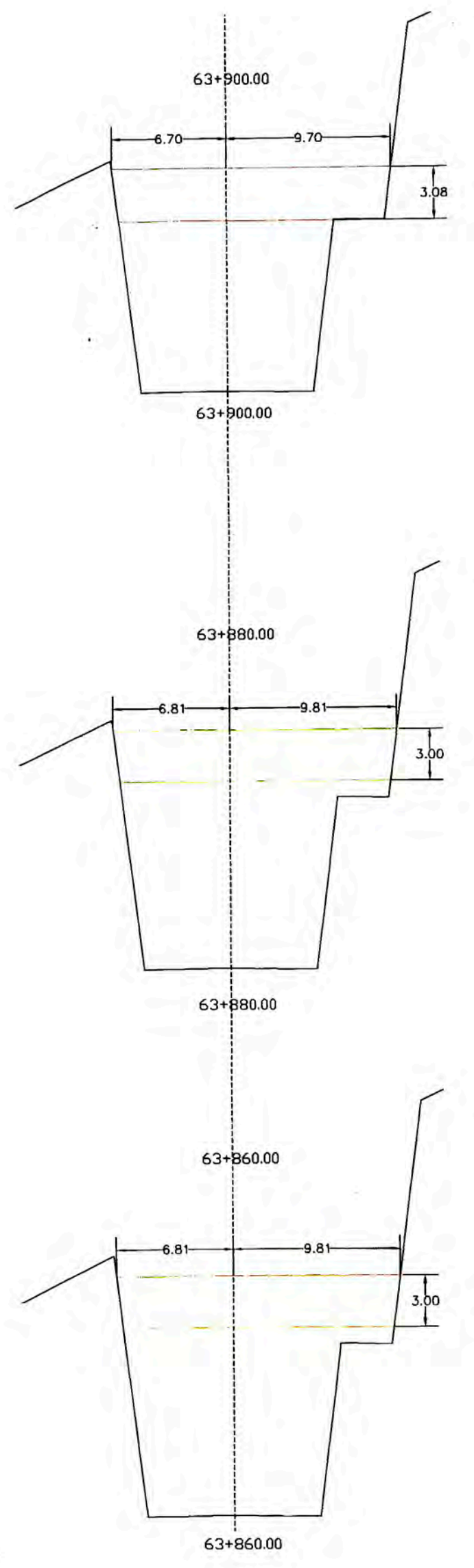
BARRENOS CON CARGA NORMAL							
H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamiento (m)	Por Barreno			Carga Total (kg)
				Carga de Fondo (cart)	Carga de Columna (kg)	Retardado (m)	
2.50	1.00	0.90	1.10	6.00	0.24	0.80	0.85
3.00	1.00	0.90	1.10	6.00	0.38	0.80	0.99
9.00	3.00	2.70	3.30	118.00	6.96	2.45	18.15
10.00	3.00	2.70	3.30	118.00	8.61	2.45	19.80
11.00	3.00	2.70	3.30	118.00	10.27	2.45	21.46

BARRENOS MAS CERCANOS LA LINEA DE PRECORTE				
H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamiento (m)	Por Barreno
				Carga Total (kg)
2.50	1.00	0.90	0.80	0.51
3.00	1.00	0.90	0.80	0.59
9.00	3.00	2.70	2.50	10.89
10.00	3.00	2.70	2.50	11.88
11.00	3.00	2.70	2.50	12.88

BARRENO PARA PRECORTE					
H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamiento (m)	Por Barreno	
				Carga de Fondo (cart)	Carga Total (kg)
2.50	3.00	0.45	1.90	9.00	0.90
3.00	3.00	0.45	1.90	12.00	1.14
9.00	3.00	1.35	1.90	35.00	3.26
10.00	3.00	1.35	1.90	40.00	3.76
11.00	3.00	1.35	1.90	45.00	4.26

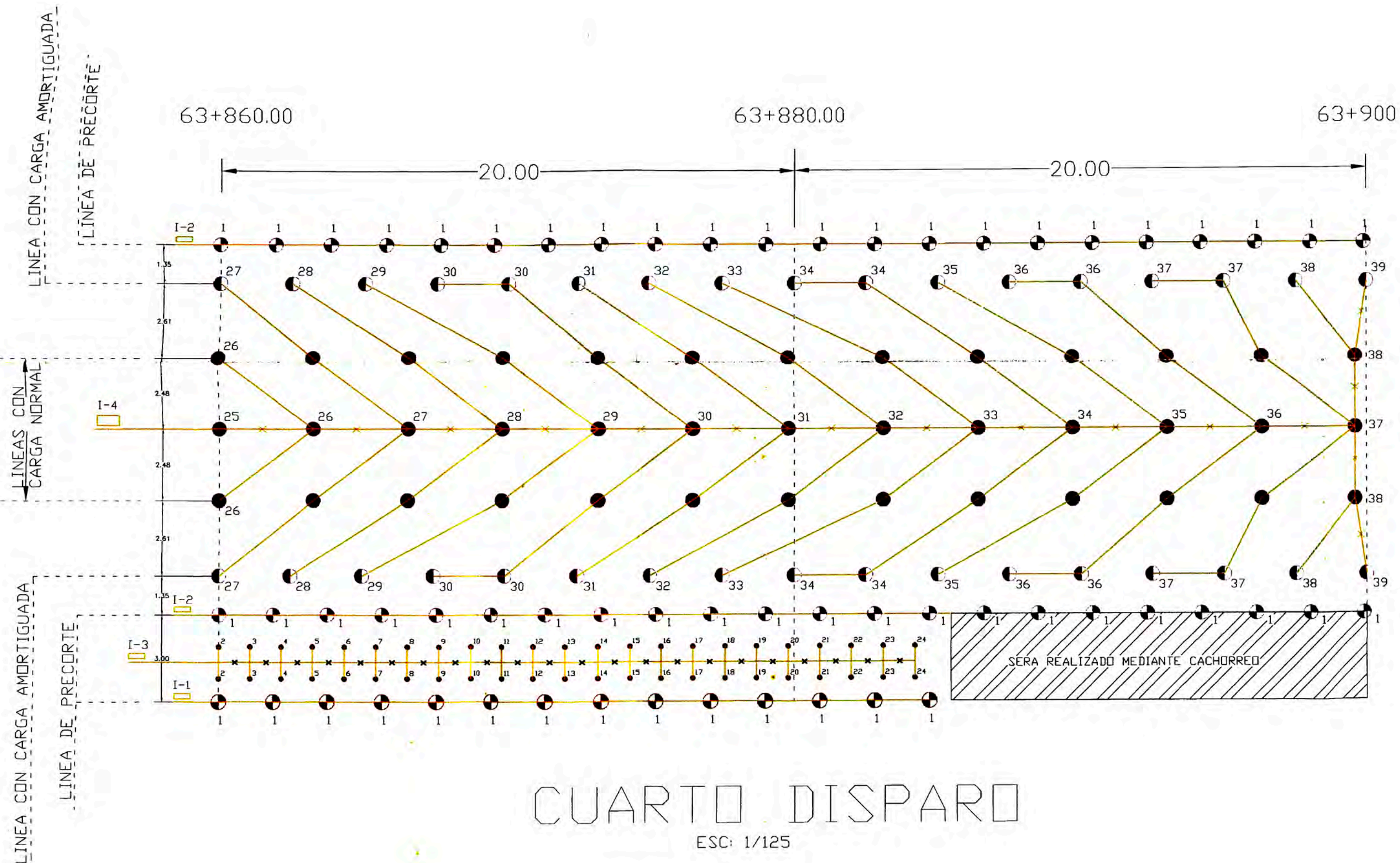
NOTAS.

- Carga de Fondo- Dinamita
- Carga de Columna- ANFO
- Los barrenos de Normales (de Producción) tendrán una inclinación con la vertical de 1:3
- Los barrenos de Precorte tendrán una inclinación con la vertical de 1:10 para conseguir el talud final.
- Los barrenos de Precorte se detonarán antes de los de Producción



SECCIONES

ESC: 1/300



CUARTO DISPARO

ESC: 1/125

LEYENDA

- BARRENDO DE PRECORTE
- BARRENDO AMORTIGUADO
- BARRENDO CON CARGA NORMAL
- BARRENDO CON H DE 10.00 A 11.00 m
- BARRENDO CON H=2.00 m
- BARRENDO CON H=1.00 m
- ARMADO DE LA MALLA (CORDON DETONANTE)
- × RETARDADOR 15 ms
- × RETARDADOR 35 ms

BARRENOS CON CARGA NORMAL

H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamiento (m)	Por Barreno			Carga Total (kg)
				Carga de Fondo (cart)	Carga de Columna (kg)	Retecado (m)	
2.50	1.00	0.90	1.10	6.00	0.24	0.80	0.85
3.00	1.00	0.90	1.10	6.00	0.38	0.80	0.99
9.00	3.00	2.70	3.30	118.00	6.95	2.45	18.15
10.00	3.00	2.70	3.30	118.00	8.61	2.45	19.80
11.00	3.00	2.70	3.30	118.00	10.27	2.45	21.46

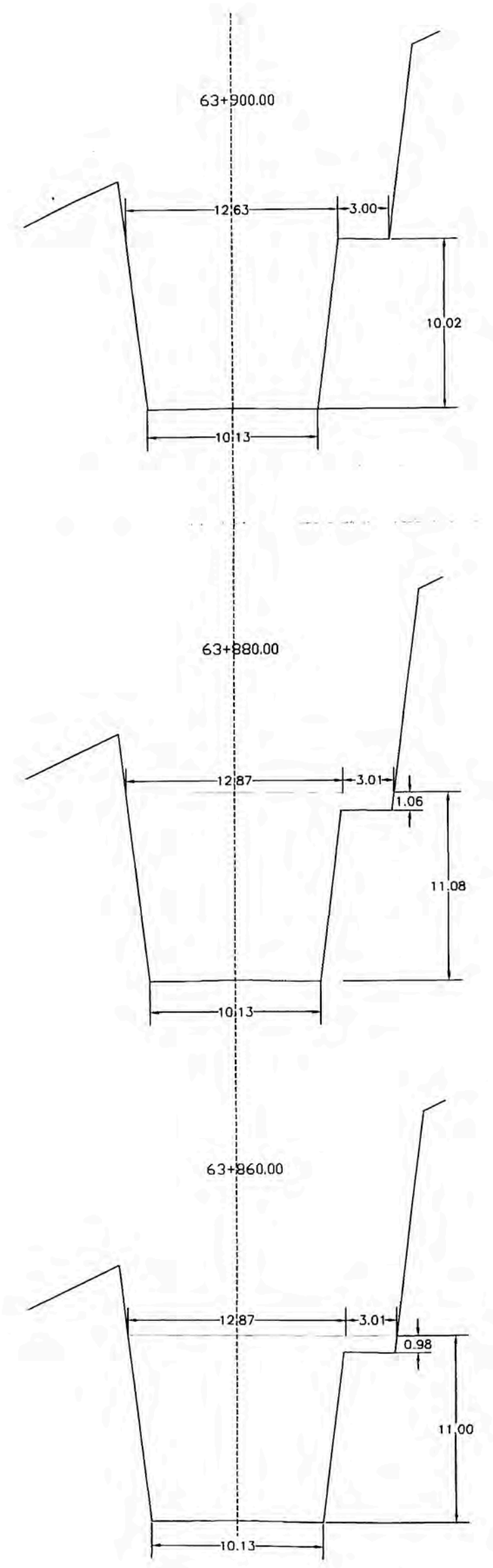
BARRENDO PARA PRECORTE

H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamiento (m)	Por Barreno	
				Carga de Fondo (cart)	Carga Total (kg)
2.50	3.00	0.45	1.90	9.00	0.90
3.00	3.00	0.45	1.90	12.00	1.14
9.00	3.00	1.35	1.90	35.00	3.26
10.00	3.00	1.35	1.90	40.00	3.76
11.00	3.00	1.35	1.90	45.00	4.26

BARRENOS MAS CERCANOS LA LINEA DE PRECORTE

H(m)	φ (in)	Piedra ó Burden (m)	Espaciamiento (m)	Por Barreno	
				Carga de Fondo (kg)	Carga Total (kg)
2.50	1.00	0.90	0.80	0.51	
3.00	1.00	0.90	0.80	0.59	
9.00	3.00	2.70	2.50	10.89	
10.00	3.00	2.70	2.50	11.98	
11.00	3.00	2.70	2.50	12.88	

- NOTAS.**
- Carga de Fondo - Dinamita
 - Carga de Columna - ANFO
 - Los barrenos de Normales (de Producción) tendrán una inclinación con la vertical de 1:3
 - Los barrenos de Precorte tendrán una inclinación con la vertical de 1:10 para conseguir el talud final.
 - Los barrenos de Precorte se detonarán antes de los de Producción



SECCIONES

ESC: 1/300

ANEXO II: NORMA DE SEGURIDAD

NORMAS DE SEGURIDAD PARA EVITAR ACCIDENTES CON EXPLOSIVOS

Sección I. GENERALIDADES

146. Introducción.

a. La prevención de accidentes en el manejo de explosivos es el resultado del cuidadoso planeamiento y observación de prácticas recomendadas. Quien emplee explosivos debe recordar que está tratando con una fuerza muy poderosa, y que muchos dispositivos y métodos de empleo de explosivos han sido preparados para ayudarlo. En la manipulación y empleo de explosivos se debe tener en cuenta el conocido aforismo:

"EL PRIMER ERROR ES EL ULTIMO"

b. Todos los explosivos son peligrosos y deben ser manipulados y usados con sumo cuidado, de preferencia por personas experimentadas, o bajo vigilancia. La responsabilidad de todas las personas que manejan explosivos involucra conocer y seguir exactamente todas las medidas de seguridad necesarias.

c. Obviamente es imposible recomendar reglas, normas o métodos para todas las situaciones que pueden presentarse. En este Capítulo se dan una serie de normas a fin de evitar las causas más comunes de accidentes con explosivos. En caso de dudas con-

sulte al organismo técnico superior o al fabricante.

147. Principios Fundamentales para Evitar Accidentes por Causa de los Explosivos.

a. Mientras *menor sea el número de individuos que emplean explosivos, menores serán los riesgos de accidentes*, lo que debe traducirse en una cuidadosa organización de los trabajos. Para cada tarea específica se debe designar un número adecuado de individuos; deberá evitarse además la proximidad de personal ajeno.

b. El personal que emplea explosivos debe poseer *ciertas características psíquicas*, conocimiento profundo de la *técnica* y *gran experiencia* en el manipuleo de explosivos.

c. Debe insistirse en el cumplimiento de las reglas de seguridad. Esta actividad requiere *vigilancia y disciplina estricta*.

d. Las voladuras, en lo posible, deben ser ejecutadas por una sola persona, o con la ayuda de uno o dos hombres; en ningún caso la persona encargada debe desligarse de la responsabilidad.

Sección II. INSTRUCCIONES Y ADVERTENCIAS SOBRE "LO QUE DEBE Y NO DEBE HACERSE"

148. Normas Generales.

a. Los explosivos son fabricados *expresamente para explotar*; cuando se les proporciona energía inicial suficiente, así lo hacen. Además, los explosivos no distinguen entre la energía inicial suministrada a propósito y otra accidentalmente suministrada. Por esta razón la responsabilidad de proteger los explosivos contra accidentes eventuales descansa en aquellos que manipulan y usan los explosivos.

b. SIEMPRE debe estar a cargo de los explosivos un persona competente y sentirse responsable para cumplir y hacer cumplir todas las medidas de seguridad al respecto.

c. NUNCA fume o lleve fósforos, encendedores o cualquier artefacto que produzca llama, ni permita que otros lo hagan, mientras se encuentren cerca de explosivos.

d. NUNCA manipule explosivos cerca a llamas, fuego o chispas. Si necesita luz artificial, use únicamente linternas de pilas o lámparas de seguridad.

e. SIEMPRE despache, entregue o use primero los explosivos más antiguos.

f. NUNCA almacene, manipule o use explosivos dentro o cerca de una casa habitada.

g. La humedad malogra casi todo tipo de explosivos, en consecuencia deben tomarse precauciones para mantenerlos secos.

h. NUNCA permita que los explosivos se mojen o queden expuestos a la intemperie.

i. NUNCA tire o deje caer paquetes de explosivos, ni debe manipularlos descuidadamente.

RESERVADO

j. NUNCA use ganchos de metal para manipular explosivos, ni herramientas metálicas que produzcan chispas para abrir los envases de explosivos.

k. NUNCA abra los envases de explosivos dentro del polvorín.

l. Se deben eliminar los envases vacíos de explosivos de la siguiente manera:

- (1) Asegúrese de que los cajones de explosivos y barriles de pólvora se encuentren totalmente vacíos antes de descartarlos y que los envases que muestren residuos de cualquier clase de explosivos no se coloquen en lugares donde personal no informado o niños tengan acceso, con lo que podría provocar explosiones.
- (2) Los envases combustibles vacíos con residuos de explosivos, deben ser destruidos quemándolos al aire libre y a una distancia de seguridad del polvorín y otras instalaciones. Formarse pilas con envases vacíos, rociarlas con petróleo y prenderlas fuego por medio de una mecha de trapo u hojas de papel; ubicarse en un lugar seguro y permanecer allí hasta que los envases estén completamente quemados.
- (3) Los barriles de pólvora negra así como los depósitos no combustibles vacíos deben ser introducidos en una corriente de agua; el interior de los barriles debe ser cuidadosamente lavado con agua.

m. NUNCA lleve fulminantes o explosivos en sus bolsillos, ni los deje en lugares en los cuales los niños u otras personas extrañas puedan agarrarlos.

n. NUNCA permita hacer disparos de armas de fuego dentro o alrededor de los polvorines, ni cerca de explosivos.

o. NUNCA permita a personal no autorizado acercarse a explosivos.

p. Manténgase atento y vigilante para detectar envases o cajones quebrados, defectuosos o con goteras.

q. NUNCA use explosivos, ni los manipule al aproximarse o desencadenarse una tormenta.

r. Se debe evitar, al máximo, hacer perforaciones en un barreno que contenga explosivos después de haber sido cargado o fallado su detonación.

s. NUNCA dividir la responsabilidad en un trabajo de demolición. Hacer responsable

a una sola persona de la vigilancia de todo el trabajo y nombrar un suplente para reemplazarlo en caso necesario.

t. SIEMPRE lleve un control estricto de las existencias de explosivos y de los consumos en la zona de trabajo.

149. Normas Referentes al Transporte de Explosivos.

a. Los vehículos que se emplean para conducir explosivos deben estar sólidamente contruídos y en excelente condiciones de funcionamiento, debiendo tener además las siguientes características:

- (1) El piso debe ser de madera o de metal que no produzca chispas.
- (2) En lo posible deben estar dotados de carrocería completamente cerrada.
- (3) No deben tener metal alguno expuesto al contacto con las cajas de explosivos, a excepción de los camiones que tienen carrocería de aluminio (que no producen chispas).

b. Los explosivos conducidos en vehículos abiertos deben ir SIEMPRE bien cubiertos con lona impermeable resistente al fuego.

c. Al transportar explosivos debe evitarse las congestiones de tránsito y las paradas innecesarias.

d. Debe evitarse detenciones en garages, herrerías, grifos, talleres, para efectuar reparaciones mientras el vehículo está cargado con los explosivos.

e. En los lados y extremos de la carrocería deben colocarse carteles o letreros con la palabra "EXPLOSIVOS" o desplegarse una bandera roja cuadrada de 60 cm x 60 cm con la palabra "PELIGRO" marcada con letras blancas.

f. Los camiones que transporten explosivos deben estar provistos de no menos de dos extinguidores contra incendios cargados y listos para usarse.

g. La ubicación de los acumuladores y alambres conductores debe ser tal que nunca puedan tener contacto con los envases de los explosivos.

h. Todos los cables deben estar aislados y sujetos con firmeza para prevenir incendios o cortos circuitos.

i. En un vehículo con explosivos NUNCA debe llevarse sustancias inflamables (gasolina, algodón, etc.), acumuladores, ácidos,

RESERVADO

compuestos corrosivos, materiales de metal o cualquier otro material que no sea necesario para el transporte de explosivos.

j. NUNCA debe permitirse en un vehículo en el que se transporta explosivos ni transportarse más pasajeros o personas que los estrictamente necesarios para operar el vehículo.

k. Proveer compartimientos separados para colocar dinamita y fulminantes dentro de los camiones, cuando sea imprescindible transportarlos en el mismo vehículo. Los compartimientos deben ser forrados con material blando como madera o jebe. Si además hubiera necesidad de transportar mecha lenta, colocarla junto con la dinamita o explosivo.

l. La carga y descarga de los explosivos debe efectuarse observándose el mayor cuidado. NUNCA deben tirarse los explosivos.

m. Los camiones que llevan explosivos deben evitar transitar por ciudades o pueblos, así como estacionarse cerca de restaurantes, garages o grifos.

n. Exijase que las entregas de explosivos sean efectuados en los polvorines o en lugares alejados de áreas populosas.

o. NUNCA debe tratarse de combatir el fuego cuando haya llegado hasta los explosivos. Todo el personal debe retirarse a un lugar seguro y además debe protegerse el área contra el ingreso de personal extraño o curiosos.

p. Para verificar que esten en buenas condiciones para transportar explosivos, los vehículos de transporte deben inspeccionarse en los siguientes aspectos:

- (1) Extinguidores cargados, en buen estado de funcionamiento y apropiadamente ubicados
- (2) Todos los cables del sistema eléctrico deben estar protegidos y asegurados convenientemente para evitar corto circuitos. Cualquier parte no aislada debe ser reparada antes de que los explosivos sean cargados en el vehículo
- (3) El chasis, el motor y la carrocería deben estar limpios y libres de residuos de aceite o grasa.
- (4) El tanque de combustible, las tuberías de gasolina, así como el sistema de escape no deben tener fugas.
- (5) Los frenos, luces, bocina, limpiaparabrisas y sistema de dirección de-

ben estar en perfecto estado de funcionamiento.

(6) Verificar que las llantas tengan la presión conveniente y que no tengan defectos.

q. Se deben cargar explosivos dentro de la carrocería solamente. El vehículo NUNCA debe ser cargado más allá de su capacidad normal.

r. El conductor debe estar todo el tiempo con su vehículo bajo control y debe conducir a una velocidad moderada (30 Km/hora).

s. El tanque de combustible debe abastecerse antes de cargar los explosivos; el relleno del tanque en la ruta debe evitarse en lo posible.

t. El motor debe estar SIEMPRE apagado cuando se llene el tanque de combustible.

u. Los vehículos que contienen explosivos NUNCA deben ser dejados sin antes haber apagado el motor y haber aplicado frenos de seguridad.

v. Las paradas para que el conductor tome sus alimentos deben ser hechos solamente en los restaurantes ubicados sobre el camino, y el vehículo debe ser estacionado lejos del tránsito y de otros vehículos.

150. Normas Referentes al Almacenamiento de Explosivos.

a. Los polvorines deben estar ubicados, contruidos, administrados y protegidos de tal manera que eviten los efectos de una explosión accidental.

b. Las condiciones en que se guardan los explosivos tienen una relación muy importante con la seguridad en el uso de los mismos. El almacenamiento inadecuado de los explosivos, fulminantes, mecha lenta y otros artificios, puede ser causa de que se produzcan fallas que pueden ser a la vez causa de accidentes por hallarse incompletos o en malas condiciones.

c. Una ventilación inadecuada puede ser causa indirecta de accidentes; si el aire no circula libremente, la atmósfera se calienta o humedece. Si ésta condición persiste por un tiempo considerable, causará deterioro en los explosivos, fulminantes y mecha lenta.

d. Si no se dispone de un polvorín protegido de los rayos del sol, habrá peligro de que el calor excesivo altere algunos explosivos (la dinamita se exudaría), disminuyendo o aumentando su sensibilidad.

RESERVADO

e. Es necesario colocar postes u otras señales con la inscripción: "EXPLOSIVOS", en lugares fácilmente visibles en las cercanías de los polvorines. Dichas señales deben estar a una distancia tal que una bala que atravesara en forma perpendicular por ellas no pueda llegar hasta el almacén.

f. Los explosivos deben almacenarse solamente en polvorines limpios, secos bien ventilados y razonablemente frescos y que tengan una ubicación apropiada. Los polvorines deben ser de construcción sólida, resistente a las balas y al fuego, y deben tener en las entradas cerraduras seguras.

g. NUNCA almacene explosivos, mecha lenta o encendedores en lugares húmedos, ni cerca de gasolina, petróleo, líquidos para la limpieza u otros solventes, ni tampoco cerca de radiadores, tuberías de vapor, tubos de escape, hornos y otras fuentes de calor.

h. NUNCA deben colocarse fulminantes en la misma caja con explosivos, ni almacenarlos en el mismo polvorín.

i. NUNCA deben guardarse o dejarse herramientas de metal ni de otro material que pueda producir chispas en un almacén destinado a explosivos.

j. NUNCA se debe fumar, llevar fósforos ni cualquier otra fuente de fuego o llama en un almacén de explosivos o en sus alrededores.

k. NUNCA permita la acumulación de hojas secas, césped, aserrín o basura dentro de un área de 8 mts alrededor de un polvorín.

l. NUNCA debe dispararse contra los explosivos, ni permitirse que se disparen armas de fuego en las cercanías de un polvorín.

m. Si la nitroglicerina de explosivos deteriorados ha caído al piso del almacén es necesario desensibilizar el piso lavándolo cuidadosamente con un agente apropiado para tal propósito (mata-nitro).

n. Los almacenes de explosivos deben estar ubicados en lugares lo más aislados posible, separados unos de otros a distancias no menores que las recomendadas.

o. NUNCA almacenar explosivos en lugares húmedos.

p. NUNCA manipular o almacenar explosivos dentro o cerca de edificios de viviendas, cuadras, garajes, galpones, establos o lugares similares.

q. NUNCA dejar explosivos sin dejar una persona que los vigile. Deben guardarse bajo llave; no dar la llave a personas irresponsables.

r. Si hay necesidad de almacenar en un mismo polvorín explosivos detonantes y pólvora negra o explosivos detonantes y artificios de ceba, deberán ser ubicados separadamente.

s. NUNCA almacenar dentro de un polvorín cartuchos o petardos cebados.

t. Si en el techo o paredes de un polvorín existen goteras o huecos, efectúe las reparaciones necesarias de inmediato.

u. Los residuos de dinamita, barridos del piso de un polvorín ~~deben~~ ser quemados adoptándose las medidas de seguridad necesarias.

v. Los residuos de pólvora negra, barridos del piso de un polvorín deben ser arrojados a una corriente de agua.

w. Cuando un polvorín requiere reparaciones en el interior, los explosivos deben ser retirados a una distancia de seguridad y protegidos. Si en el almacén hubiera pólvora negra, artificios de ceba o materiales susceptibles de dejar residuos con peligro de provocar explosiones accidentales, el piso debe ser lavado con agua antes de comenzar la reparación; dejar que el piso se seque antes de regresar los explosivos al polvorín.

x. Cuando se requieren hacer reparaciones en la parte exterior de un polvorín y existe la posibilidad de causar chispas, fuego o explosión, los explosivos deben ser retirados a una distancia segura del polvorín y apropiadamente vigilados. deben además, ser protegidos de la intemperie y otros peligros; evitar colocarlos directamente sobre el suelo.

y. Mantener los explosivos dañados e inservibles separados de aquellos que están en buenas condiciones.

z. Para envases de fibra, usar herramientas de fibra, jebe, madera o de metal que no produzca chispas.

aa. NUNCA tenga explosivos, pólvora negra o artificios de ceba expuestos, dentro de un polvorín

ab. Si se necesita luz artificial dentro de un polvorín, úsese linternas a pilas o lámparas de seguridad.

ac. ~~La mecha lenta y el cordón de~~ ~~ante~~ pueden ser almacenados en el mismo polvorín con los ~~explosivos~~.

ad. Controle diariamente las existencias del polvorín, verificando que cada entrega sea efectuada amparándose en un documento debidamente autorizado.

RESERVADO

Normas Referentes a Polvorines de Artificios de Ceba.

En los polvorines para artificios de ceba se debe almacenar materiales de ceba; consideran entre éstos: fulminantes eléctricos y no eléctricos, espoletas, detonadores, artefactos de explosivos, encendedores, mecha lenta y artículos no explosivos de ceba. NUNCA almacene herramientas de metal que produzcan chispas ni otros implementos extraños en este polvorín.

Los paquetes conteniendo materiales de ceba deben ser manipulados cuidadosamente. NUNCA los arroje, deje caer, ni los arrastre por el suelo o unos sobre los otros.

NUNCA use ganchos metálicos en el manejo de paquetes con artificios de cebo.

Los artificios de los mismos tipos y grades deben ser almacenados juntos, de tal manera que las marcas (tipos y grados) se vean fácilmente contados y verificados. Las marcas más antiguas deben ser fácilmente identificadas.

SIEMPRE embarque, despache o use primero las existencias más antiguas.

NUNCA abra las cajas que contienen artificios de ceba dentro o a menos de 15 mts distancia del polvorín, tampoco clave o lave los cajones.

Tenga cuidado al abrir o cerrar las cajas de fulminantes eléctricos o no eléctricos.

NUNCA use herramientas de metal que produzcan chispas para abrir o cerrar cajas de artificios de ceba.

NUNCA deje sueltos los fulminantes eléctricos o no eléctricos dentro del polvorín, ni los saque de su envase original hasta que sea necesario usarlos; cuidarse de mantener los envases cerrados.

Si se necesita luz artificial, use solamente lámparas a pilas o lámparas de seguridad.

NUNCA fume ni lleve fósforos, encendedores y otros artificios que produzcan llama; ni permita que otros lo hagan mientras se encuentre dentro o cerca del polvorín.

NUNCA dispare armas de fuego, ni permita que se tenga armas de fuego o municiones dentro o cerca de estos polvorines.

Mantenga el interior de los polvorines limpio, los alrededores libres de hojas secas, paja, basura, vegetación, escombros, etc., para evitar incendios.

Si aparecen huecos o goteras en el techo o pared, repárelos de inmediato.

o. Mantenga la puerta del polvorín cerrada y asegurada.

p. La mecha lenta debe evitar almacenarse en lugares calientes o fríos.

152. Normas Referentes a la Manipulación de Explosivos.

a. NUNCA utilice herramientas de metal que producen chispas para abrir cuñetes o cajas de madera con explosivos. Puede usarse cortadores de metal para abrir cajas de cartón, siempre que el cortador de metal no toque las partes metálicas de las cajas.

b. NUNCA se permita fumar o portar fósforos, luces descubiertas u otras formas de fuego o llama cerca de los lugares donde se están manipulando y usando explosivos. NUNCA se coloquen explosivos en lugares expuestos a las llamas, calor excesivo, a las chispas o a los golpes.

c. SIEMPRE cuidarse de tapar las cajas o envases de explosivos después de usarse.

d. NUNCA deben llevarse explosivos en los bolsillos ni en otra parte del cuerpo.

e. NUNCA haga el cebado de explosivos dentro de un polvorín, cerca de cantidades excesivas de explosivos, ni prepare más cargas de las necesarias para el uso inmediato.

f. NUNCA insertarse en el extremo abierto de los fulminantes ninguna otra cosa que no sea mecha lenta (o cordón detonante excepcionalmente).

g. NUNCA golpear, tratar de alterarse, sacar o examinar el contenido de los fulminantes, ni tratar de arrancar los alambres conductores.

h. No debe permitirse la presencia de niños o personas no autorizadas o innecesarias en los lugares en que se manejen o utilicen explosivos.

i. NUNCA manipular, usar explosivos, ni permanecer cerca de ellos cuando se aproxima una tormenta eléctrica.

j. NUNCA use en demoliciones, explosivos o equipo que muestren señales de deterioro.

k. NUNCA intente aprovechar o utilizar mecha lenta, fulminante no eléctricos o eléctricos ni ningún otro explosivo que estuviese mojado o que hubiese sido secado.

l. NUNCA desembalar explosivos dentro de los alambres o en sus proximidades.

m. NUNCA usar dinamita helada o excesivamente fría.

RESERVADO

RESERVADO

n. NUNCA usar dinamita vieja o exudada, destruirla en la forma descrita en el párrafo 142.

o. No deshelar dinamitas, excepto en la forma descrita en el párrafo 126. d.

p. NUNCA usar alambres, clavos o instrumentos expuestos a la acción directa del sol o de cualquier otra fuente de calor.

q. NUNCA usar alambres, clavos o instrumentos análogos para sacar los fulminantes de su caja.

153. Normas Referentes a la Preparación de las Cebas.

a. NUNCA deben prepararse las cebas dentro del polvorín o almacén o cerca de una cantidad excesiva de explosivos, ni tampoco debe prepararse más cebas de las necesarias para el empleo inmediato.

b. NUNCA debe tratarse de insertar a la fuerza un fulminante no eléctrico o eléctrico en la dinamita. Hay que insertarlos en un orificio hecho con el alicate de minador o punzón apropiado.

c. Las cebas deben ser preparadas de acuerdo con los métodos aprobados. Hay que asegurarse que la cabeza del fulminante se encuentre completamente dentro de la masa del explosivo o en el reforzador y que esté asegurado de tal modo de evitar que se desprenda por efecto de una tensión brusca.

d. El fulminante debe colocarse cerca del tope de una carga de dinamita, ya sea en el centro del primer cartucho o en la cabeza del segundo.

e. Asegurar el fulminante eléctrico al cartucho, para lo cual con los alambres conductores dé las vueltas suficientes alrededor del cartucho.

f. NUNCA unir los fulminantes no eléctricos al cordón detonante o a la mecha lenta con los dientes, use alicate de minador.

g. No usar fulminantes de menor potencia que el prescrito para hacer detonar explosivos. Si sólo se dispone de fulminantes de menor potencia hacer tiros de prueba para determinar el número necesario para asegurar una detonación efectiva.

h. No usar fulminantes eléctricos para cebar cargas que deban ser colocadas debajo del agua o en lugares húmedos.

i. No usar mecha lenta demasiado corta, debe permitir darse seguridad sin necesidad de hacerlo corriendo.

j. No torcer o doblar la mecha lenta o el cordón detonante.

154. Normas Referentes a la Perforación y a la Carga de Barrenos.

a. SIEMPRE debe examinarse la roca o superficie por perforarse antes de comenzar a taladrarla para detectar la presencia de cualquier explosivo sin estallar.

b. NUNCA debe perforarse sobre un explosivo.

c. SIEMPRE debe examinarse cada barreno cuidadosamente antes de cargarlo usando para el efecto un atacador de madera o cinta métrica.

d. NUNCA debe depositarse explosivos sobrantes en la zona de trabajo durante la carga de los barrenos.

e. NUNCA debe cargarse un barreno después de ensancharlo con explosivos o inmediatamente después de terminar la perforación sin antes cerciorarse de que esté frío y no contenga metal caliente, material ardiente o humeante. Las temperaturas superiores a 61.5°C son peligrosas.

f. NUNCA debe ensancharse un barreno cercano a otro cargado de explosivos.

g. NUNCA debe empujarse con fuerza los cartuchos y otros explosivos cavados para introducirlos en el barreno y pasarlos por una obstrucción en éste.

h. NUNCA deben prepararse más cargas que las que van a utilizarse en un solo disparo.

i. SIEMPRE es necesario controlar que la carga esté colocada a suficiente profundidad en el taladro. Si es probable que la carga flote, debe emplearse lastre, en los casos de perforaciones en lodo o en agua que contiene gas de pantano.

j. SIEMPRE debe cortarse del carrete, la línea de mecha lenta o cordón detonante, que penetre en el taladro antes de colocar la carga.

k. NUNCA debe cortarse, deformarse o dejar caer un cebador.

l. Debe evitarse al efectuarse el cargado que parte del cuerpo del cartucho quede fuera del taladro.

m. No cargue los taladros que se encuentran cerca de los alambres de corriente eléctrica, a menos que la línea de disparo y los

RESERVADO

conductores de los fulminantes sean tan cortos que no puedan llegar a los conductores de la coctrica.

Normas Referentes al Atacado.

NUNCA debe atacarse dinamita exsus cartuchos.

NUNCA debe efectuarse el atacado con elementos de metal de ninguna es-

pecie; siempre atacadores de madera con filos romos y sin partes de metal des-
. Evítase el atacado violento.

NUNCA debe atacarse la ceba o cartu-
dor.

SIEMPRE deben atacarse los explosi-
los barrenos por medio de arena, tierra,
o otro material incombustible apro-
para el atacado.

NUNCA debe maltartarse en el ataca-
mecha lenta, los alambres de los ful-
es eléctricos, ni permitir que se for-
zas o dobleces.

Normas Referentes a Disparos por medio del Sistema Eléctrico.

NUNCA desenrolle los alambres ni
uso de fulminantes eléctricos durante
armas eléctricas o cerca de otras
de grandes cargas de electricidad.

NUNCA desenrolle los alambres ni
uso de fulminantes eléctricos en las
nias de transmisores de radio-frecuencia,
o a una distancia segura (Ver TA-
XIX).

SIEMPRE debe conservarse el circuito
disparo totalmente aislado del suelo o de
conductores tales como alambres des-
ertos, rieles, tuberías u otras vía de con-
ción de corrientes dispersas.

NUNCA debe colocarse alambres o ca-
eléctricos cerca de fulminantes eléctri-
u otros explosivos sino hasta el momen-
tismo de preparar el disparo.

SIEMPRE deben probarse todos los ful-
nantes eléctricos, uno por uno o conecta-
en circuito, utilizando únicamente el
vanómetro especialmente diseñados para
e fin.

f. NUNCA debe usarse en un mismo cir-
ito fulminantes eléctricos de diferente mar-
de fábrica, fulminantes eléctricos de ti-
o funcionamiento diferentes, aún cuando

sean de un mismo fabricante, excepto cuan-
do éste recomiende tales procedimientos o,
en el caso específico de usar fulminantes re-
glamentarios especiales (M-6 y M-7).

g. Sólo conectar los alambres de los ful-
minantes eléctricos a los de conducción y és-
tos a los bornes del explosor o fuente de
energía eléctrica, cuando todo esté listo pa-
ra el disparo.

h. NUNCA tratar de disparar un circuito
de fulminantes eléctricos con menor can-
tidad de corriente que la mínima estipula-
da por el fabricante, ni tratar de detonar
con un determinado explosor, un mayor nú-
mero de fulminantes eléctricos que el indi-
cado por el fabricante.

i. SIEMPRE cerciórese, antes de hacer
una conexión eléctrica, de que los extremos
de los alambres se encuentran limpios.

j. Las conexiones de los alambres coduc-
tores deben estar convenientemente aisla-
dos con cinta adhesiva (gutaparcha) o prote-
gidos de cualquier contacto que pueda hacer
tierra.

k. NUNCA dejar los conductores unidos
al explosor después del encendido de una
carga.

l. NUNCA encender una carga hasta que
todo el personal esté fuera de peligro. Co-
locar vigilantes para prevenir y evitar que
personas extrañas se acerquen a la zona de
peligro.

m. El explosor debe ser accionado vigo-
rosamente.

157. Normas Referentes a Disparos por medio del Sistema No Eléctrico.

a. Debe manejarse la mecha lenta con
cuidado, sin dañar la cubierta. En climas
fríos, caliéntese ligeramente antes de usarse
para evitar que se parta el impermeabili-
zante.

b. Utilice mecha lenta lo suficiente lar-
ga para seguridad; no debe usarse tramos
menores de 60 cm. Conozca el tiempo que
tarda en arder la mecha y asegúrese de te-
ner el tiempo suficiente para llegar a un
lugar seguro.

c. Corte la mecha lenta sólo inmediata-
mente antes de insertarla en el fulminante.
Corte 15 cms. de la punta para asegurarse
que el extremo esté seco cada vez que se use
un rollo diferente. Córtese la mecha lenta
a escuadra usando el alicate de minador o

RESERVADO

navaja afilada y limpia. Insértese la mecha lenta hasta tocar suavemente la carga del fulminante. una vez colocada evite torcerla.

d. Para fijar los fulminantes a la mecha lenta debe utilizarse el alicate de minador especialmente diseñado para este fin, cerciórese de que el fulminante quede bien fijado a la mecha.

e. La mecha lenta debe encenderse con un encendedor apropiado para este fin, si se utiliza fósforos, debe rajarse el extremo de la mecha e insertarse la cabeza del fósforo dentro de la hendidura; en seguida frótese la superficie abrasiva de la caja contra la cabeza del fósforo.

f. No encienda la mecha sin antes haber efectuado el atacado para impedir que las chispas o cabezas de fósforos puedan hacer contacto con el explosivo.

g. No tener en la mano explosivos al encender la mecha.

h. No olvidarse de cubrir la unión del fulminante y la mecha lenta con cinta adhesiva (gutapercha) cuando se usa una mecha de una longitud de 60 cms., de no hacerlo así existe la posibilidad de que la llama del encendedor actúe directamente sobre el fulminante y se produzca una explosión prematura.

i. Cuando se use un sistema de encendido dual, no hacer funcionar el circuito no eléctrico, salvo el caso de que el circuito eléctrico haya fallado y el explosor haya sido desconectado; el encendido se hará tal como si se tratara simplemente de una carga aislada cebada por procedimientos no eléctricos.

j. NUNCA debe emplearse una ceba fulminante más débil que la prescrita para detonar el explosivo que se va a emplear. Si sólo se dispone de cebas de menor potencia, haga disparos de prueba para determinar la cantidad que se necesitará para asegurar una detonación eficaz.

k. No debe torcerse o doblarse la mecha lenta o el cordón detonante cuando se está trabajando a bajas temperaturas.

l. Cuando se usan cargas explosivas para simular tiros de artillería no tener las cargas en la mano mientras se encienden las mechas lentas; deberán colocarse en el suelo y ser encendidas con una mecha de longitud suficiente que permita al demoledor refugiarse en un lugar seguro.

m. En todos los barrenos que vayan a ser detonados de una solo vez se debe usar igual longitud de mecha lenta en cada cebador.

n. Si se va a utilizar mecha lenta como chispeador, éste debe tener una longitud menor que la carga con mecha lenta más corta de todas las que se vayan a disparar a un mismo tiempo, en principio debe evitarse que las cargas tengan diferentes longitudes de mecha lenta.

158. Normas para Antes y Después del Disparo.

a. SIEMPRE debe verificarse de manera integral todo el circuito antes de dar la conformidad para el encendido.

b. Se debe llevar un control exacto de los consumos y disparos por efectuar, antes de proceder a despejar la zona.

c. Antes del encendido despejar la zona de influencia de la explosión (a un radio no menor de 100 mts. del extremo de la carga) y cerrar los accesos o vías de aproximación a la zona, hasta la señal de fin de peligro.

d. Retirar máquinas e implementos y alejar o cubrir las instalaciones susceptibles de sufrir daño antes de dar autorización para el disparo.

e) Tener en cuenta que la protección se obtiene alejándose u ocultándose oportunamente y situándose al abrigo de una masa de tierra en un refugio.

f. NUNCA se debe disparar sin tener la señal positiva de la persona encargada, quien se habrá cerciorado de que todos los explosivos excedentes se encuentren en un lugar seguro, de que todas las personas y vehículos estén a una distancia segura o debidamente resguardados y de que se haya instalado personal de vigilancia en todos los accesos posibles para evitar que se acerquen personas extrañas a la zona de peligro.

g. NUNCA debe delegarse la responsabilidad para detonar una carga, dar la responsabilidad a una solo persona, y si es necesario nombrarse suplentes para alternarse.

h. SIEMPRE debe recorrerse previamente el itinerario a utilizarse para alejarse después del encendido de las cargas.

i. NUNCA corra al alejarse del lugar donde se han encendido las cargas. SIEMPRE hágalo "al paso" y mirando por donde camina.

RESERVADO

Cuando no es posible estar al abrigo de las partículas de material de las voladuras, moverse hacia arriba antes y durante la explosión a fin de poder eludir el impacto de las mismas.

SIEMPRE al momento de una explosión tener abierta la boca.

NUNCA se debe regresar al área de la explosión hasta que se hayan disipado el humo y los gases producidos por la explosión.

NUNCA intente investigar una falla inmediatamente después de la explosión. Cumpla las recomendaciones para cada caso, o en su defecto, espere una media hora cuando menos.

NUNCA perforar, atravesar o tratar de mover una carga de explosivos que ha fallado. Las fallas deben ser solucionadas únicamente bajo la dirección de una persona competente y experimentada.

Normas Referentes a la Eliminación de los Residuos de Explosivos.

NUNCA abandone los explosivos marcados o pasados, particularmente los envenenados.

Para la destrucción o eliminación de explosivos pasados obsérvese los métodos aprobados y descritos en este Manual.

NUNCA deje que los explosivos, cartuchos vacíos, cajas, forros u otros materiales utilizados para el embalaje de los explosivos estén al alcance de niños, personas no autorizadas o del ganado y animales domésticos, a fin de evitar intoxicaciones o explosiones accidentales.

1. NUNCA permita que la madera, papel o materiales de fibra utilizados para el embalaje de explosivos sean quemados en una chimenea, chimenea u otros sitios cerrados, ni que sean utilizados para otro fin. Dichos materiales deben quemarse en un lugar aislado, la intemperie y nadie deberá situarse a menos de 30 mts. de distancia, una vez terminado el material.

10. Normas para Disminuir el Peligro de Gases Venenosos al Usar Explosivos.

a. NUNCA utilice explosivos con señales de deterioro, estas pueden producir gases venenosos.

b. Los explosivos no deben sacarse de sus envases para evitar la emanación de gases.

c. Evítese una carga excesiva de explosivos.

d. NUNCA debe agregarse papel ni ningún otro material combustible a la carga.

e. Evítese todas las condiciones que puedan contribuir a que los explosivos se quemen en lugar de estallar.

f. Cuando se trabaja en condiciones de humedad, usar explosivos con una adecuada resistencia al agua; haga el disparo lo más pronto posible después de cargar.

g. Atacar la carga con material incombustible.

h. Téngase una ventilación adecuada y cerciórese de que el aire contaminado no esté dirigido a centros de concentración.

i. Háganse pruebas frecuentes del aire utilizado para la ventilación para cerciorarse de que esté libre de monóxido de carbono y otros gases peligrosos.

j. Después de la voladura, déjese transcurrir el mayor tiempo posible antes de regresar al lugar de la explosión.

161. Normas Diversas.

En capítulos anteriores, al tratar sobre explosivos, artificios y accesorios, se han expuesto normas que permiten su manipuleo y empleo con seguridad. Con la finalidad de facilitar su repaso y por ser de particular importancia, en este párrafo se enuncian aquellas normas básicas de seguridad; son las siguientes:

a. Solamente el personal entrenado y con conocimientos específicos sobre las características y relaciones del TNT derretido, debe usarlo para adaptarlo a envases de bombas o granadas.

b. Al usar las cargas dirigidas asegurarse que, antes de hacerlas detonar, el personal se encuentre protegido a no menos de 300 mts.

c. Las cargas dirigidas, que contienen pentolita deben ser manipuladas con sumo cuidado por ser este explosivo muy sensible.

d. Cuando se utilizan cargas de demolición para preparar taladros en dos o más fases sucesivas, se debe tener cuidado de que el agujero se encuentre lo suficientemente frío antes de colocar la o las siguientes cargas en el taladro, puede acelerarse el enfriamiento utilizando agua.

e. Al utilizar el torpedo bangalore, es conveniente agregar secciones improvisadas inertes (tubos o piezas de madera) en el extremo anterior para evitar una detonación prematura de todo el conjunto, durante el lanzamiento que puede producirse por el

RESERVADO

estallido de una mina que la nariz del torpedo pudiera hacer funcionar, lo que provocaría la baja del personal que estuviera lanzando el torpedo.

f. Tanto los fulminantes reglamentarios como los comerciales, son extremadamente sensibles y si no son manipulados cuidadosamente pueden explotar accidentalmente. Deben ser protegidos de los golpes, del calor excesivo y no se debe tratar de hurgar en su interior. Los fulminantes nunca deben ser almacenados ni ser transportados en un mismo vehículo, junto con otros explosivos.

g. Un fulminante no eléctrico NUNCA debe ser ajustado a la mecha lenta con los dientes.

h. Para preparar un "chispeador" se debe tener en cuenta que la longitud de la mecha lenta empleada para tal fin deberá tener menor longitud que la mecha lenta más corta de las cargas por encenderse.

i. Al utilizar la espoleta de retardo M-1, si la cinta de seguridad e identificación no se mueve fácilmente, retire la espoleta y deséchela.

j. Al instalar las espoletas que tienen dos pasadores de seguro, retirar siempre primero el pasado de cabeza y luego el pasador de disparo.

k. No se debe tratar de remover una cápsula de precisión no disparada de una base de espoleta.

l. Los detonadores de retardo se diferencian principalmente por el tirador, en el de 15 segundos de retardo es un anillo y el de 8 segundos tiene la forma de "T".

m. Al utilizar los detonadores de fricción de retardos de 15 u 8 segundos, se debe tener en cuenta que una vez que el pasador de seguridad ha sido extraído, un tirón accidental en el anillo o en el tirador en forma de T, puede encender la vena de pólvora sin que prácticamente produzca humo visible al quemarse.

n. Al utilizar los detonadores de percusión de retardos de 15 u 8 segundos, se debe tener en cuenta que una vez que el tirador ha sido jalado, se debe asumir que la mecha ya se ha encendido porque su combustión da muy poco o ninguna indicación al exterior. No se debe intentar neutralizarlo o volverlo a usar después que se haya jalado el tirador.

o. Los detonadores de concusión M-1 no deben usarse bajo el agua a profundidades

mayores de 4.5 mtrs porque funcionan por presión hidrostática de 7 mts.

p. El alicate de minador debe ser utilizado exclusivamente para el fin que ha sido diseñado.

q. Al hacer una conexión de fulminante con cordón detonante, se debe tener en cuenta que la base del fulminante (carga base) debe quedar del lado de la carga o línea principal.

r. El estuche porta ceba no debe ser utilizado para almacenar los fulminantes por un tiempo prolongado.

s. Al utilizar el explosor para 100 fulminantes tener cuidado de no hacer corto circuito con la mano o con algún otro objeto de metal, porque o se malogra el explosor o producirá una descarga eléctrica capaz de provocar un shock mortal.

t. Al utilizar el explosor tipo descarga de condensador, se debe sacar la manivela antes de conectar los alambres del circuito a los terminales, de lo contrario se puede producir un disparo accidental. SIEMPRE retire la manivela de su alojamiento inmediatamente después de una verificación o disparo.

u. Es muy importante tener en cuenta que en el galvanómetro reglamentario debe usarse solamente la pila seca reglamentaria de cloruro de plata modelo BA245/U, la cual produce solamente 1.09 voltios cualquier otra clase de pila puede producir suficiente voltaje para detonar los fulminantes eléctricos.

v. Si el galvanómetro no va a usarse durante un período más o menos largo, se debe retirar la pila, para evitar la corrosión.

w. Al preparar una ceba no eléctrica, la longitud de mecha lenta de la carga debe ser tal que luego de encendida permita al personal alejarse "al paso", nunca corriendo.

x. Al cebar una carga, NUNCA se debe tratar de forzar el fulminante dentro del orificio de ceba, si éste fuera pequeño o presentara alguna obturación.

y. Para probar un fulminante eléctrico, colque siempre el extremo del fulminante con la carga explosiva en dirección contraria al cuerpo o mejor aún, entiérrelo unos cms, a fin protegerse contra cualquier detonación accidental.

z. En campaña, al utilizar un sistema dual de encendido combinado, el sistema de encendido no eléctrico debe ser encendido primero.

RESERVADO

ANEXO III: PANEL FOTOGRAFICO



Foto N° 1.- Inicio del Nuevo tramo 3: km 63+452.23 al 64+015.21, se puede evidenciar la mejora Geométrica que se quiere realizar.



Foto N° 2.- Bloques de Roca Granítica en una matriz arenosa, tiene una potencia máxima de 7m



Foto N° 3.- Vista general del Material del 3° Tramo



Foto N° 4.- Material presente en el tramo 2, flujo de escombros coluvio-aluvional y tiene una potencia máxima de 8 m.

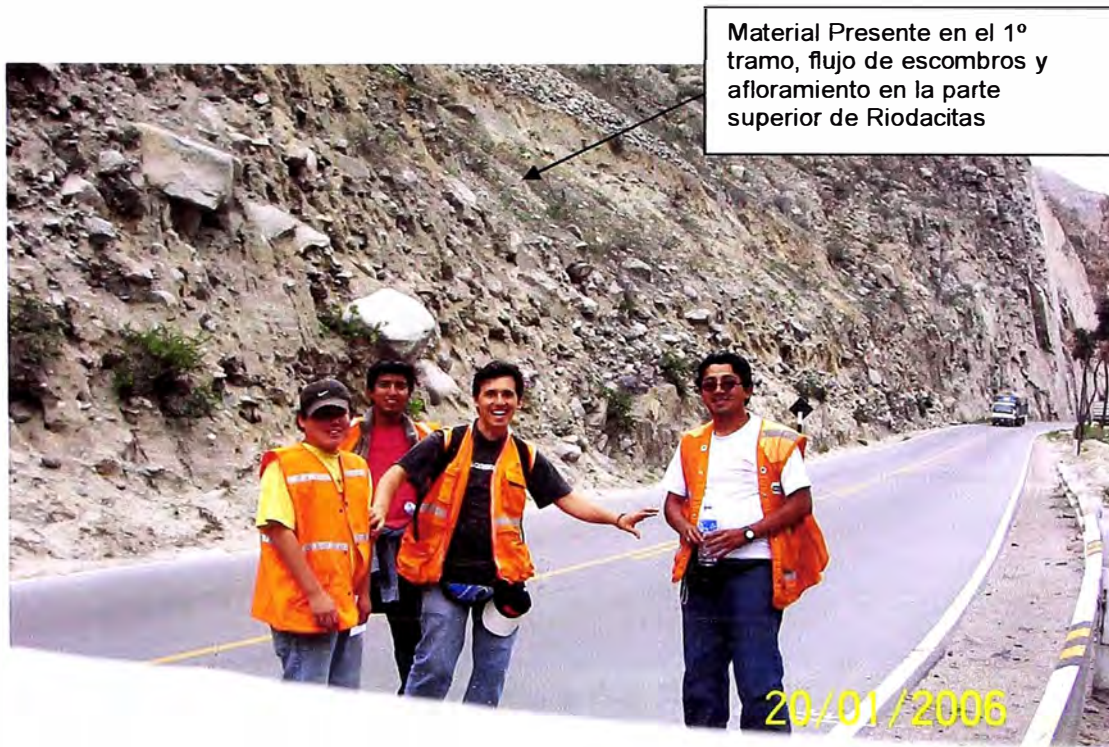


Foto N° 5.- Material presente en el tramo 1, flujo de escombros y afloramiento en la parte superior de Riodacitas muy fracturadas.



Foto N°6.- Martillo Neumático de 29 kg.



Foto N° 7.- Track Drill ECM 350b



Foto N° 8.- Fulminantes.



Foto N° 9.- Dinamitas.

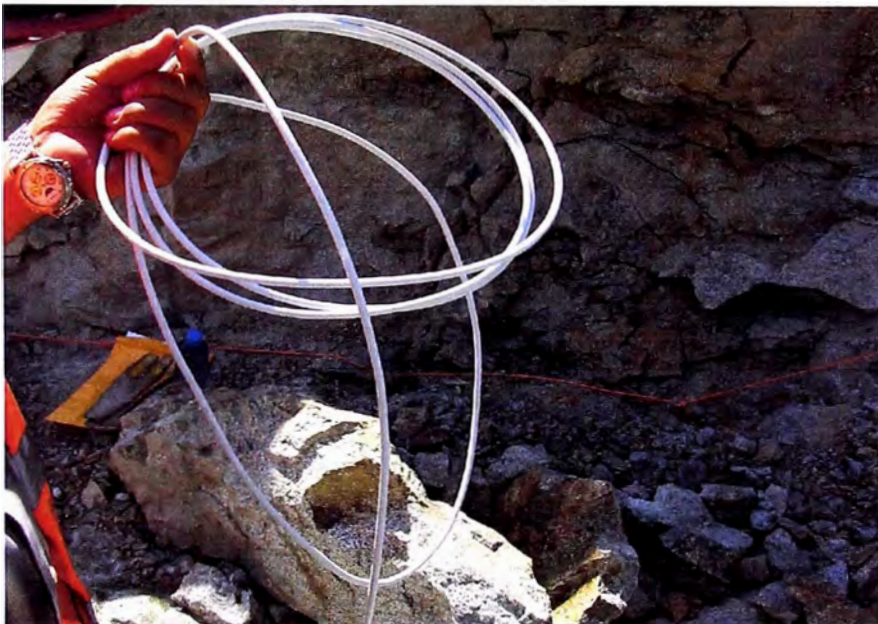


Foto N° 10.- Mecha Lenta o Mecha de Seguridad.



Foto N° 11.- Cordon detonante.



Foto N° 12.- ANFO



Foto N° 13.- Conexión del cordón Detonante con la dinamita para activar la carga de fondo del barreno.



Foto N° 14.- Vista en Planta de un barreno.



Foto N° 15.- Malla iniciación de la Voladura, con retardos.



Foto N° 16.- Iniciador de la malla con mecha lenta, se muestra la manera de unirlos



Foto N° 17.- Iniciador de la malla con mecha lenta