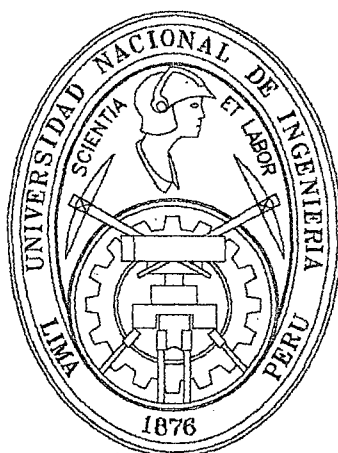


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA CIVIL



CONSTRUCCION DEL TÚNEL DE DESCARGA Y
CONEXIÓN TÚNEL - LAGUNA CHILICOCHA

TESIS

Para optar el Título Profesional de :
INGENIERO CIVIL

MARCO OTAROLA MIRAVAL

Digitalizado por:

Consortio Digital del
Conocimiento MebLatam,
Hemisferio y Dalse

Lima - Perú
2000

ÍNDICE

| | | |
|--|----------------------|----|
| CAPÍTULO I | | |
| | INTRODUCCIÓN | 20 |
| CAPÍTULO II | | |
| | GENERALIDADES | 22 |
| 2.1 PROPIEDADES DE LAS MASAS ROCOSAS | | 24 |
| 2.1.1 Fracturas. | | 25 |
| 2.1.2 Diaclasas. | | 25 |
| 2.1.3 Fallas. | | 30 |
| 2.1.4 Plegamientos. | | 30 |
| 2.2 CLASIFICACIÓN DE LAS MASAS DE ROCA | | 33 |
| 2.2.1 Clasificación de Terzaghi. | | 33 |
| 2.2.2 Clasificación de Stini y Laufer. | | 36 |
| 2.2.3 Índice de Calidad de la Roca (Rock Quality Designation – RQD). | | 36 |
| 2.2.4 Clasificación Geomecánica. | | 37 |
| 2.2.5 Índice de Calidad de la Roca. | | 42 |
| 2.3 CLASIFICACIÓN DE ROCA DE TÚNEL DE DESCARGA | | 47 |
| 2.3.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases Naturales: | | 50 |
| a) Primer Tramo. | | 50 |
| b) Segundo Tramo | | 53 |
| c) Tercer Tramo. | | 57 |
| d) Cuarto Tramo. | | 60 |
| e) Quinto Tramo. | | 64 |
| f) Sexto Tramo. | | 68 |
| g) Séptimo Tramo. | | 72 |
| h) Octavo tramo. | | 73 |
| i) Noveno Tramo. | | 74 |
| 2.4 CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE LA CAVERNA | | 74 |
| 2.4.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases Naturales del Tramo. | | 75 |
| 2.5 CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE LOS PIQUES | | 75 |
| 2.5.1 Pique N° 02 | | 75 |

| | |
|---|----|
| 2.5.1.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases Naturales: | 76 |
| a) Primer Tramo. | 76 |
| b) Segundo Tramo. | 78 |
| 2.5.2 Pique N° 03 | 78 |
| 2.5.2.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases Naturales: | 79 |
| a) Primer Tramo. | 79 |
| b) Segundo Tramo. | 81 |

CAPÍTULO III

EXPEDIENTE TÉCNICO

| | |
|--|----|
| 3.1 MEMORIA DESCRIPTIVA | 87 |
| 3.1.1 Ubicación. | 87 |
| 3.1.2 Condiciones del Lugar. | 87 |
| 3.1.2.1 Acceso. | 87 |
| 3.1.2.2 Condiciones Hidrometereológicas. | 88 |
| a) Temperatura. | 88 |
| b) Precipitaciones. | 88 |
| 3.1.2.3 Condiciones Topográficas. | 88 |
| 3.1.2.4 Condiciones Geológicas y Geotécnicas. | 89 |
| 3.1.2.4.1 Condiciones Geológicas de la Región. | 89 |
| 3.1.2.4.2 Procesos y Fenómenos Físico – Geológicos Contemporáneos. | 90 |
| a) Fenómenos Kársticos. | 90 |
| b) Retroceso Glaciar. | 90 |
| c) Desprendimientos de Bloques. | 91 |
| d) Deslizamientos. | 91 |
| 3.1.2.5 Condiciones Hidrogeológicas. | 91 |
| 3.1.2.6 Condiciones Geológicas de la Zona de Toma en el Río Callancocha. | 92 |
| 3.1.2.7 Condiciones Geológicas y Geotécnicas del Trazo del Túnel de Aducción. | 93 |
| 3.1.2.8 Condiciones Geológico – Técnicas de la Laguna Chilicocha. | 94 |
| 3.1.2.9 Condiciones Geológicas y de Seguridad del Vaso. | 94 |
| 3.1.2.10 Condiciones Geológicas y Geotécnicas de la Boquilla. | 96 |
| 3.1.2.11 Condiciones Geológicas y Geotécnicas del Túnel de Descarga. | 96 |
| 3.1.3 Descripción de los Trabajos a Ejecutar. | 97 |
| 3.1.3.1 Trabajos Preliminares y Temporales. | 97 |

| | |
|--|-----|
| a) Mantenimiento de la Carretera Coyllorcocha – Puituco – desvío a Chilicocha. | 98 |
| b) Construcción de la Carretera a la Laguna Chilicocha. | 98 |
| c) Obras de Captación Río Callancocha. | 98 |
| d) Túnel de Aducción. | 99 |
| e) Canal de Entrega a Chilicocha. | 99 |
| f) Túnel de Descarga. | 100 |
| g) Conexión Túnel – Laguna Chilicocha. | 101 |

CAPÍTULO IV

LABORES SUBTERRÁNEAS

| | |
|---|-----|
| 4.1 DISEÑO DE VOLADURA | 103 |
| 4.1.1 Parámetros para el Diseño de Voladura. | |
| 4.1.1.1 Tipo de Roca. | 103 |
| a) Roca Tipo I o de Terreno Masivo. | 103 |
| b) Roca Tipo II o de Terreno Fracturado. | 104 |
| c) Roca Tipo III o de Terreno Suelto. | 104 |
| 4.1.1.2 Tipo de Explosivo. | 104 |
| 4.1.1.3 Formación de Caras Libres. | 105 |
| 4.1.1.4 Mallas de Perforación. | 133 |
| A) Cálculo del Numero de Taladros Cargados. | 133 |
| a) Fórmula de Protodiakonov. | 133 |
| b) Fórmula del Geólogo. | 135 |
| c) Fórmula Práctica. | 135 |
| B) Cálculo de la Cantidad de Carga. | 136 |
| C) Metodología de Cálculo. | 137 |
| 4.1.1.5 Explosivos. | 142 |
| A) Características Prácticas de los Explosivos. | 151 |
| A.1) Potencia Relativa. | 151 |
| A.2) Brisance o Poder Rompedor. | 151 |
| A.3) Densidad. | 156 |
| A.4) Resistencia al Agua. | 156 |
| A.5) Velocidad de Detonación. | 156 |
| A.6) Simpatía – Transmisión de la Detonación. | 159 |
| A.7) Sensitividad. | 159 |
| A.8) Estabilidad. | 160 |
| A.9) Sensibilidad al Calor. | 160 |
| A.10) Sensibilidad al Golpe. | 160 |
| A.11) Categoría de Humos. | 160 |
| B) Clasificación de Explosivos. | 161 |
| B.1) Los Explosivos Químicos. | 162 |
| B.1.1) Semexa. | 167 |
| B.1.2) Examón. | 168 |

| | |
|--|-----|
| B.1.3) Emulsiones. | 169 |
| 4.1.1.6 Análisis Comparativo del Precio Unitario de la Voladura. | 173 |
| 4.1.1.7 Elección de los Equipos de Perforación y Eliminación. | 177 |
| 4.2 DISEÑO DE VENTILACIÓN | 178 |
| 4.2.1 Necesidades de Personal. | 180 |
| 4.2.2 Necesidades de Equipos. | 181 |
| 4.2.3 Por Consumo de Explosivos. | 181 |
| 4.2.4 Longitud del Túnel. | 182 |
| 4.2.5 Cálculo de Ventilación. | 183 |
| 4.2.6 Elección del Equipo. | 183 |
| 4.3 SISTEMA DE ILUMINACIÓN DEL TÚNEL | 187 |

CAPÍTULO V

MÉTODO DE LIMPIEZA Y EVACUACIÓN DE DESMONTE

| | |
|------------------|-----|
| 5.1 SCOOP | 190 |
| 5.2 LOCOMOTORA | 190 |
| 5.3 SHUTLE TRAIN | 195 |

CAPÍTULO VI

SOSTENIMIENTO DE TÚNELES

| | |
|--|-----|
| 6.1 CIMBRAS | 200 |
| a) Características e Importancia del Acero. | 201 |
| b) Estructura Química. | 201 |
| c) Características Mecánicas. | 201 |
| d) Características de los Elementos Estructurales. | 203 |
| 6.1.1 Tipos de Fortificación. | 203 |
| a) Fortificación Rígida. | 203 |
| b) Fortificación Cedente o Deslizante. | 203 |
| 6.1.2 Diseño de Arcos Rígidos. | 206 |
| 6.2 PERNOS | 209 |
| 6.2.1 Revisión de los Sistemas de Apernado. | 211 |
| a) Pernos de Anclaje Mecánico. | 211 |
| b) Pernos Cementados. | 213 |
| c) Cable de Acero Cementados. | 215 |
| d) Pernos de Fricción. | 217 |
| 6.2.2 Accesorios de Apernado. | 220 |
| a) Planchas de Acero (Planchueleta). | 220 |
| 6.2.3 Instalación de Pernos Cementados. | 222 |
| 6.2.4 Ensayo del Apernado. | 223 |
| 6.2.5 Métodos de Ensayo. | 223 |
| 6.3 SHOTCRETE | 224 |
| 6.3.1 Tipos de Shotcrete. | 225 |

CAPÍTULO VII**CONEXIÓN TÚNEL – LAGUNA CHILICOCHA POR
EL MÉTODO DEL ÚLTIMO DISPARO**

| | |
|--|------------|
| 7.1 EXPLORACIONES | 233 |
| 7.1.1 Estudios Batimétricos. | 233 |
| 7.1.2 Estudios Geotécnicos. | 233 |
| a) Perforaciones Diamantinas | 234 |
| a.1) Sondeo de Investigación Diamantino SI – LCH – 01. | 234 |
| a.2) Sondeo de Investigación Diamantino SI – LCH – 02. | 235 |
| a.3) Sondeo de Investigación Diamantino SI – LCH – 03. | 237 |
| 7.1.3 Investigaciones Geofísicas en la Conexión Túnel - Laguna | 237 |
| a) Metodología. | 237 |
| b) Resultado de la Tomografía Sísmica. | 240 |
| c) Resultados de las Observaciones del Pozo. | 241 |
| 7.2 INYECCIONES | 246 |
| 7.2.1 De la Mezcla. | 247 |
| a) Materiales. | 247 |
| a.1) Aglomerantes. | 247 |
| a.2) Agregado Fino (Arena). | 247 |
| a.3) Agua. | 248 |
| a.4) Bentonita. | 248 |
| a.5) Aditivos. | 249 |
| b) Utilización de las Mezclas. | 249 |
| b.1) En las Inyecciones de Consolidación. | 249 |
| b.2) En las Inyecciones de Contacto. | 250 |
| c) Dosificación. | 250 |
| d) Presiones de Inyección. | 257 |
| d.1) De Consolidación en la Roca. | 257 |
| d.2) De Contacto Concreto / Roca. | 257 |
| d.3) Presiones de Inyección. | 257 |
| d.4) Interrupción de Inyección. | 258 |
| d.5) Criterio para la Conclusión de Inyecciones. | 258 |
| 7.2.2 Equipos. | 259 |
| a) Equipos de Ejecución de los Taladros. | 259 |
| b) Equipo de Mezclado. | 259 |
| c) Equipo para Inyectado. | 259 |
| d) Equipo de Obstrucción. | 260 |
| 7.2.3 Métodos y Procedimiento. | 260 |
| a) Inyección en Etapas Descendentes. | 260 |
| b) Inyección en Etapas Ascendentes. | 260 |

| | |
|--|------------|
| c) Secuencia de Inyección. | 261 |
| 7.3 METODOLOGÍA DE EXCAVACIÓN DEL TÚNEL CIRCULAR Y EL ÚLTIMO DISPARO | 270 |
| a) Estudios Batimétricos. | 271 |
| b) Estudios Geotécnicos. | 271 |
| c) Estudios Geofísicos. | 271 |
| 7.3.1 Primer Procedimiento de Excavación del Túnel de Aproximación o Túnel Circular. | 274 |
| 7.3.2 Control Geológico y Geotécnico. | 274 |
| 7.3.3 Ciclos de Excavación. | 275 |
| 7.3.4 Primer Procedimiento de Inyección del Túnel Circular o Túnel Conexión. | 276 |
| 7.3.5 Segundo Procedimiento de Inyección del Túnel Circular o Túnel Conexión. | 288 |
| 7.3.6 Segundo Procedimiento de Excavación del Túnel Circular o Túnel Conexión. | 288 |
| 7.3.7 Comprobación de la Consolidación del Frontón. | 288 |
| 7.3.8 Trabajos de Investigación e Inyección en el Túnel Circular o Túnel Conexión. | 289 |
| 7.3.9 El Último Disparo. | 307 |
| 7.3.10 Equipamiento de la Conexión. | 311 |

CAPÍTULO VIII

CONSIDERACIONES DE DISEÑO

| | |
|---|------------|
| 8.1 RESULTADO DE LAS PRUEBAS REALIZADAS EN OBRA CON LOS FULMINANTES ELÉCTRICOS FAMESA Y EL EXPLOSIVO EMULNOR | 313 |
| a) Medición de la Resistencia Eléctrica de los Fulminantes. | 313 |
| b) Evaluación de Funcionamiento de Fulminantes Eléctricos y Explosivos Sumergidos en Agua. | 314 |
| c) Pruebas de Explosión y Accesorios. | 316 |
| c.1) Explosivo Emulnor 3000. | 316 |
| d) Prueba de Velocidad de Detonación. | 316 |
| e) Evaluación del Cable Eléctrico para la Línea de Tiro. | 318 |
| f) Descripción de los Trabajos a Realizar. | 318 |
| g) Avance del Túnel Circular 1.50 m. Mediante un Disparo Corto. | 319 |
| h) Último Disparo. | 319 |
| i) Personal en Superficie. | 321 |
| j) Personal de Supervisión de Trabajos. | 325 |
| k) Equipos de Comunicación. | 325 |
| l) Equipos para Retiro de Maquinaria, Personal y Materiales. | 325 |
| m) Primeros Auxilios. | 325 |

| | |
|---|-----|
| 8.2 REGLAS BÁSICAS DE SEGURIDAD PARA EL ÚLTIMO DISPARO | 325 |
| 8.2.1 De la Perforación. | 325 |
| 8.2.2 Del Carguío Final y del Explosivo. | 326 |
| 8.2.3 De la Detonación Final. | 329 |
| 8.3 CONSIDERACIONES DE CÁLCULO DE CARGA PARA EL ÚLTIMO DISPARO | 330 |
| 8.4 PUNTOS COMPLEMENTARIOS AL PROGRAMA DE ÚLTIMO DISPARO | 330 |
| 8.4.1 Caso de Salida de Agua Después del Disparo Previo. | 330 |
| 8.4.2 Volumen de Trampa de Rocas. | 333 |
| 8.4.3 De lo Acontecido. | 333 |
| 8.5 EL COSTO DE LA OBRA | 334 |
| | |
| CAPÍTULO IX | |
| REVESTIMIENTO DEL TÚNEL DE DESCARGA | 341 |
| | |
| CAPÍTULO X | |
| CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES | |
| 10.1 CONCLUSIONES | 347 |
| 10.2 RECOMENDACIONES | 351 |
| | |
| BIBLIOGRAFÍA | 353 |

ÍNDICE DE CUADROS

| | |
|---|-----|
| CUADRO I: Clasificación de Terzaghi para Carga de Roca en Túneles con Soporte de Marco de Acero. | 35 |
| CUADRO II: Índice RQD de Calidad de la Roca. | 36 |
| CUADRO III: Clasificación Geomecánica de Masas Rocosas (CSIR). | 38 |
| CUADRO III A: Ajuste por Orientación de las Discontinuidades. | 39 |
| CUADRO III B: Efecto de la Orientación de las Discontinuidades. | 40 |
| CUADRO IV: Tipos de Masas Rocosas de Acuerdo a su Valor. | 41 |
| CUADRO IV A: Significado de los Tipos de Roca. | 41 |
| CUADRO V: Calidad de la Roca Barton, lino y Lunde. Jn, Jr. | 43 |
| CUADRO V A: Ja, Jw. | 44 |
| CUADRO V B: SRF. | 46 |
| CUADRO VI A: Clasificación Geomecánica Túnel de Descarga (Salida). | 82 |
| CUADRO VI B: Clasificación Geomecánica Túnel de Descarga (Entrada). | 84 |
| CUADRO VI C: Clasificación Geomecánica Túnel Conexión. | 84 |
| CUADRO VI D: Clasificación Geomecánica Caverna. | 85 |
| CUADRO VI E: Clasificación Geomecánica Pique Principal. | 85 |
| CUADRO VI F: Clasificación Geomecánica Pique Servicio. | 86 |
| CUADRO VII A: Factor de Carga en Túnel de Descarga, Roca Tipo I, Agosto – 98. | 106 |
| CUADRO VII B: Factor de Carga en Túnel de Descarga, Roca | |

| | |
|--|-----|
| Tipo I, Setiembre – 98. | 110 |
| CUADRO VII C: Factor de Carga en Túnel de Descarga, Roca | |
| Tipo II. | 116 |
| CUADRO VII D: Factor de Carga en Túnel de Descarga, Roca | |
| Tipo III. | 120 |
| CUADRO VII E: Factor de Carga en Túnel de Descarga, Roca | |
| Tipo IV. | 124 |
| CUADRO VII F: Factor de Carga en Túnel de Descarga, Roca | |
| Tipo V. | 126 |
| CUADRO VIII: Factor de Resistencia. | 133 |
| CUADRO VIII A: Resistencia de la Roca a Comprensión. | 135 |
| CUADRO VIII B: Distancia Promedio de Taladros. | 136 |
| CUADRO VIII C: Factor de Roca. | 136 |
| CUADRO IX: Factores de Carga usando Dinamita. | 137 |
| CUADRO IX A: Factores de Carga usando Dinamita y Examón. | 137 |
| CUADRO X: Recomendación de Taladros de Alivio. | 138 |
| CUADRO XI: Propiedades de las Semigelatinas. | 168 |
| CUADRO XI A: Propiedades del Examón. | 169 |
| CUADRO XI B: Propiedades del Emulnor | 172 |
| CUADRO XII: Incremento de Demanda de Aire con la Altura. | 180 |
| CUADRO XII A: Efectos de la Concentración de los Gases. | 182 |
| CUADRO XIII A: Datos Técnicos de Locomotora usando Lincal | |
| Trolley. | 192 |
| CUADRO XIII B: Datos Técnicos de Locomotora Diesel. | 192 |
| CUADRO XIII C: Datos Técnicos de Locomotora a Batería. | 195 |
| CUADRO XIV: Características Técnicas de las Vigas I de DIN 2154. | 205 |
| CUADRO XV: Resumen de Resultados de la Prueba de Lugeón, | |
| Sondaje SI-LCH -01. | 235 |
| CUADRO XV A: Resumen del RQD, Sondaje SI-LCH -01. | 235 |
| CUADRO XV B: Resumen de Resultados de la Prueba de Lugeón, | |

| | |
|--|-----|
| Sondaje SI-LCH -02. | 236 |
| CUADRO XV C: Resumen del RQD, Sondaje SI-LCH -02. | 236 |
| CUADRO XVI A: Prueba de Laboratorio en Obra, Mezcla, Lechada N° 01. | 252 |
| CUADRO XVI B: Prueba de Laboratorio en Obra, Mezcla, Lechada N° 02. | 253 |
| CUADRO XVI C: Prueba de Laboratorio en Obra, Tiempo de Fragua, Lechada N° 03. | 254 |
| CUADRO XVI D: Prueba de Laboratorio en Obra, Tiempo de Fragua, Lechada N° 04. | 255 |
| CUADRO XVI E: Prueba de Laboratorio en Obra, Tiempo de Fragua, Lechada N° 05. | 256 |
| CUADRO XVII: Presiones de Inyección Recomendadas a Aplicar en los Sondajes. | 257 |
| CUADRO XVIII: Tramos Inyectados en Túnel Circular. | 279 |

ÍNDICE DE GRÁFICOS

| | |
|---|-----|
| GRÁFICO N° I: Gráfico Estadístico del Factor de Carga del Túnel de Descarga, Roca Tipo I, Agosto – 98. | 128 |
| GRÁFICO N° II: Gráfico Estadístico del Factor de Carga del Túnel de Descarga, Roca Tipo I, Setiembre – 98. | 129 |
| GRÁFICO N° III: Gráfico Estadístico del Factor de Carga del Túnel de Descarga, Roca Tipo II. | 130 |
| GRÁFICO N° IV: Gráfico Estadístico del Factor de Carga del Túnel de Descarga, Roca Tipo III. | 131 |
| GRÁFICO N° V: Gráfico Estadístico del Factor de Carga del Túnel de Descarga, Roca Tipo IV. | 132 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|-----|
| FIGURA N° 01: Movimiento de Estratos sobre capa de Arcilla. | 26 |
| FIGURA N° 02: Deslizamiento sobre capas de Arcilla. | 27 |
| FIGURA N° 03: Sobre Excavación en Túnel ubicado en Roca Estratificada muy fracturada. | 28 |
| FIGURA N° 04: Flujo de Agua a través de un Plano de Estratificación (o plano de falla). | 29 |
| FIGURA N° 05: Principales Tipos de Fallas. | 31 |
| FIGURA N° 06: Formación de Pliegues. | 32 |
| FIGURA N° 07: Fracturas en Anticlinales y Sinclinales. | 34 |
| FIGURA N° 08: Secuencia de Formación de Caras Libres. | 134 |
| FIGURA N° 09: Malla de Perforación y Disparo Ajustada del Túnel de Descarga, Roca tipo I y II. | 152 |
| FIGURA N° 09A: Malla de Perforación y Disparo Inicial del Túnel de Descarga, Roca Tipo I y II. | 153 |
| FIGURA N° 10: Esquema de la Prueba de Trauzl. | 154 |
| FIGURA N° 11: Esquema de la Prueba de Hees. | 155 |
| FIGURA N° 12: Esquema de la Prueba de Deutriche. | 158 |
| FIGURA N° 13: Cebado Recomendado | 164 |
| FIGURA N° 14: Unión usando Conector tipo “J” del tubo Tecnel | |

| | |
|---|-----|
| con la línea principal de Teccord. | 165 |
| FIGURA N° 15: Características del Scooptram. | 191 |
| FIGURA N° 16: Locomotora Trolley. | 193 |
| FIGURA N° 17: Locomotora Diesel. | 194 |
| FIGURA N° 18: Locomotora a Batería. | 196 |
| FIGURA N° 19: Shuttle Train. | 198 |
| FIGURA N° 20: Shuttle Train. | 199 |
| FIGURA N° 21: Sección del Perfil de Acero Tipo GI. | 204 |
| FIGURA N° 22: Pernos de Expansión. | 212 |
| FIGURA N° 23: Pernos Cementados. | 214 |
| FIGURA N° 24: Cables de Acero Cementados. | 216 |
| FIGURA N° 25: Pernos Split Set y Pernos Swellex. | 218 |
| FIGURA N° 26: Tipos de Planchucleta. | 221 |
| FIGURA N° 27: Malla de Perforación y Disparo de Piques. | 232 |
| FIGURA N° 28: Ubicación de Sondeos de Investigación SI-LCH-01, SI-LCH-02, SI-LCH-03. | 238 |
| FIGURA N° 29: Sección de Velocidades por los Resultados de Tomografía Sísmica. | 242 |
| FIGURA N° 30: Esquema de Ubicación de los Puntos de Explosión y de Recepción de las Ondas Sísmicas. | 243 |
| FIGURA N° 31: Experimento para Determinar el Perfil de la Pared de la Laguna. | 244 |
| FIGURA N° 32: Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Disparo de Aproximación al Tabique Final. | 322 |
| FIGURA N° 33: Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Tabique Final Proyectado. | 323 |
| FIGURA N° 33: Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Tabique Final Ejecutado. | 324 |
| FIGURA N° 34: Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Último Disparo. | 338 |

ÍNDICE DE LÁMINAS

| | |
|--|-----|
| LÁMINA N° 1: Programa de Inyección de Consolidación Túnel Circular, de Prog. 0+010.00 | 277 |
| LÁMINA N° 1A: Programa de Inyección de Consolidación Túnel Circular, de Prog. 0+010.00 | 278 |
| LÁMINA N° 1B: Sondeos de Investigación e Inyección, Prog. 0+028.81 | 291 |
| LÁMINA N° 2: Sondeos de Investigación e Inyección, Prog. (0+032.19 – 0+036.89) | 293 |
| LÁMINA N° 3: Sondeos de Investigación e Inyección, Prog. 0+031.46 | 294 |
| LÁMINA N° 4: Sondeos de Investigación y de Comprobación, Prog. 0+031.46 | 296 |
| LÁMINA N° 5: Sondeos de Investigación, Comprobación e Inyección, Prog. 0+031.46, Alternativa 1. | 297 |
| LÁMINA N° 6: Sondeos de Investigación, Comprobación e Inyección, Prog. 0+031.46 - 0+031.51 | 299 |
| LÁMINA N° 7: Planta de Ubicación de los Sondajes, | |

| | |
|---|-----|
| Prog. 0+031.51 – 0+036.74 | 300 |
| LÁMINA N° 8: Perfil del Tabique Real, Prog. 0+031.51 – 0+036.74 | 301 |
| LÁMINA N° 9: Sondeos de Investigación, Comprobación e Inyección, Prog. 0+031.51 – 0+036.74 | 302 |
| LÁMINA N° 10: Sondeos de Comprobación e Inyección Hastial Derecho, Prog. 0+033.26 – 0+036.74, Alternativa 1. | 303 |
| LÁMINA N° 11: Sondeos de Comprobación, Última Fase, Prog. 0+032.26 – 0+036.74 | 304 |
| LÁMINA N° 12: Sondeos de Comprobación, Última Fase (Planta), Prog. 0+032.26 – 0+036.74 | 305 |
| LÁMINA N° 13: Sondeos de Comprobación Complementario, Última Fase, Prog. 0+032.26 – 0+036.74 | 308 |
| LÁMINA N° 14: Sondeos de Comprobación Complementario, Última Fase (Planta), Prog. 0+032.26 – 0+036.74 | 309 |
| LÁMINA N° 15: Tirante de Agua en el Pique. | 320 |
| LÁMINA N° 16: Tirante de Agua en el Pique. | 332 |
| LÁMINA N° 17: Planta Tapón Final para Último Disparo, Prog. 0+033.42 – 0+036.744, (última fase de ejecución). | 335 |
| LÁMINA N° 18: Perfil del Tapón Final de Último Disparo, Prog. 0+033.42 – 0+036.744 | 336 |
| LÁMINA N° 19: Tirante de Agua en el Pique. | 337 |

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En el Perú, el aprovechamiento del recurso hídrico para los diferentes usos que el hombre lo ha requerido, es de muchas formas, resaltando entre ellas la construcción de canales de regadío, la construcción de presas de concreto, de tierra, etc. Debemos mencionar que todas estas formas trabajan en marcados sistemas, tal es que comienza con el represamiento de las aguas, para posteriormente derivarlos mediante canales, túneles, o ríos a lugares en donde se le va dar usos al recurso.

Es así que el propietario del proyecto "Construcción de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya", Electroperú S.A., tuvo a bien licitar la obra en mención cuyo alcance es la construcción de una obra de toma constituido por una bocatoma de 12 m de longitud, dos ventanas de captación, un vertedero, un canal de purga que entrega al canal de ingreso al desarenador, en donde se purga el material fino. El agua luego de salir de esta estructura, es conducida mediante un canal de entrada al túnel Aductor, el mismo que tiene una longitud de 792.00 m; luego de salir del referido túnel el agua es conducida, mediante un canal de 1926.00 m. y de sección variable, a la laguna Chilicocha. Cabe mencionar que de acuerdo a los estudios realizados esta laguna tiene una profundidad de 80mts, y una capacidad de 80 MMC. A los 40.00 m por debajo del espejo de agua, un

túnel de descarga, deriva el recurso al río Antacocha, el cual es afluente del río Moya, el cual es un tributario del río Mantaro.

El objetivo de estas obras es regular e incrementar el volumen de agua en época de estiaje para propiciar la generación de energía eléctrica suficiente a fin de satisfacer las necesidades energéticas de la central hidroeléctrica Restitución y Santiago Antúnez de Mayolo.

Esta tesis trata de la construcción del “Túnel de Descarga” y de la conexión misma del túnel a la Laguna Chilicocha, mediante el llamado “Método del Último Disparo” que por las características que se dieron en su ejecución y por la topografía propia de nuestro territorio, es bastante singular y aplicable únicamente para condiciones similares a las que se presentaron.

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

El Perú por sus características geológicas, topográficas y morfológicas, constituye un gran banco de agua, tan es así que tenemos lagunas cuyas aguas se pueden aprovechar para consumo humano o de generación de energía eléctrica, en considerables volúmenes, el proyecto “Construcción de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya”, tiene como propósito el almacenamiento de 40 MMC de agua en la laguna Chilicocha, de los cuales 6 MMC corresponden a la cuenca de la propia laguna, 10 MMC a la cuenca de la laguna Angascocha y 24 MMC serán derivados del Río Callancocha mediante la construcción de la obras de captación, el túnel de aducción y el canal de entrega a la laguna, el desagüe de estos 40 MMC de agua almacenados se hará mediante la construcción del túnel de descarga, que deriva directamente al río Antacocha, afluente del Río Moya, y este a su vez afluente del Río Mantaro; por lo tanto esta obra tiene como objetivo incrementar los recursos hídricos en el período de estiaje del río Mantaro y a su vez incrementar la generación de energía eléctrica de la central hidroeléctrica Santiago Antúnez de Mayolo y Restitución.

De estas obras, la más importante para que se lleve a cabo el desagüe, es la conexión del túnel con la laguna Chilicocha, ya que el túnel se encuentra a 40.00 metros por debajo del espejo de la laguna, esta característica hace a esta obra

muy particular ya que en el Perú se ha realizado en pocas oportunidades y no se cuenta con mucha información al respecto.

Para la Comunicación se han ejecutado los siguientes trabajos:

- Perforaciones diamantinas desde los piques hacia la laguna con diámetro NX hasta metros antes de la laguna y con diámetro AQ de los últimos metros hasta conectar a la laguna. Estos trabajos nos determinaron el tipo de roca a atravesar y nos dio la morfología de la roca en contacto con el agua.
- Investigaciones geofísicas para verificar el estado del macizo rocoso desde los piques a la laguna y también para determinar en forma indirecta la distancia del macizo rocoso hasta la laguna.
- Excavación de dos piques de 40.00 m y 42.00m; el más cercano de la laguna es el pique principal y servirá para manipular el sistema de desagüe de la laguna, y el otro llamado pique secundario o de servicio, que sirvió para la colocación de una compuerta provisional que soportará el último disparo y utilizado para el primer desagüe de la laguna.
- Excavación de un túnel circular desde el pique principal hasta antes del tabique final; para su construcción se tuvieron que hacer perforaciones e inyecciones cada 2.50m y radiales, previo a su excavación, para consolidar el perímetro y el frontón, lo cual nos permitió avanzar hasta 5.00 m antes de la laguna, en el último tramo de excavación se presentaron filtraciones considerables (80.00lit/seg), por lo que se tuvo que realizar trabajos de inyección en todo el tabique final que nos separaba de la laguna y luego taladros de investigación y comprobación hasta realizar el último disparo.
- A 5.00m antes de la laguna se construyó una trampa de rocas de 25.00 m³ de capacidad para albergar el material proveniente del último disparo.
- Teniendo el tabique final consolidado y la opinión de los ingenieros geólogos de que la roca a excavar era de buena a regular, se procedió a realizar un disparo previo de 6 pies en forma convencional que no originó mayores problemas mas que una filtración de agua de 5.00 lit/seg.

- Teniendo un tabique final de 3.36m se procedió a realizar el último disparo, que, según lo programado, sería subacuático, para ello se utilizó dinamita especial de excelente comportamiento bajo agua (Emulnor 3000), fulminantes eléctricos con retardo; se llenó con agua el túnel circular, el pique hasta 6.00 metros de altura; con estas condiciones se realizó el disparo el 28 de Junio de 1,999, sin embargo solamente salió el arranque y el resto del disparo se cortó por razones que son objeto de mayor investigación.
- Ese mismo día, 28 de Junio, se procedió al recarguío del disparo pero colocando una carga concentrada en el arranque para que salga hacia la laguna y se recargó el resto de taladros, para ello se utilizó la misma dinamita resistente al agua, pero en lugar de fulminantes eléctricos se usaron fulminantes con retardo, los cuales se conectaron hasta la superficie, con cordón detonante y allí se le colocó mecha lenta con dos fulminantes corrientes N°08, el disparo se realizó mediante el sistema semi-ahogado llenando con agua únicamente hasta 1.00m por encima del piso del túnel circular, para proteger a la compuerta provisional de la fuerza producida por la energía liberada de la detonación así como para amortiguar la entrada brusca del agua de la laguna, y para que la energía se disipe a través del aire del túnel circular y del pique principal; terminada todas las operaciones dentro del túnel se procedió a hacer el último disparo, logrando conectar con la laguna el día 29 de Junio de 1,999 a la 1:30pm. y a las 2:00pm. se abrió la compuerta provisional iniciándose el desagüe a razón de 4.00 m³/seg. Según los requerimientos, dado la cercanía de la temporada de las lluvias y poder volver a llenar la laguna.

2.1 PROPIEDADES DE LAS MASAS ROCOSAS

Sabemos que al atravesar un medio subterráneo con un túnel estamos atravesando los distintos medios geológicos que conforman dicha zona, medios que aparentemente no presentan discontinuidades, pero que sin embargo existen infinidad de ellas (fisuras, fracturas), las cuales tornan a las diferentes zonas atravesadas como zonas de debilidad y afectan a su comportamiento mecánico.

Es considerado, de esta manera, como defectos naturales:

- Fisuras.
- Fracturas.
- Planos de estratificación.
- Esquistosidades.
- Diaclasas.
- Fallas.
- Zonas de Brecha.
- Cavidades.
- Plegamientos.
- Sobre-escurrimientos.

Estas discontinuidades pueden estar vacías o rellenas de material fino (limo, arcilla etc.), característica que influye en el comportamiento mecánico de la masa rocosa.

2.1.1 FRACTURAS

Son planos de rotura que interrumpen la continuidad del medio rocoso, sin que exista desplazamiento relativo del material ubicado a ambos lados de los mismos. Las fracturas pueden presentarse abiertas o cerradas y rara vez ocurren en sistemas cuya orientación es regular. Pueden ser naturales o inducidas (producto de la voladura). Su extensión y en longitud puede variar desde milímetros hasta kilómetros, siendo frecuentemente vías favorables para el flujo de aguas subterráneas.

2.1.2 DIACLASAS

Son sistemas de fracturas de origen natural, que se presentan generalmente en juegos cuya orientación tiende a ser más o menos uniforme.

Ofrecen también una vía favorable para cursos de agua subterráneos y constituyen una de las causas principales de inestabilidad en las labores subterráneas. Las figuras N°01 al N°04 ilustra algunos de los efectos de estas discontinuidades en excavaciones practicadas en medios rocosos.

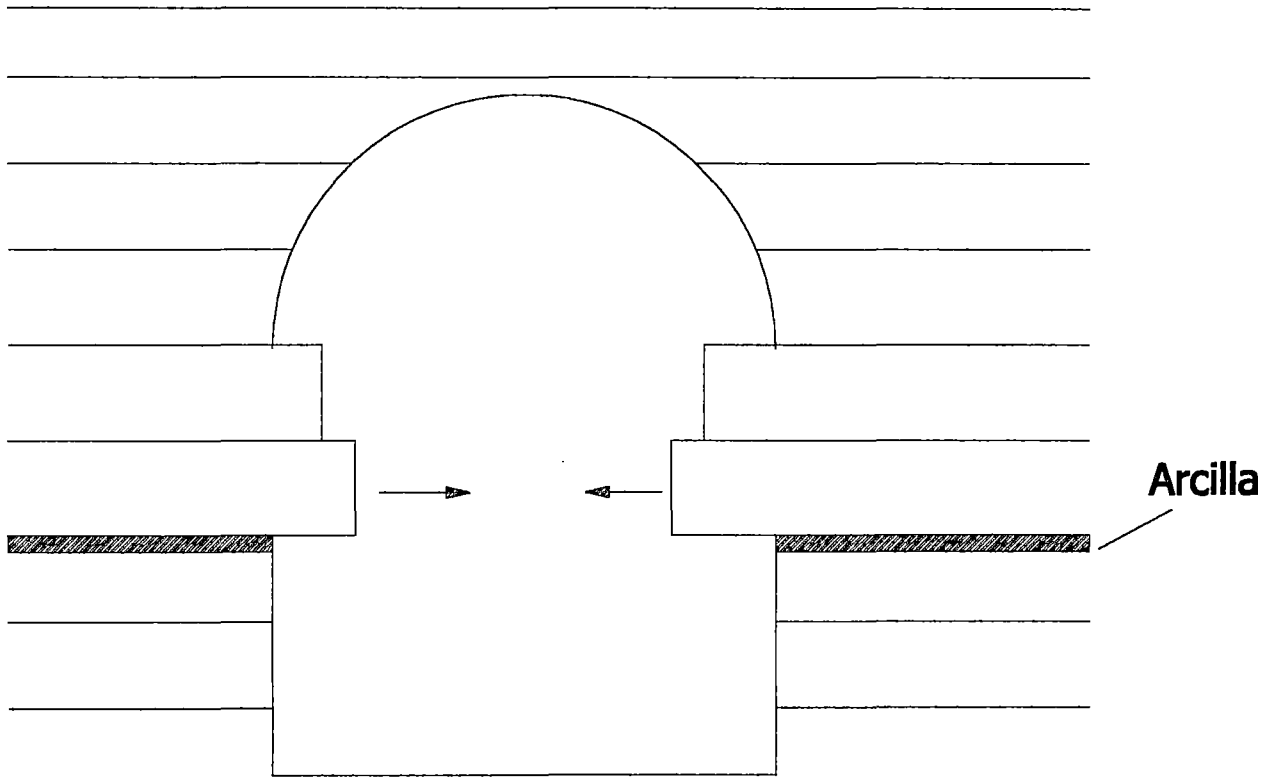


Figura N°01.- Movimiento de Estratos sobre capa de Arcilla

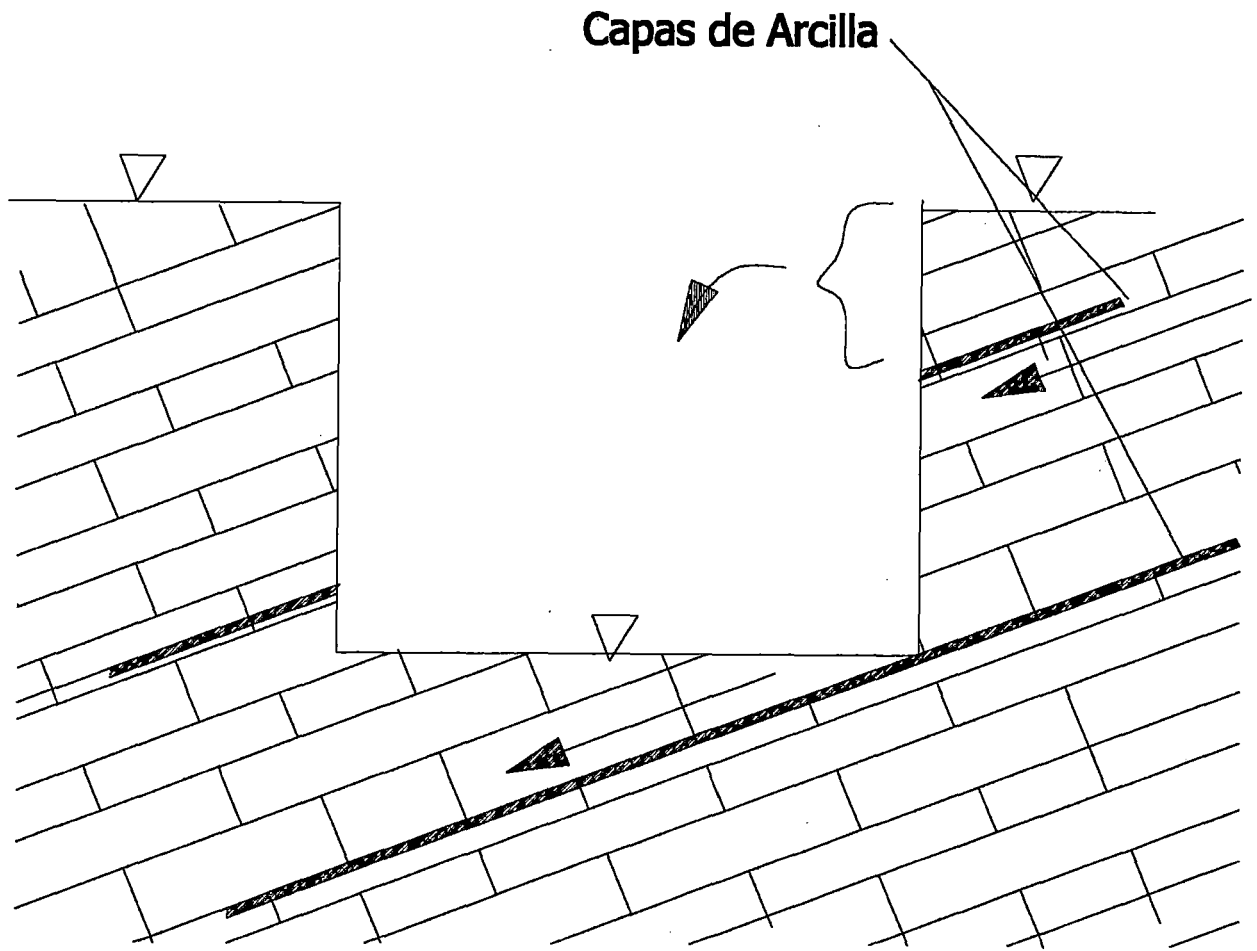


Figura N°02.- Deslizamiento sobre capas de Arcilla

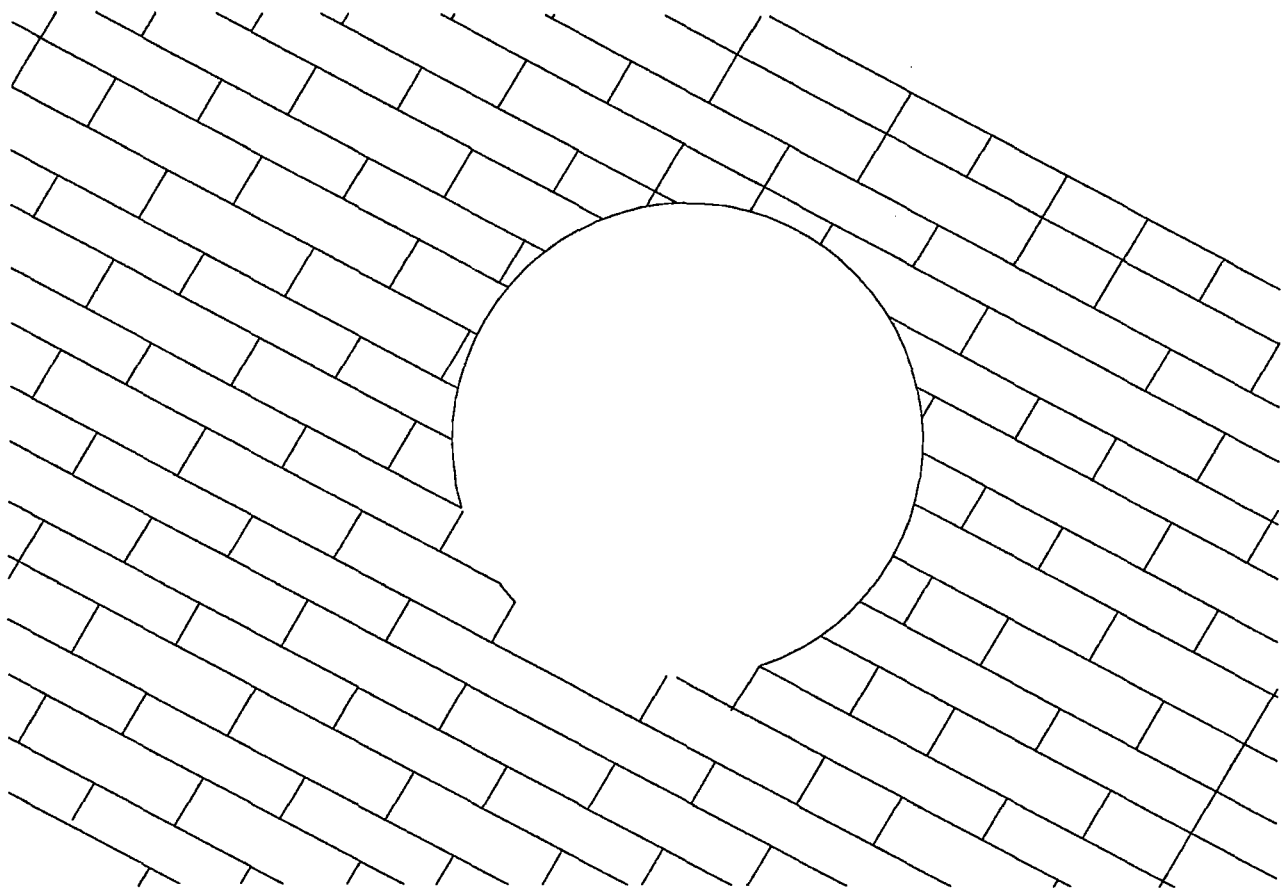


Figura N°03.- Sobre Excavación en Túnel ubicado en Roca estratificada muy fracturada.

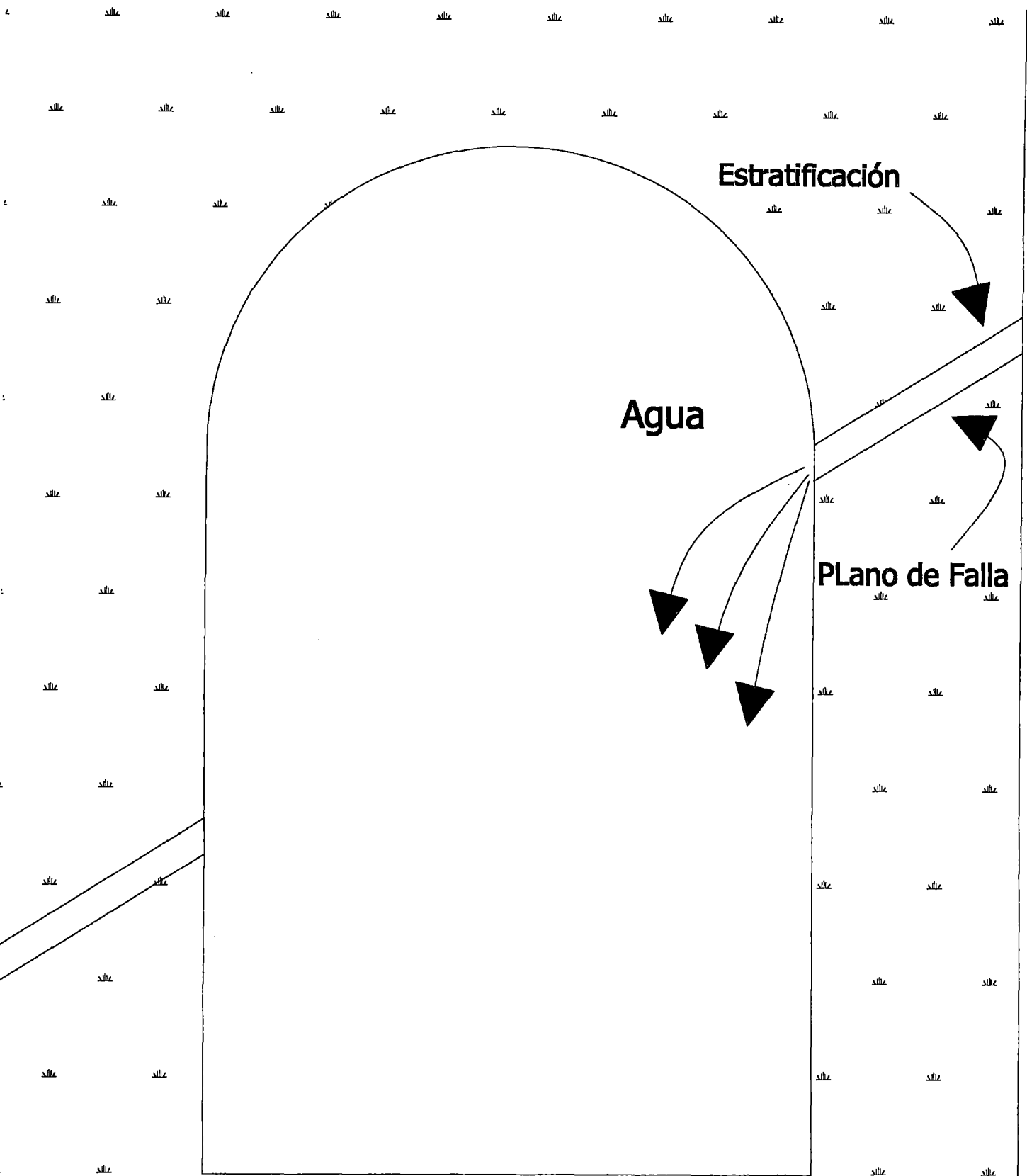


Figura N°04.- Flujo de Agua a Través de un Plano de Estratificación (o plano de falla)

2.1.3 FALLAS

Cuando el material ubicado a ambos lados de rotura muestra signos de haber sufrido un desplazamiento relativo, la estructura recibe el nombre de falla.

Las fallas son comunes en zonas de intensa actividad tectónica, donde la corteza terrestre ha sufrido el efecto de altas concentraciones de tensión, lo que ha conducido a su fracturamiento.

Mecánicamente las fallas representan superficies a lo largo de las cuales se ha presentado los mayores esfuerzos tangenciales (o de corte) inducidos por tensiones compresivas, torsionales o de tracción.

El desplazamiento que sigue a la rotura del material rocoso puede ser de algunos centímetros o de varios kilómetros, dependiendo de las condiciones geológicas locales, pero el mecanismo del fenómeno desde el punto de vista físico es en ambos casos el mismo.

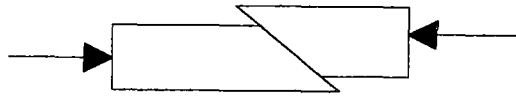
Si el fracturamiento del material es complejo y ocupa una banda relativamente ancha, estaremos frente a una zona de falla en la que además, puede presentarse una región de material rocoso completamente triturado por el desplazamiento que ha sufrido la roca adyacente.

El tipo, rumbo y buzamiento de una falla depende de la magnitud y orientación de las fuerzas tectónicas que le dieron origen, pudiendo presentarse fallas normales, inversas y de rumbo. La figura N°05 ilustra lo antes mencionado.

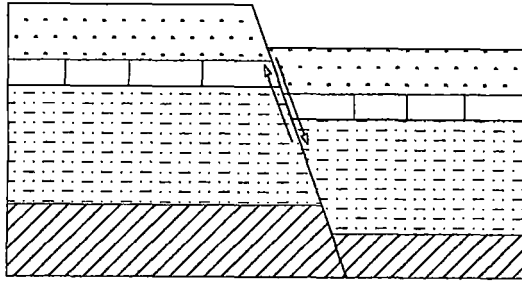
2.1.4 PLEGAMIENTOS

Los plegamientos son el resultado de sistemas de fuerzas que actúan tangencialmente a la superficie de la corteza terrestre, ocasionando el pandeo de estructuras geológicas estratificadas.

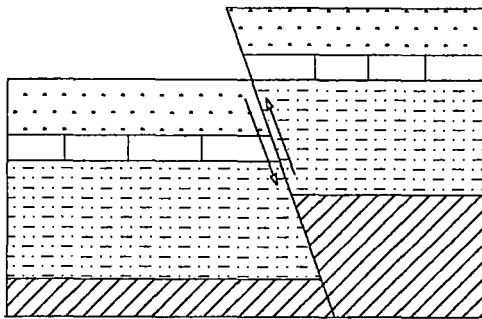
La naturaleza y resistencia de un material rocoso determinará si un estrato se rompe o se pliega. El plegamiento de estratos geológicos es un fenómeno similar al conocido como pandeo de elementos esbeltos. (Figura N°06).



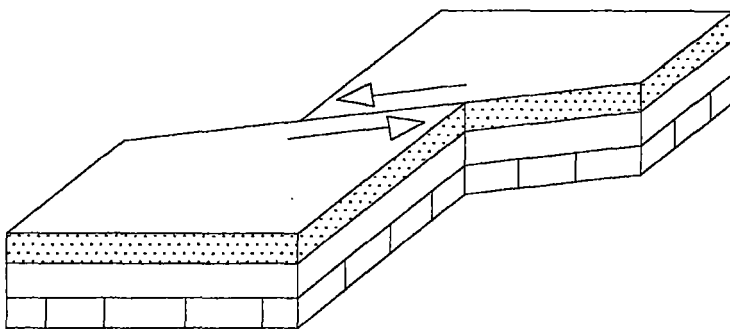
Falla por Esfuerzo Cortante



Falla Normal

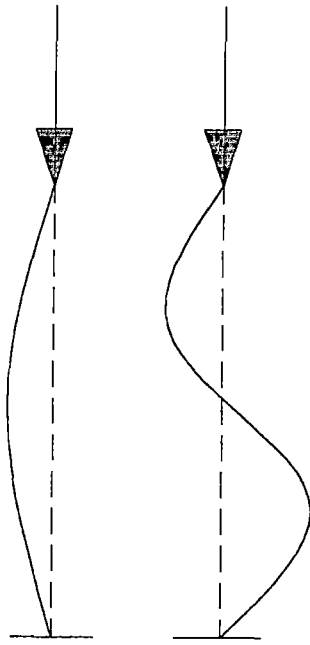


Falla Inversa

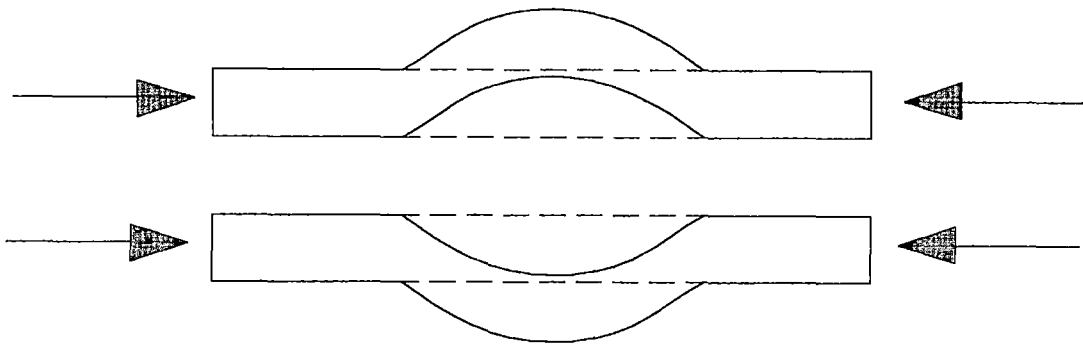


Falla de Rumbo

Figura N°05.- Principales Tipos de Fallas



Pandeo de Columnas



Pliegamiento de un Estrato

Figura N°06.- Formación de Pliegues

Un plegamiento de la corteza terrestre hacia arriba dará origen a un anticlinal, mientras que un plegamiento hacia abajo originará un sinclinal.

La presencia de sinclinales puede ocasionar serios problemas en ingeniería subterránea dada la tendencia que existe a la acumulación de agua en la concavidad inferior de estos.

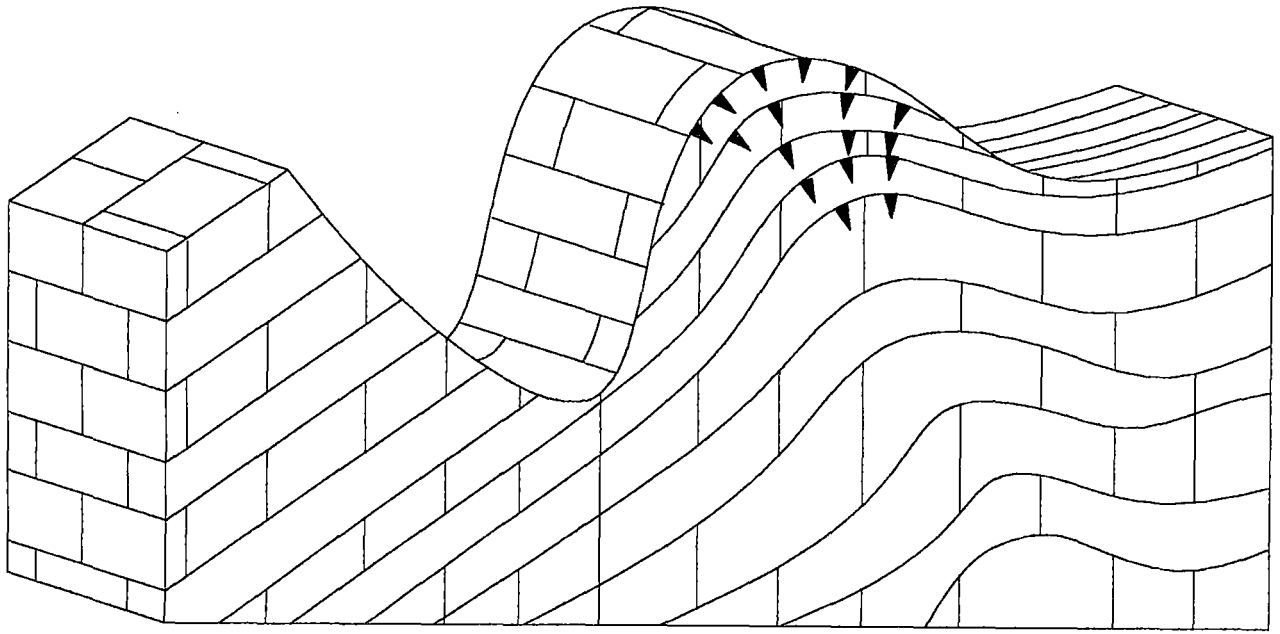
En la formación tanto de sinclinales como anticlinales, el plegamiento viene generalmente acompañado de la ocurrencia de sistemas de fisuras de tracción en los estratos externos de estas estructuras geológicas.(Figura N°07).

2.2 CLASIFICACIÓN DE LAS MASAS DE ROCA

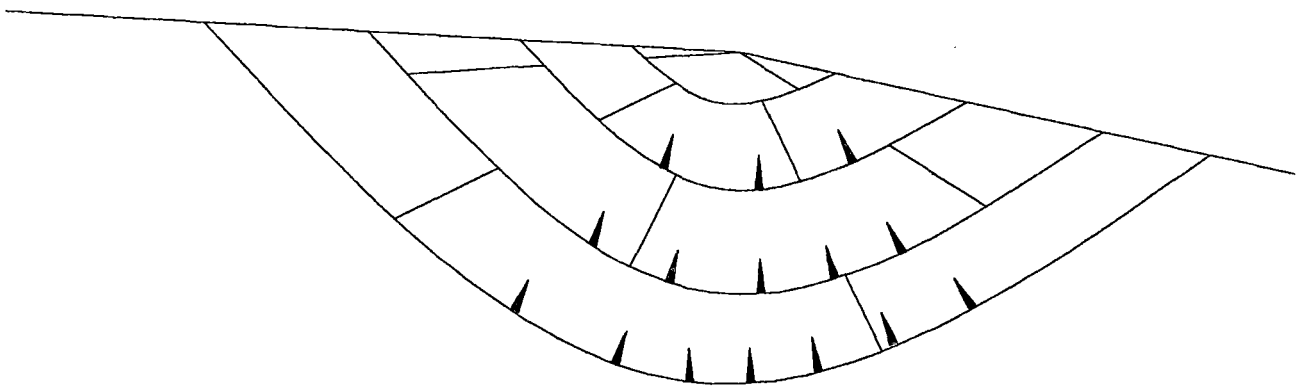
El diseño de excavaciones subterráneas depende de muchos factores, una alternativa de diseño es el uso de técnicas de clasificación de masas rocosas: Esto nos ayuda en el diseño preliminar de la excavación de túneles a elegir la posible ruta de excavación, la sección transversal, la estimación de costos de construcción, la selección de métodos de excavación y el refuerzo que será necesario instalar en la sección abierta; en la actualidad existen varios métodos de clasificación de los cuales hablaremos a continuación.

2.2.1 CLASIFICACIÓN DE TERZAGHI.

Propuesta su clasificación en 1946, calcula las cargas que debe soportar el sostenimiento de acero en los túneles (marcos de acero), mostrando la necesidad de hacer exploraciones geológicas en el diseño de los túneles (ver cuadro adjunto).



Anticlinal



Sinclinal

Figura N°07.- Fracturtas en Anticlinales y Sinclinales

CUADRO I
CLASIFICACIÓN DE TERZAGHI PARA CARGA DE ROCA EN
TUNELES CON SOPORTE DE MARCO DE ACERO.

Carga de roca H_p en pies de roca sobre el techo del túnel con ancho B (en pies) y altura H_t (en pies) a una profundidad superior de más de $1.5(B+H_t)^*$

| ESTADO DE LA ROCA | CARGA DE LA ROCA H_p EN PIES | OBSERVACIONES |
|--|---|---|
| 1 Dura Masiva | Cero | Sólo se necesita refuerzo escaso si hay desprendimiento o chasquido. |
| 2 Dura pero estratificada o esquistos ** | 0 a 0.50B | Refuerzo escaso mas que nada como protección contra desprendimientos. |
| 3 Masiva, ligeramente fisurada | 0 a 0.25B | La carga puede cambiar erráticamente de un punto a otro. |
| 4 Medianamente fracturada en bloques algo abiertos | 0.25B a 0.35(B+H _t) | No hay presión lateral |
| 5 Muy fracturada en bloques y las fracturas abiertas | 0.35B a 1.10(B+H _t) | Poca o ninguna presión lateral |
| 6 Totalmente triturada pero químicamente inalterada | 1.10(B+H _t) | Presiones laterales considerables. Los efectos de las infiltraciones hacia el piso del túnel requieren apoyo continuo para las partes bajas de los marcos o bien marcos circulares. |
| 7 Roca Comprimida, profundidad moderada | (1.10 a 2.20)(B+H _t) | Considerable presión lateral, se requiere plantilla apuntalada. Es preferible usar marcos circulares. |
| 8 Roca Comprimida a gran profundidad | (2.10 a 4.50)(B+H _t) | Considerable presión lateral, se requiere plantilla apuntalada. Es preferible usar marcos circulares. |
| 9 Roca Expansiva | Hasta 250 pies, independientemente del valor de (B+H _t) | Marcos circulares indispensables. En casos externos, use refuerzo elástico. |

* Se supone que el techo del túnel se encuentra bajo el nivel freático. Si se localiza permanentemente arriba del nivel freático, los valores que se indican de 4 a 6 podrán disminuirse en un 50%.

** Algunas de las formaciones rocosas más comunes contienen capas de lutitas. Cuando no está meteorizada, la lutita verdadera no está peor que otras estratificadas, sin embargo la palabra pizarra se aplica muchas veces a sedimentos arcillosos muy compactos que todavía no adquieren las propiedades de la roca. Esta mal llamada lutita en un túnel puede comportarse como una roca comprimida y aún expansiva.

2.2.2 CLASIFICACIÓN DE STINI Y LAUFER

Stini infirió, según su clasificación, en la importancia de las discontinuidades de la roca, luego Laufer clasificó la roca de acuerdo al tiempo de autoaporte del llamado claro activo (distancia del frontón de la excavación y el refuerzo), anotando que el tiempo de autoaporte está relacionado directamente con las características de la roca.

Del gráfico la clasificación de roca tipo A corresponde a una roca muy buena, o sea tenaz e inalterada de Terzaghi, y G corresponde a una roca muy blanda como la roca comprimida o expansiva de Terzaghi.

2.2.3 ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (ROCK QUALITY DESIGNATION-RQD)

Propuesta esta clasificación en 1964 por Deere, que define un número RQD como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100mm o más de la longitud total del barreno.

$$\text{RQD (\%)} = \frac{100 \times \text{Longitud de los Núcleos mayores de 100mm}}{\text{Longitud del Barreno}}$$

El diámetro mínimo de los núcleos deberá ser de 50mm, recuperados con una perforadora diamantina de doble barril. Deere propuso una clasificación de la calidad de la roca.

CUADRO II

| RQD | CALIDAD DE LA ROCA |
|------------|--------------------|
| 25% | Muy Mala |
| 25% - 50% | Mala |
| 50% - 75% | Regular |
| 75% - 90% | Buena |
| 90% - 100% | Muy Buena |

Pero esta clasificación no toma en cuenta que las fallas o fracturas pueden estar rellenas de arcilla o de material meteorizado, esto reduce la resistencia a la fricción a lo largo de los planos de falla ni a su dirección a lo largo de las excavaciones y que también afecta el comportamiento estructura de la roca alrededor de las excavaciones.

2.2.4 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Propuesta esta clasificación por Bieniawski del CSIR (South African Council for Scientific and Industrial Research) y considera cinco parámetros básicos para definir la clasificación:

- a) Resistencia de la Roca Intacta.-** Está determinada por ensayos de compresión simple (R_c) o en su defecto por el ensayo de cargas puntuales (I_s).
- b) RQD del Testigo (Rock Quality Designation).-** Porcentaje de testigos de perforación diamantina recuperados en piezas intactas de 100mm o más con respecto a la longitud total de perforación.
- c) Espaciamiento entre discontinuidades.-** Definido por los defectos de la masa rocosa.
- d) Condición de Discontinuidades.-** Este parámetro toma en cuenta la abertura de las discontinuidades, su continuidad, rugosidad de su superficie, grado de alteración de sus paredes y la presencia de material de relleno en ellas.
- e) Condiciones Hidrogeológicas.-** Este parámetro considera la fluencia del agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones; la clasificación se hace en base a la cantidad de flujo de agua que entra en la excavación o

CUADRO III
CLASIFICACION GEOMECANICA DE MASAS ROCOSAS (CSIR)

| PARAMETRO | | RANGO DE VALORES | | | | | | | |
|-----------|---|---|--|---|---|--|-------------|------------|-----------|
| a | Resistencia de la Roca Intacta | Del Ensayo de Carga Puntual Is | > 8 Mpa | 4 - 8 Mpa | 2 - 4 Mpa | 1 - 2 Mpa | < 1 Mpa | | |
| | | Del Ensayo de Compresión Simple Rc | > 200 Mpa | 100 - 200 Mpa | 50 - 100 Mpa | 25 - 50 Mpa | 10 - 25 Mpa | 3 - 10 Mpa | 1 - 3 Mpa |
| | Valor Asignado | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 | |
| b | RQD del Testigo | 90 - 100 % | 75 - 90 % | 50 - 75 % | 25 - 50 % | < 25 % | | | |
| | Valor Asignado | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 | | | |
| 38 c | Espaciamiento entre Discontinuidades | > 3.00 m | 1.00 - 3.00 m | 0.30 - 1.00 m | 50 - 300 mm | < 50 mm | | | |
| | Valor Asignado | 30 | 25 | 20 | 10 | 5 | | | |
| d | Condición de Discontinuidades | Discontinuas Superficies rugosas y duras sin Separación | Superficies ligeramente rugosas y duras. Separación < 1 mm | Superficies ligeramente rugosas y blandas. Separación < 1mm | Superficies lisas o relleno < 5mm o separación 1 -5mm continuas | Relleno blando > 5 mm o separación > 5mm continuas. | | | |
| | Valor Asignado | 25 | 20 | 12 | 6 | 0 | | | |
| e | Flujo / 10 mde Túnel | 0 | 0 | < 25 lit/min | 25 - 125 lit/min | > 125 lit/min | | | |
| | Presión Hidrostática Tensión Principal Mayor | 0 | 0 | 0 - 0.20 | 0.20 - 0.50 | > 0.50 | | | |
| | Condiciones Generales | Completamente Secas | Completamente Secas | Húmedas | Presión Moderada | Agua Abundante | | | |
| | Valor Asignado | 10 | 7 | 4 | 0 | 0 | | | |

alternativamente usando la relación entre la presión hidrostática y la tensión principal mayor, siempre que sean conocidas.

El cuadro III presenta la clasificación geomecánica donde aparecen los parámetros con sus respectivos valores. Los valores son simplemente puntos asignados a cada rango de valores para cada parámetro. El valor total se calcula sumando todos los valores parciales de cada parámetro.

Bieniawski considera que el valor debe ser corregido por el efecto de la orientación de las discontinuidades en las excavaciones subterráneas. Los cuadros IIIA y IIIB se usan para esta corrección.

El cuadro IV indica los tipos de masas rocosas de acuerdo a sus valores obtenidos y el cuadro IVA presenta características representativas de cada tipo de masa rocosa, como tiempo de autoaporte de la masa, cohesión y ángulo de fricción.

CUADRO IIIA

AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

| Rumbo y Buzamiento de las Discontinuidades | | Muy Favorable | Favorable | Regular | Desfavorable | Muy Desfavorable |
|--|---------------|---------------|-----------|---------|--------------|------------------|
| INDICE | Túneles | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |
| | Cimentaciones | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |

CUADRO IIIB

EFFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES (Para Túneles)

| RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL | | | | RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL | | BUZAMIENTO |
|--------------------------------------|--------------|-----------------------------|---------------|---------------------------------|--------------|----------------|
| AVANCE CON EL BUZAMIENTO | | AVANCE CONTRA EL BUZAMIENTO | | | | |
| Buz. 45 - 90° | Buz 20 - 45° | Buz. 45 - 90° | Buz. 20 - 45° | Buz 45 - 90° | Buz 20 - 45° | 0 - 20° |
| Muy Favorable | Favorable | Regular | Desfavorable | Muy Desfavorable | Regular | Desfavorable |

CUADRO IV

TIPOS DE MASAS ROCOSAS DE ACUERDO A SU VALOR

| VALOR | 100-81 | 80 – 61 | 60 - 41 | 40 – 21 | <20 |
|-------------|-----------|---------|---------|---------|-----------|
| TIPO N° | I | II | III | IV | V |
| DESCRIPCIÓN | Muy Buena | Buena | Regular | Pobre | Muy Pobre |

CUADRO IVA

SIGNIFICADO DE LOS TIPOS DE ROCA

| TIPO N° | I | II | III | IV | V |
|------------------------------------|------------------------|------------------------|-------------------------|------------------------|---------------------------|
| TIEMPO APROXIMADO DE AUTOSO- PORTE | Luz = 5.00m 10 Años | Luz = 4.00m 6 Meses | Luz = 3.00m 1 Semana | Luz = 1.50m 5 Horas | Luz = 0.50m 10 Minutos |
| COHESIÓN DE LA ROCA | > 300 KPa | 200 – 300 Kpa | 150 – 200 KPa | 100 – 150 KPa | < 100 Kpa |
| ÁNGULO DE FRICCIÓN DE LA ROCA | >45° | 40 – 45° | 35 – 40° | 30 – 35° | < 30° |

2.2.5 ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS

Presentada por Barton, Line y Lunde del NGI (Norwegian Geotechnical Institute), que define un índice “Q” de acuerdo a la siguiente relación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD = Índice propuesto por Deere.

J_n = Número de familias de discontinuidades.

J_r = Factor de rugosidad de las discontinuidades.

J_a = Factor de alteración de las discontinuidades.

J_w = Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades.

SRF = Factor de reducción por tensiones.

El factor RQD/J_n, representa la estructura de la masa rocosa y nos da una idea del tamaño de los bloques de roca.

El factor J_r/J_a representa la rugosidad y la característica de fricción de las paredes de las discontinuidades o del material con que se encuentran rellenas.

El factor J_w/SRF consiste dos parámetros de tensiones, el SRF que nos mide:

- La pérdida de carga en el caso de excavaciones en zonas de fallas y rocas con fracturas rellenas con arcilla.
- Tensiones en caso de roca competente.
- Carga que produce deformación en rocas plásticas incompetentes, el parámetro J_w es una medida de la presión de agua subterránea la cual tiene un efecto negativo en la resistencia al corte de las discontinuidades debido a que reduce las tensiones normales efectivas.

El cuadro V, VA Y VB nos dan la información requerida para obtener el índice de calidad de la roca. Es importante mencionar que la expresión anterior no toma en cuenta la orientación de las discontinuidades, ya que considera que los tres factores que menciona son más importantes que la orientación de las discontinuidades.

CUADRO V
ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA

| INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA | NUMERO DE DISCONTINUIDADES | | FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES | |
|---|--|-----------|---|-----|
| | Descripción | Jn | Descripción | Jr |
| Muy Pobre 0 – 25 | Masiva con muy pocas discontinuidades | 0.5 – 1.0 | A Diaclasas discontinuas | 4 |
| Pobre 25 – 50 | Un sistema de Discontinuidades | 2 | B Rugosas e irregulares, ondulantes | 2 |
| Regular 50 – 75 | Un sistema principal y uno secundario | 3 | C Lisa, Ondulantes | 2 |
| Buena 75 – 90 | Dos sistemas de Discontinuidades | 4 | D Lustrosas, Ondulantes | 1.5 |
| Excelente 90 – 100 | Dos sistemas principales y uno secundario | 6 | E Rugosas e irregulares, planares | 1.5 |
| Notas: | Tres sistemas de Discontinuidades | 9 | F Lisa, planares | 1.0 |
| Estimar el RQD con $\pm 5\%$ de aproximación. | Tres sistemas principales y uno secundario | 12 | G Lustrosas, planares. | 0.5 |
| Quando no se disponga de testigos: RQD = $115 - 3.3 J_v$ J_v = Número de Diaclasas por m ³ . | Cuatro sistemas de discontinuidades o más (roca muy fracturada) | 15 | H Zona conteniendo arcilla en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la discontinuidad | 1.0 |
| Si RQD < 10, emplear un valor nominal de 10. | Roca triturada (Terrosa) | 20 | J Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la discontinuidad | 1.0 |
| | Notas: Para Intersecciones emplear (3.0 x Jn) Para portales emplear (2.0 x Jn) | | Notas: • En los grupos A hasta G, el contacto entre las superficies de la discontinuidad se logra con desplazamientos de cizalla inferiores a los 10 cm. • En los grupos H y J, no se produce contacto entre las superficies al ocurrir desplazamientos de cizalla. • Agregar 1.0 cuando el espaciamiento medio de las Diaclasas fuera superior a 3.00m. | |

CUADRO VA

| FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES | | FACTOR DE REDUCCIÓN POR CONTENIDO DE AGUA EN DISCONTINUIDADES | |
|---|------|---|-------------|
| Descripción | Ja | Descripción | Jw |
| A Ajustadas, Reellenas con material compacto, impermeable e inestable (Cuarzo o Epidota) | 0.75 | Secas o flujos bajos (≤ 5 lit/min) | 1.00 |
| B Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación | 1.00 | Flujos de Presiones medias que ocasionan erosión del material de relleno. | 0.66 |
| C Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca | 2.00 | | 0.66 |
| D Capas superficiales de material limoso o arcilloso – arenoso con una pequeña fracción cohesiva | 3.00 | Flujos o presiones altas en roca competente con Diaclasas | 0.50 |
| E Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica, clorita, etc.). Cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1 – 2 mm de espesor. | 4.00 | Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno | 0.33 |
| F Relleno granular no cohesivo. Roca desintegrada libre de partículas arcillosas | 4.00 | Flujos o presiones Excepcionalmente altas luego del disparo, disminuyendo con el tiempo | 0.20 a 0.10 |

(continua...)

| | | | |
|--|-------------------------|--|-------------|
| G Material con alto grado de sobreconsolidación, relleno continuo (hasta de 5mm de espesor) de material arcilloso compacto | 6.00 | Flujos o presiones excepcionalmente altas, sin que ocurra una disminución en el tiempo | 0.10 a 0.05 |
| H Relleno continuo (hasta 5mm de espesor) de material arcillas compacto con bajo grado de sobreconsolidación | 8.00 | Notas: Grupos A a E: Contacto entre las superficies. | |
| J Relleno continuo de arcillas expansivas (Montmorillonita). El valor de Ja depende del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc. | 8 – 12 | Grupos F a J: Contacto entre las superficies para desplazamientos de cizalla ≤ 10 cm. Grupos K a R: No se produce contacto entre las superficies al ocurrir desplazamientos de cizalla. | |
| K, L, M Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla) | 6, 8 ó 8 – 12 | | |
| N Zonas de arcilla limosa o arenosa | 5 | | |
| O, P, R Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G, H y J para la descripción de los tipos de arcilla) | 10 – 13 ó 13 – 20 | | |

CUADRO VB

| FACTOR DE REDUCCIÓN POR TENSIONES | |
|---|---------|
| DESCRIPCIÓN | SRF |
| A Muchas zonas débiles de arcilla con evidencia de desintegración química. Roca circundante muy suelta. Cualquier profundidad. | 10 |
| B Zona débil, aislada con arcilla o roca desintegrada. Profundidad <50 m. | 5 |
| C Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada. Profundidad < 50m | 2.5 |
| D Muchas zonas de falla en roca competente. Roca circundante suelta. Cualquier profundidad. | 7.5 |
| E Zona de falla aislada en roca competente. Profundidad < 50 m | 5 |
| F Zona de falla aislada en roca competente. Profundidad > 50m | 2.5 |
| G Diaclasas abiertas y sueltas. Roca intensamente fracturada. | 5 |
| H Tensiones bajas. Poca Profundidad | 2.5 |
| J Tensiones moderadas | 1 |
| K Tensiones altas. Estructura ajustada. Podría presentar problemas de estabilidad | 0.5 a 2 |
| L Estallidos de roca moderados en roca masiva | 5 a 10 |
| M Estallidos de roca severos en roca masiva | 10 a 20 |
| N Presión moderada de roca con tendencia extrusiva | 5 a 10 |
| O Presión alta de roca con tendencia extrusiva | 10 a 20 |
| P Presión moderada de roca con tendencia expansiva | 5 a 10 |
| R Presión alta de roca con tendencia expansiva | 10 a 15 |

Notas:

Las zonas de debilidad de los grupos A a G se refieren a aquellas que intersectan a la excavación y que podrían causar un aflojamiento de la roca circundante.

Grupos H a M: Roca competente en la que se presenta problemas de tensiones.

Grupos N a O: Rocas con tendencia extrusiva, flujo plástico o incompetencia causada por presiones altas.

Grupos P a R: Rocas expansivas en las que la presencia de agua representa un factor importante.

2.3 CLASIFICACIÓN DE ROCA DEL TÚNEL DE DESCARGA

La roca que atravesó la excavación pertenece a la formación Chulec Pariatambo, constituidas por calizas grises de grano medio o grueso, con intercalaciones de capas delgadas de lutitas, y calizas lutáceas de color negro, con venillas de calcita medianamente masiva, que a continuación haremos la descripción a medida que avance la excavación.

De la progresiva 1 +416.80 a 1+361.80, compuesta por calizas laminadas y margas y arenisca calcáreas, color gris, grano de fallas subverticales de alto ángulo de 70° a 80° de buzamiento que cruzan casi transversalmente al eje de excavación, que a continuación indicamos los tramos de fallas:

En la progresiva 1+416.80 m, fallas de una potencia de 25 a 30cm con relleno de arcilla, óxidos, vetas de calcita, con presencia de agua en forma de goteras con 70° de buzamiento.

En la progresiva 1+400.80m falla de una potencia en su hastéal derecho de 2.30m y en el hastéal izquierdo de 1.30m de espesor, rellenada por brecha de falla, calcita en betillas, arcilla arenosa con óxidos, con presencia de agua en forma de goteras, las fracturas que presentan son abiertas.

Por las características geológicas – geotécnicas e inestabilidad producida por la fallase han acondicionado medidas de sostenimiento mediante el empleo de Cimbras metálicas, recubiertas por planchas acanaladas.

La falla tiene 75° de buzamiento.

En la progresiva 1+396.30m fallas de una potencia de 25 cm en el hastéal derecho, con relleno de arcilla, óxidos, muy fracturada, con 80° de buzamiento.

En la progresiva 1+387.80 y 1+385.80m fallas con intenso fracturamiento con relleno de vetillas de calcita con 85° y 80° de buzamiento respectivamente.

Entre las progresivas 1+379.80 a 1+380.30m, se ha atravesado una sucesión de fallas, intensamente fracturadas, la que se hallan rellenadas por vetas de calcita, arcillas con óxidos, con aberturas que varia de 10 a 60 cm con fallamiento de alto ángulo de 70° a 80° de buzamiento, que cruzan perpendicularmente al eje de excavación.

De la progresiva 1+361.80 a 1+276.80m, consta de algunas capas de caliza claras laminadas, intercaladas con lutitas arenosas, pero en su conjunto está predominantemente conformada por las calizas de características lutáceas, de grano medio a fino, color negro brillante, con fisuramiento cúbico y cunciforme en la sección excavada, lo que da unas características de intenso fracturamiento, algunos tramos de este tipo de roca no tiene presencia de calcita, pero dentro hay vetillas de calcita rellenas las fracturas y fisuras acompañadas por algunos óxidos, el fracturamiento que presentan en su mayoría son casi perpendiculares al eje de la excavación.

Durante el avance de la excavación se ha atravesado zonas de fallas con características geológicas y geotécnicas particulares que a continuación indicaremos.

Entre la progresiva 1+347.40 a 1+345.40 m, se ha cruzado una falla con una potencia de 30 – 50cm. Con fracturas abiertas, rellenas por arcilla con vetillas de calcita y presencia de agua en forma de goteras, originándose desprendimiento de material triturado, por lo que se optó por colocar mallas y Shotcrete como medida de sostenimiento, falla con 75° de buzamiento.

Entre la progresiva 1+315.00 – 1+313.50m, falla de una potencia de 40 a 50 cm muy fracturada, generalmente están abiertas, con relleno de arcilla con óxidos, con filtración de agua en menor cantidad que originaron desprendimiento de las brechas de fallas.

De acuerdo a las condiciones geológicas y geotécnicas esta falla requiere sostenimiento mediante el empleo de cimbras metálicas recubiertas por planchas acanaladas, porque la sobreexcavación geológica se va dirigiéndose hacia la bóveda.

Entre las progresivas 1+296.50 a 1+294.50m, falla de una potencia de 35 cm. bastante fracturada, rellenas por arcilla y óxidos, vetillas de calcita, con desprendimiento de roca triturada, generando sobreexcavaciones geológicas e inestabilidad del sector de la bóveda y hastiales, se optó por el empleo de concreto rociado (Shotcrete), como medida de sostenimiento temporal.

De la progresiva 1+276.80 – 1+256.80m, caliza negra con características lutáceas, con algo de brillo, de grano medio a fino, presenta en algunos tramos estratos de 10 – 30 cm de espesor, muy fracturada, además está rellena por vetillas de calcita, las fallas que cruzan diagonalmente al eje de la excavación están rellenas por arcillas y óxidos con aberturas de 2 a 8 cm de espesor.

En conjunto la roca no presenta un fracturamiento bien definido resistente y masiva.

Las fallas y las fracturas principales son de 80° de buzamiento.

De la progresiva 1+256.80 – 1+198.80m, constituida por rocas sedimentarias, las calizas negras, de grano medio a fino con interestratificaciones de capas delgadas de lutitas, en su conjunto la roca esta poco alterada, en algunos tramos medianamente fracturada, de baja persistencia de 1 a 3 metros, las fracturas están generalmente rellenas por vetillas de calcita, materiales cohesivos.

El fracturamiento predominante son las transversales al eje de excavación y algunas subparalelas al eje, en menor proporción, los buzamientos de las fracturas principales es de 76° a 88° orientadas en el sentido de la excavación.

Algunas fallas atraviesan casi perpendicularmente al eje de la excavación, rellenas de arcillas, capas delgadas de lutitas y óxidos.

De la progresiva 1+198.80 a 1+176.80m está constituida por las calizas negras de grano medio a fino, en este tramo las características geológicas y geotécnicas tienen particularidades, donde en ambos hasteales se presentan planos de fracturamiento paralelas al eje de la excavación con un buzamiento de 70° a 75° hacia la sección excavada, las cuales han generado desprendimiento de bloques de roca.

Las fracturas mencionadas tienen una longitud de 20m continuos en los hasteales, También algunos se presentan en el sector de la bóveda, las que se muestran cerradas.

Las superficies planas presentan materiales de relleno fino con características de una arcilla seca, con presencia de óxidos.

2.3.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases

Naturales:

a) Primer Tramo:

En este primer tramo excavado, no se ha encontrado mucho problema con las filtraciones, excepto en las zonas de fallas donde se presentó las filtraciones en forma de goteras.

La temperatura del túnel fluctúa entre 9°C a 14°C, que posiblemente es producida por los motores de los equipos de desalojo de material.

En este primer tramo no se ha presentado presencia de gases naturales, y solo hay los producidos por la combustión de los motores de los equipos de evacuación y los producidos por la detonación de la dinamita.

De la progresiva 1+176.80 a 1+158.90m, constituidas por calizas lutáceas, color negro brillante de grano medio a fino, medianamente fracturada, siempre atravesada por algunas fallas y fracturas principales que cruzan perpendicularmente y otros diagonalmente al eje de excavación, las que se hallan rellenas por capas delgadas de arcilla y óxidos, algunas rellenas por capas de lutitas de espesores de hasta 3 cm que en general tienen buzamientos de 35° a 60°, además hay fracturamiento que son casi perpendiculares a la dirección de excavación de alto buzamiento de 80° - 85° hacia el hastel derecho.

La roca en conjunto es medianamente competente, ligeramente meteorizada y con menor grado de fracturamiento.

De la progresiva 1+158.90 a 1+153.30m, constituida por calizas lutáceas, de grano fino, color negruzco, con intercalación de capas de lutitas entre los planos de fracturamiento, entre estas progresivas podemos, indicar las zonas donde han atravesado fallas con características Geomecánica comprometedoras entre las progresivas 1+158.90 a 1+153.30, una de ellas ubicada en la progresiva 1+156.80m con un espesor de hasta 1.00m donde se pudo apreciar material brechoso como relleno, presencia de arcillas, agua y óxidos que ha generado

desprendimiento de sus partículas originando una sobreexcavación hasta el sector de la bóveda.

Entre las progresivas 1+153.30 a 1+147.10m. el sector es muy fracturado con rellenos de arcilla, lutitas y atravesadas por fallas menores formando estructuras inestables en el tramo.

Entre la progresiva 1+147.10 – 1+145.10m, la excavación ha atravesado una falla de una potencia de 0.60m con brechas y arcillas con óxidos y presencia de filtración de agua, que originaron ciertos desprendimientos de material de relleno de la falla.

En la progresiva 1+145.10 y 1+129.30m, se ha atravesado durante la excavación roca más o menos competente con un menor grado de fracturamiento, pero sin embargo en el sector del hastéal derecho, se ha encontrado fallas con aberturas de hasta 0.50m rellenas por arcillas, óxidos y material triturado y presencia de pequeñas filtraciones de agua, las que generaron sobreexcavaciones geológicas hacia el sector de la bóveda.

Las características geológicas y geotécnicas e inestabilidad de la sección excavada de las fallas atravesadas, han obligado a efectuar el acondicionamiento de medidas de sostenimiento en estos tramos mediante el empleo de mallas electrosoldadas cubiertas con Shotcrete, las rocas muy fracturadas se le ha aplicado concreto lanzado (Shotcrete).

En conjunto este tramo de excavación muestra una roca intensamente fracturada y fallada y con presencia de filtración de agua.

Desde la progresiva 1+129.30 a 1+091.80m, constituida por calizas gris obscura, de grano medio a grueso, este sector de la excavación presenta cierta estratificación de las calizas que varían de 0.35m a 1.00m de espesor, entre los estratos se encuentra rellenas por capas por caspas de lutitas negras las que se encuentra bastante fracturadas y meteorizadas acompañado por óxidos, algunas fallas y fracturas principales que cruzan perpendicular y diagonalmente al eje de la excavación.

Dentro de la caliza se encuentran vetillas de calcitas que rellenan las fracturas, así como en las de medianamente fracturadas, en los estratos algo masivos y ligeramente meteorizada, la dureza es media.

Los planos de fracturamiento tienen un buzamiento de 25° a 30° hacia el hastel derecho.

Por las características geológicas y geotécnicas, esta sección excavada a sido reforzada mediante el empleo de pernos con resina lenta y rápida para evitar desprendimiento de los estratos de roca en el sector de la bóveda.

Desde la progresiva 1+091.80 a 1+049.30m, constituida por calizas lutáceas, color gris negruzca, rellenas algunas fracturas por capas de lutitas muy fracturadas y meteorizadas teniendo óxidos, de grano medio a fino.

La sección excavada, es atravesada por una serie de fallas pequeñas y fracturas principales a cortas distancias entre sí, y que se hacen perpendicularmente y otras diagonalmente al eje de la excavación con buzamientos de alto ángulo, que varía de 55° a 85°, buzan en sentido contrario de excavación, este agrupamiento de las fallas y fracturas a corta distancia entre sí hacen que la roca se encuentra bastante fracturada, además están rellenas con vetillas de calcita que generan los planos de fracturamiento del macizo.

En conjunto el tramo excavado presenta una roca ligeramente excavada, bastante fracturada, con presencia de filtración de agua en algunos tramos, las capas de lutitas que se presentan tienen un buzamiento de 65° a 70° hacia el hastel izquierdo, con un fracturamiento irregular.

Desde la progresiva 1+049.30 a 0+796.80m, constituida por las calizas lutáceas, color negro brillante, de grano fino, bastante fracturada, intercaladas con capas de lutitas bien fracturadas y meteorizadas.

Este tramo de excavación presenta planos de estratificación a una distancia entre 10.00 y 22.00 m, con buzamiento de 25° a 30° hacia el hastel derecho, entre los tramos de planos de los estratos la roca esta

afectada por las fallas y fracturas principales que atraviesan perpendicularmente y otros diagonalmente, rellenos con arcilla y óxidos, estas fracturas están distanciadas entre 5 y 10 cm entre sí, las que generan cierto debilitamiento y riesgo de la sección excavada y afectada por el sistema de fracturamiento irregular y presencia de agua de filtración en el sector de la bóveda y hastiales.

En los sectores donde se presentan vetillas de calcita relleno las fracturas siempre hay presencia de filtración de agua, en sectores secos, estas calizas lutáceas no presentan vetillas de calcitas; pero se muestran con mayor grado de fracturamiento irregular, en conjunto la que se muestra ligeramente meteorizada, medianamente compacta y dureza media.

La falla tiene una potencia de 40 a 50 cm muy fracturada, generalmente están abiertas, con relleno de arcilla con óxidos, con filtración de agua en menor cantidad que originaron desprendimientos de las brechas de fallas.

b) Segundo Tramo:

Durante la excavación se ha encontrado filtraciones en algunas zonas aisladas, como en la progresiva 1+156.80 a 1+131.80m, 1+041.80 a 1+031.80, y zonas donde las fallas han sido atravesadas por la excavación y con vetillas de calcita, en forma de goteras.

La temperatura en este tramo fluctúa de 10°C a 13°C, cuya variación es producida por los motores de los equipos de evacuación.

De la progresiva 1+001.80 a 0+975.80m, constituidas por calizas carbonosas, color negro, de grano fino, en tramos bastante distanciados, se presentan planos de estratificación con buzamientos de 35° entre estas capas de lutitas con vetillas de calcita de un espesor de hasta 10 cm, intensamente fracturada, además están generalmente atravesado por fallas menores y fracturas, algunas abiertas y son de alto ángulo de buzamiento, rellenas por vetillas de calcita en diferentes direcciones y espesores.

La roca en su conjunto es medianamente competente, ligeramente meteorizada, fracturada.

De la progresiva 0+975.80 a 0+955.80m, constituida por calizas carbonosa, de grano medio a fino, presentan como estratificación con un buzamiento de 25° a 40°, entre ellos se encuentran emplazadas capas de lutitas bastante fracturada y alterada y con vetillas de calcita, se ha atravesado zonas de fallas de alto ángulo 75° y fracturas que atraviesan diagonalmente al rumbo de la excavación.

En la progresiva 0+972.80m, se ha atravesado una falla donde se ha originado fuertes filtraciones de agua en el hastear derecho y el sector de bóveda, la abertura de esta falla es de 8 cm. Las que se encuentran brechada y con óxidos, con cristales de cuarzo, calcita, pirita.

En conjunto esta roca se encuentra delimitada por dos fallas, que en general se hallan medianamente competente, moderadamente meteorizada y fracturadas.

De la progresiva 0+955.80 – 0+949.30m, este tramo se encuentra delimitada mediante fallas, la que esta ubicada en la progresiva 0+949.30m, presenta filtraciones de agua del sector de la bóveda de 2 a 2.5lit/min. y esta constituida por las areniscas calcáreas, color gris, grano medio a fino, medianamente fracturada, bastante masivo, el fracturamiento que presenta la roca están generalmente aisladas, pero forman algunas cuñas y están rellenas por óxidos, y calcita en forma diseminada.

En conjunto la roca se presenta masiva, dura, con menor grado de meteorización.

De la progresiva 0+949.30 y 0+932.80m, constituida por calizas carbonosas color negro de grano medio a fino, en algunos tramos intercalados por capas delgadas de areniscas calcáreas, color gris negruzco. Este tramo de excavación presenta cierta estratificación de las calizas, entre los planos de estratificación se hallan capas de lutitas bien fracturadas con vetillas de calcita muy meteorizada que alcanzan hasta 10 cm de espesor, con buzamientos que varían de 20° a 35°.

Este tramo de excavación se encuentra delimitada por las fallas con intensa alteración por la presencia de aguas de filtración constante y por el fracturamiento que cruzan en forma diagonal y perpendicular al eje de la excavación.

De la progresiva 0+932.850 a 0+901.80m, constituida por calizas carbonosas, color negro, grano fino las que presentan cierta estratificación en capas de 0.30 a 1.50m, de espesor, con buzamientos de 20° a 45°, cuyos estratos están rellenas por lutitas bituminosas de espesores de 5 cm, la roca se muestra bastante fracturada y meteorizada con vetillas de calcita de un espesor de 2 a 4 mm, con fracturamiento principal de alto ángulo de 62° a 75° de buzamiento.

En conjunta la roca es medianamente competente, ligeramente meteorizada, con fracturamiento intenso, con algunas vetillas de calcita.

De la progresiva 0+901.80 a 0+876.80m, constituida por calizas carbonosas con estratos delgados de 7 a 12 cm de espesor, con delgados niveles de calcita, y capas delgadas de lutita carbonosa, que rellenan algunas fracturas y planos de estratificación, intercalaciones de capas de areniscas calcáreas, con trozos de pirita, con calizas carbonosas de 70 a 80 cm de espesor, con vetillas de calcita que cruzan diagonalmente y perpendicularmente la estratificación, con algunas manifestaciones de filtración en forma de goteras y humectaciones en la progresiva 0+889.80 en el hasteal izquierdo.

El fracturamiento que presentan son generalmente cerradas, discontinuas de alto ángulo, con algunas fracturas con menor grado de alteración, en tramos se presenta bastante fracturado. Las lutáceas, son color gris negruzca, rellenas algunas fracturas por capas de lutitas muy fracturadas y meteorizados teniendo óxidos, de grano medio a fino.

Entre la progresiva 0+896.80 a 0+886.80m, y 0+879.80 a 0+876.80m, se ha atravesado fallas, que se cruzan diagonalmente al eje de la excavación con aberturas de 2 a 25 cm, con ciertas alteraciones en sus cajas, rellenas con vetas de calcita y arcillas; en tramos se aprecia

algunas de las fallas en la bóveda y hastéal izquierdo, sin relleno, estas fallas de alto ángulo que fluctúa de 60° a 80° de buzamiento.

De la progresiva 0+876.80 a 0+831.80m, constituida por calizas negras bituminoso, con estratificación más distanciada, donde la roca se muestra más masiva y dura, con estratos de 0.50 a 1.0m de espesor, esta caliza son generalmente de grano medio, interestratificada con capas, de lutitas, que se encuentran rellenando los planos de estratificación, con vetillas de calcita con espesores de 10 a 15 cm.

Fallas que atraviesan en forma diagonal y otros longitudinalmente con aberturas de 2 a 5 cm, rellenas de arcilla y óxidos.

De la progresiva 0+831.80 a 0+816.80m, constituida por calizas carbonosas color negro, con estratificación, que varía de 10 a 35 cm de espesor, entre los planos de estratificación están emplazados capas de lutitas bituminosas de 15 cm, fuertemente fracturadas y alteradas con vetillas de calcita, hay vetillas de calcita que rellenan las fracturas sean esta siguiendo la estratificación y otros cortan perpendicularmente y diagonalmente a los estratos, no presentan zonas de fallamiento, más bien entre capas de estratos hay bastante fracturamiento, que son perpendiculares a la estratificación, algunos de ellas están abiertas, entre los planos de estratificación hay zonas con reliz de falla. El buzamiento de los estratos varía entre 25° a 35° .

La roca en conjunto es medianamente competente, moderadamente meteorizada, algo más masiva que las rocas antes descritas.

A partir de la progresiva 0+816.80, se inicia una falla a sección completa donde en el contacto entre la roca caliza carbonosa y la brecha de falla, una capa de lutita carbonosa de 20 cm. Luego continua la brecha fallada constituida por capas de caliza con vetillas de calcita de 0.40 a 0.70m de espesor que forman capas subhorizontales, la mayor de la sección está constituida por las calizas gris pardas, formando en su mayor parte por las calcitas masivas intensamente fracturadas y meteorizadas por la presencia de agua de filtración por las fracturas abiertas hacia el interior

del túnel, además se observan niveles de arcillas producto de la alteración de las calcitas originando una arcilla de color blanquecino con propiedades expansivas, estas llegan a una potencia de 10 a 25 cm subhorizontales, también se ha observado arenas arcillosas que están rellenas las fracturas principales de esta zona de falla que son fácilmente lavadas por las filtraciones de agua.

La cantidad de agua de filtración se apreció mediante una medición con depósitos conocidos y se calculó con caudal de 0.9lit/seg., aproximadamente procedente de toda la sección excavada.

A medida que continua la excavación aumenta la cantidad de capas de arcillas arenosas de color pardo verdoso de una potencia de hasta 0.70m y presencia de los espejos de falla.

A partir de la progresiva 0+814.30m, el grado de alteración de la falla tiene las características de caolinización de color gris blanquecina, constituidas por las calizas calcáreas, presentándose en toda la sección excavada, terminando en el contacto con las calizas en la progresiva 0+807.27m, generando cierta alteración de roca medianamente alterada.

De la progresiva 0+807.27 a 0+802.90m, constituida por una caliza, color gris, medianamente fracturada con alteraciones en sus componentes de la roca, fracturas rellenas por vetillas de calcita, capas de lutitas delgadas con óxidos y algo de arcilla producto de ubicación cercana de la falla.

c) Tercer Tramo:

Durante la excavación efectuada hasta la progresiva 0+802.90m, se ha atravesado zonas de fallas y fracturas con filtraciones de agua, como las que se ubican en las siguientes progresivas: 0+971.80 de 0+944.80 a 0+946.80; 0+924.30; 0+916.80; 0+912.80; 0+854.80; 0+814.60.

Todos los tramos indicados, en cierto modo, han aportado agua hacia el túnel, que hicieron un recorrido de 733.90mts. hacia la superficie, donde se ha efectuado aforo diario con los cuales se ha calculado un promedio de

1.9lit/seg. a 1.2lit/seg. Esta tendencia de bajo caudal puede estar relacionado a la escasez de precipitaciones pluviales; pero cabe indicar que en la progresiva 0+816.35m, se ha atravesado una falla brechada con mayor presencia de agua de filtración que aumentó el caudal promedio a 2.0lit/seg.

La temperatura dentro del túnel fluctúa de 8°C a 10°C, que se debe probablemente a la cantidad de zonas con filtración de aguas frías.

En el túnel no hay presencia de gases naturales, si no aquellos gases producidos por la combustión de los motores de los equipos de evacuación y los producidos por la detonación del material explosivo usado.

De la progresiva 0+802.90 a la 0+791.80m, la excavación ha sido ejecutada en una secuencia litológica constituida por calizas de grano fino, color gris oscuro, bastante fracturada y algunos niveles de areniscas calcáreas gris verdosas, de grano fino a medio, duras compactas y masivas, con zonas de falla que presentan fuertes filtraciones de agua a presión. Algunas de estas fallas están rellenas por capas delgadas de lutitas carbonosas; en tanto que las fracturas lo están por venillas de calcita de espesores de hasta 3 cm. Así, se tiene que en la progresiva 0+791.80, se ha atravesado una falla cuyo material de relleno está conformado por arcillas, óxidos y vetillas de calcita; presentando inicialmente filtraciones de hasta 4.0 lit/seg., el mismo que fue bajando paulatinamente hasta 3.7 lit/seg.

De la progresiva 0+791.80 a 0+784.80, luego de una falla, la excavación cruza mayormente una gruesa secuencia de areniscas calcáreas, color gris blanquecino a gris verdoso cuando está fresca y de tonos amarillentos cuando está alterada, de grano medio a grueso, algo compacta en tramos, bien fracturada y meteorizada, en los contactos con las calizas, donde exhibe cierta arcillosidad, que evidencia cierto grado de caolinización. Está interestratificada con capas delgadas de lutitas gris oscura a negras, de brillo lustroso, que contiene láminas de calcita. Los niveles de calizas se encuentran bien fracturadas y rellenas por las venillas de calcita de hasta 2.0 cm de espesor.

Los gruesos paquetes de areniscas cruzan diagonalmente a la excavación, estando delimitada sus contactos con calizas, por medio de las fallas de alto ángulo (75° a 85°). La caliza está muy fracturada y sus aberturas están rellenas por delgadas capas limo-arcillosas, óxidos y vetillas de calcita.

De la progresiva 0+784.80 a 0+769.80m, la roca excavada, está constituida por calizas gris obscura a negras, grano medio a fino, de forma tubular, intensamente fracturadas y alteradas; intercaladas con delgados niveles de areniscas calcáreas, gris verdosas, de grano medio a grueso, las que se encuentran meteorizadas y falladas.

La presencia de fallas ubicadas en las progresivas 0+781.80 y 0+775.80, así como las fracturas principales que generalmente son de alto ángulo; hacen que la roca haya tenido un proceso de meteorización y alteración en su estructura, al ser afectadas por la filtración de agua, la que está lavando continuamente los rellenos de las fracturas y fallas, generando cierta inestabilidad estructural en la roca, al llegar a aberturas de más de 20 cm de ancho. Estas fracturas están espaciadas de 4 a 12 cm entre sí. De igual manera, entre las progresivas 0+773.80 a 0+769.80, hay fracturas principales rellenas por óxidos, arcillas y numerosas vetillas de calcita de 2 a 3 cm de espesor.

De la progresiva 0+769.80 a 0+763.80m, la excavación ha atravesado nuevamente una gruesa secuencia de areniscas calcáreas, algo arcillosas; las que se encuentran intensamente falladas, fracturadas, alteradas y meteorizadas, con pátinas (película superficial delgada que se forma en las rocas generalmente por procesos químicos) de oxidación, por lo que adopta un color gris amarillento; características que se presentan en las zonas de contacto con las calizas. La parte media de esta roca es de color gris verdoso cuando están frescas, bastante compacta, duras, masiva, pero entre las fracturas se presentan estrías de fallas, indicadora de desplazamiento de estas rocas con respecto a las adyacentes; estos planos de fracturamiento presentan capas delgadas de óxidos.

Estas areniscas están afectadas por fallas de alto ángulo rellenas por arcillas y óxidos y por la ocurrencia de filtraciones de agua que generalmente son las que alteran la estructura de la roca.

De la progresiva 0+763.80 a la 0+624.10, la excavación atraviesa una secuencia mayormente constituida por calizas de grano fino, gris oscuras a gris pardas, medianamente competente, ligeramente meteorizada, en tramos se encuentran bastante fracturadas rellenas por numerosas vetillas de calcita de 1 a 3 cm, llegando algunos casos hasta 17 cm de espesor; así mismo, por capas delgadas de lutitas carbonosas, de brillo opaco, visible; y areniscas con óxidos que van rellenas las fracturas principales y fallas que cruzan diagonalmente a la excavación y que son generalmente de alto ángulo.

En este tramo de excavación no se ha presentado mayor filtración, más bien hay humectaciones.

El espaciamiento entre fracturas varía entre 20 y 30 cm con presencias de reliz de fallas, con óxidos y vetillas de calcita, con buzamiento de 45° a 50° al SW.

d) Cuarto Tramo:

Durante la excavación efectuada hasta la progresiva 0+624.10, se ha atravesado rocas sedimentarias constituidas por calizas y areniscas calcáreas, afectadas por fallas, fracturas con rellenos de arcillas y zonas de alteración, con fuertes filtraciones de agua procedentes principalmente de las zonas de fallas y contactos litológicos.

Durante la excavación se atravesó filtraciones de agua en las siguientes progresivas: de 0+794.30 a 0+786.80, 0+781.80, 0+775.80; de 0+769.30 a 0+764.30; 0+739.80, efectuándose taladros de drenaje para que descargue hacia el túnel. El resto de los sectores de la excavación presenta humectaciones por las fracturas.

Todos los tramos, en cierto modo, han aportado agua hacia el túnel, e hicieron un recorrido de 912.70m, hacia la superficie, donde se ha

efectuado el aforo diario, con el cual se ha calculado un promedio de 3.8 lit/seg. Esta tendencia de aumento de caudal es porque se ha atravesado zonas de fallas y fracturas con mayor presencia de aguas subterráneas.

La temperatura del túnel fluctuó de 7° a 8°C, el enfriamiento posiblemente se deba a la gran cantidad de filtraciones de aguas frías y al medio ambiente.

De la progresiva 0+624.10 a 0+577.60, la excavación ha sido ejecutada en una secuencia litológica constituida mayormente por calizas de grano fino, color oscuro, duras, compactas, algo masivas y en estratos de 30 a 50 cm. de espesor, mediana a bastante fracturadas, ligeramente meteorizadas; las fallas y fracturas principales están rellenas de calcita de 2 a 10 cm de espesor, presentándose también en forma de nódulos y en numerosas vetillas que atraviesan la roca en diferentes direcciones. A partir de la progresiva 0+611.00, las calizas se hacen mas tabulares, algo friables en estratos de 15 a 20 cm., intercaladas con lutitas calcáreas de 3 a 10 cm. de espesor. En la progresiva 0+581.80, se acentúa el contenido carbonoso de las lutitas y calizas, presentando pirita diseminada. El sistema de fracturas y fallas principales cruza diagonalmente la sección excavada, siendo de alto ángulo mientras que las juntas de estratificación tienen buzamiento moderado (40° a 58°). Las filtraciones sólo se dan a nivel de goteras y humectaciones.

De la progresiva 0+577.60 a la 0+567.70, ese sector se caracteriza por ser una zona de falla, con fracturamiento intenso. Las fracturas presentan material limo-arcilloso, de color pardo grisáceo y amarillento, óxidos, brechas de calizas y lutitas carbonosas y vetillas de calcita de varios centímetros de espesor. Así también, arcillas altamente plásticas de 25 cm. de espesor, arena de grano medio a fino y vetas de calcita. El ancho de las fallas varía de 0.50m a 1.20m. Las rocas encajonadas están intensamente fracturadas, disturbadas, laminadas, estando constituidas por calizas y lutitas carbonosas.

El fallamiento y fracturamiento presentan una inclinación mayormente moderada a alta (60° a 85°), el espaciamiento entre ellas es poco, las paredes lisas y algo onduladas. La filtración de agua se da solo a nivel de goteras.

De la progresiva 0+567.70 a 0+536.80, la roca excavada, está constituida mayormente por calizas de color gris oscuras a gris pardas de grano fino, duras, de apariencia masiva a tabular, en estratos de 30 a 40 cm. de espesor, se encuentran regularmente fracturadas y ligeramente alteradas. Las calizas se encuentran atravesadas por numerosas vetillas de calcita que se distribuyen en diferentes direcciones. Se intercalan niveles de lutitas calcáreas, gris oscuras, laminares, fisibles, poco compactas, están rellenas con láminas de calcita.

El sistema de fracturas y fallas principales que atraviesan el tramo excavado, están rellenas por vetillas de calcita de hasta 5 cm de espesor, y en algunos casos por arcillas, limos de color gris amarillento de 2 a 3 cm. de espesor.

Las filtraciones de agua en forma de humectaciones y goteras.

De la progresiva 0+536.80 a 0+501.80, la excavación ha atravesado una secuencia litológica constituida por gruesos estratos de calizas de color gris oscuro de grano fino, duras, medianamente competentes, bastante fracturadas y ligeramente meteorizadas en cuyos planos de fracturas se han desarrollado pátinas de oxidación.

Ocasionalmente se presentan delgados niveles de lutitas gris oscuras, carbonosas, fisibles, laminares con vetillas de calcita paralelas a la excavación.

El sistema principal de fracturas y fallas cruza diagonalmente la excavación y son generalmente de alto ángulo, encontrándose mayormente rellenas de calcita de 3 a 5 cm. de espesor. En este tramo entre las progresivas 0+524.80 a 0+515.80, destaca la presencia de un conjunto de fallas que siguen la misma orientación del sistema de fracturas, presentando material de relleno de 1 a 3 cm. de espesor, consistente en

arcillas gris pardas, ligeramente plásticas, limos y óxidos de color pardo amarillento, así como vetillas de calcita.

La ocurrencia de filtraciones de agua se da solo a manera de humectaciones, goteras y ocasionalmente a muy ligera presión.

De la progresiva 0+501.80 a 0+476.80, la excavación atraviesa una secuencia litológica mayormente constituida por gruesos paquetes de calizas, de grano fino, gris oscuras a gris claras, en estratos de 40 a 80cm de espesor, medianamente competente, ligeramente meteorizada, y en algunos tramos bastante fracturadas, rellenas por numerosas vetillas de calcita de 3 a 5 cm., intercalado con delgados niveles de lutitas carbonosas, de color gris oscuras a negras, laminares, fisibles, poco compactas. Así también se presentan capas de carbón de hasta 30 cm. de espesor de forma lenticular.

El sistema de fallas y fracturas principales atraviesan el tramo excavado en forma diagonal, siendo estas de alto ángulo, presentando en algunos casos delgados rellenos de material consistente en limos, óxidos, arcillas y vetillas de calcita.

En este tramo de excavación no se ha presentado mayor grado de filtración, mas bien hay humectaciones y goteras.

De la progresiva 0+476.80 a 0+456.80, la roca atravesada en la excavación está constituida por calizas gris oscuras de grano fino, carbonosas; calizas gris pardas, grano fino, con cristales de calcita diseminada, intercalada con delgados niveles de lutitas carbonosas de 3 a 5 cm. y láminas de carbón interestratificada y arenisca gris clara. Las calizas y areniscas tiene una apariencia masiva, en estratos de 80 cm. hasta 1.20m.

La roca en general se presenta medianamente fracturada, ligeramente meteorizada. El sistema de fracturamiento principal cruza diagonalmente la excavación, siendo de alto ángulo, mientras que las juntas de estratificación, presenta un buzamiento moderado (55° - 65°).

Las filtraciones, solo ocurren en forma de humectaciones.

De la progresiva 0+456.80 a 0+450.80, se ha atravesado una serie de fallas que cruzan a la sección de excavación en forma diagonal y perpendicularmente cuyas fracturas están rellenas por capas de lutitas, arcillas, óxidos, que varían de una potencia de 5 a 30 cm de espesor, este tramo se encuentra intensamente fracturado.

De la progresiva 0+450.80 a 0+446.80 se atraviesa roca caliza de grano medio a fino, medianamente competente, ligeramente meteorizada, atravesada por algunas fracturas diagonales a la excavación rellenas con arcilla y vetillas de calcita con algunas humectaciones.

e) Quinto Tramo:

Durante la excavación efectuada hasta la progresiva 0+446.80, se ha atravesado rocas sedimentarias constituidas por calizas, lutitas carbonosas y lentes de carbón, afectadas por sistemas de fallas y fracturas con rellenos de arcillas y zonas de alteración, que sirven mayormente como control del drenaje. Las filtraciones de agua ocurren como humectaciones, goteras a muy ligera presión.

Durante la excavación se ha atravesado fallas con filtraciones de agua en las siguientes progresivas. De 0+637.80; 0+626.80; 0+611.80; 0+594.80; 0+576.80; 0+554.30; 0+546.80; 0+536.80; 0+521.80; 0+516.80, efectuándose taladros de drenaje para que descargue hacia el túnel. El resto de los sectores de la excavación presenta humectaciones por las fracturas.

En general el aporte de agua ha sido mínimo considerando que el aforo diario efectuado en la superficie arrojó un promedio de 3.33 lit/seg.

La temperatura dentro del túnel fluctuó de 7° a 8°C, el enfriamiento posiblemente se debe a las filtraciones de aguas frías y al medio ambiente.

De la progresiva 0+446.80 a 0+436.80 la excavación ha sido realizada en una secuencia litológica constituida por calizas medianamente competentes, de grano medio a fino, color gris oscuro, duras, compactas, de apariencia masiva, medianamente fracturadas y ligeramente

meteorizadas. Las fallas y las fracturas principales están rellenas de calcita de 1 a 2 cm. de espesor, las cuales cruzan diagonalmente la sección excavada, siendo el ángulo de valor alto.

Las filtraciones se dan a manera de goteras y humectaciones.

De la progresiva 0+436.80 a 0+434.30, la excavación ha atravesado una secuencia constituida por gruesos estratos de calizas gris oscuras, de grano fino a medio, medianamente competentes, bastante fracturadas y ligeramente meteorizadas en cuyos planos de fractura se ha desarrollado pátinas de oxidación.

El sistema principal de fracturas y fallas cruzan diagonalmente la excavación, siendo en general de alto ángulo encontrándose mayormente rellenas de delgadas capas de material limo arcilloso de color amarillento, ligeramente plásticas, óxidos y vetillas de calcita, que van de 5 a 15 cm. de espesor.

La ocurrencia de filtraciones de agua se da sólo a manera de humectaciones y goteras.

De la progresiva 0+434.30 a 0+423.63, la sección excavada se caracteriza por ser una zona de falla, con fracturamiento intenso y por la presencia de niveles de arenisca gris - pardas, de grano fino a medio, suaves, deleznales con el agua que cruza la sección acuñándose hacia el hastel izquierdo; se intercalan capas de arenisca miloníticas, cloritizadas de color verdoso, con trazas de piritita diseminada. Esta zona está constituida por un sistema de fallas que cruzan toda la sección excavada en forma casi paralela al eje del túnel, con espaciamiento de 10 a 30 cm. y una inclinación mayormente moderada a alta (60° a 85°); sus paredes son lisas y algo onduladas los mismos que tienden a cerrarse en algunos tramos. Las fallas presentan material de relleno consistente en arcillas altamente plásticas de color gris a pardo amarillento, que varía de 5 a 30 cm. de espesor y vetas de calcita de varios centímetros de espesor. Así mismo, óxidos, brechas de caliza y calcita englobados por una pasta arcillosa y poco consistente.

La filtración de agua se da sólo en forma de humectaciones.

De la progresiva 0+423.63 a 0+416.80, la roca excavada está constituida por calizas de color gris oscura a gris parda, de grano fino, duras, intensamente fracturadas brechadas con fragmentos de diferentes tamaños que varían de 10 a 15 cm. de diámetro, de forma angulosa, que están cortados por fallas rellenas de limo-arcillas bastante cloritizados, de grano grueso a medio, de color gris verdoso de 10 a 5 cm. de espesor que cruzan la sección excavada en diversas direcciones. Las brechas están conglomeradas con un material poco competente, limo arenoso, pardo verdoso a amarillento y por vetillas de calcita que se hace predominantes en el hastel izquierdo de 10 cm. de espesor. Las fracturas presentan separaciones de 10 a 20 cm.

Las filtraciones de agua ocurren en forma de humectaciones y goteras.

De la progresiva 0+416.80 a 0+391.80m, la excavación atraviesa una secuencia litológica constituida por una zona de alteración caracterizada por la presencia de estructuras microbrechadas, con fenocristales de calcita, pirita; englobados en una matriz pastosa de areniscas de grano fino a medio, bastante meteorizadas, alteradas y cloritizadas. En algunos tramos presenta vetillas de calcita de 1 a 3 cm. de espesor. La calcita recristalizada se encuentra en forma de nódulos de 15 a 20 cm. de diámetro. El material es suave, poco compacto, disgregándose rápidamente con la picota. La zona de alteración se desarrolla dentro de una arenisca calcárea de color gris claro a pardo, tabular, poco compacto con gruesos niveles de areniscas micro-conglomerádicas, algo brechosas, que están cortados por numerosas vetillas de cuarzo, posiblemente relacionados a procesos subvolcánicos que son los que habrían producido una intensa alteración en ese sector. A partir de la progresiva 0+396.80 la litología cambia bruscamente pasando a rocas volcánicas de naturaleza andesítica y traquiandesítica, de grano fino, gris violáceo, fuertemente fracturadas y falladas, cuyo sistema principal de fracturamiento tiene inclinaciones moderadas a fuertes contra el sentido de la excavación. Las

fallas tienen aberturas de 1 a 3 cm. de ancho y están rellenas de arcillas y óxidos.

En este tramo de excavación no se ha presentado mayor grado de filtración, pero hay humectaciones y ocasionalmente goteras.

De la progresiva 0+391.80, la roca atravesada en la excavación está constituida por rocas volcánicas de naturaleza andesítica de color gris oscuro a gris violáceo, duras con fracturamiento moderado a fuerte, que se desarrolla en forma casi paralela al eje del túnel. Presenta abundantes vetillas de cuarzo así como de calcita.

La roca en general se presenta medianamente fracturada, ligeramente meteorizada. El sistema de fracturamiento principal cruza diagonalmente la excavación, siendo el valor del ángulo alto.

Las filtraciones sólo ocurren en forma de humectaciones.

De la progresiva 0+384.80 a 0+341.80m, continúan las rocas volcánicas pero han sufrido fuertes fallamientos en bloques, los planos de falla están bastante alterados, habiéndose producido una intensa recristalización de minerales como sericita y clorita, que se caracteriza por su brillo ceroso y se disgregan fácilmente. Así mismo, estas fallas presentan delgados rellenos de material arcilloso y óxidos, que dan a los planos de fractura una coloración rojiza.

De la progresiva 0+341.80 a 0+333.80m, la excavación ha atravesado las rocas volcánicas que se presentan en forma de un filón dique, la cual se muestra de forma masiva, fácil de compactar, medianamente meteorizada, de color gris-violeta de grano medio, con fenocristales de calcita, cuarzo, clorita, que por sus características metrográficas puede tratarse de una traquita, con fracturas que cruzan en forma diagonal con presencia de filtraciones de agua en forma de goteras, consistentes y chorro de agua con alguna presión en las siguientes progresivas: 0+344.50; 0+339.30 y 0+336.80.

f) Sexto Tramo:

Durante la excavación efectuada hasta la progresiva 0+360.80, se ha atravesado rocas sedimentarias y volcánicas constituidas por calizas, areniscas, andesitas y traquiandesitas, afectadas por procesos de metasomatismo que han generado zonas de alteración y por sistemas de fallas y fracturas con rellenos de arcillas, que sirven mayormente como control del drenaje. Las filtraciones de agua ocurren como humectaciones y ocasionalmente goteras.

En la zona donde se ha atravesado la roca volcánica, se ha encontrado fracturas con filtraciones de agua en las progresivas; 0+344.50; 0+339.30 y 0+336.80, en ésta última en mayor cantidad que los otros con cierta presión, en la cual se han efectuado perforaciones de alivio.

En general el aporte de agua de la zona atravesada ha sido mínimo.

Cabe indicar que ha aumentado considerablemente el caudal, arrojando el aforo diario valores que varían de 4.0 lt/seg a 41.0 lt/seg, teniendo un promedio de 21.0 lt/seg. Este aumento de caudal se debe a la reactivación de los sistemas de drenaje a través de fallas y fracturas entre las progresivas 1+136.80 y 1+336.80, por efectos de las intensas precipitaciones ocurridas en la zona.

En base, a la existencia de zonas de filtración, se ha realizado una evaluación y relación de las áreas, para su tratamiento en la etapa del revestimiento definitivo mediante perforaciones para drenar y reforzar con medidas de sostenimiento estas áreas.

La temperatura dentro del túnel fluctuó de 7°C a 8°C, el enfriamiento se debe a las filtraciones de agua fría y a la temperatura del medio exterior.

De la progresiva 0+333.80 a la 0+321.80 (kilómetro 1+203.00 hasta el 1+215.00), la roca atravesada en la excavación está constituida por rocas volcánicas de naturaleza traquítica y traquiandesítica, de color gris oscuro a bruno y ligero, tono violáceo, grano fino a medio, duras, de aspecto tabular, con fracturamiento moderado a fuerte, conformando bloques,

cuyos planos de fracturamiento conforman cuñas. Las fallas y fracturas están rellenas por un material triturado compuesto por sericita y clorita, de color verdoso a pardo, brillo ceroso, fácilmente disgregables más aún ante la presencia de agua donde adquiere un comportamiento jabonoso, constituyendo de esta manera potenciales superficies de deslizamiento. Ante la formación de estructuras de bloques y cuñas, se ve la necesidad de colocar pernos de anclaje como una manera de evitar la descompresión y posterior caída de estos, y la aplicación de shotcrete como una medida de sostenimiento inicial para mejorar el comportamiento estructural del macizo relajado por la presión de la masa rocosa y efectos de la voladura.

Las fallas y fracturas principales cruzan en general toda la sección excavada, con buzamientos, cuyo ángulo varía de mediano a alto (50° a 89°). La manifestación de filtración sólo se da a manera de humectaciones y goteras.

De la progresiva 0+321.80 a 0+314.80, la sección excavada está conformada por rocas volcánicas de apariencia masiva, compacta, de grano medio a grueso, con fenocristales de calcita en forma diseminada. El sistema principal de fracturas cruza en forma casi diagonal la zona excavada con inclinaciones que van de moderada a alta (57° a 80°). Así mismo presenta algunas fallas cuyo relleno está constituido por material areno limoso, de color gris verdoso con trazas de pirita diseminada, que alcanzan espesores de 3 a 5 cm. En general la roca está medianamente fracturada y meteorizada.

La presencia de filtraciones de agua es en forma de humectaciones.

De la progresiva 0+314.80 a 0+282.80 continúa la excavación en rocas volcánicas de aspecto masivo, de grano medio a fino, color gris brunáceo; que en este tramo se encuentran fuertemente afectados por sistemas de fracturas y fallas en bloques, con fracturas que cruzan en forma diagonal el área excavada y que exhiben inclinaciones con ángulo de mediano a alto valor (40° a 88°), cuyos planos tienden a formar cuñas, los mismos que están bastante alterados, habiéndose producido una intensa

recristalización de minerales como sericita y clorita, que se caracterizan por su brillo ceroso, pueden ser rayados fácilmente con la uña y disgregarse más fácilmente con el agua; constituyendo de esta manera probables superficie de deslizamiento, por lo cual se procedió a la colocación de pernos de anclaje y la aplicación de shotcrete para conservar la estabilidad, conforme al cálculo de mecánica de rocas, donde el factor de seguridad F.S. = 3, para un espesor de shotcrete de 5 cm. (ver cuadro de la evaluación de las medidas de sostenimiento complementario y cálculo de la presión sobre el revestimiento).

La presencia de filtraciones de agua es del tipo de humectaciones y ocasionalmente goteras, para disminuir las presiones se realizó taladros de drenaje entre las progresivas 0+289.10, 0+289.00, 0+289.40.

De la progresiva 0+282.80 a 0+276.80 la excavación ha sido realizada sobre una litología sedimentaria constituida por delgados niveles de calizas silicificadas, posiblemente por efecto del cuerpo subvolcánico; duras de grano medio a fino; seguido de calizas micríticas, de color gris oscuro con tonos pardos, medianamente competentes, compactas, bastante fracturadas y ligeramente meteorizadas. En este tramo las calizas se presentan estratificadas con espesores que varían de 15 a 40 cm. y con buzamiento de mediano a alto ángulo (65° - 80°). Las fallas fracturas principales exhiben inclinaciones de similar valor (55° a 80°).

La ocurrencia de filtraciones de agua se da sólo a manera de humectaciones y ocasionales goteras.

De la progresiva 0+276.80 a 0+266.30m, la excavación ha atravesado una zona de calizas gris oscuras, de grano fino a medio; duras intensamente fracturadas y bastante meteorizadas, con cierto aspecto de brecha pero de fragmentos grandes y angulosos. Los estratos presentan buzamientos de alto ángulo que oscila entre 74° y 80° , habiéndose producido fallas siguiendo los planos de estratificación, de tal manera que estos presentan rellenos de óxidos y material limo-arcilloso de 3 a 25 cm. de espesor. Así mismo, las fracturas y fallas principales cruzan toda la

sección excavada, siendo en general de bajo a mediano ángulo de 20° a 55°, se encuentran mayormente rellenas con delgadas capas de material limo-arcilloso de color pardo amarillento, ligeramente plásticas con óxidos. En la progresiva 0+271.80 se encuentra una falla de 4 a 5 cm. que atraviesa diagonalmente la sección excavada, abierta en la bóveda, con filtraciones de agua permanentemente y constante desde la bóveda y el hastial derecho.

Las filtraciones son del tipo goteras con una ligera presión en la progresiva 0+271.80, donde inicialmente tuvo una fuerte presión con una descarga de 0.60 lt/seg.; posteriormente se estabilizó en aproximadamente 0.20 lt/seg., en este punto se dispuso la perforación de un taladro de drenaje, con el fin de enviar la presión hidráulica.

De la progresiva 0+266.30 a 0+145.10, la roca excavada está constituida por calizas de color gris pardas, de grano fino, duras, tabulares, en estratos de 15 a 40 cm. de espesor; con buzamiento cuyos ángulos oscilan entre 55° y 80°; son medianamente competentes, bastante a regularmente fracturadas y ligeramente meteorizadas; intercaladas con delgados niveles de lutitas gris oscuras, carbonosas, de 4 a 10 cm., de espesor, con planos de estratificación ondulada que se acuñan en algunos tramos, poco compactas, brillo lustroso, deleznales, fisibles, laminares, con presencia de vetillas de calcita paralelas a la estratificación, que también se presenta en forma de pequeñas concentraciones de 10 a 15 cm. de diámetro en forma diseminada.

En el tramo entre las progresivas 0+246.80 s 0+206.80 destaca la presencia de un conjunto de fracturas en contra del avance de la excavación, que presentan una inclinación de bajo a mediano ángulo, los cuales varían de 30° a 55°; presentándose ocasionalmente algunas de alto ángulo de hasta 80°, las que en general no son continuas quedando truncadas en los planos de estratificación.

La ocurrencia de filtraciones de agua se da a manera de humectaciones en la mayor parte de la sección excavada y como ocasionalmente goteras.

g) Sétimo Tramo:

Durante la excavación efectuada hasta la progresiva 0+145.10, se ha atravesado rocas volcánicas y sedimentarias constituidas por traquitas, traquiandesitas y calizas afectadas por sistemas de fallas y fracturas con rellenos de arcilla, que sirven mayormente como control del drenaje. Las filtraciones de agua ocurren como humectaciones, goteras como en las progresivas 0+244.30 a 0+239.30 y a ligera presión en forma de chorrera constante, como en la progresiva 0+262.80.

En general el aporte de agua en el tramo excavado ha sido mínimo.

La excavación de este tramo se realizó en el mes de Marzo de 1999, la lectura del caudal en este mes tuvo una notable disminución con respecto al mes anterior variando de 15.30 lt/seg a principios del mes y de 9.00 lt/seg a fines del mismo, contando con un promedio mensual de 10.30 lt/seg. Esta disminución del caudal se debe principalmente a la disminución de las precipitaciones pluviales.

De la progresiva 0+181.80 a 0+151.80m, las calizas se encuentran fracturadas, ligeramente meteorizadas, estratificación en paquetes de 0.30 y 0.90 metros de espesor con buzamientos de 45° y 35°, cuyos estratos están rellenas por capas de lutitas, arcillas, calcitas con espesores que varían entre 2 y 5 cm.

Entre las progresivas 0+170.80 a 0+165.80 se ha atravesado dos fallas de alto ángulo que cruzan diagonalmente al eje de excavación, con filtraciones de agua constante y a presión de un volumen de 0.02lit/seg.

Entre las progresivas 0+159.30 a 0+154.30 se presenta una estratificación sub-horizontal de bajo ángulo con buzamiento que varía de 20° a 50°.

De la progresiva 0+151.80 a 0+108.60, las calizas se muestran con estratificación más delgadas que varía entre 20 a 60 cm. de espesor, cruzada por algunas fracturas y fallas de mediano y alto ángulo, en posición contraria al buzamiento de los estratos de las calizas formando

bloques de roca en forma de cuñas, entre las progresivas 0+139.30 a 0+128.80 la estratificación es sub-horizontal de bajo ángulo con mayor presencia de agua entre las progresivas 0+124.30 a 0+108.60, con un caudal constante de 0.01 lt/seg.

De la progresiva 0+108.60 a 0+048.90, la excavación ha atravesado una zona de calizas gris oscura de grano medio a fino, duras, bien estratificadas, bastante meteorizadas. Los estratos presentan buzamiento de alto ángulo que oscila entre 65° y 80° presentándose fallas siguiendo los planos de estratificación de tal manera que están rellenas por óxidos, material limo – arcilloso de 2 y 6 cm. de espesor con vetas de calcita de 10 y 20 cm. de espesor, así mismo las fracturas y fallas principales cruzan toda la sección excavada, generalmente de bajo ángulo que varía entre 40° y 50°, mayormente rellenas por delgadas capas de material arcilloso ligeramente plástico.

Entre las progresivas 0+053.40 a 0+048.90 estas calizas están afectadas por fallas con relleno de arcilla y los planos de estratificación presentan rellenos de capas delgadas de limo y arcilla y se encuentran intensamente fracturadas.

Las filtraciones se dan a manera de chorros de agua constantes, en tramos a presión con un caudal aproximado de 0.020 lt/seg., los que son drenados mediante perforaciones.

h) Octavo Tramo:

Se han presentado filtraciones en forma de chorros de agua constante y a ligera presión en las progresivas 0+169.30, entre la progresiva 0+124.80 a 0+109.30, 0+086.80, 0+074.30, 0+061.80, 0+056.80.

La lectura del control diario realizado en el portal del túnel fue de 10.11 lt/seg., aumentando el valor de las lecturas cuando se ha captado filtración a partir de la progresiva 0+093.90, llegando a tener un caudal de 25lit/seg.

En el transcurso de la excavación de este último tramo no ha variado las temperaturas medias (8°C a 10°C).

De la progresiva 0+000.00 a la progresiva 0+032.30, atravesada por algunas fallas que cruzan diagonalmente a la excavación las que se encuentran bastante fracturadas con rellenos de arcillas, lutitas bastante trituradas y lutitas carbonosas bien deleznable pero de 2 a 3 cm. de espesor.

La excavación se ha efectuado en el tramo curvo y el comienzo del eje recto entre el Pique y el Túnel de Descarga.

i) Noveno Tramo:

Durante el proceso de excavación, se ha atravesado planos de estratificación y fracturas con algunas filtraciones de agua en forma de goteras y humectaciones.

La temperatura varió de 7°C a 8°C.

2.4 CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE LA CAVERNA

El 24 de Setiembre de 1998 se inició el afrontamiento para la excavación de la caverna para los piques, siendo el 27 de Setiembre (tres días después) la fecha en la que se dio el primer disparo para la excavación de la caverna, terminándose la misma el 05 de Octubre de 1998 con una longitud de 7.60m, y una sección de 3.50m x 3.50m.

En el mes de Octubre de 1998, la excavación subterránea de la caverna fue de 0+002.00 a 0+007.60m, logrando un avance de 5.60m en tres días.

La geología de las plataformas, el portal y caverna del Pique N°02, está constituida por las calizas color gris claro, grano medio a grueso, ésta se encuentra bastante fracturada y algo meteorizada, cruzada por algunas fallas que atraviesan casi perpendicularmente al eje de la excavación, con alto ángulo de buzamiento (65° - 75°), las fracturas atraviesan diagonalmente al eje de la excavación y se profundizan hacia el piso con buzamientos de 70° - 75°.

2.4.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases

Naturales del Tramo.

Durante la excavación no se ha presentado ningún tipo de filtración de agua.

En la caverna excavada, no hay gases naturales y sólo los gases producto de la explosión de la dinamita.

Basados en los resultados preliminares de los estudios geotécnicos, geofísicos y batimetría manual por lastre; se determinó que la longitud entre el Pique N°2 y la laguna era de 29.60m, por lo cual no se pudo efectuar la excavación del Pique N°01. De los acuerdos tomados se decidió construir el Pique N°03 a una distancia de 8.00m del Pique N°02. Para la ejecución de este pique se tuvo que prolongar la caverna, que inicialmente se construyó para el Pique N°02, en una longitud de 8.00m, con una sección de 3.50 x 3.50m., terminada la excavación se dispuso las medidas de sostenimiento necesarias. Dentro de la caverna se aloja el winche y la polea, que sirven para la extracción del desmote de la excavación del Pique N°03.

El 12 de Febrero de 1999, se inició la prolongación hasta la progresiva 0+016.00 con una sección de 3.50 x 3.50m y fue terminada al día siguiente.

La geología de la caverna está constituida por calizas de color gris claras, grano medio a grueso, éstas se encuentran medianamente fracturada y meteorizada, cruzadas por algunas fallas rellenas por partículas de arcilla, óxidos y capas delgadas de lutitas que atraviesan casi perpendicularmente al eje de la excavación, además hay una estratificación y fracturamiento diagonal a la excavación y otros paralelos, con alto ángulo de buzamiento entre 65° - 75° y se profundizan hacia el piso.

2.5 CLASIFICACIÓN DE LA ROCA DE LOS PIQUES

2.5.1 PIQUE N°02:

La excavación de este Pique se inició el 06 de Octubre de 1998, siendo la roca atravesada por calizas de la formación Chulec Pariatambo, constituidas

por calizas gris de grano medio a fino, se encuentran bastante fracturada y estratificada, fracturas rellenas por numerosas vetillas de calcita.

Desde la progresiva 0+000.00 a 0+003.00 m, constituidas por calizas gris, bastante fracturada y alterada de grano medio a fino, con algunas fallas que atraviesan este sector proyectadas desde la superficie las que se hallan rellenas por arcillas y óxidos con buzamientos de alto ángulo de 55° - 60° .

Desde la progresiva 0+003.00 a 0+014.90, constituidas por calizas, de grano fino, medianamente competente, ligeramente alterada el sistema de fracturamiento aumenta, por el alto contenido de las vetillas de calcita que cruzan en direcciones y buzamientos diferentes y el plano de fracturamiento entre este tramo esta a menor distancia que varía de 5 a 25 cm. entre sí, rellenas con calcitas y otros con óxidos, algunas capas delgadas de arcilla que vienen a formar fallas menores.

Hasta la profundidad excavada la mayor cantidad de las fracturas y fallas cruzan en forma diagonal al eje de excavación dando un comportamiento de regular estabilidad de las paredes de excavación, sólo genera desprendimiento de algunos bloques de roca, las que forman algunas cuñas entre los planos de fracturamiento de bajo ángulo.

Las fallas que atraviesan diagonalmente son de alto ángulo de 89° de buzamiento, rellenos de arcillas y óxidos.

2.5.1.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases

Naturales:

a) Primer Tramo:

Durante la excavación hasta la profundidad de 14.90m no se ha detectado filtración de agua, solo algunas humectaciones.

La temperatura dentro de la excavación del Pique N°02 fluctúa 8°C – 9°C .

En la excavación del Pique no hay presencia de gases naturales.

De la progresiva 0+014.90 a 0+021.00 m, constituida por calizas de color gris, de grano media a grueso, donde la estructura

de la roca presenta mayor grado de fracturamiento en sentido transversal a la estratificación normal, además hay mayor densificación de las vetillas de calcita que rellenan las fracturas; durante la excavación se ha atravesado fallas longitudinales que cortan diagonalmente a la estratificación y al sentido de los fracturamientos, las que se encuentran rellenas por lutitas, calcitas y óxidos con algo de arcilla, de un espesor de 2 a 8 cm., que se prolongan algunos desde la progresiva 0+011.00 a 0+016.00 y otros desde 0+014.50 a 0+018.00 m., ubicados entre las líneas 3 y 7 de la sección de excavación generalmente de alto ángulo de buzamiento.

A partir de la progresiva 0+014.50 m., se inicia la filtración mediante las fracturas que se encuentran conectadas de algún modo con la laguna; de la progresiva 0+017.50 a 0+018.50m., aumenta las filtraciones en mayor volumen, donde se puede ver las fracturas abiertas ubicadas frente a la laguna, con un caudal de 0.8 lt/seg.

De la progresiva 0+021.00 a 0+026.00 m., constituida por calizas de color gris beige, de grano medio a grueso; en este tramo se muestra más masiva y competente las que están ubicadas al sector de la laguna y las que se encuentran hacia el sector del cerro se muestran fracturadas, la mayor parte de las fracturas se hallan rellenas por vetillas de calcita de espesores de 1 a 1.5 cm.; las fallas menores están rellenas por óxidos y arcillas.

Entre las progresivas 0+020.60 a 0+022.10 m., se ha atravesado una brecha de falla ubicada en la línea 7 de la sección de excavación, es una roca bastante competente.

Entre la progresiva 0+023.00 a 0+026.00 m., se ha atravesado una falla subvertical con 75° de buzamiento hacia el sector de la laguna, de estructura favorable formando una roca masiva en forma de un triángulo, entre plano de fracturamiento está rellena por capas de lutitas y calcita bastante dura.

De la progresiva 0+026.00 s 0+045.00, está constituida por calizas gris beige, de grano medio a grueso, donde la roca se muestra medianamente fracturada, en 4.16kg/m³. para roca tipo IV, los disparos se han efectuado en dos partes de la sección del pique.

b) Segundo Tramo:

Durante la excavación, se ha atravesado fracturas que están comunicadas con la laguna, lugar por las cuales se han originado filtración de agua hacia el pique, se pudo determinar filtración en las siguientes progresivas 0+015.00; 0+017.50; 0+018.50; 0+027.00; cuyo promedio acumulado es de 0.8 lt/seg., la cual fue expulsada con una bomba sumergible Grindex – Matador N de 32 Hp., de un peso de 160 kg., con una capacidad de bombeo de 6,000 lt/seg. a una altura de 60 m.

La temperatura de la excavación del Pique N°02 fluctúa entre 7°C a 8°C.

Durante el proceso de excavación no se ha dado lugar a la presencia de gases naturales.

2.5.2 PIQUE N°03

La excavación se ha efectuado en rocas calizas de las formaciones Chulec Pariatambo donde los planos de estratificación tienen un buzamiento de 40° a 45°, con fallas que van casi paralelos al eje de la excavación de alto ángulo (75°). Los planos de fracturamiento están rellenos por capas de lutitas, arcillas y óxidos, con vetillas de calcita. El sistema de fracturamiento es favorable en cuanto a la estabilidad del Pique, ya que solo presenta algunas cuñas medianamente meteorizadas y alteradas.

Entre la progresiva 0+014.00 a 0+017.00 la roca se muestra intensamente fracturada por el sistema de fallas y planos de estratificación que intersectan formando bloques en forma de cuñas, las cuales han sido reforzadas mediante medidas de sostenimiento con pernos con resina.

El Pique N°03 se inició con la excavación el 13 de Febrero de 1999, lográndose un avance de 17.40m., en la primera etapa de su excavación, de los cuales 2.00 m. iniciales han sido revestidos con concreto $f^c=210\text{kg/cm}^2$, y malla de fierro corrugado de 3/8", para darle seguridad a las operaciones.

En la progresiva 0+014.00 se presentan una estructura fallada con buzamiento de 65° rellenas de óxidos y arcillas con vetillas de calcita, de la cual fluye agua de filtración en forma de chorro constante de un caudal de 0.50 lt/seg.

2.5.2.1 De las Condiciones Hidrogeológicas, Temperatura y Gases

Naturales:

a) Primer Tramo:

Durante la excavación se ha detectado algunas filtraciones en forma de goteras constantes, que generalmente fluyen de fallas y planos de estratificación y algunas fracturas que están comunicadas en alguna manera con la superficie, lugar donde se acumulan las aguas de las precipitaciones pluviales, por lo cual se hicieron perforaciones para drenar, en la caverna.

En el Pique N°03 hay filtraciones de agua a la profundidad de 14.00 m.

No existe presencia de gases naturales en el transcurso de la excavación.

La temperatura fluctúa entre los 7°C y 5°C.

De la progresiva 0+017.00 a la progresiva 0+025.00 la roca excavada está constituida por calizas de color gris oscuro, de grano medio a fino, mediana a fuertemente fracturada, en sentido transversal a la estratificación, con buzamientos de mediano ángulo (40° a 60°). Las fracturas están rellenas por delgadas vetillas de calcita con pátinas de óxidos en los planos de fractura. En algunos tramos se ha encontrado fallas longitudinales de pocos centímetros de ancho, que cortan diagonalmente la estratificación y casi

paralelos al eje de excavación presentando buzamientos de alto ángulo (75° a 82°), los cuales están rellenos mayormente de material lutáceo y venillas de calcita. El sistema de fracturamiento es favorable en cuanto a la estabilidad del Pique, ya que sólo presenta algunas cuñas medianamente meteorizadas y alteradas.

Las filtraciones ocurren a manera de humectaciones.

De la progresiva 0+025.00 a la 0+028.00 se ha atravesado una zona fuertemente fracturada constituida por vetas de calcita en cuyo plano de contacto fallado con las calizas presenta material limo arenoso, óxidos y arcillas. Estas vetas tienden a acuñarse hacia el lado derecho. Las calizas que circundan están muy fracturadas, presentando en sus plano pátinas de alteración y vetillas de calcita menores de 0.5 cm. de espesor.

La filtración en este sector es abundante, sobre todo en el contacto entre las calizas y la veta de calcita, por lo que se procedió a realizar taladros de drenaje en las progresivas 0+024.80, 0+025.90, 0+025.50 y 0+028.00.

De la progresiva 0+028.00 a la 0+036.00 la sección excavada está constituida por calizas gris oscuras a beige, de grano medio a fino, en la cual la roca se encuentra medianamente fracturada y moderadamente meteorizada, atravesada por sistemas de fracturas y fallas transversales a la estratificación, con buzamientos moderados que oscilan de 40° a 60° .

La ocurrencia de filtraciones son del tipo humectaciones y goteos, que se ven aumentadas por las filtraciones provenientes del sector anteriormente descrito.

De la progresiva 0+036.00 a 0+042.85, la roca se encuentra fuertemente fracturada y moderadamente meteorizada, atravesada por sistemas de fracturas y fallas transversales a la estratificación, donde los planos de fracturamiento tienen de 40° a 55° de buzamiento, presentando en algunos casos distancias de 10 a 30

cm. entre los mismos, y cuyo material de relleno está constituido mayormente por vetillas de calcita. En este sector el sistema de fracturas corta a los estratos de tal manera que configuran cuñas por lo que se ha procedido a la colocación de pernos de anclaje.

La presencia de filtraciones se ve aumentada por aquellas que provienen de las progresivas 0+025.00 a 0+027.00.

b) Segundo Tramo:

Durante la excavación se ha atravesado fallas y fracturas que de alguna manera, están comunicadas con la superficie y/o con la laguna, siendo estas las zonas por donde se han originado filtraciones de agua hacia el Pique. Por este motivo se procedió a la perforación de drenes en las progresivas 0+024.80, 0+025.90, 0+025.50 y 0+028.00.

La temperatura fluctúa entre 7°C y 5°C.

En el Pique no hay presencia de gases naturales.

CUADRO VIA.- CLASIFICACION GEOMECANICA TUNEL DE DESCARGA (SALIDA)

| MES | PROGRESIVA (TRAMO) | LONG. (m.) | CSIR - SISTEMA RMR | | | | | | | NGI - SISTEMA Q | | | | | | | TIPO DE ROCA VALORI- ZACIÓN | ECUACIÓN COMPARATIVA RMR = 9LnQ+44 | TIPO DE ROCA |
|---------------------|-----------------------|---------------|--------------------------|-----|------------------------------|-------------------|---------------|--------------------------|----------------|-----------------|-----|-----|----|------|------|----------------|--------------------------------------|--|--------------------|
| | | | RESIS- TENCIA ROCA | RQD | ESPACIA- MIENTO JUNTAS | ESTADO FISURAS | AGUA SUST. | AJUSTE POR ORIENT. | VALUA- CIÓN | RQD | Jn | Jr | Jo | Jw | SRF | VALUA- CIÓN | | | |
| AGOSTO 98 | 1+536.80 - 1+521.80 | 15,00 | 7 | 13 | 10 | 6 | 10 | -2 | 44 | 50 | 6 | 1,0 | 1 | 1 | 1 | 8,33 | I | 63,08 | II |
| | 1+521.80 - 1+431.80 | 90,00 | 7 | 13 | 10 | 6 | 10 | -2 | 44 | 55 | 9 | 1,5 | 2 | 1 | 1 | 4,58 | I | 57,70 | III |
| | 1+431.80 - 1+399.90 | 31,90 | 7 | 13 | 10 | 0 | 7 | -2 | 35 | 50 | 9 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 2,78 | I | 53,19 | III |
| | 1+399.90 - 1+398.10 | 1,80 | 7 | 3 | 5 | 0 | 7 | -5 | 17 | 25 | 15 | 1,0 | 4 | 1 | 5 | 0,08 | V | 21,64 | IV |
| SEPTIEMBRE 98 82 | 1+398.10 - 1+361.80 | 36,30 | 7 | 13 | 20 | 12 | 7 | -2 | 57 | 65 | 6 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 5,42 | I | 59,21 | III |
| | 1+347.40 - 1+345.40 | 2,00 | 7 | 8 | 10 | 6 | 7 | -5 | 33 | 40 | 15 | 0,5 | 3 | 1 | 1 | 0,44 | | 36,70 | IV |
| | 1+345.40 - 1+315.00 | 30,40 | 7 | 13 | 20 | 20 | 7 | -2 | 65 | 50 | 12 | 1,5 | 1 | 1 | 1 | 6,25 | I | 60,49 | III |
| | 1+315.00 - 1+313.50 | 1,50 | 7 | 3 | 10 | 6 | 7 | -5 | 28 | 45 | 15 | 0,5 | 4 | 1 | 1 | 0,38 | V | 35,17 | IV |
| | 1+313.50 - 1+297.00 | 16,50 | 7 | 13 | 20 | 6 | 7 | -2 | 51 | 55 | 9 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 3,06 | I | 54,05 | III |
| | 1+297.00 - 1+295.00 | 2,00 | 7 | 8 | 10 | 6 | 7 | -2 | 36 | 50 | 15 | 0,5 | 2 | 1 | 1 | 0,83 | III | 42,36 | III |
| | 1+295.00 - 1+276.80 | 18,20 | 7 | 13 | 20 | 20 | 7 | -2 | 65 | 55 | 12 | 1,5 | 1 | 1 | 1 | 6,88 | I | 61,35 | II |
| | 1+276.80 - 1+256.80 | 20,00 | 7 | 13 | 10 | 12 | 7 | -5 | 44 | 60 | 12 | 1,5 | 4 | 1 | 1 | 1,88 | I | 49,66 | III |
| | 1+256.80 - 1+198.80 | 58,00 | 7 | 13 | 10 | 12 | 7 | -5 | 44 | 70 | 15 | 1,5 | 4 | 1 | 2,5 | 0,70 | I | 40,79 | III |
| 1+198.80 - 1+176.80 | 22,00 | 7 | 13 | 10 | 6 | 7 | -5 | 38 | 65 | 9 | 1,0 | 4 | 1 | 2,5 | 0,72 | I | 41,07 | III | |
| OCTUB RE98 | 1+176.80 - 1+158.90 | 17,90 | 7 | 17 | 20 | 20 | 7 | -2 | 69 | 85 | 4 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 6,38 | I | 60,67 | III |
| | 1+158.90 - 1+153.30 | 5,60 | 7 | 13 | 10 | 12 | 7 | -5 | 44 | 75 | 6 | 0,5 | 4 | 1 | 2,5 | 0,63 | IV | 39,77 | IV |
| | 1+153.30 - 1+147.10 | 6,20 | 7 | 13 | 20 | 12 | 7 | -5 | 54 | 75 | 6 | 1,5 | 3 | 1 | 2,5 | 2,50 | III | 52,25 | III |
| | 1+147.10 - 1+145.10 | 2,00 | 7 | 13 | 10 | 12 | 7 | -5 | 44 | 75 | 6 | 0,5 | 4 | 1 | 2,5 | 0,63 | IV | 39,77 | IV |
| | 1+145.10 - 1+129.30 | 15,80 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 80 | 4 | 1,5 | 3 | 1 | 2,5 | 4,00 | I | 56,48 | III |
| | 1+129.30 - 1+091.80 | 37,50 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -2 | 61 | 85 | 3 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 14,17 | I | 67,86 | II |
| | 1+091.80 - 1+049.30 | 42,50 | 7 | 17 | 20 | 6 | 7 | -5 | 52 | 80 | 3 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 8,00 | I | 62,71 | II |
| 1+049.30 - 0+976.80 | 72,50 | 7 | 17 | 10 | 12 | 7 | -5 | 48 | 80 | 6 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 4,00 | I | 56,48 | III | |
| NOVIEMBRE98 | 0+976.80 - 0+975.80 | 1,00 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 80 | 4 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 6,00 | III | 60,13 | III |
| | 0+975.80 - 0+955.80 | 20,00 | 7 | 17 | 20 | 6 | 4 | -2 | 52 | 80 | 12 | 1,5 | 3 | 0,66 | 2,5 | 0,88 | III | 42,85 | III |
| | 0+955.80 - 0+949.30 | 6,50 | 7 | 17 | 20 | 12 | 4 | -5 | 55 | 85 | 2 | 1,5 | 2 | 0,66 | 1 | 21,04 | I | 71,42 | II |
| | 0+949.30 - 0+932.80 | 16,50 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 85 | 9 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 2,83 | III | 53,37 | III |
| | 0+932.80 - 0+901.80 | 31,00 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 80 | 9 | 1,5 | 2 | 0,66 | 2,5 | 1,76 | III | 49,09 | III |
| | 0+901.80 - 0+876.80 | 25,00 | 7 | 13 | 20 | 12 | 7 | -5 | 54 | 75 | 6 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 3,75 | III | 55,90 | III |
| | 0+876.80 - 10+831.80 | 45,00 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -2 | 61 | 75 | 9 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 4,17 | III | 56,84 | III |
| | 0+831.80 - 0+816.35 | 15,45 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 80 | 9 | 1,5 | 3 | 1 | 2,5 | 1,78 | III | 49,18 | III |
| | 0+816.35 - 0+807.27 | 9,08 | 7 | 8 | 5 | 0 | 7 | -10 | 17 | 25 | 20 | 1,0 | 8 | 0,66 | 5 | 0,02 | V | 9,07 | V |
| 0+807.27 - 0+802.90 | 4,37 | 7 | 17 | 20 | 6 | 7 | -2 | 55 | 80 | 9 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 2,67 | III | 52,83 | III | |

continua...

CUADRO VID.- CLASIFICACION GEOMECANICA CAVERNA

| MES | PROGRESIVA (TRAMO) | LONG. (m.) | CSIR - SISTEMA RMR | | | | | | | NGI - SISTEMA Q | | | | | | | TIPO DE ROCA VALORIZACIÓN | ECUACIÓN COMPARATIVA RMR = 9LnQ+44 | TIPO DE ROCA |
|------------|---------------------|------------|--------------------|-----|-----------------------|----------------|------------|--------------------|------------|-----------------|----|-----|----|----|-----|------------|---------------------------|------------------------------------|--------------|
| | | | RESIS-TENCIA ROCA | RQD | ESPACIA-MIENTO JUNTAS | ESTADO FISURAS | AGUA SUST. | AJUSTE POR ORIENT. | VALUA-CIÓN | RQD | Jn | Jr | Jo | Jw | SRF | VALUA-CIÓN | | | |
| OCTUBRE 98 | 0+000.00 - 0+007.60 | 7,60 | 7 | 17 | 20 | 12 | 10 | -2 | 64 | 85 | 6 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 7,08 | I | 61,62 | II |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| FEBRERO 98 | 0+007.60 - 0+016.10 | 8,50 | 7 | 17 | 20 | 12 | 4 | -5 | 55 | 80 | 4 | 1,5 | 3 | 1 | 2,5 | 4,00 | III | 56,48 | III |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

CUADRO VIE.- CLASIFICACION GEOMECANICA PIQUE PRINCIPAL

| MES | PROGRESIVA (TRAMO) | LONG. (m.) | CSIR - SISTEMA RMR | | | | | | | NGI - SISTEMA Q | | | | | | | TIPO DE ROCA VALORIZACIÓN | ECUACIÓN COMPARATIVA RMR = 9LnQ+44 | TIPO DE ROCA |
|--------------|---------------------|------------|--------------------|-----|-----------------------|----------------|------------|--------------------|------------|-----------------|----|-----|----|------|-----|------------|---------------------------|------------------------------------|--------------|
| | | | RESIS-TENCIA ROCA | RQD | ESPACIA-MIENTO JUNTAS | ESTADO FISURAS | AGUA SUST. | AJUSTE POR ORIENT. | VALUA-CIÓN | RQD | Jn | Jr | Jo | Jw | SRF | VALUA-CIÓN | | | |
| OCTUBRE 98 | 0+000.00 - 0+003.00 | 3,00 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 85 | 3 | 1,5 | 3 | 1 | 1 | 14,17 | I | 67,86 | II |
| | 0+003.00 - 0+014.00 | 11,00 | 7 | 17 | 20 | 20 | 7 | -5 | 66 | 80 | 4 | 1,5 | 2 | 1 | 1 | 15,00 | I | 68,37 | II |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| NOVIEMBRE 98 | 0+014.00 - 0+017.50 | 3,50 | 7 | 17 | 20 | 20 | 7 | -5 | 66 | 80 | 4 | 1,5 | 2 | 1 | 1 | 15,00 | III | 68,37 | II |
| | 0+017.50 - 0+021.00 | 3,50 | 7 | 17 | 20 | 12 | 4 | -5 | 55 | 75 | 6 | 1,5 | 3 | 0,66 | 2,5 | 1,65 | IV | 48,51 | III |
| | 0+021.00 - 0+026.00 | 5,00 | 7 | 17 | 20 | 20 | 4 | -2 | 66 | 85 | 3 | 1,5 | 2 | 0,66 | 2,5 | 5,61 | IV | 59,52 | III |
| | 0+026.00 - 0+036.00 | 10,00 | 7 | 17 | 20 | 12 | 4 | -5 | 55 | 80 | 6 | 1,5 | 3 | 0,66 | 2,5 | 1,76 | IV | 49,09 | III |
| | 0+036.00 - 0+041.50 | 5,50 | 7 | 17 | 20 | 20 | 4 | -2 | 66 | 85 | 4 | 1,5 | 2 | 0,66 | 2,5 | 4,21 | IV | 56,93 | III |
| | 0+041.50 - 0+045.00 | 3,50 | 7 | 17 | 20 | 12 | 4 | -5 | 55 | 75 | 9 | 1,5 | 3 | 0,66 | 2,5 | 1,10 | IV | 44,86 | III |

CUADRO VIF.- CLASIFICACION GEOMECANICA PIQUE SERVICIO

| MES | PROGRESIVA (TRAMO) | LONG. (m.) | CSIR - SISTEMA RMR | | | | | | | NGI - SISTEMA Q | | | | | | | TIPO DE ROCA VALORI- ZACIÓN | ECUACIÓN COMPARATIVA RMR = 9lnQ+44 | TIPO DE ROCA |
|----------|-----------------------|---------------|--------------------------|---------------------|------------------------------|-------------------|---------------|--------------------------|----------------|-----------------|----|-----|----|------|-----|----------------|--------------------------------------|--|--------------------|
| | | | RESIS- TENCIA ROCA | RQD | ESPACIA- MIENTO JUNTAS | ESTADO FISURAS | AGUA SUST. | AJUSTE POR ORIENT. | VALUA- CIÓN | RQD | Jn | Jr | Jo | Jw | SRF | VALUA- CIÓN | | | |
| | | | FEBRERO 99 | 0+000.00 - 0+017.40 | 17,40 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 80 | 3 | 1,5 | 3 | | | |
| MARZO 99 | 0+017.40 - 0+021.00 | 3,60 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 75 | 3 | 1 | 2 | 1 | 2,5 | 5,00 | III | 58,48 | III |
| | 0+021.00 - 0+025.00 | 4,00 | 7 | 17 | 10 | 12 | 7 | -5 | 48 | 75 | 6 | 1 | 2 | 1 | 2,5 | 2,50 | III | 52,25 | III |
| | 0+025.00 - 0+028.00 | 3,00 | 7 | 17 | 10 | 12 | 4 | -5 | 45 | 65 | 6 | 1 | 3 | 0,66 | 2,5 | 0,95 | III | 43,57 | III |
| | 0+028.00 - 0+036.00 | 8,00 | 7 | 17 | 20 | 12 | 7 | -5 | 58 | 80 | 4 | 1 | 1 | 1 | 2,5 | 8,00 | III | 62,71 | III |
| | 0+036.00 - 0+042.00 | 6,00 | 7 | 17 | 20 | 6 | 7 | -5 | 52 | 75 | 9 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 2,50 | III | 52,25 | III |

CAPÍTULO III

EXPEDIENTE TÉCNICO

3.1 MEMORIA DESCRIPTIVA

3.1.1 Ubicación

Las obras que comprenden el proyecto Regulación Subcuenca Alta Río Moya están ubicadas entre las cotas 4,250 y 4,150msnm, en las nacientes del río Moya, afluente de la margen derecha del río Mantaro. Políticamente pertenece al Distrito de Acobambilla, Provincia y Departamento de Huancavelica, Región Andrés Bello Cáceres.

El poblado más cercano a las obras es Puituco, que se halla a 4.00 km. de la toma del río Callanacocha y a 11.1 km. de la laguna Chilicocha. El poblado de Puituco se encuentra a su vez a 43.2 km. de Puente Mellizo. La relación comercial más importante es con la ciudad de Huancayo, distante 110 km. de Puente Mellizo, de los cuales 100 km. es carretera afirmada y 10 km. desde Huayucachi es asfaltada.

3.1.2 Condiciones del Lugar

3.1.2.1 Acceso

El acceso a la zona del Proyecto desde Lima se realiza mediante la carretera asfaltada Lima - Huancayo y luego hasta Huayucachi (315 km.), de donde continúa por carretera afirmada. El río Mantaro cruza por el Puente Chupuro de donde se continúa hasta Puente Mellizo (a 100 km. de

Huayucachi). La carretera pasa por los poblados de Vista Alegre, la Mina Cercapuquio y luego Puente Mellizo; en este lugar existe un campamento de 80 m² de Electroperú S.A.

A partir de Puente Mellizo el acceso actual es por trocha carroable hasta el poblado de Puituco a 43.2 km. El desvío hacia la zona de las obras está a 3.00 km., de donde se ha trazado una carretera de 8.10 km. hasta la laguna Chilicocha, a construir como parte del proyecto. El estado de mantenimiento de estos caminos requiere de vehículos de doble tracción y en período de lluvias es necesario un mantenimiento sistemático.

Las distancias aproximadas son :

- Lima-Huancayo-Huayucachi 315 km. Asfaltada.
- Huayucachi-Puente Mellizo-Puituco-desvío 147 km. Afirmada.

3.1.2.2 Condiciones Hidrometereológicas.

a) Temperatura

En el lugar de los trabajos el clima es frígido y subhúmedo. La temperatura diurna varía entre 15°C a 7°C y la temperatura nocturna desciende a valores de -15°C.

b) Precipitaciones

Las precipitaciones varían según la época del año, los meses de Diciembre a Abril son los más húmedos y con abundantes precipitaciones, mientras que el resto del año el clima es seco con lluvias esporádicas; la precipitación media anual es de 744 mm., presentándose en algunas oportunidades en forma sólida.

3.1.2.3 Condiciones Topográficas.

La cabecera de la cuenca del río Moya que corresponde al escenario del área en estudio, se caracteriza por la presencia de antiguos nevados en proceso de desaparición, los cuales alcanzan elevaciones próximas a los

5,000msnm.; que pertenece al flanco Oriental de la cadena Occidental, de la cordillera de los Andes.

En las depresiones existentes en esta zona, se emplazan numerosas lagunas cuyos vasos corresponden a valles glaciares y los cierres o boquillas corresponden en la mayoría de los casos, a emplazamientos de morrenas frontales. Las altitudes donde están emplazadas algunas de estas lagunas son: Acchicocha, 4,570; Ojoicocha, 4,596; Pulococha, 4,492; Angascocha, 4,545; y Chilicocha, 4,205msnm.

Los levantamientos Topográficos y las Poligonales taquimétricas de todas las obras proyectadas están referidas al sistema nacional IGN (Instituto Geográfico Nacional) y las elevaciones a cotas absolutas.

Los BMS están señalizados debidamente.

3.1.2.4 Condiciones Geológicas y Geotécnicas

3.1.2.4.1 Condiciones Geológicas de la Región

El ámbito del territorio en estudio forma parte de la Cordillera Occidental flanco Oriental, en donde destacan los picos cordilleranos con más de 5,000msnm., tales como Pucarumi, Angascocha, Uchuyangas, Huilacocha, entre otros. De los picos nombrados, en el pasado la mayoría estuvo cubierto de nieve, sin embargo, en la actualidad solamente el Uchuyangas presentan nieves perpetuas.

Las faldas de los picos son agrestes y descienden bruscamente a niveles de 4,000 y 4,600msnm, en el intervalo de estos picos se encuentran labrados valles glaciares que a su vez alojan a numerosas lagunas.

Debajo de los 4,600msnm. se desarrollan planicies fluvioglaciares, surcadas por numerosas quebradas que son los primeros ramales del árbol de drenaje cuyos troncos son los ríos Moya y Quillón.

Las planicies fluvioglaciares están, cubiertas por pasto de puna ellos constituyen el sustento para la actividad ganadera de auquénidos y ovinos, principal actividad de los lugareños, actividad que practicaron desde épocas Pre-Incas. El clima es de frío intenso a glacial, con variaciones de acuerdo a las estaciones del año, la posición altimétrica y la luz diurna.

3.1.2.4.2 Procesos y Fenómenos Físico – Geológicos

Contemporáneos.

Los de mayor significado para el proyecto son:

a) Fenómenos Kársticos.

Las formaciones calcáreas son potencialmente solubles en contacto con las aguas de lluvia y las aguas almacenadas en las lagunas. Las disoluciones ocurren en toda la superficie rocosa pero se acentúa más en los planos de fractura y superficies de estratificación.

Una de las formaciones rocosas más propensas a Karsticidad es la formación Jumasha (Ks-j) donde se observan cavidades o cuevas de diferentes dimensiones, las mismas que están asociadas a filtraciones de agua, y cursos de agua subterránea.

b) Retroceso Glaciar

En el área del proyecto se observa un marcado retroceso de los nevados, entre los niveles de los nevados que aparecen en las aerofotos de 1961 y los niveles actuales observables en el campo, por los menos hay unos 50 a 75 m. de retroceso en sólo 35 años. Es más, algunos centros glaciares hoy en día tienen escasa o ninguna acumulación de nieve tales como los cerros Uchuyangas y Callejón.

Los centros glaciares en ningún caso están en contacto con las lagunas y están un tanto alejados, por consiguiente no existe ningún peligro de avalancha directa de los nevados hacia las lagunas.

c) Desprendimientos de bloques

La formación Jumasha, por presentar taludes abruptos es propensa al desprendimiento de bloques rocosos de grandes tamaños, así lo atestiguan los cerros coluviales de la margen derecha del valle de Chilicocha, entre otros.

d) Deslizamientos

En el área del proyecto se observan antiguas señales de ocurrencia de deslizamientos sobre todo de masas morrénicas, por acción de las aguas de infiltración que la saturaron y desestabilizaron. En la actualidad dichos fenómenos no se detectan.

3.1.2.5 Condiciones Hidrogeológicas:

Las condiciones hidrogeológicas del área en estudio están determinadas por la ubicación altimétrica de las cadenas montañosas, predominancia de los afloramientos rocosos en relación a los depósitos cuaternarios, condiciones de relieve, sistemas de drenaje y principalmente por el grado de las precipitaciones atmosféricas.

De acuerdo a los estudios geológicos y geomorfológicos, más del 50% del área está ocupada por afloramientos rocosos del tipo sedimentario: calizas, areniscas y lutitas, mientras que las rocas volcánicas se exponen sólo en un 10%. Dichas exposiciones coinciden con las unidades cordilleranas de picos elevados y bajos, superficialmente fracturados y alterados, sin cobertura de suelo. Los depósitos cuaternarios de constitución predominante arcillosa ocupan el fondo de los valles glaciares y terrazas fluvioglaciares.

Por otro lado los análisis hidrogeológicos revelan que las precipitaciones más altas ocurren sobre los 4,000msnm. y que oscilan

entre 700 y 1500 mm.; dichas precipitaciones están concentradas entre los meses de Diciembre a Marzo.

Los promontorios cordilleranos a través de sus fracturas y superficies de estratificación almacenan cierta cantidad de las aguas precipitadas; en una mínima parte se acumula en forma de nieve (aproximadamente 5%). Las aguas infiltradas, luego de seguir un curso subterráneo, afloran en superficie, generándose un régimen hidrogeológico con ciertas particularidades.

Uno de ellos, que constituye un caso especial, resulta ser la laguna Acchicocha, que no obstante ser “ciega” constituye un caso de autoregulación en el que las precipitaciones pluviales de su cuenca son captadas totalmente por la laguna y transformadas en aguas subterráneas que, a través de conductos Kársticos, afloran unos 8.00 km. aguas abajo.

Referente a los depósitos cuaternarios, por su constitución arcillosa son generalmente muy impermeables, y malos almacenes de aguas de infiltración. Las fuentes de agua que aparecen como puquiales, humectaciones, etc., son los que provienen de los afloramientos de aguas subterráneas almacenadas en macizos rocosos.

A nivel de detalle de los estudios efectuados, se puede afirmar que gracias a las superficies bien definidas de las divisorias de aguas y el denso sistema de drenaje en las altas cordilleras, la escorrentía de las aguas en el subsuelo coincide con la dirección de las escorrentías de superficie, es decir, el movimiento de las aguas subterráneas está controlado y coincide con el área de influencia de las cuencas superficiales.

3.1.2.6 Condiciones Geológicas de la Zona de Toma en El río Callancocha

El sitio de la toma, morfológicamente y topográficamente permite “jugar” con la elección y precisión de la ubicación de estructura. El gradiente del río varía entre 5 a 6%.

En el flanco izquierdo afloran rocas calcáreas correlativas a la formación Chulec Pariatambo (Ki-Chp), dichos afloramientos presentan moderado a elevado fracturamiento superficial.

En el flanco derecho ocurren depósitos de origen glaciar y fluvioglaciar (QIV-gl) constituidos por masa arcillosa-gravosa, compactas, impermeables, estables, con cobertura de 0.50m. de capa vegetal. El espesor de los depósitos cuaternarios de origen aluvial, constituido por bolos mayores de 0.30m. (50%), gravas y cantos rodados (30%), limos y arenas (20%); los fragmentos rocosos en la mayor parte son calizas y areniscas. Los depósitos aluviales son muy permeables ($K=10^{-2}$ a 10^{-3} cm/s) y sin cohesión. El espesor de estos depósitos sobreyacen al basamento rocoso.

El área circundante a la toma se caracteriza por su estabilidad y seguridad; no se ha observado ningún riesgo de actividad geodinámica que ponga en peligro las obras.

3.1.2.7 Condiciones Geológicas y Geotécnicas del Trazo del Túnel de Aducción

El túnel de aducción en planta está emplazado en su parte inicial hasta casi media en afloramiento rocoso de caliza correspondiente a la formación Chulec Pariatambo, después del cual esta continua debajo de los depósitos cuaternarios morrénicos.

El portal del túnel se excavará a sección completa desde el inicio en roca caliza bien estratificada con ángulos de buzamiento de 20 a 25° hacia el portal de entrada, moderadamente fracturada y alterada hasta 12 m., después del cual la mayor parte del túnel se excavará en calizas de la formación Chulec Pariatambo (Ki-chp) constituidos por calizas bien estratificadas, de resistencia media (75 a 80 Mpa) y auto estables en el interior del túnel.

Algunos parámetros físico mecánicos para las rocas antes descritas son: Densidad: $\rho=2.56\text{kg/cm}^3$, porosidad: 11.6%, absorción: 6.44%,

ángulo de fricción interna: 53.71°, cohesión: 11.48 Mpa y resistencia a la compresión (Rc): 700 a 850kg/cm².

En el tramo restante del túnel, comprendido entre las progresivas 0+700 y 0+760, la excavación se efectúa en depósitos Morrénicos (QIV-gl) de constitución arcillosa gravosa. Algunos parámetros físicos mecánicos asumidos son: Peso Específico: 2.6 kg/cm³, ángulo de fricción interna (TanØ): 0.55, cohesión: 0.10 a 0.20 kg/cm² y coeficiente de permeabilidad (K): 10⁻⁵ a 10⁻⁶ cm/s.

La parte central del túnel estará bajo influencia del nivel de las aguas subterráneas, las cuales pueden manifestarse desde goteos hasta filtraciones desde 20 a 30 lt/seg.

3.1.2.8 Condiciones Geológico - Geotécnicas de la Laguna Chilicocha

La laguna Chilicocha está ubicada en la depresión de un profundo valle de origen glaciar. El espejo de aguas no reguladas alcanza la cota 4,205msnm, con 1.25km² de extensión, presenta forma alargada, incrustada en el macizo rocoso, formando uno de los valles de origen glaciar más profundos de la región.

El principal aporte de las aguas lo recibe por la cola, dichas aguas provienen desde la laguna Angascocha situada en el sector norte, aproximadamente 200 m. más alto que la laguna Chilicocha. El dren de desagüe se sitúa en el sur. La boquilla está labrada en suelo de origen morrénico.

3.1.2.9 Condiciones Geológicas y de Seguridad del Vaso.

La laguna está labrada íntegramente sobre rocas calcáreas de la formación Chulec – Pariatambo (Ki-chp) constituida por calizas e intercalaciones de lutitas; dichas rocas están replegadas, pero la tendencia principal de los estratos es que buzcan 10 a 25° hacia el río Callancocha, hacia el Oeste. Las rocas de esta formación se muestran estables en superficie, no están afectadas por surcos y agrietamientos de tipo Kárstico;

en su superficie, que es escarpada, no se observan conductos o cavernas Kársticas.

En los niveles más elevados, lejos de la influencia del espejo de agua sobreyaciendo a la formación Chulec Pariatambo, afloran las calizas de la formación Jumasha con visibles huellas de actividad Kárstica en forma de zanjas y cavidades de dolinas y cavernas.

No obstante la probada actividad Kárstica de las calizas Jumasha, dichos fenómenos no han alterado el régimen hidrogeológico subterráneo. Lo expuesto se traduce en que filtraciones de aguas subterráneas se ajustan al patrón de drenaje y divisoria de aguas en superficie.

Algunas acumulaciones de los depósitos cuaternarios ocurren en el perímetro de la laguna; pero son poco propagados y de escaso espesor; el mas considerable es la morrena frontal que actúa como dique natural.

Dicho cordón morrénico está ampliamente distribuido hacia el flanco izquierdo alcanzando elevaciones de 20 a 30 m. sobre el espejo natural de aguas; sin embargo en el flanco derecho el nivel de conservación de las morrenas desciende en dirección de la pared rocosa. La depresión está rellena por depósitos coluviales.

Dicha situación favorece a la filtración de las aguas por este sector y a la formación de una chacra o pequeña laguna hacia aguas debajo de la morrena frontal.

En atención al hecho referido anteriormente, en campo se ha efectuado observaciones minuciosas, también se ha excavado la trinchera CII-T1 y ejecutado un perfil geosísmico. Los resultados de dichas investigaciones, permiten afirmar que el fenómeno de las filtraciones no es severo, apenas alcanzan coeficientes de filtración del orden de décimas de litros/día.

Esta última premisa ayuda a afirmar que pese a las filtraciones no ocurren fenómenos de tubificación. Otro hecho a favor de la estanqueidad de este sector es que con el aumento del nivel de las aguas en 3.00 m., como consecuencia de la obra de represamiento con gaviones, la estanqueidad de la laguna no ha sufrido variaciones perceptibles.

3.1.2.10 Condiciones Geológicas y Geotécnicas de la Boquilla.

La forma de la boquilla es una “V” asimétrica, alcanza mayor elevación hacia el lado derecho (10 a 12m.), mientras que el lado izquierdo es menor a los 10 m. Los taludes no sobrepasan los 20 a 25°. El cause del desagadero es tendido, la gradiente en los primeros 50m. no supera el 3%.

Actualmente la laguna tiene una estructura de regulación fusible; se trata de gaviones de 3m. de altura rellenos con fragmentos y bloques rocosos.

La estructura natural de desagüe es un rajo a través de un arco morrénico frontal (QIV-gl) de constitución gravo arcillosa (GC-GM), compactas, impermeables, friccionantes, cuyo contacto con el basamento rocoso según las investigaciones geofísicas está a 30m. de profundidad.

Los materiales aluviales del fondo de valle presentan un espesor no mayor a 2m. Están constituidos por gravas, cantos y bolos subangulosos, rellenos por arena (30%).

3.1.2.11 Condiciones Geológicas y Geotécnicas del Túnel de Descarga.

El área donde está emplazada el Túnel de Descarga, márgenes izquierda de la laguna Chilicocha, de la quebrada Chilihuyco y del río Antacocha, está conformado por afloramientos de caliza de grano medio a grueso, intercalado con horizontes de areniscas calcáreas, margas, lutitas, limolitas y calizas masivas pertenecientes a la formación Chulec Pariatambo y depósitos cuaternarios morrénicos, marrón grisáceo, húmedos, compactos, constituido por arcilla gravosa (GC) con inclusiones de grava y bolones mayormente calcáreos.

Las rocas se presentan bien estratificadas con buzamientos que varían de 20° a 83° hacia el Noroeste y forman parte del flanco Oriental terminal de un sinclinal.

El estado de conservación de las rocas está directamente relacionado a la litología predominante; así en las cercanías del portal de salida los horizontes de lutitas negruzcas fétidas, están más debilitadas que la caliza intercalada con areniscas calcáreas que afloran adyacente a la laguna y mucho más que la caliza masiva de la parte central del trazo del túnel.

Toda la longitud del túnel será excavada en caliza intercalada con los horizontes arriba descritos, algunos de cuyos parámetros son: Densidad, varía de 2.10 a 2.21kg/cm²; porosidad, de 1.67 a 9.64%; absorción, de 0.68 a 6.73%; ángulo de fricción interna, de 32.69 a 53.71°; cohesión, de 11.48 a 25.74 Mpa.; velocidad de ondas longitudinales en roca meteorizada, 2,050 a 2,700 m/s, en roca intacta 4,100 a 4,800 m/s y zonas debilitadas 2,300 m/s.

El promedio de encampane rocoso es de 150 m., siendo la cobertura máxima 400 m. y el espesor máximo de la morrena llega a 70m.

3.1.3 Descripción de los Trabajos a Ejecutar:

3.1.3.1 Trabajos Preliminares y Temporales.

Comprende aquellos trabajos necesarios para ejecutar las obras, tales como movilización y desmovilización, replanteo topográfico, movilidad durante la construcción, ensayos de laboratorio, guardianía de la obra y cualquier otra labor preliminar y/o temporal que deba llevarse a cabo en el área de emplazamiento de las obras principales y conexas, para la buena ejecución de la obra.

Las obras que comprende el proyecto son:

- Mantenimiento de la carretera Coyllorcocha-Puituco-desvío a Chilicocha.
- Construcción de la Carretera desvío-Chilicocha-Portales de Túnel de Descarga.
- Obras de Captación.
- Túnel de Aducción.
- Canal de Entrega a Chilicocha.

- Túnel de Descarga.
- Conexión Túnel – Laguna Chilicocha.

a) Mantenimiento de la Carretera Coyllorcocha – Puituco – desvío a Chilicocha.

La carretera que sale de Puente Mellizo pasa por la laguna Coyllorcocha y luego continúa hasta Puituco, es el acceso vehicular que se utilizará para el proyecto, por lo que su mantenimiento forma parte de los trabajos, el tramo mencionado tiene una longitud de Km. Hasta el desvío a la laguna Chilicocha el cual se encuentra a 3 km. pasando Puituco.

b) Construcción de la Carretera a la Laguna Chilicocha.

Esta carretera nace a 3.00 km. de Puituco y tiene una longitud total de 11.305 km. El primer tramo va desde el desvío de la trocha existente hasta la salida del túnel de aducción, mide 7.035 km. y cruza el río Callancocha mediante un puente, pasa por la zona de las obras de captación y en la salida del túnel de aducción empalma con el canal de entrega a Chilicocha. El segundo tramo es de 0.997 km., en el cual la carretera es paralela al canal hasta Chilicocha.

El tercer tramo, de 0.375km, va del canal hasta la carretera que une los portales de entrada y salida del túnel de descarga, constituyendo ésta el último tramo, que tiene una longitud de 2.898 km.

c) Obras de Captación Río Callancocha.

Estas obras tienen por objeto captar las aguas del río Callancocha y derivarlas hacia la laguna Chilicocha.

Las estructuras que comprenden ésta obras son: Un barraje fijo de 12.00 m. de longitud, 10.00 m. de ancho y 2.520 m. de alto sobre el lecho del río; un canal de purga con una compuerta de 1.20m.x1.20m., accionada manualmente mediante un pistón

hidráulico; una toma de 1.65m.x1.50m. de alto; un desripador con una compuerta de 0.60m.x0.60m. y un vertedero lateral de 10.00 m. de largo.

Luego se tiene un desarenador de 20 m. de largo y dos naves de 3.00 m. de ancho cada una, equipado con dos compuertas de ingreso de 1.20m.x1.00m. y dos de purga de 0.80m.x0.60m. A continuación se proyectó un canal de sección rectangular que continúa en el túnel de aducción.

d) Túnel de Aducción.

Este túnel nace en las ladera de la margen izquierda del río Callanacocha y termina en la ladera de la margen derecha de la quebrada Chilihuayco, desagüe natural de la laguna Chilicocha. Tiene una longitud de 792.86 m. y los primeros 730 m. será excavado en roca caliza y el último tramo en morrena.

El método de excavación previsto en los diseños es el Nuevo Método Austríaco de Tunelería, que considera la instalación del sostenimiento definitivo conforme se realiza la excavación.

Las dimensiones internas de este túnel son en forma de baúl con 2.00m. de ancho y 2.00m. de alto, el piso con un solado de concreto simple y paredes y bóveda con concreto rociado grueso (shotcrete).

e) Canal de Entrega a Chilicocha.

A la salida del túnel de aducción el agua es conducida hasta la laguna Chilicocha mediante un canal construido con piedra asentada. Inmediatamente a la salida del túnel se tiene la primera transición de sección trapezoidal, de 1.20m. de ancho en el fondo, 3.20m. de ancho en la parte superior y 1.20m. de alto.

Entre el piso del canal y la morrena del fondo, se construirá un solado de capa drenante, en cuyo centro llevará instalado una tubería de drenaje.

Entre las progresivas 0+850 y 0+930, existe un tramo rocoso en el cual la sección del canal es rectangular, luego continúa con sección trapezoidal hasta la entrega a la laguna Chilcocha, que se realiza mediante una poza disipadora con un enrocado al pie.

f) Túnel de Descarga.

Este túnel nace en la laguna Chilcocha a 40.00m. de profundidad a partir del nivel natural del agua y termina en la ladera de la margen izquierda del río Antacocha, afluente del río Moya.

El túnel tiene una longitud de 1,584m. y será excavado totalmente en roca caliza intercalada con lutitas y margas bien estratificadas, de capas medianas a delgadas en los tramos donde están intercaladas con lutitas, capas medianas cuando están intercaladas con margas y areniscas calcáreas; y capas gruesas hasta masivas en la parte casi central.

Como ya se mencionó, el método de excavación previsto en los diseños es el Nuevo Método Austríaco de Tunelería, que considera la instalación del sostenimiento definitivo conforme se avanza la excavación. Se ha considerado que los trabajos se realizarán en dos turnos de 10 horas cada uno.

Por razones constructivas se ha dividido el túnel en dos tramos que tendrán diferentes condiciones operativas; el primer tramo a excavar es de 44.60m. de longitud, tendrá sección circular definitiva de 1.80m. de diámetro final y operará a presión; mientras que el segundo tramo, de 1,360.80m. finales, tendrá sección tipo baúl de 2x2m. y operará a pelo libre. Ambos tramos tendrá, revestimiento de concreto rociado en paredes y bóveda y el piso con solado de concreto simple.

En el punto intermedio de los dos tramos arriba descritos se ubica la cámara de válvulas, la cual está conectada al exterior

mediante un pique de sección circular de 1.80m de diámetro. En dicha cámara se instalará un tubo metálico de 1.00m. de diámetro en el cual están emplazadas dos válvulas, la de aguas abajo es de servicio y la de aguas arriba de mantenimiento, inmediatamente después de la cámara de válvulas se construirá una poza disipadora.

La operación de los equipos es mediante mandos hidráulicos a partir de abastecimiento eléctrico proveniente de paneles solares y microcentral hidroeléctrica.

g) Conexión Túnel – Laguna Chilicocha.

El Túnel de Descarga se excavará desde aguas abajo, esta excavación puede realizarse hasta 12.00m. antes de conectar con la laguna, desde este punto se efectuará el denominado “Último Disparo”, comunicando con esta operación el túnel con la laguna. Una vez realizada esta maniobra, se desaguará totalmente la laguna para construir las obras definitivas de embocadura, revestimiento del primer tramo del túnel y la instalación de las válvulas.

Esta operación requerirá un avance cuidadoso a partir de la cámara de válvulas hacia la laguna, debiendo realizarse mediciones permanentes de las filtraciones, perforaciones exploratorias, mediciones geofísicas, posiblemente inyecciones y reforzamientos e instalaciones temporales.

Como parte de las instalaciones temporales deberá construirse otro pique, aguas abajo del pique de servicio, e instalarse una válvula también aguas debajo de la cámara de válvulas. Este pique permitirá el acceso a la válvula para abrirla y realizar el vaciado controlado de la laguna.

Se ha previsto que, a fin de minimizar el efecto del golpe de agua en el momento de la última voladura, esta podría realizarse con el pique y el primer tramo del túnel lleno de agua; con este fin deberá preverse equipo de voladura bajo el agua. Luego de la

conexión se deberá abrir la válvula para iniciar el vaciado de la laguna.

CAPÍTULO IV

LABORES SUBTERRÁNEAS

4.1 DISEÑO DE VOLADURA

4.1.1 PARÁMETROS PARA EL DISEÑO DE VOLADURA.

Es necesario indicar que realizar un diseño de voladura significa definir un trazo de perforación y calcular la cantidad de carga que va a utilizarse en cada taladro, a fin de lograr realizar la excavación requerida. Es sin duda de suma importancia conocer los factores que intervienen para realizar un diseño óptimo.

4.1.1.1 TIPO DE ROCA

La clasificación del macizo rocoso a atravesar juega un papel muy importante, ya que con ello se estaría definiendo el tipo de explosivo que se va a usar, se definen profundidades de perforación, procesos de excavación, etc., al respecto los manuales definían tres tipos de rocas:

a) Roca Tipo I o de Terreno Masivo:

Presenta una estructura uniforme donde casi no existen fisuras o fracturas, posee una dureza adecuada y no existe presencia de agua. En este tipo de roca se puede usar la mayor cantidad de explosivos a

fin de tener un buen rendimiento, sin que signifique desestabilizar la roca ni causar sobreexcavaciones.

b) Roca Tipo II o Terreno Fracturado:

Aquel que presenta un sistema de fracturas y por lo general hay presencia de agua de filtración, esta configuración de la roca origina limitaciones tales como la profundidad de los taladros sea tal que no atraviese los planos de falla, es necesario utilizar una dinamita especial y resistente al agua, peligro de presencia de gases naturales en las fracturas.

c) Roca Tipo III o Terreno Suelto.

Es el tipo de roca de más baja calidad ya que los problemas que se presentan en la roca tipo II son más álgidos en este tipo de roca, es una roca no autoportante, es decir hace falta de medidas de sostenimiento inmediato, poca carga en la ignición, taladros más separados, cortas longitudes de excavación y de perforación.

Actualmente, esta clasificación se ha disgregado más según el punto de vista geomecánico, como se ha podido observar en el capítulo II.

4.1.1.2 TIPO DE EXPLOSIVO

Actualmente en el mercado contamos con una amplia gama de productos, que se usan de acuerdo a las condiciones y requerimientos del tipo de voladura que se desee hacer, es así que por ejemplo para una roca tipo I se necesitará de un explosivo de alto poder rompedor, y cuando se esté trabajando en roca tipo V con presencia de filtraciones, se debe usar un explosivo resistente al agua y no muy potente a fin de no causar sobreexcavaciones innecesarias, de esta manera la relación entre el peso de la dinamita usada en la ignición y el volumen excavado en dicha ignición, representa un factor de suma importancia en los trabajos de

voladura, a esta relación se le conoce como Factor de Carga y nos mide la cantidad de dinamita necesaria para desplazar un metro cúbico de roca, se expresa en Kg/m^3 , a continuación mostramos algunos valores del manual de EXSA.

| Roca Tipo | Factor de Carga (Kg/m^3) |
|------------------|---|
| I | 2.0 – 3.0 |
| II | 1.4 – 2.2 |
| III | 0.8 – 1.5 |

Es necesario indicar que este factor no toma en cuenta la utilización de Examón como material explosivo, ya que tiene diferente comportamiento en la ignición, dado que no hay referencias de la utilización del Examón como explosivo con iniciador de dinamita; esta tesis muestra la influencia del Examón en el factor de carga, considerándolo como explosivo que ayuda en la voladura, para lo cual presentamos a continuación las tablas registro de lo que se ha usado en el Túnel de Descarga, Piques, y Túnel Circular.

Los Cuadros VIIA al VIIF, y los Gráficos I al V de Cálculos del Factor de Carga, nos muestran los resultados que en campo se obtuvieron, usando los datos más representativos para cada tipo de roca.

4.1.1.3 FORMACIÓN DE CARAS LIBRES:

Es de suma importancia para el rendimiento de una voladura, que la roca tenga caras libres a fin de desplazar los bloques salientes de un disparo, quiere decir que la formación de caras libres en la ignición juega un papel importante para el éxito de un disparo, el frontón presenta una cara libre que es el propio frente, pero hace falta darle una cara libre más, por lo que se tienen que perforar taladros de diámetro mayor a los demás taladros, pero con la diferencia de que estos no van a ser

CUADRO VIIA.- FACTOR DE CARGA EN EL TUNEL DE DESCARGA ROCA TIPO I - AGOSTO-98

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya
 Año: 1,998

| DIS- PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFO- RACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA- DROS PERFO- RADOS | Nº DE TALA- DROS CARGA- DOS | PESO DINA- MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU- MEN MOVIDO (m³) |
|--------------|--------|-------------------|--------------------|---|-------------------------------|---|---|--|--|--------------------------------|
| 1 | 10-Ago | A | I | 1,83 | 1,80 | 40,00 | 38,00 | 17,82 | 25,00 | 9,12 |
| | | A | I | 1,83 | 1,50 | 41,00 | 39,00 | 14,18 | 25,00 | 7,60 |
| 2 | 11-Ago | A | I | 1,83 | 1,65 | 41,00 | 39,00 | 16,12 | 25,00 | 8,36 |
| 3 | | A | I | 1,83 | 1,75 | 39,00 | 37,00 | 21,06 | 25,00 | 8,86 |
| 4 | 12-Ago | A | I | 1,83 | 1,40 | 44,00 | 41,00 | 23,98 | 25,00 | 7,09 |
| 5 | | A | I | 1,83 | 1,30 | 46,00 | 43,00 | 24,14 | 25,00 | 6,59 |
| 6 | 13-Ago | A | I | 1,83 | 1,80 | 46,00 | 43,00 | 17,98 | 35,00 | 9,12 |
| 7 | 16-Ago | A | I | 2,13 | 2,00 | 49,00 | 46,00 | 27,95 | 20,00 | 10,13 |
| 8 | | A | I | 2,13 | 2,00 | 45,00 | 42,00 | 23,25 | 50,00 | 10,13 |
| 9 | 17-Ago | A | I | 2,44 | 2,30 | 42,00 | 39,00 | 17,82 | 45,00 | 11,65 |
| 10 | | A | I | 2,13 | 2,05 | 41,00 | 38,00 | 15,79 | 43,00 | 10,39 |
| 11 | | A | I | 1,83 | 1,45 | 39,00 | 36,00 | 8,75 | 32,00 | 7,35 |
| 12 | | B | I | 1,83 | 1,75 | 44,00 | 41,00 | 22,60 | 35,00 | 8,88 |
| 13 | | B | I | 1,83 | 1,75 | 42,00 | 39,00 | 21,38 | 40,00 | 8,88 |
| 14 | 18-Ago | A | I | 2,13 | 2,15 | 37,00 | 34,00 | 11,02 | 40,00 | 10,89 |
| 15 | | A | I | 2,13 | 2,15 | 39,00 | 36,00 | 13,20 | 40,00 | 10,89 |
| 16 | | B | I | 2,13 | 1,40 | 43,00 | 40,00 | 16,28 | 40,00 | 7,09 |
| 17 | | B | I | 2,13 | 1,40 | 44,00 | 41,00 | 17,09 | 35,00 | 7,09 |
| 18 | | B | I | 2,13 | 1,40 | 43,00 | 40,00 | 16,04 | 35,00 | 7,09 |
| 19 | 19-Ago | A | I | 2,44 | 2,25 | 41,00 | 38,00 | 13,28 | 45,00 | 11,40 |
| 20 | | A | I | 2,44 | 2,25 | 45,00 | 42,00 | 14,26 | 50,00 | 11,40 |
| 21 | | B | I | 2,44 | 2,40 | 43,00 | 40,00 | 19,60 | 50,00 | 12,16 |
| 22 | | B | I | 2,44 | 2,30 | 42,00 | 39,00 | 21,63 | 45,00 | 11,65 |
| 23 | | B | I | 1,83 | 1,80 | 42,00 | 39,00 | 18,87 | 50,00 | 9,12 |

continúa..

CUADRO VIIA.- FACTOR DE CARGA EN EL TUNEL DE DESCARGA ROCA TIPO I - AGOSTO-98

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m ³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m ³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|--------------|---|--|--|---|----------------|-------|-------|--------------------------------------|--|---------------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| | 1,95 | 4,70 | 98,36% | 4,70 | | | | | 42,82 | 58,38% |
| 1 | 1,87 | 5,16 | 81,97% | 4,93 | 0,325 | 4,830 | 5,481 | 6,61% | 39,18 | 63,81% |
| 2 | 1,93 | 4,92 | 90,16% | 4,92 | 0,230 | 4,689 | 5,149 | 4,67% | 41,12 | 60,80% |
| 3 | 2,38 | 5,20 | 95,63% | 4,99 | 0,233 | 4,966 | 5,432 | 4,67% | 46,06 | 54,28% |
| 4 | 3,38 | 6,91 | 76,50% | 5,38 | 0,880 | 6,028 | 7,789 | 16,38% | 48,98 | 51,04% |
| 5 | 3,66 | 7,46 | 71,04% | 5,72 | 1,159 | 6,298 | 8,615 | 20,25% | 49,14 | 50,88% |
| 6 | 1,97 | 5,81 | 98,36% | 5,73 | 1,058 | 4,751 | 6,867 | 18,45% | 52,98 | 66,06% |
| 7 | 2,76 | 4,73 | 93,90% | 5,61 | 1,042 | 3,692 | 5,775 | 18,57% | 47,95 | 41,71% |
| 8 | 2,30 | 7,23 | 93,90% | 5,79 | 1,114 | 6,117 | 8,345 | 19,25% | 73,25 | 68,26% |
| 9 | 1,53 | 5,39 | 94,26% | 5,75 | 1,058 | 4,334 | 6,450 | 18,40% | 62,82 | 71,63% |
| 10 | 1,52 | 5,66 | 96,24% | 5,74 | 1,004 | 4,654 | 6,662 | 17,49% | 58,79 | 73,14% |
| 11 | 1,19 | 5,54 | 79,23% | 5,73 | 0,959 | 4,585 | 6,503 | 16,75% | 40,75 | 78,53% |
| 12 | 2,55 | 6,49 | 95,63% | 5,78 | 0,942 | 5,544 | 7,429 | 16,29% | 57,60 | 60,76% |
| 13 | 2,41 | 6,91 | 95,63% | 5,86 | 0,954 | 5,958 | 7,866 | 16,27% | 61,38 | 65,17% |
| 14 | 1,01 | 4,69 | 100,94% | 5,79 | 0,969 | 3,716 | 5,654 | 16,74% | 51,02 | 78,40% |
| 15 | 1,21 | 4,89 | 100,94% | 5,73 | 0,962 | 3,923 | 5,848 | 16,80% | 53,20 | 75,19% |
| 16 | 2,30 | 7,94 | 65,73% | 5,86 | 1,075 | 6,863 | 9,013 | 18,34% | 56,28 | 71,07% |
| 17 | 2,41 | 7,35 | 65,73% | 5,94 | 1,100 | 6,247 | 8,447 | 18,51% | 52,09 | 67,19% |
| 18 | 2,26 | 7,20 | 65,73% | 6,01 | 1,107 | 6,092 | 8,306 | 18,43% | 51,04 | 68,57% |
| 19 | 1,16 | 5,11 | 92,21% | 5,96 | 1,096 | 4,016 | 6,209 | 18,38% | 58,28 | 77,21% |
| 20 | 1,25 | 5,64 | 92,21% | 5,95 | 1,071 | 4,566 | 6,708 | 18,00% | 64,26 | 77,81% |
| 21 | 1,61 | 5,72 | 98,36% | 5,94 | 1,046 | 4,678 | 6,770 | 17,62% | 69,60 | 71,84% |
| 22 | 1,86 | 5,72 | 94,26% | 5,93 | 1,023 | 4,696 | 6,742 | 17,26% | 66,63 | 67,54% |
| 23 | 2,07 | 7,55 | 98,36% | 6,00 | 1,054 | 6,497 | 8,606 | 17,58% | 68,87 | 72,60% |

continúa...

CUADRO VIIA.- FACTOR DE CARGA EN EL TUNEL DE DESCARGA ROCA TIPO I - AGOSTO-98

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS-PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA-DROS PERFORADOS | Nº DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINA-MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) |
|------------------|--------|-------------|--------------|---------------------------|----------------------|----------------------------|--------------------------|---------------------------|----------------------------|----------------------|
| 24 | 20-Ago | A | I | 2,44 | 2,00 | 43,00 | 40,00 | 13,28 | 50,00 | 10,13 |
| 25 | | A | I | 2,44 | 2,20 | 46,00 | 43,00 | 14,01 | 64,00 | 11,15 |
| 26 | | B | I | 2,43 | 2,00 | 43,00 | 40,00 | 15,88 | 35,00 | 10,13 |
| 27 | | B | I | 2,43 | 2,00 | 42,00 | 39,00 | 11,34 | 45,00 | 10,13 |
| 28 | | B | I | 1,54 | 1,12 | 40,00 | 39,00 | 10,77 | 50,00 | 5,68 |
| 29 | 21-Ago | A | I | 2,44 | 1,84 | 45,00 | 42,00 | 13,77 | 64,00 | 9,32 |
| 30 | | A | I | 2,44 | 1,84 | 44,00 | 41,00 | 14,01 | 50,00 | 9,32 |
| 31 | | B | I | 1,83 | 1,75 | 38,00 | 37,00 | 12,72 | 35,00 | 8,87 |
| 32 | | B | I | 2,13 | 1,90 | 40,00 | 37,00 | 14,01 | 45,00 | 9,62 |
| 33 | | B | I | 1,83 | 1,60 | 38,00 | 37,00 | 10,94 | 30,00 | 8,11 |
| 34 | 22-Ago | A | I | 1,80 | 1,60 | 40,00 | 39,00 | 13,53 | 45,00 | 8,11 |
| 35 | | A | I | 2,50 | 2,10 | 44,00 | 43,00 | 13,45 | 30,00 | 10,64 |
| 36 | | A | I | 1,80 | 1,35 | 39,00 | 40,00 | 12,47 | 45,00 | 6,84 |
| 37 | | B | I | 2,44 | 2,40 | 41,00 | 38,00 | 20,25 | 50,00 | 12,16 |
| 38 | | B | I | 2,43 | 2,40 | 42,00 | 39,00 | 19,44 | 45,00 | 12,16 |
| 39 | 23-Ago | A | I | 2,44 | 2,35 | 42,00 | 39,00 | 21,30 | 45,00 | 11,91 |
| 40 | | A | I | 2,44 | 2,30 | 42,00 | 39,00 | 20,33 | 45,00 | 11,65 |
| 41 | | B | I | 2,44 | 2,85 | 42,00 | 39,00 | 21,30 | 45,00 | 14,44 |
| 42 | | B | I | 2,44 | 2,80 | 42,00 | 39,00 | 20,33 | 45,00 | 14,19 |
| 43 | 24-Ago | A | I | 2,40 | 2,25 | 41,00 | 40,00 | 21,06 | 50,00 | 11,40 |
| 44 | | A | I | 2,40 | 2,30 | 41,00 | 40,00 | 13,12 | 70,00 | 10,00 |
| 45 | | B | I | 2,40 | 2,40 | 42,00 | 39,00 | 22,84 | 50,00 | 12,16 |
| 46 | | B | I | 2,40 | 2,40 | 38,00 | 37,00 | 20,74 | 50,00 | 12,16 |
| 47 | 25-Ago | A | I | 2,40 | 2,05 | 37,00 | 36,00 | 13,85 | 64,00 | 10,39 |
| 48 | | A | I | 1,80 | 1,05 | 41,00 | 40,00 | 13,20 | 50,00 | 5,32 |
| 49 | 26-Ago | A | I | 1,80 | 1,50 | 38,00 | 37,00 | 13,53 | 40,00 | 7,60 |
| 50 | | A | I | 1,80 | 1,50 | 38,00 | 37,00 | 9,96 | 50,00 | 7,60 |
| 51 | | B | I | 2,40 | 2,40 | 46,00 | 43,00 | 25,59 | 55,00 | 12,16 |
| Promedios | | | | 2,15 | 1,92 | | | 16,94 | 42,73 | 9,74 |

Podemos inferir que el promedio de Factor de Carga en este mes para Roca Tipo I es usando Examon P, cuya intervención fue aproximadamente 70% del peso total de explosiv

6,32 kg/m³

continúa...

CUADRO VIIA.- FACTOR DE CARGA EN EL TUNEL DE DESCARGA ROCA TIPO I - AGOSTO-98

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|------------------|--|---|--|---|----------------|--------|--------|--------------------------------------|--|---------------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 24 | 1,31 | 6,25 | 81,97% | 6,01 | 1,033 | 5,214 | 7,280 | 17,20% | 63,28 | 79,01% |
| 25 | 1,26 | 7,00 | 90,16% | 6,04 | 1,031 | 5,966 | 8,027 | 17,05% | 78,01 | 82,04% |
| 26 | 1,57 | 5,02 | 82,30% | 6,01 | 1,030 | 3,993 | 6,052 | 17,14% | 50,88 | 68,79% |
| 27 | 1,12 | 5,56 | 82,30% | 5,99 | 1,014 | 4,548 | 6,576 | 16,93% | 56,34 | 79,87% |
| 28 | 1,90 | 10,70 | 72,73% | 6,15 | 1,325 | 9,374 | 12,024 | 21,54% | 60,77 | 82,28% |
| 29 | 1,48 | 8,34 | 75,41% | 6,23 | 1,362 | 6,982 | 9,707 | 21,88% | 77,77 | 82,29% |
| 30 | 1,50 | 6,87 | 75,41% | 6,25 | 1,344 | 5,524 | 8,212 | 21,52% | 64,01 | 78,11% |
| 31 | 1,43 | 5,38 | 95,63% | 6,22 | 1,331 | 4,049 | 6,711 | 21,40% | 47,72 | 73,34% |
| 32 | 1,46 | 6,13 | 89,20% | 6,22 | 1,310 | 4,824 | 7,444 | 21,08% | 59,01 | 76,26% |
| 33 | 1,35 | 5,05 | 87,43% | 6,18 | 1,306 | 3,742 | 6,354 | 21,12% | 40,94 | 73,28% |
| 34 | 1,67 | 7,22 | 88,89% | 6,21 | 1,298 | 5,919 | 8,515 | 20,90% | 58,53 | 76,88% |
| 35 | 1,26 | 4,08 | 84,00% | 6,15 | 1,328 | 2,756 | 5,411 | 21,58% | 43,45 | 69,04% |
| 36 | 1,82 | 8,40 | 75,00% | 6,21 | 1,360 | 7,042 | 9,763 | 21,89% | 57,47 | 78,30% |
| 37 | 1,67 | 5,78 | 98,36% | 6,20 | 1,344 | 4,433 | 7,121 | 21,67% | 70,25 | 71,17% |
| 38 | 1,60 | 5,30 | 98,77% | 6,18 | 1,334 | 3,965 | 6,633 | 21,59% | 64,44 | 69,83% |
| 39 | 1,79 | 5,57 | 96,31% | 6,16 | 1,320 | 4,247 | 6,887 | 21,42% | 66,30 | 67,87% |
| 40 | 1,75 | 5,61 | 94,26% | 6,15 | 1,306 | 4,301 | 6,914 | 21,24% | 65,33 | 68,88% |
| 41 | 1,48 | 4,59 | 116,80% | 6,11 | 1,313 | 3,279 | 5,904 | 21,47% | 66,30 | 67,87% |
| 42 | 1,43 | 4,60 | 114,75% | 6,08 | 1,317 | 3,287 | 5,921 | 21,67% | 65,33 | 68,88% |
| 43 | 1,85 | 6,23 | 93,75% | 6,08 | 1,302 | 4,931 | 7,535 | 21,41% | 71,06 | 70,36% |
| 44 | 1,31 | 8,31 | 95,83% | 6,13 | 1,329 | 6,983 | 9,641 | 21,68% | 83,12 | 84,22% |
| 45 | 1,88 | 5,99 | 100,00% | 6,13 | 1,315 | 4,675 | 7,305 | 21,45% | 72,84 | 68,64% |
| 46 | 1,71 | 5,82 | 100,00% | 6,12 | 1,301 | 4,516 | 7,119 | 21,26% | 70,74 | 70,68% |
| 47 | 1,33 | 7,49 | 85,42% | 6,15 | 1,302 | 6,190 | 8,795 | 21,18% | 77,85 | 82,21% |
| 48 | 2,48 | 11,88 | 58,33% | 6,27 | 1,527 | 10,353 | 13,406 | 24,36% | 63,20 | 79,11% |
| 49 | 1,78 | 7,04 | 83,33% | 6,28 | 1,515 | 5,528 | 8,558 | 24,12% | 53,53 | 74,72% |
| 50 | 1,31 | 7,89 | 83,33% | 6,31 | 1,517 | 6,373 | 9,406 | 24,02% | 59,96 | 83,39% |
| 51 | 2,10 | 6,63 | 100,00% | 6,32 | 1,502 | 5,125 | 8,130 | 23,77% | 80,59 | 68,25% |
| Promedios | | | 89,13% | | | | | | | 70,91% |

CUADRO VII B: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO I, SETIEMBRE 1998

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFO- RACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA- DROS PERFO- RADOS | Nº DE TALA- DROS CARGA- DOS | PESO DINA- MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU- MEN MOVIDO (m³) |
|--------------|--------|-------------------|--------------------|---|-------------------------------|---|---|--|--|--------------------------------|
| 1 | 01-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 35,00 | 34,00 | 19,88 | 6,80 | 10,89 |
| | | A | I | 2,40 | 2,20 | 38,00 | 36,00 | 17,80 | 6,80 | 11,15 |
| | | B | I | 2,40 | 2,55 | 36,00 | 33,00 | 10,69 | 60,00 | 12,92 |
| | | B | I | 2,40 | 1,40 | 36,00 | 34,00 | 13,12 | 65,00 | 7,09 |
| 2 | 02-Sep | A | I | 2,40 | 2,00 | 42,00 | 40,00 | 13,77 | 50,00 | 10,13 |
| | | A | I | 2,40 | 1,30 | 41,00 | 39,00 | 13,53 | 60,00 | 6,59 |
| | | B | I | 2,13 | 1,50 | 39,00 | 36,00 | 15,47 | 25,00 | 7,60 |
| | | B | I | 2,40 | 2,30 | 39,00 | 36,00 | 10,68 | 50,00 | 11,65 |
| 3 | 03-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 39,00 | 36,00 | 17,42 | 60,00 | 10,89 |
| | | B | I | 1,83 | 1,55 | 37,00 | 36,00 | 32,76 | 35,00 | 7,85 |
| | | B | I | 1,83 | 1,40 | 38,00 | 37,00 | 31,14 | 35,00 | 7,09 |
| 4 | 04-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 39,00 | 36,00 | 11,83 | 60,00 | 10,89 |
| | | A | I | 2,10 | 2,10 | 39,00 | 36,00 | 7,53 | 65,00 | 10,64 |
| | | B | I | 1,83 | 1,75 | 37,00 | 36,00 | 13,62 | 45,00 | 8,87 |
| | | B | I | 2,40 | 1,75 | 39,00 | 36,00 | 18,17 | 55,00 | 8,87 |
| 5 | 05-Sep | B | I | 1,83 | 1,75 | 41,00 | 38,00 | 15,76 | 35,00 | 8,87 |
| 6 | 06-Sep | B | I | 1,80 | 1,45 | 42,00 | 39,00 | 27,44 | 23,00 | 7,35 |
| | | B | I | 1,80 | 1,75 | 37,00 | 36,00 | 28,79 | 23,00 | 8,87 |
| 7 | 07-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 41,00 | 38,00 | 12,64 | 60,00 | 10,89 |
| | | A | I | 2,40 | 2,05 | 40,00 | 37,00 | 10,94 | 65,00 | 10,39 |
| | | B | I | 2,40 | 2,05 | 37,00 | 34,00 | 20,91 | 40,00 | 10,38 |
| | | B | I | 2,40 | 2,00 | 37,00 | 34,00 | 24,23 | 35,00 | 10,13 |
| 8 | 08-Sep | A | I | 2,40 | 2,10 | 41,00 | 38,00 | 36,36 | 35,00 | 10,64 |
| | | A | I | 2,40 | 1,65 | 41,00 | 38,00 | 38,93 | 35,00 | 8,36 |
| | | B | I | 1,80 | 1,50 | 37,00 | 34,00 | 32,77 | 35,00 | 7,60 |
| | | B | I | 2,40 | 2,00 | 37,00 | 34,00 | 52,49 | 30,00 | 10,13 |

CUADRO VII B: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO I, SETIEMBRE 1998

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARI- ACIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|--------------|--|---|--|---|----------------|-------|--------|--------------------------------------|--|---------------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 1 | 1,83 | 2,45 | 89,58% | 2,45 | | | | | 26,68 | 25,49% |
| 2 | 1,60 | 2,21 | 91,67% | 2,33 | 0,172 | 2,034 | 2,379 | 7,40% | 24,60 | 27,64% |
| 3 | 0,83 | 5,47 | 106,25% | 3,38 | 1,819 | 3,653 | 7,290 | 53,88% | 70,69 | 84,88% |
| 4 | 1,85 | 11,02 | 58,33% | 5,29 | 4,100 | 6,919 | 15,118 | 77,55% | 78,12 | 83,21% |
| 5 | 1,36 | 6,30 | 83,33% | 5,49 | 3,579 | 2,716 | 9,874 | 65,21% | 63,77 | 78,41% |
| 6 | 2,05 | 11,16 | 54,17% | 6,43 | 3,950 | 7,208 | 15,108 | 61,40% | 73,53 | 81,60% |
| 7 | 2,04 | 5,33 | 70,42% | 6,27 | 3,630 | 1,695 | 8,955 | 57,86% | 40,47 | 61,77% |
| 8 | 0,92 | 5,21 | 95,83% | 6,14 | 3,382 | 1,826 | 8,591 | 55,07% | 60,68 | 82,40% |
| 9 | 1,60 | 7,11 | 89,58% | 6,25 | 3,180 | 3,929 | 10,289 | 50,89% | 77,42 | 77,50% |
| 10 | 4,17 | 8,63 | 84,70% | 6,49 | 3,091 | 5,540 | 11,723 | 47,65% | 67,76 | 51,65% |
| 11 | 4,39 | 9,33 | 76,50% | 6,75 | 3,055 | 6,273 | 12,384 | 45,29% | 66,14 | 52,92% |
| 12 | 1,09 | 6,60 | 89,58% | 6,73 | 2,913 | 3,682 | 9,509 | 43,27% | 71,83 | 83,53% |
| 13 | 0,71 | 6,82 | 100,00% | 6,74 | 2,790 | 4,027 | 9,606 | 41,39% | 72,53 | 89,62% |
| 14 | 1,54 | 6,61 | 95,63% | 6,73 | 2,680 | 3,928 | 9,289 | 39,83% | 58,62 | 76,77% |
| 15 | 2,05 | 8,25 | 72,92% | 6,83 | 2,612 | 5,637 | 10,862 | 38,24% | 73,17 | 75,17% |
| 16 | 1,78 | 5,72 | 95,63% | 6,76 | 2,539 | 3,184 | 8,262 | 37,55% | 50,76 | 68,95% |
| 17 | 3,73 | 6,86 | 80,56% | 6,77 | 2,459 | 4,404 | 9,321 | 36,33% | 50,44 | 45,60% |
| 18 | 3,25 | 5,84 | 97,22% | 6,72 | 2,395 | 3,444 | 8,234 | 35,66% | 51,79 | 44,41% |
| 19 | 1,16 | 6,67 | 89,58% | 6,71 | 2,328 | 4,343 | 8,998 | 34,67% | 72,64 | 82,60% |
| 20 | 1,05 | 7,31 | 85,42% | 6,74 | 2,270 | 5,039 | 9,578 | 33,65% | 75,94 | 85,59% |
| 21 | 2,01 | 5,87 | 85,42% | 6,70 | 2,220 | 3,648 | 8,088 | 33,13% | 60,91 | 65,67% |
| 22 | 2,39 | 5,85 | 83,33% | 6,66 | 2,174 | 3,673 | 8,021 | 32,63% | 59,23 | 59,09% |
| 23 | 3,42 | 6,71 | 87,50% | 6,67 | 2,124 | 4,582 | 8,831 | 31,87% | 71,36 | 49,05% |
| 24 | 4,66 | 8,84 | 68,75% | 6,76 | 2,125 | 6,718 | 10,968 | 31,45% | 73,93 | 47,34% |
| 25 | 4,31 | 8,92 | 83,33% | 6,84 | 2,125 | 6,793 | 11,042 | 31,05% | 67,77 | 51,65% |
| 26 | 5,18 | 8,14 | 83,33% | 6,89 | 2,097 | 6,046 | 10,240 | 30,43% | 82,49 | 36,37% |

continúa...

CUADRO VII B: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO I, SETIEMBRE 1998

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | DIA | N° DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFO- RACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | N° DE TALA- DROS PERFO- RADOS | N° DE TALA- DROS CARGA- DOS | PESO DINA- MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU- MEN MOVIDO (m³) |
|--------------|--------|-------------------|--------------------|---|-------------------------------|---|---|--|--|--------------------------------|
| 26 | 09-Sep | A | I | 2,40 | 1,98 | 41,00 | 38,00 | 43,30 | 30,00 | 10,03 |
| 27 | | A | I | 2,40 | 1,97 | 40,00 | 37,00 | 44,68 | 30,00 | 9,98 |
| 28 | | B | I | 2,40 | 2,65 | 37,00 | 34,00 | 47,31 | 30,00 | 13,43 |
| 29 | | B | I | 2,40 | 2,35 | 37,00 | 34,00 | 47,64 | 30,00 | 11,91 |
| 30 | 10-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 38,00 | 35,00 | 50,26 | 30,00 | 10,89 |
| 31 | | A | I | 2,40 | 2,05 | 40,00 | 37,00 | 50,75 | 30,00 | 10,39 |
| 32 | | B | I | 2,40 | 2,40 | 40,00 | 37,00 | 51,21 | 25,00 | 12,16 |
| 33 | | B | I | 2,40 | 2,20 | 41,00 | 38,00 | 51,29 | 25,00 | 11,15 |
| 34 | 11-Sep | B | I | 2,40 | 2,30 | 39,00 | 36,00 | 44,89 | 25,00 | 11,65 |
| 35 | | B | I | 1,80 | 1,75 | 40,00 | 37,00 | 22,25 | 35,00 | 8,87 |
| 36 | 13-Sep | A | I | 2,40 | 2,40 | 35,00 | 32,00 | 14,63 | 45,00 | 12,16 |
| 37 | | B | I | 2,40 | 2,50 | 41,00 | 38,00 | 17,85 | 45,00 | 12,67 |
| 38 | 14-Sep | A | I | 2,40 | 2,35 | 35,00 | 32,00 | 14,48 | 45,00 | 11,91 |
| 39 | | A | I | 2,40 | 1,60 | 35,00 | 32,00 | 15,36 | 55,00 | 8,11 |
| 40 | | B | I | 2,40 | 2,20 | 36,00 | 33,00 | 11,49 | 50,00 | 11,15 |
| 41 | | B | I | 2,40 | 2,20 | 34,00 | 31,00 | 12,14 | 50,00 | 11,15 |
| 42 | 15-Sep | A | I | 2,40 | 2,00 | 35,00 | 32,00 | 16,58 | 40,00 | 10,13 |
| 43 | 16-Sep | A | I | 2,40 | 1,80 | 34,00 | 33,00 | 18,03 | 40,00 | 9,12 |
| 44 | | A | I | 2,40 | 2,00 | 34,00 | 33,00 | 49,05 | 40,00 | 9,00 |
| 45 | | B | I | 2,40 | 2,40 | 36,00 | 35,00 | 37,16 | 40,00 | 12,16 |
| 46 | | B | I | 2,40 | 2,20 | 37,00 | 34,00 | 11,89 | 50,00 | 11,15 |
| 47 | 17-Sep | A | I | 2,40 | 2,00 | 35,00 | 32,00 | 16,88 | 50,00 | 10,13 |
| 48 | | A | I | 2,40 | 1,90 | 37,00 | 34,00 | 19,63 | 50,00 | 9,63 |
| 49 | | B | I | 2,40 | 2,10 | 34,00 | 31,00 | 14,40 | 50,00 | 10,64 |
| 50 | | B | I | 2,40 | 1,95 | 36,00 | 33,00 | 15,29 | 50,00 | 9,88 |
| 51 | 18-Sep | B | I | 1,80 | 1,60 | 34,00 | 31,00 | 10,14 | 40,00 | 8,11 |
| 52 | | B | I | 1,80 | 1,70 | 33,00 | 30,00 | 11,58 | 40,00 | 8,61 |
| 53 | | B | I | 2,40 | 1,60 | 34,00 | 31,00 | 15,20 | 50,00 | 8,11 |

continúa...

CUADRO VII B: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO I, SETIEMBRE 1998

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|--------------|--|---|--|---|----------------|-------|--------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 26 | 4,32 | 7,31 | 82,50% | 6,91 | 2,058 | 5,250 | 9,366 | 29,79% | 73,30 | 40,93% |
| 27 | 4,48 | 7,48 | 82,08% | 6,93 | 2,022 | 5,461 | 9,505 | 29,19% | 74,68 | 40,17% |
| 28 | 3,52 | 5,76 | 110,42% | 6,89 | 1,998 | 3,759 | 7,754 | 29,01% | 77,31 | 38,80% |
| 29 | 4,00 | 6,52 | 97,92% | 6,88 | 1,964 | 4,555 | 8,483 | 28,57% | 77,64 | 38,64% |
| 30 | 4,62 | 7,37 | 89,58% | 6,89 | 1,933 | 5,437 | 9,303 | 28,05% | 80,26 | 37,38% |
| 31 | 4,88 | 7,77 | 85,42% | 6,92 | 1,908 | 5,864 | 9,680 | 27,58% | 80,75 | 37,15% |
| 32 | 4,21 | 6,27 | 100,00% | 6,90 | 1,882 | 4,386 | 8,149 | 27,27% | 76,21 | 32,80% |
| 33 | 4,60 | 6,84 | 91,67% | 6,90 | 1,853 | 4,989 | 8,695 | 26,86% | 76,29 | 32,77% |
| 34 | 3,85 | 6,00 | 95,83% | 6,87 | 1,832 | 4,167 | 7,831 | 26,66% | 69,89 | 35,77% |
| 35 | 2,51 | 6,45 | 97,22% | 6,86 | 1,807 | 4,648 | 8,261 | 26,34% | 57,25 | 61,14% |
| 36 | 1,20 | 4,90 | 100,00% | 6,81 | 1,810 | 3,094 | 6,714 | 26,59% | 59,63 | 75,47% |
| 37 | 1,41 | 4,96 | 104,17% | 6,76 | 1,811 | 3,150 | 6,771 | 26,79% | 62,85 | 71,60% |
| 38 | 1,22 | 4,99 | 97,92% | 6,71 | 1,809 | 3,185 | 6,803 | 26,94% | 59,48 | 75,66% |
| 39 | 1,89 | 8,68 | 66,67% | 6,76 | 1,812 | 6,863 | 10,488 | 26,80% | 70,36 | 78,17% |
| 40 | 1,03 | 5,51 | 91,67% | 6,73 | 1,800 | 3,715 | 7,315 | 26,74% | 61,49 | 81,31% |
| 41 | 1,09 | 5,57 | 91,67% | 6,70 | 1,787 | 3,786 | 7,360 | 26,65% | 62,14 | 80,46% |
| 42 | 1,64 | 5,59 | 83,33% | 6,68 | 1,774 | 3,812 | 7,359 | 26,56% | 56,58 | 70,70% |
| 43 | 1,98 | 6,36 | 75,00% | 6,67 | 1,754 | 4,609 | 8,117 | 26,29% | 58,03 | 68,93% |
| 44 | 5,45 | 9,89 | 83,33% | 6,74 | 1,799 | 8,095 | 11,693 | 26,68% | 89,05 | 44,92% |
| 45 | 3,06 | 6,35 | 100,00% | 6,73 | 1,780 | 4,566 | 8,125 | 26,43% | 77,16 | 51,84% |
| 46 | 1,07 | 5,55 | 91,67% | 6,71 | 1,769 | 3,782 | 7,319 | 26,36% | 61,89 | 80,79% |
| 47 | 1,67 | 6,60 | 83,33% | 6,71 | 1,750 | 4,852 | 8,352 | 26,09% | 66,88 | 74,76% |
| 48 | 2,04 | 7,23 | 79,17% | 6,72 | 1,733 | 5,497 | 8,964 | 25,80% | 69,63 | 71,81% |
| 49 | 1,35 | 6,05 | 87,50% | 6,70 | 1,718 | 4,335 | 7,771 | 25,63% | 64,40 | 77,64% |
| 50 | 1,55 | 6,61 | 81,25% | 6,70 | 1,701 | 4,907 | 8,309 | 25,38% | 65,29 | 76,58% |
| 51 | 1,25 | 6,18 | 88,89% | 6,69 | 1,686 | 4,497 | 7,868 | 25,19% | 50,14 | 79,78% |
| 52 | 1,34 | 5,99 | 94,44% | 6,68 | 1,672 | 4,319 | 7,663 | 25,03% | 51,58 | 77,55% |
| 53 | 1,87 | 8,04 | 66,67% | 6,70 | 1,667 | 6,373 | 9,706 | 24,86% | 65,20 | 76,69% |

continúa...

CUADRO VII B: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO I, SETIEMBRE 1998

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya
 Año: 1,998

| DIS-PARO | DIA | N° DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | N° DE TALA-DROS PERFORADOS | N° DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINAMITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) |
|------------------|--------|-------------|--------------|---------------------------|----------------------|----------------------------|--------------------------|--------------------------|----------------------------|----------------------|
| 54 | 19-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 37,00 | 34,00 | 19,16 | 40,00 | 10,89 |
| 55 | | A | I | 2,40 | 2,25 | 37,00 | 34,00 | 18,51 | 40,00 | 11,40 |
| 56 | | B | I | 1,80 | 1,80 | 34,00 | 31,00 | 12,55 | 40,00 | 9,12 |
| 57 | | B | I | 1,80 | 1,85 | 34,00 | 31,00 | 12,31 | 45,00 | 9,37 |
| 58 | | B | I | 1,80 | 1,85 | 34,00 | 31,00 | 13,19 | 40,00 | 9,37 |
| 59 | 20-Sep | A | I | 2,40 | 2,15 | 36,00 | 34,00 | 18,63 | 40,00 | 10,89 |
| 60 | | A | I | 2,40 | 2,20 | 36,00 | 34,00 | 21,95 | 50,00 | 11,15 |
| 61 | | A | I | 2,40 | 2,15 | 34,00 | 32,00 | 22,40 | 45,00 | 10,89 |
| 62 | 21-Sep | A | I | 2,40 | 2,20 | 34,00 | 32,00 | 22,88 | 45,00 | 11,15 |
| 63 | | B | I | 1,80 | 1,70 | 33,00 | 30,00 | 11,03 | 45,00 | 8,61 |
| 64 | | B | I | 1,80 | 1,80 | 33,00 | 30,00 | 10,46 | 45,00 | 9,12 |
| 65 | 22-Sep | B | I | 1,80 | 1,85 | 34,00 | 31,00 | 10,05 | 40,00 | 9,37 |
| 66 | | A | I | 1,80 | 1,70 | 33,00 | 32,00 | 17,88 | 35,00 | 8,61 |
| 67 | | A | I | 2,40 | 2,20 | 33,00 | 32,00 | 20,78 | 40,00 | 11,15 |
| 68 | | A | I | 2,40 | 1,50 | 33,00 | 32,00 | 21,10 | 45,00 | 7,60 |
| 69 | | B | I | 1,80 | 1,80 | 34,00 | 31,00 | 9,73 | 40,00 | 9,12 |
| 70 | 22-Sep | B | I | 1,80 | 1,75 | 34,00 | 31,00 | 10,23 | 40,00 | 8,87 |
| 71 | | B | I | 1,80 | 1,65 | 34,00 | 31,00 | 10,22 | 45,00 | 8,36 |
| Promedios | | | | 2,23 | 1,97 | | | 22,32 | 41,31 | 9,95 |

Podemos inferir que el promedio de Factor de Carga en este mes para Roca Tipo I es 6,53 kg/m³ usando Examon P, cuya intervención fue aproximadamente 65% del peso total de explosivos en cada disparo

continúa...

CUADRO VII B: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO I, SETIEMBRE 1998

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|------------------|--|---|--|---|----------------|-------|--------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 54 | 1,76 | 5,43 | 89,58% | 6,68 | 1,660 | 3,773 | 7,092 | 24,84% | 59,16 | 67,61% |
| 55 | 1,62 | 5,13 | 93,75% | 6,65 | 1,658 | 3,475 | 6,790 | 24,92% | 58,51 | 68,36% |
| 56 | 1,38 | 5,76 | 100,00% | 6,64 | 1,647 | 4,115 | 7,409 | 24,81% | 52,55 | 76,12% |
| 57 | 1,31 | 6,12 | 102,78% | 6,63 | 1,634 | 4,482 | 7,750 | 24,65% | 57,31 | 78,52% |
| 58 | 1,41 | 5,68 | 102,78% | 6,61 | 1,625 | 4,052 | 7,301 | 24,57% | 53,19 | 75,20% |
| 59 | 1,71 | 5,38 | 89,58% | 6,59 | 1,619 | 3,765 | 7,002 | 24,55% | 58,63 | 68,22% |
| 60 | 1,97 | 6,45 | 91,67% | 6,59 | 1,605 | 4,848 | 8,058 | 24,36% | 71,95 | 69,49% |
| 61 | 2,06 | 6,19 | 89,58% | 6,58 | 1,593 | 4,596 | 7,782 | 24,19% | 67,40 | 66,77% |
| 62 | 2,05 | 6,09 | 91,67% | 6,58 | 1,581 | 4,507 | 7,669 | 24,04% | 67,88 | 66,29% |
| 63 | 1,28 | 6,51 | 94,44% | 6,57 | 1,569 | 4,939 | 8,076 | 23,86% | 56,03 | 80,31% |
| 64 | 1,15 | 6,08 | 100,00% | 6,57 | 1,557 | 4,524 | 7,639 | 23,72% | 55,46 | 81,14% |
| 65 | 1,07 | 5,34 | 102,78% | 6,55 | 1,553 | 3,789 | 6,894 | 23,71% | 50,05 | 79,92% |
| 66 | 2,08 | 6,14 | 94,44% | 6,54 | 1,542 | 4,600 | 7,683 | 23,57% | 52,88 | 66,19% |
| 67 | 1,86 | 5,45 | 91,67% | 6,53 | 1,536 | 3,915 | 6,987 | 23,53% | 60,78 | 65,81% |
| 68 | 2,78 | 8,70 | 62,50% | 6,56 | 1,547 | 7,151 | 10,244 | 23,59% | 66,10 | 68,08% |
| 69 | 1,07 | 5,45 | 100,00% | 6,54 | 1,541 | 3,912 | 6,994 | 23,56% | 49,73 | 80,43% |
| 70 | 1,15 | 5,66 | 97,22% | 6,53 | 1,534 | 4,129 | 7,197 | 23,49% | 50,23 | 79,63% |
| 71 | 1,22 | 6,61 | 91,67% | 6,53 | 1,523 | 5,082 | 8,128 | 23,32% | 55,22 | 81,49% |
| Promedios | | | 88,67% | | | | | | | 65,26% |

CUADRO VII C: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO II

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS-PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA-DROS PERFORADOS | Nº DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINAMITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) |
|----------|--------|-------------|--------------|---------------------------|----------------------|----------------------------|--------------------------|--------------------------|----------------------------|----------------------|
| 1 | 07-Dic | A | II | 1,83 | 1,50 | 36,00 | 33,00 | 13,29 | 30,00 | 8,07 |
| | | B | II | 1,83 | 1,50 | 36,00 | 33,00 | 11,11 | 25,00 | 7,60 |
| 2 | 08-Dic | A | II | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 11,10 | 30,00 | 8,36 |
| 3 | | A | II | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 11,10 | 33,00 | 8,36 |
| 4 | | A | II | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 13,05 | 30,00 | 3,55 |
| 5 | | B | II | 1,83 | 1,60 | 37,00 | 34,00 | 10,38 | 30,00 | 8,11 |
| 6 | | B | II | 1,83 | 1,60 | 37,00 | 34,00 | 9,16 | 30,00 | 8,11 |
| 7 | | 09-Dic | A | II | 1,70 | 1,65 | 39,00 | 36,00 | 12,30 | 25,00 |
| 8 | A | | II | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 12,39 | 25,00 | 8,36 |
| 9 | B | | II | 1,83 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 9,49 | 30,00 | 8,61 |
| 10 | B | | II | 1,83 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 8,85 | 30,00 | 8,11 |
| 11 | B | | II | 1,83 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 9,42 | 30,00 | 8,61 |
| 12 | B | | II | 1,83 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 9,09 | 30,00 | 8,11 |
| 13 | 10-Dic | A | II | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 15,15 | 25,00 | 7,85 |
| 14 | | A | II | 1,70 | 1,55 | 36,00 | 33,00 | 13,85 | 25,00 | 7,85 |
| 15 | | A | II | 1,70 | 1,50 | 36,00 | 33,00 | 12,88 | 25,00 | 7,60 |
| 16 | | B | II | 1,83 | 1,55 | 36,00 | 33,00 | 8,28 | 30,00 | 7,85 |
| 17 | | B | II | 1,83 | 1,50 | 37,00 | 34,00 | 7,55 | 30,00 | 7,60 |
| 18 | | B | II | 1,83 | 1,55 | 36,00 | 33,00 | 8,68 | 30,00 | 7,85 |
| 19 | 11-Dic | A | II | 1,70 | 1,50 | 36,00 | 33,00 | 12,64 | 30,00 | 7,60 |
| 20 | | A | II | 1,70 | 1,55 | 36,00 | 33,00 | 13,29 | 30,00 | 7,60 |
| 21 | 12-Dic | A | II | 1,70 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 12,64 | 25,00 | 8,11 |
| 22 | | A | II | 1,70 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 11,27 | 25,00 | 8,11 |
| 23 | | A | II | 1,70 | 1,65 | 35,00 | 32,00 | 14,50 | 25,00 | 8,36 |
| 24 | | B | II | 1,83 | 1,80 | 37,00 | 34,00 | 10,38 | 30,00 | 9,12 |
| 25 | | B | II | 1,83 | 1,50 | 37,00 | 34,00 | 11,20 | 30,00 | 7,60 |

continúa...

CUADRO VII C: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO II

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m ³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m ³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DES. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CION (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|--------------|---|--|--|---|---------------|-------|--------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 1 | 1,65 | 5,36 | 81,97% | 5,36 | | | | | 43,29 | 69,30% |
| | 1,46 | 4,75 | 81,97% | 5,06 | 0,433 | 4,318 | 5,185 | 8,57% | 36,11 | 69,23% |
| 2 | 1,33 | 4,92 | 97,06% | 5,01 | 0,317 | 4,599 | 5,233 | 6,33% | 41,10 | 72,99% |
| 3 | 1,33 | 5,28 | 97,06% | 5,08 | 0,291 | 4,984 | 5,566 | 5,73% | 44,10 | 74,83% |
| 4 | 3,68 | 12,13 | 97,06% | 6,49 | 3,163 | 8,964 | 15,290 | 48,76% | 43,05 | 69,69% |
| 5 | 1,28 | 4,98 | 87,43% | 6,24 | 2,895 | 2,084 | 7,874 | 46,43% | 40,38 | 74,29% |
| 6 | 1,13 | 4,83 | 87,43% | 6,03 | 2,696 | 2,133 | 7,524 | 44,67% | 39,16 | 76,61% |
| 7 | 1,47 | 4,46 | 97,06% | 5,84 | 2,557 | 1,905 | 7,019 | 43,80% | 37,30 | 67,02% |
| 8 | 1,48 | 4,47 | 97,06% | 5,69 | 2,435 | 2,038 | 6,907 | 42,82% | 37,39 | 66,86% |
| 9 | 1,10 | 4,59 | 92,90% | 5,58 | 2,322 | 2,265 | 6,908 | 41,64% | 39,49 | 75,97% |
| 10 | 1,09 | 4,79 | 87,43% | 5,50 | 2,215 | 2,575 | 7,006 | 40,24% | 38,85 | 77,22% |
| 11 | 1,09 | 4,58 | 92,90% | 5,43 | 2,129 | 2,449 | 6,708 | 39,23% | 39,42 | 76,10% |
| 12 | 1,12 | 4,82 | 87,43% | 5,38 | 2,045 | 2,775 | 6,865 | 38,01% | 39,09 | 76,75% |
| 13 | 1,93 | 5,11 | 97,06% | 5,36 | 1,966 | 3,148 | 7,081 | 36,68% | 40,15 | 62,27% |
| 14 | 1,76 | 4,95 | 91,18% | 5,33 | 1,898 | 3,051 | 6,847 | 35,58% | 38,85 | 64,35% |
| 15 | 1,69 | 4,98 | 88,24% | 5,31 | 1,836 | 3,149 | 6,820 | 34,55% | 37,88 | 66,00% |
| 16 | 1,05 | 4,88 | 84,70% | 5,29 | 1,781 | 3,096 | 6,657 | 33,68% | 38,28 | 78,37% |
| 17 | 0,99 | 4,94 | 81,97% | 5,27 | 1,729 | 3,212 | 6,670 | 32,83% | 37,55 | 79,89% |
| 18 | 1,11 | 4,93 | 84,70% | 5,25 | 1,682 | 3,245 | 6,610 | 32,05% | 38,68 | 77,56% |
| 19 | 1,66 | 5,61 | 88,24% | 5,27 | 1,639 | 3,971 | 7,250 | 31,12% | 42,64 | 70,36% |
| 20 | 1,75 | 5,70 | 91,18% | 5,29 | 1,601 | 4,095 | 7,297 | 30,27% | 43,29 | 69,30% |
| 21 | 1,56 | 4,64 | 94,12% | 5,26 | 1,568 | 3,073 | 6,209 | 29,82% | 37,64 | 66,42% |
| 22 | 1,39 | 4,47 | 94,12% | 5,22 | 1,541 | 2,931 | 6,013 | 29,49% | 36,27 | 68,93% |
| 23 | 1,73 | 4,72 | 97,06% | 5,20 | 1,510 | 3,214 | 6,235 | 29,03% | 39,50 | 63,29% |
| 24 | 1,14 | 4,43 | 98,36% | 5,17 | 1,487 | 2,941 | 5,914 | 28,74% | 40,38 | 74,29% |
| 25 | 1,47 | 5,42 | 81,97% | 5,18 | 1,458 | 3,963 | 6,879 | 28,13% | 41,20 | 72,82% |

continúa...

CUADRO VII C: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO II

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS-PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA-DROS PERFORADOS | Nº DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINA-MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) |
|-----------------|--------|-------------|--------------|---------------------------|----------------------|----------------------------|--------------------------|---------------------------|----------------------------|----------------------|
| 26 | 13-Dic | A | II | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 31,00 | 12,63 | 25,00 | 8,36 |
| 27 | | B | II | 1,80 | 1,70 | 37,00 | 34,00 | 10,78 | 30,00 | 8,61 |
| 28 | | B | II | 1,80 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 16,84 | 25,00 | 8,36 |
| 29 | 14-Dic | A | II | 1,80 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 10,30 | 30,00 | 9,12 |
| 30 | | A | II | 1,80 | 1,75 | 37,00 | 34,00 | 11,20 | 30,00 | 8,87 |
| 31 | | A | II | 1,80 | 1,55 | 37,00 | 34,00 | 12,00 | 30,00 | 7,85 |
| 32 | | B | II | 1,80 | 1,60 | 35,00 | 32,00 | 10,38 | 30,00 | 8,11 |
| 33 | | B | II | 1,80 | 1,55 | 35,00 | 32,00 | 9,25 | 30,00 | 7,85 |
| 34 | | B | II | 1,80 | 1,55 | 36,00 | 33,00 | 12,87 | 35,00 | 7,85 |
| 35 | 15-Dic | A | II | 1,80 | 1,70 | 37,00 | 34,00 | 9,97 | 30,00 | 8,61 |
| 36 | | A | II | 1,80 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 11,51 | 25,00 | 8,36 |
| 37 | | A | II | 1,80 | 1,70 | 37,00 | 34,00 | 13,20 | 25,00 | 8,61 |
| 38 | | B | II | 1,70 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 11,09 | 35,00 | 8,61 |
| 39 | | B | II | 1,70 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 10,28 | 35,00 | 8,61 |
| 40 | | B | II | 1,70 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 10,36 | 35,00 | 8,61 |
| 41 | 16-Dic | A | II | 1,80 | 1,45 | 36,00 | 33,00 | 12,00 | 25,00 | 7,35 |
| 42 | | A | II | 1,80 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 13,61 | 30,00 | 8,36 |
| 43 | | A | II | 1,80 | 1,60 | 37,00 | 34,00 | 13,61 | 25,00 | 8,11 |
| 44 | | B | II | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 10,23 | 35,00 | 8,36 |
| 45 | | B | II | 1,70 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 9,27 | 35,00 | 8,11 |
| 46 | | B | II | 1,70 | 1,65 | 37,00 | 34,00 | 19,53 | 12,00 | 8,36 |
| Promedio | | | | 1,77 | 1,62 | | | 11,57 | 28,72 | 8,09 |

Podemos inferir que el promedio de Factor de Carga en este mes para Roca Tipo I es **5,07 kg/m³** usando Examon P, cuya intervención fue aproximadamente 70% del peso total de explosivos en cada disparo

continúa...

CUADRO VII C: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO II

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CION (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|-----------------|--|---|--|---|----------------|-------|-------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 26 | 1,51 | 4,50 | 97,06% | 5,16 | 1,435 | 3,066 | 5,936 | 27,83% | 37,63 | 66,44% |
| 27 | 1,25 | 4,74 | 94,44% | 5,14 | 1,411 | 3,326 | 6,147 | 27,43% | 40,78 | 73,57% |
| 28 | 2,01 | 5,00 | 91,67% | 5,14 | 1,385 | 3,619 | 6,390 | 26,97% | 41,84 | 59,75% |
| 29 | 1,13 | 4,42 | 100,00% | 5,11 | 1,368 | 3,051 | 5,787 | 26,75% | 40,30 | 74,44% |
| 30 | 1,26 | 4,64 | 97,22% | 5,10 | 1,347 | 3,298 | 5,992 | 26,43% | 41,20 | 72,82% |
| 31 | 1,53 | 5,35 | 86,11% | 5,11 | 1,326 | 4,024 | 6,676 | 25,97% | 42,00 | 71,43% |
| 32 | 1,28 | 4,98 | 88,89% | 5,10 | 1,305 | 3,674 | 6,285 | 25,59% | 40,38 | 74,29% |
| 33 | 1,18 | 5,00 | 86,11% | 5,10 | 1,286 | 3,714 | 6,286 | 25,21% | 39,25 | 76,43% |
| 34 | 1,64 | 6,10 | 86,11% | 5,13 | 1,278 | 4,820 | 7,376 | 24,92% | 47,87 | 73,11% |
| 35 | 1,16 | 4,64 | 94,44% | 5,11 | 1,262 | 3,380 | 5,904 | 24,68% | 39,97 | 75,06% |
| 36 | 1,38 | 4,37 | 91,67% | 5,09 | 1,250 | 3,117 | 5,618 | 24,55% | 36,51 | 68,47% |
| 37 | 1,53 | 4,44 | 94,44% | 5,08 | 1,238 | 3,199 | 5,675 | 24,39% | 38,20 | 65,45% |
| 38 | 1,29 | 5,35 | 100,00% | 5,08 | 1,222 | 4,131 | 6,575 | 24,05% | 46,09 | 75,94% |
| 39 | 1,19 | 5,26 | 100,00% | 5,09 | 1,207 | 4,052 | 6,466 | 23,72% | 45,28 | 77,30% |
| 40 | 1,20 | 5,27 | 100,00% | 5,09 | 1,192 | 4,076 | 6,460 | 23,41% | 45,36 | 77,16% |
| 41 | 1,63 | 5,03 | 80,56% | 5,09 | 1,178 | 3,856 | 6,212 | 23,13% | 37,00 | 67,57% |
| 42 | 1,63 | 5,22 | 91,67% | 5,09 | 1,164 | 4,053 | 6,380 | 22,84% | 43,61 | 68,79% |
| 43 | 1,68 | 4,76 | 88,89% | 5,09 | 1,151 | 3,610 | 5,912 | 22,63% | 38,61 | 64,75% |
| 44 | 1,22 | 5,41 | 97,06% | 5,09 | 1,139 | 4,271 | 6,549 | 22,36% | 45,23 | 77,38% |
| 45 | 1,14 | 5,46 | 94,12% | 5,10 | 1,127 | 4,331 | 6,586 | 22,10% | 44,27 | 79,06% |
| 46 | 2,34 | 3,77 | 97,06% | 5,07 | 1,132 | 2,640 | 4,903 | 22,31% | 31,53 | 38,06% |
| Promedio | | | 91,81% | | | | | | 71,02% | |

CUADRO VII D: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO III

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS-PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACION (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA-DROS PERFORADOS | Nº DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINA-MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) | |
|----------|--------|-------------|--------------|---------------------------|----------------------|----------------------------|--------------------------|---------------------------|----------------------------|----------------------|------|
| 1 | 02-Nov | B | III | 1,80 | 1,75 | 37,00 | 34,00 | 8,75 | 30,00 | 9,42 | |
| | 03-Nov | A | III | 1,70 | 1,65 | 35,00 | 32,00 | 8,11 | 30,00 | 8,88 | |
| B | | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 33,00 | 8,44 | 35,00 | 9,42 | | |
| B | | III | 1,80 | 1,75 | 35,00 | 32,00 | 10,22 | 30,00 | 9,42 | | |
| 2 | 04-Nov | A | III | 1,70 | 1,75 | 34,00 | 31,00 | 12,63 | 25,00 | 9,42 | |
| 3 | | A | III | 1,70 | 1,75 | 34,00 | 31,00 | 12,17 | 20,00 | 9,42 | |
| 4 | | A | III | 1,70 | 1,75 | 34,00 | 31,00 | 12,81 | 25,00 | 9,42 | |
| 5 | | B | III | 1,80 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 9,24 | 30,00 | 9,69 | |
| 6 | | B | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 33,00 | 8,43 | 30,00 | 9,42 | |
| 7 | | B | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 33,00 | 9,43 | 35,00 | 9,42 | |
| 8 | | 05-Nov | B | III | 1,80 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 9,24 | 30,00 | 9,15 |
| 9 | | | B | III | 1,80 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 10,78 | 30,00 | 9,15 |
| 10 | B | | III | 1,80 | 1,55 | 36,00 | 33,00 | 11,67 | 25,00 | 8,34 | |
| 11 | 06-Nov | A | III | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 31,00 | 12,34 | 25,00 | 8,88 | |
| 12 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 31,00 | 10,47 | 25,00 | 8,88 | |
| 13 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 31,00 | 10,94 | 25,00 | 8,88 | |
| 14 | | B | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 33,00 | 9,24 | 30,00 | 9,42 | |
| 15 | | B | III | 1,80 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 9,24 | 35,00 | 9,69 | |
| 16 | | B | III | 1,80 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 9,41 | 30,00 | 9,42 | |
| 17 | 07-Nov | A | III | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 31,00 | 10,06 | 25,00 | 8,88 | |
| 18 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 32,00 | 8,45 | 25,00 | 8,88 | |
| 19 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 34,00 | 32,00 | 11,03 | 25,00 | 8,88 | |
| 20 | | B | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 32,00 | 9,16 | 30,00 | 9,42 | |
| 21 | | B | III | 1,80 | 1,70 | 36,00 | 33,00 | 10,86 | 35,00 | 9,15 | |
| 22 | | B | III | 1,80 | 1,95 | 36,00 | 33,00 | 8,27 | 30,00 | 10,49 | |
| 23 | | | | | | | | | | | |
| 24 | | | | | | | | | | | |

continúa...

CUADRO VII D: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO III

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Solo dinamita) (kg/m ³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m ³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|--------------|---|--|--|---|----------------|-------|-------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 1 | 0,93 | 4,11 | 97,22% | 4,11 | | | | | 38,75 | 77,42% |
| 2 | 0,91 | 4,29 | 97,06% | 4,20 | 0,126 | 4,166 | 4,418 | 3,00% | 38,11 | 78,72% |
| 3 | 0,90 | 4,61 | 97,22% | 4,34 | 0,252 | 4,359 | 4,864 | 5,81% | 43,44 | 80,57% |
| 4 | 1,08 | 4,27 | 97,22% | 4,32 | 0,209 | 4,061 | 4,479 | 4,83% | 40,22 | 74,59% |
| 5 | 1,34 | 3,99 | 102,94% | 4,26 | 0,233 | 3,762 | 4,227 | 5,46% | 37,63 | 66,44% |
| 6 | 1,29 | 3,42 | 102,94% | 4,12 | 0,401 | 3,014 | 3,817 | 9,75% | 32,17 | 62,17% |
| 7 | 1,36 | 4,01 | 102,94% | 4,10 | 0,369 | 3,645 | 4,382 | 8,99% | 37,81 | 66,12% |
| 8 | 0,95 | 4,05 | 100,00% | 4,09 | 0,342 | 3,708 | 4,391 | 8,34% | 39,24 | 76,45% |
| 9 | 0,89 | 4,08 | 97,22% | 4,09 | 0,320 | 3,760 | 4,399 | 7,81% | 38,43 | 78,06% |
| 10 | 1,00 | 4,72 | 97,22% | 4,16 | 0,360 | 4,356 | 5,077 | 8,67% | 44,43 | 78,78% |
| 11 | 1,01 | 4,29 | 94,44% | 4,17 | 0,344 | 3,945 | 4,633 | 8,25% | 39,24 | 76,45% |
| 12 | 1,18 | 4,46 | 94,44% | 4,19 | 0,338 | 4,118 | 4,795 | 8,07% | 40,78 | 73,57% |
| 13 | 1,40 | 4,40 | 86,11% | 4,21 | 0,329 | 4,068 | 4,726 | 7,82% | 36,67 | 68,18% |
| 14 | 1,39 | 4,20 | 97,06% | 4,21 | 0,316 | 3,889 | 4,521 | 7,51% | 37,34 | 66,95% |
| 15 | 1,18 | 3,99 | 97,06% | 4,19 | 0,310 | 3,685 | 4,304 | 7,38% | 35,47 | 70,48% |
| 16 | 1,23 | 4,05 | 97,06% | 4,18 | 0,301 | 3,746 | 4,349 | 7,20% | 35,94 | 69,56% |
| 17 | 0,98 | 4,17 | 97,22% | 4,18 | 0,292 | 3,874 | 4,457 | 6,97% | 39,24 | 76,45% |
| 18 | 0,95 | 4,57 | 100,00% | 4,20 | 0,297 | 4,269 | 4,863 | 7,06% | 44,24 | 79,11% |
| 19 | 1,00 | 4,18 | 91,67% | 4,20 | 0,289 | 3,895 | 4,472 | 6,87% | 39,41 | 76,12% |
| 20 | 1,13 | 3,95 | 97,06% | 4,19 | 0,287 | 3,661 | 4,235 | 6,84% | 35,06 | 71,31% |
| 21 | 0,95 | 3,77 | 97,06% | 4,17 | 0,294 | 3,473 | 4,061 | 7,06% | 33,45 | 74,74% |
| 22 | 1,24 | 4,06 | 97,06% | 4,17 | 0,288 | 3,769 | 4,346 | 6,92% | 36,03 | 69,39% |
| 23 | 0,97 | 4,16 | 97,22% | 4,16 | 0,282 | 3,876 | 4,439 | 6,76% | 39,16 | 76,61% |
| 24 | 1,19 | 5,01 | 94,44% | 4,20 | 0,325 | 4,687 | 5,337 | 7,74% | 45,86 | 76,32% |
| 25 | 0,79 | 3,65 | 108,33% | 4,18 | 0,337 | 3,311 | 3,985 | 8,07% | 38,27 | 78,39% |

continúa...

CUADRO VII D: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO III

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS-PARO | DIA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACION (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | Nº DE TALA-DROS PERFORADOS | Nº DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINAMITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) |
|-----------------|--------|-------------|--------------|---------------------------|----------------------|----------------------------|--------------------------|--------------------------|----------------------------|----------------------|
| 25 | 08-Nov | A | III | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 9,91 | 25,00 | 8,88 |
| 26 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 9,67 | 25,00 | 8,88 |
| 27 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 11,52 | 25,00 | 8,88 |
| 28 | | B | III | 1,80 | 1,60 | 37,00 | 34,00 | 8,51 | 30,00 | 8,61 |
| 29 | | B | III | 1,80 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 10,05 | 35,00 | 8,61 |
| 30 | | B | III | 1,80 | 1,50 | 36,00 | 33,00 | 9,24 | 30,00 | 8,07 |
| 31 | 09-Nov | A | III | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 10,40 | 25,00 | 8,88 |
| 32 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 10,40 | 25,00 | 8,88 |
| 33 | | A | III | 1,70 | 1,65 | 36,00 | 33,00 | 10,40 | 25,00 | 8,88 |
| 34 | | B | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 33,00 | 10,71 | 25,00 | 9,42 |
| 35 | | B | III | 1,80 | 1,75 | 36,00 | 33,00 | 9,26 | 25,00 | 9,42 |
| 36 | | B | III | 1,80 | 1,40 | 36,00 | 33,00 | 10,49 | 25,00 | 7,53 |
| 37 | 10-Nov | A | III | 1,70 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 10,47 | 25,00 | 8,61 |
| 38 | | A | III | 1,70 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 8,45 | 25,00 | 8,61 |
| 39 | | A | III | 1,70 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 8,53 | 25,00 | 8,61 |
| 40 | | B | III | 1,80 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 10,71 | 25,00 | 8,61 |
| 41 | | B | III | 1,80 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 9,26 | 25,00 | 8,61 |
| 42 | | B | III | 1,80 | 1,55 | 35,00 | 28,00 | 9,01 | 25,00 | 8,34 |
| Promedio | | | | 1,76 | 1,67 | | | 9,96 | 27,56 | 9,02 |

Podemos inferir que el promedio de Factor de Carga en este mes para Roca Tipo I es Roca Tipo III 4,17 kg/m³ usando Examon P, cuya intervención fue aproximadamente 73% del peso total de explosivos en cada disparo

continúa...

CUADRO VII D: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO III

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m ³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m ³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CION (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|-----------------|---|--|--|---|----------------|-------|-------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 25 | 1,12 | 3,93 | 97,06% | 4,17 | 0,334 | 3,598 | 4,265 | 8,00% | 34,91 | 71,61% |
| 26 | 1,09 | 3,90 | 97,06% | 4,16 | 0,331 | 3,573 | 4,235 | 7,96% | 34,67 | 72,11% |
| 27 | 1,30 | 4,11 | 97,06% | 4,16 | 0,325 | 3,788 | 4,438 | 7,82% | 36,52 | 68,46% |
| 28 | 0,99 | 4,47 | 88,89% | 4,17 | 0,325 | 4,148 | 4,797 | 7,79% | 38,51 | 77,90% |
| 29 | 1,17 | 5,23 | 88,89% | 4,20 | 0,373 | 4,859 | 5,606 | 8,88% | 45,05 | 77,69% |
| 30 | 1,14 | 4,86 | 83,33% | 4,22 | 0,386 | 4,477 | 5,248 | 9,13% | 39,24 | 76,45% |
| 31 | 1,17 | 3,99 | 97,06% | 4,22 | 0,382 | 3,605 | 4,368 | 9,05% | 35,40 | 70,62% |
| 32 | 1,17 | 3,99 | 97,06% | 4,21 | 0,378 | 3,609 | 4,364 | 8,98% | 35,40 | 70,62% |
| 33 | 1,17 | 3,99 | 97,06% | 4,20 | 0,374 | 3,612 | 4,361 | 8,90% | 35,40 | 70,62% |
| 34 | 1,14 | 3,79 | 97,22% | 4,19 | 0,375 | 3,416 | 4,166 | 8,95% | 35,71 | 70,01% |
| 35 | 0,98 | 3,64 | 97,22% | 4,18 | 0,381 | 3,256 | 4,018 | 9,13% | 34,26 | 72,97% |
| 36 | 1,39 | 4,71 | 77,78% | 4,19 | 0,386 | 4,327 | 5,099 | 9,21% | 35,49 | 70,44% |
| 37 | 1,22 | 4,12 | 94,12% | 4,19 | 0,381 | 3,739 | 4,501 | 9,09% | 35,47 | 70,48% |
| 38 | 0,98 | 3,89 | 94,12% | 4,18 | 0,379 | 3,506 | 4,264 | 9,07% | 33,45 | 74,74% |
| 39 | 0,99 | 3,89 | 94,12% | 4,17 | 0,377 | 3,517 | 4,271 | 9,03% | 33,53 | 74,56% |
| 40 | 1,24 | 4,15 | 88,89% | 4,17 | 0,372 | 3,775 | 4,520 | 8,92% | 35,71 | 70,01% |
| 41 | 1,08 | 3,98 | 88,89% | 4,17 | 0,369 | 3,610 | 4,348 | 8,85% | 34,26 | 72,97% |
| 42 | 1,08 | 4,08 | 86,11% | 4,17 | 0,365 | 3,713 | 4,443 | 8,75% | 34,01 | 73,51% |
| Promedio | | | 95,35% | | | | | Promedio | = | 73,23% |

CUADRO VII E: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO IV

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | DIA | N° DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFO- RACIÓN (ml) | LONG. DE AVANCE (ml) | N° DE TALA- DROS PERFO- RADOS | N° DE TALA- DROS CARGA- DOS | PESO DINA- MITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU- MEN MOVIDO (m³) |
|-----------------|--------|-------------------|--------------------|---|-------------------------------|---|---|--|--|--------------------------------|
| 1 | 01-Dic | A | IV | 1,83 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 12,24 | 35,00 | 11,10 |
| | | B | IV | 1,83 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 11,11 | 25,00 | 11,10 |
| | | B | IV | 1,83 | 1,80 | 35,00 | 32,00 | 11,27 | 25,00 | 11,10 |
| | | B | IV | 1,83 | 1,80 | 35,00 | 32,00 | 11,11 | 25,00 | 11,10 |
| 4 | 02-Dic | B | IV | 1,83 | 1,45 | 31,00 | 30,00 | 12,65 | 25,00 | 8,94 |
| 5 | | B | IV | 1,83 | 1,55 | 34,00 | 33,00 | 17,60 | 20,00 | 9,56 |
| 6 | | 04-Dic | B | IV | 1,83 | 1,50 | 35,00 | 32,00 | 18,39 | 20,00 |
| 7 | 05-Dic | B | IV | 1,83 | 1,60 | 36,00 | 33,00 | 11,92 | 25,00 | 9,86 |
| 8 | | B | IV | 1,83 | 1,65 | 35,00 | 32,00 | 12,33 | 25,00 | 10,17 |
| 9 | 06-Dic | B | IV | 1,83 | 1,70 | 35,00 | 32,00 | 12,98 | 25,00 | 10,48 |
| 10 | | B | IV | 1,83 | 1,70 | 35,00 | 32,00 | 9,41 | 25,00 | 10,48 |
| 11 | 07-Feb | A | IV | 1,80 | 1,55 | 38,00 | 35,00 | 11,29 | 35,00 | 9,56 |
| 12 | | A | IV | 1,80 | 1,60 | 37,00 | 34,00 | 14,65 | 25,00 | 9,88 |
| 13 | | A | IV | 1,80 | 1,50 | 37,00 | 37,00 | 12,89 | 25,00 | 9,25 |
| 14 | | B | IV | 1,80 | 1,55 | 37,00 | 34,00 | 15,61 | 30,00 | 9,56 |
| Promedio | | | | 1,82 | 1,64 | | | 13,03 | 26,00 | 10,09 |

Podemos inferir que el promedio de Factor de Carga en este mes para Roca Tipo IV es **3,89 kg/m³** usando Examon P, cuya intervención fue aproximadamente 64% del peso total de explosivos en cada disparo

continúa...

CUADRO VII E: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO IV

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|-----------------|--|---|--|---|----------------|-------|-------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 1 | 1,10 | 4,26 | 98,36% | 4,26 | | | | | 47,24 | 74,09% |
| | 1,00 | 3,25 | 98,36% | 3,75 | 0,709 | 2,544 | 3,962 | 18,88% | 36,11 | 69,23% |
| 2 | 1,02 | 3,27 | 98,36% | 3,59 | 0,575 | 2,693 | 3,842 | 16,00% | 36,27 | 68,93% |
| 3 | 1,00 | 3,25 | 98,36% | 3,51 | 0,499 | 2,754 | 3,752 | 14,23% | 36,11 | 69,23% |
| 4 | 1,41 | 4,21 | 79,23% | 3,65 | 0,535 | 3,677 | 4,746 | 14,66% | 37,65 | 66,40% |
| 5 | 1,84 | 3,93 | 84,70% | 3,70 | 0,492 | 3,441 | 4,425 | 13,32% | 37,60 | 53,19% |
| 6 | 1,99 | 4,15 | 81,97% | 3,76 | 0,481 | 3,669 | 4,631 | 12,79% | 38,39 | 52,10% |
| 7 | 1,21 | 3,74 | 87,43% | 3,76 | 0,445 | 3,299 | 4,190 | 11,85% | 36,92 | 67,71% |
| 8 | 1,21 | 3,67 | 90,16% | 3,75 | 0,418 | 3,253 | 4,088 | 11,14% | 37,33 | 66,97% |
| 9 | 1,24 | 3,62 | 92,90% | 3,74 | 0,396 | 3,228 | 4,020 | 10,59% | 37,98 | 65,82% |
| 10 | 0,90 | 3,28 | 92,90% | 3,70 | 0,399 | 2,884 | 3,683 | 10,81% | 34,41 | 72,65% |
| 11 | 1,18 | 4,84 | 86,11% | 3,79 | 0,505 | 4,337 | 5,347 | 13,31% | 46,29 | 75,61% |
| 12 | 1,48 | 4,01 | 88,89% | 3,81 | 0,487 | 3,526 | 4,500 | 12,79% | 39,65 | 63,05% |
| 13 | 1,39 | 4,10 | 83,33% | 3,83 | 0,474 | 3,622 | 4,571 | 12,39% | 37,89 | 65,98% |
| 14 | 1,63 | 4,77 | 86,11% | 3,89 | 0,518 | 4,253 | 5,289 | 13,31% | 45,61 | 65,78% |
| Promedio | | | 89,81% | | | | | | | 66,45% |

CUADRO VII F: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO V

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS-PARO | DÍA | Nº DE CICLO | TIPO DE ROCA | LONG. DE PERFORACIÓN (m) | LONG. DE AVANCE (m) | Nº DE TALA-DROS PERFORADOS | Nº DE TALA-DROS CARGADOS | PESO DINAMITA USADA (kg) | PESO DEL EXAMON USADO (kg) | VOLU-MEN MOVIDO (m³) |
|----------|--------|-------------|--------------|--------------------------|---------------------|----------------------------|--------------------------|--------------------------|----------------------------|----------------------|
| 1 | 28-Nov | A | V | 1,50 | 1,45 | 28,00 | 27,00 | 17,50 | 0,00 | 9,44 |
| | | A | V | 1,50 | 1,45 | 30,00 | 29,00 | 17,82 | 0,00 | 9,44 |
| 2 | 08-Ene | A | V | 1,80 | 1,85 | 36,00 | 33,00 | 30,40 | 0,00 | 9,37 |
| 3 | | A | V | 1,80 | 1,85 | 36,00 | 33,00 | 36,96 | 0,00 | 9,37 |
| 4 | 10-Ene | A | V | 1,80 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 23,13 | 0,00 | 9,12 |
| 5 | 11-Ene | A | V | 0,90 | 0,90 | 36,00 | 33,00 | 22,17 | 0,00 | 5,86 |
| 6 | | B | V | 1,22 | 1,30 | 26,00 | 25,00 | 12,03 | 0,00 | 8,46 |
| 7 | 06-Feb | A | V | 1,80 | 1,81 | 40,00 | 37,00 | 46,85 | 0,00 | 11,77 |
| 8 | | B | V | 1,80 | 1,82 | 37,00 | 34,00 | 42,73 | 0,00 | 11,84 |
| 9 | | B | V | 1,80 | 1,81 | 37,00 | 34,00 | 46,21 | 0,00 | 11,77 |
| 10 | | B | V | 1,80 | 1,80 | 36,00 | 33,00 | 44,81 | 0,00 | 11,71 |

Podemos inferir que el promedio de Factor de Carga en este mes para Roca Tipo V es

3,09 kg/m³

Es importante mencionar que en estos disparos se ha usado dinamita de 45%, a fin de no dañar los hasteales y la bóveda concentrando la mayor carga en el arranque y sus ayudas, por ello el factor de carga usado es alto para este tipo de roca.

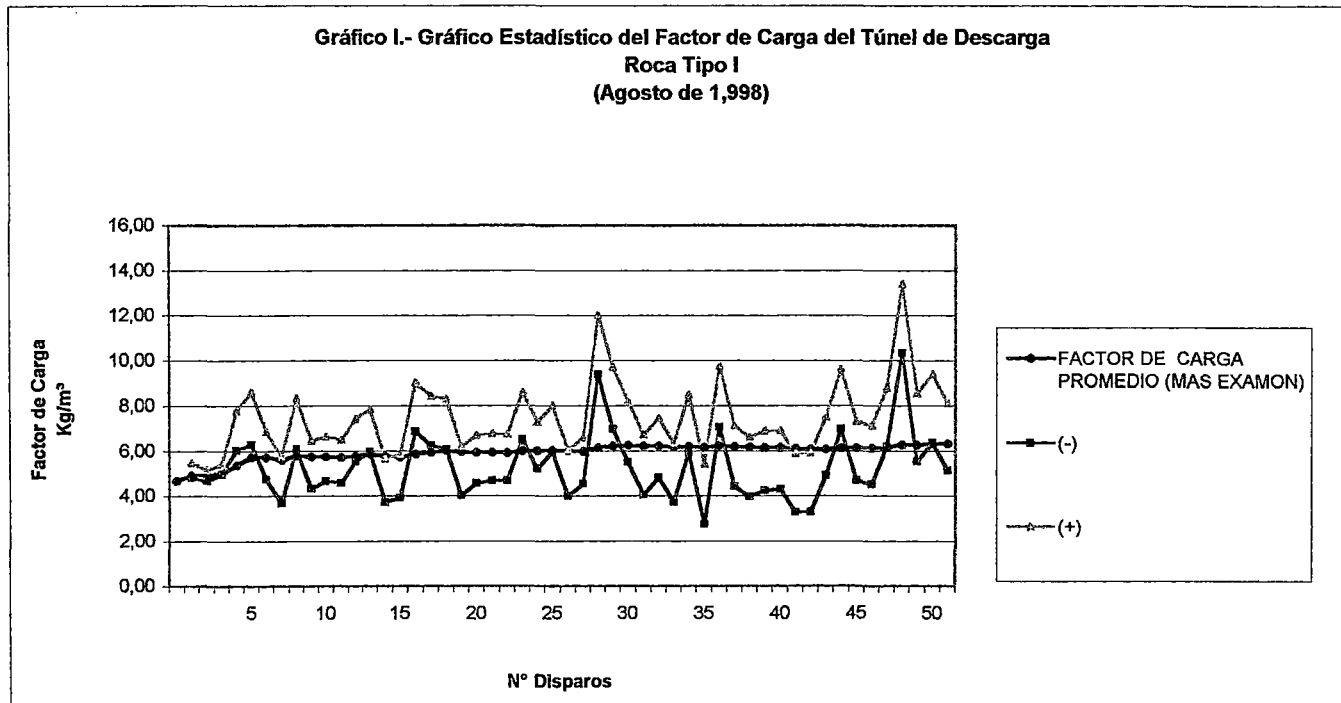
continúa...

CUADRO VII F: FACTOR DE CARGA EN EL TÚNEL DE DESCARGA, ROCA TIPO V

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Año: 1,998

| DIS- PARO | FACTOR CARGA (Sólo dinamita) (kg/m³) | FACTOR CARGA (Más examón) (kg/m³) | EFI- CIENCIA DEL DISPARO (%) | FACTOR CARGA PROM. (Más examón) | DESV. STANDART | | | COEF. DE VARIA- CIÓN (%) | PESO TOTAL EXPLOSIVO (KG) | INCIDENCIA DE EXAMON (%) |
|--------------|--|---|--|---|----------------|-------|-------|--------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | P | (-) | (+) | | | |
| 1 | 1,85 | 1,85 | 96,67% | 1,85 | | | | | 17,50 | 0,00% |
| | 1,89 | 1,89 | 96,67% | 1,87 | 0,024 | 1,864 | 1,912 | 1,28% | 17,82 | 0,00% |
| 2 | 3,24 | 3,24 | 102,78% | 2,33 | 0,793 | 2,451 | 4,038 | 34,06% | 30,40 | 0,00% |
| 3 | 3,94 | 3,94 | 102,78% | 2,73 | 1,035 | 2,909 | 4,980 | 37,89% | 36,96 | 0,00% |
| 4 | 2,54 | 2,54 | 100,00% | 2,69 | 0,901 | 1,635 | 3,437 | 33,46% | 23,13 | 0,00% |
| 5 | 3,78 | 3,78 | 100,00% | 2,87 | 0,921 | 2,863 | 4,704 | 32,02% | 22,17 | 0,00% |
| 6 | 1,42 | 1,42 | 106,56% | 2,67 | 1,004 | 0,418 | 2,426 | 37,64% | 12,03 | 0,00% |
| 7 | 3,98 | 3,98 | 100,56% | 2,83 | 1,039 | 2,942 | 5,019 | 36,69% | 46,85 | 0,00% |
| 8 | 3,61 | 3,61 | 101,11% | 2,92 | 1,006 | 2,603 | 4,615 | 34,47% | 42,73 | 0,00% |
| 9 | 3,93 | 3,93 | 100,56% | 3,02 | 1,000 | 2,926 | 4,927 | 33,14% | 46,21 | 0,00% |
| 10 | 3,83 | 3,83 | 100,00% | 3,09 | 0,980 | 2,847 | 4,806 | 31,69% | 44,81 | 0,00% |



**Gráfico II.- Gráfico Estadístico de los Disparos del Túnel de Descarga
en Roca Tipo I
(Septiembre de 1,998)**

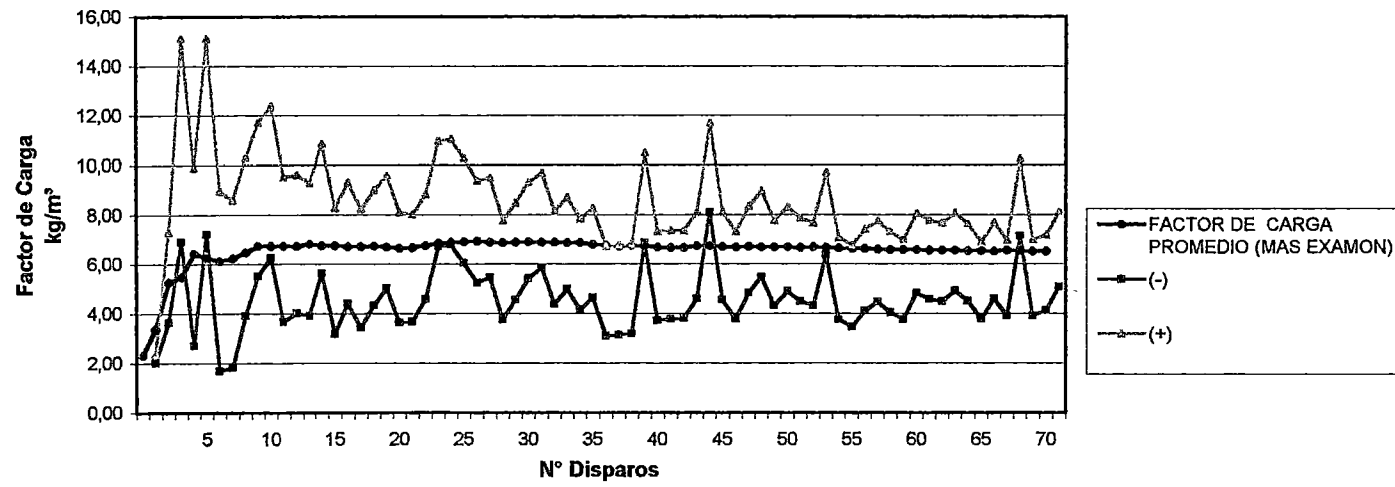
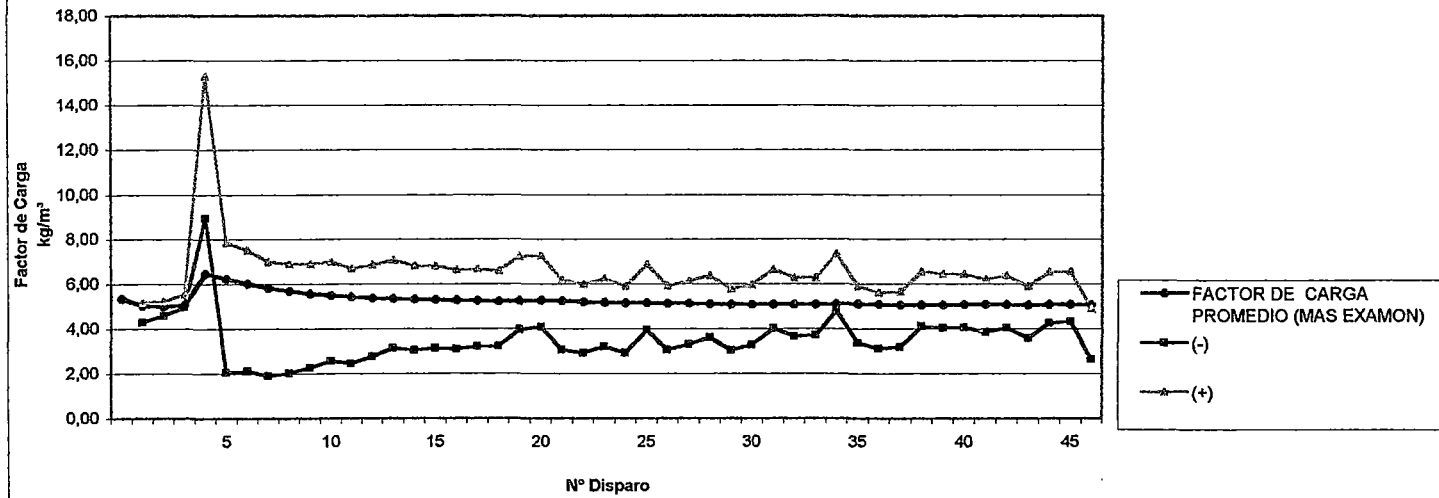
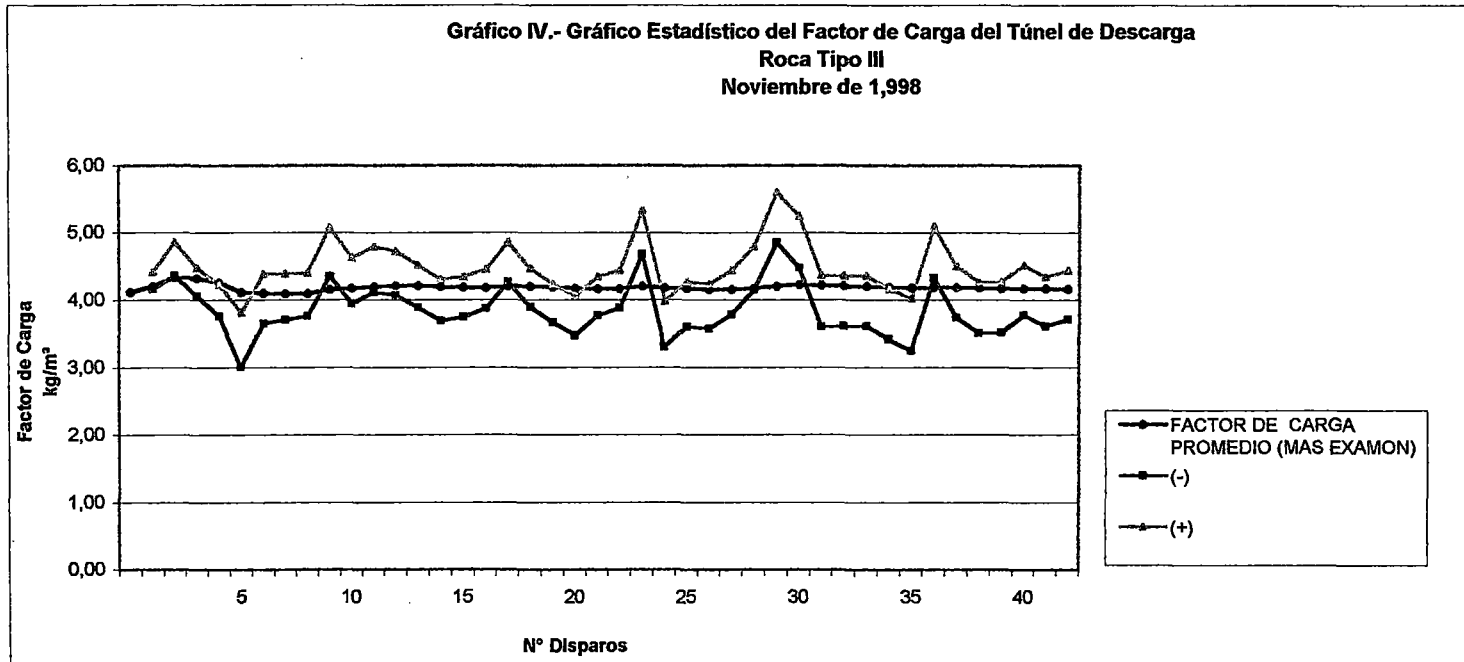
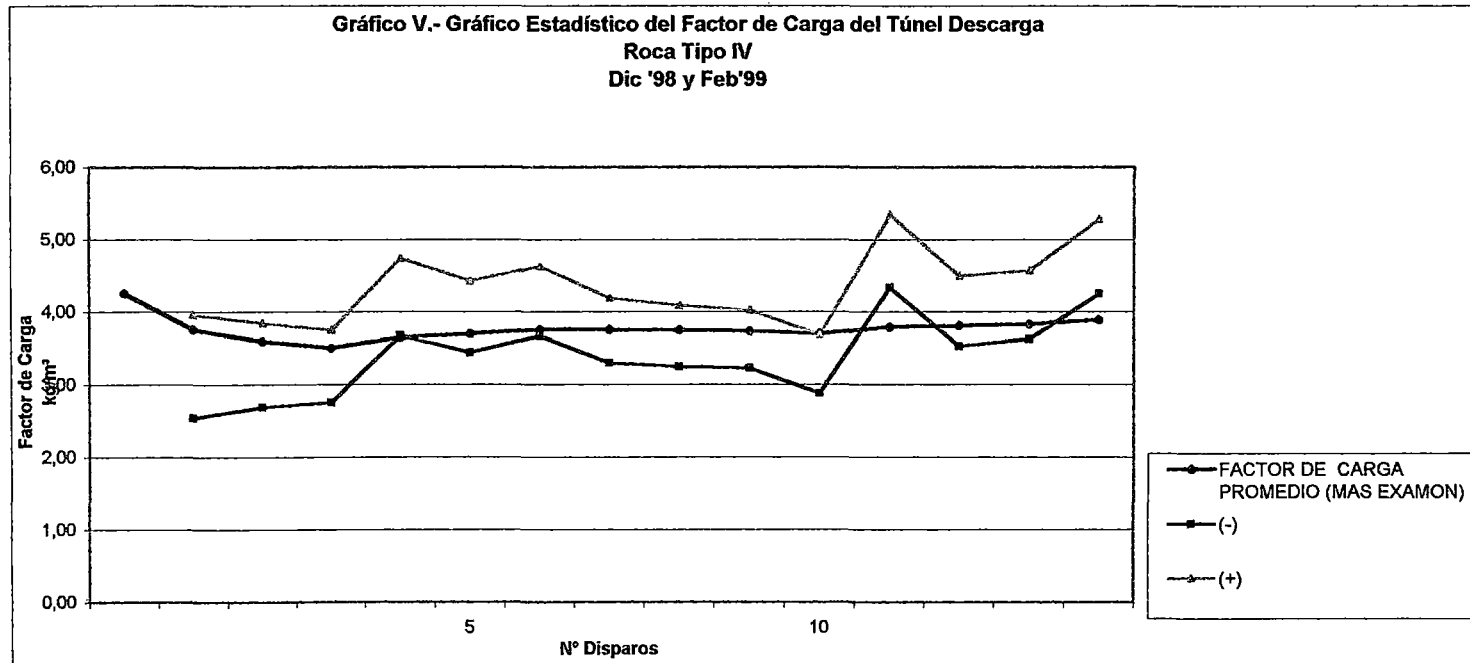


Gráfico III.- Gráfico Estadístico del Factor de Carga del Túnel de Descarga
Roca Tipo II
Diciembre de 1,998







cargados, a estos taladros se les conoce con el nombre de taladros de alivio.

La ubicación de los taladros en la malla de perforación debe ser tal que los primeros en salir sean los taladros de arranque, seguidos de las ayudas, alzas, cuadradores y arrastres, es decir, que en la ignición es de suma importancia la secuencia de formación de caras libres (ver figura N°08).

4.1.1.4 MALLAS DE PERFORACIÓN.

Como se ha mencionado anteriormente, el principal problema del diseño de la voladura es determinar la cantidad de taladros que se van a perforar y la carga a usar; para calcular tales parámetros se tienen varias fórmulas tales como:

A) CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS CARGADOS

a) Fórmula de Protodiakonov

$$N = K \sqrt{F.S}$$

Donde:

N : Número de Taladros Cargados.

K : Coeficiente que depende del ángulo de fricción (\emptyset)

K = 2.00 Para \emptyset alto.

K = 2.7 Para \emptyset bajo.

F : Factor de Resistencia

CUADRO VIII.- FACTOR DE RESISTENCIA

| F | GRADO DE DUREZA | ROCAS |
|--------|------------------|-------------------|
| 20 | Muy Dura | Cuarcita |
| 15 | Dura | Caliza Silificada |
| 10 – 8 | Semidura – Suave | Granito, Caliza |
| 6 – 4 | Muy Suave | Caliza Fracturada |

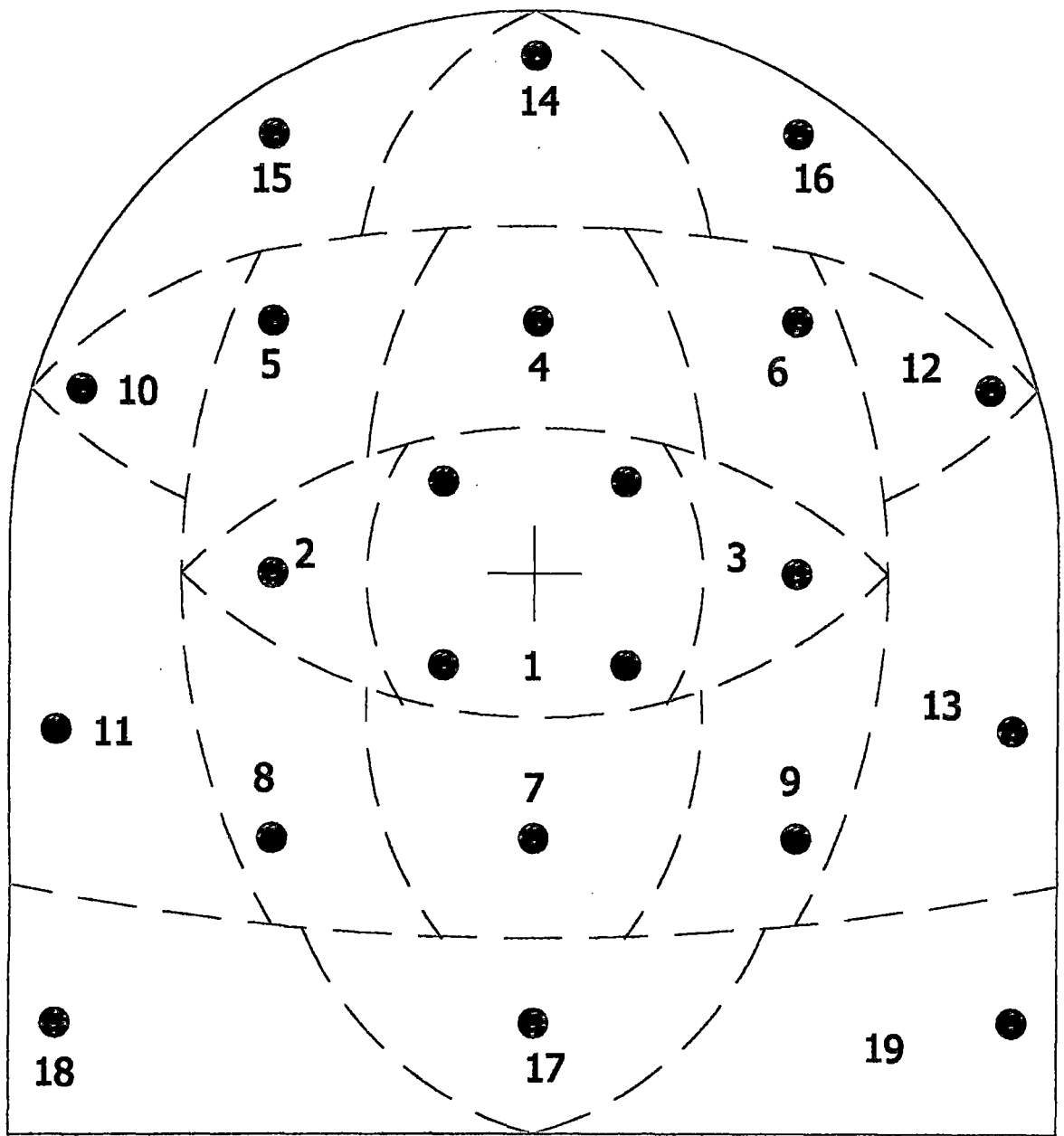


Figura N°08.- Secuencia de Formacion de Caras Libres.

b) Fórmula del Geólogo:

Esta fórmula hace intervenir a la sección abierta y la resistencia de la roca.

$$N = 2.7 \sqrt{F/S}$$

Donde:

N : Número de Taladros a perforar.

F : Resistencia de la roca a compresión (kg/cm²)

CUADRO VIIIA.- RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (F)

| F | TIPO DE ROCA |
|-------------|-----------------------------|
| > 2000 | Cuarcita, Gabro, Basalto |
| 1000 – 2000 | Mármol, Granito, Gneiss |
| 500 – 500 | Arenisca, Pizarra, Lutita |
| 250 – 500 | Carbón, Limonita, Esquisto. |
| 10 – 250 | Yeso |

S : Sección del frente (m²)

c) Fórmula Práctica

Esta fórmula es más completa ya que hace intervenir a más parámetros, nosotros hacemos una adecuación a la clasificación Geomecánica y se expresa:

$$N = P/E + K.S$$

Donde:

N : Número de Taladros Cargados.

P : Perímetro de la Sección.

E : Distancia promedio de los taladros por ml.

CUADRO VIII B.- DISTANCIA PROMEDIO DE TALADROS (E)

| Tipo de Roca | E (ml) | Tipo de Roca según RMR |
|--------------|-------------|------------------------|
| I | 0.40 – 0.50 | I y II |
| II | 0.50 – 0.65 | III y IV |
| III | 0.65 – 0.75 | V |

K : Factor de Roca

CUADRO VIII C.- FACTOR DE ROCA (K)

| Tipo de Roca | K | Tipo de Roca según RMR |
|--------------|------|------------------------|
| I | 2.00 | I y II |
| II | 1.50 | III y IV |
| III | 1.00 | V |

El perímetro de la sección se puede aproximar a $P = 4 \sqrt{S}$, donde S es la sección.

Otro parámetro no tomado en cuenta pero que, sin embargo, es muy importante, es la distancia entre líneas de taladros, llamado Bourden, Rene Gustaffson, recomienda algunos valores:

De piso a hilera de ayudas: E/1.1

De Cuadradores y Techos a Hielera de ayudas: E/1.2

B) CÁLCULO DE LA CANTIDAD DE CARGA

Para calcular la cantidad de carga a usarse en el disparo se considera el factor de carga visto anteriormente y que refleja la cantidad de carga por m^3 de roca desplazado, este factor obedece a una serie de experiencias en los diferentes tipos de roca, EXSA nos da una tabla en base a su experiencia y de acuerdo a las secciones como se muestra en el siguiente cuadro.

CUADRO IX.- FACTORES DE CARGA USANDO DINAMITA

| TIPO DE ROCA | SECCIÓN | |
|---------------------|----------------------|-----------------------|
| | 1 A 5 m ² | 5 A 10 m ² |
| TIPO I (Dura) | 3.0 – 2.5 | 2.5 – 2.0 |
| TIPO II (Semi dura) | 2.2 – 1.8 | 1.8 – 1.4 |
| TIPO III (Blanda) | 1.5 – 1.0 | 1.0 – 0.8 |

La siguiente tabla es tomada en base a las experiencias en voladura realizadas en la excavación del Túnel de Descarga de la Obra “Construcciones de Regulaciones Subcuenca Altas Río Moya”, usando dinamita de 65%, Dinamita de 45% y Examón P.

CUADRO IXA.- FACTORES DE CARGA USANDO DINAMITA Y EXAMON

| TIPO DE ROCA | FACTOR DE CARGA (Kg/m ³) | INCIDENCIA DE EXAMON EN EL DISPARO (%) |
|--------------|--------------------------------------|--|
| I y II | 5.0 – 7.0 | Del 60% al 70% |
| III Y IV | 4.0 – 5.0 | Del 70% al 80% |
| V | 1.0 – 1.5 | 0.0% |

C) METODOLOGÍA DE CÁLCULO

El criterio para lograr un buen diseño es el de ajustar el diseño preliminar en base a los resultados obtenidos en el campo, es de esta manera que el diseñador deberá ajustar la malla de perforación a fin de obtener una malla adecuada a las condiciones de la excavación, es así que planteamos un procedimiento de cálculo similar a los propuestos por otras literaturas, pero con la diferencia del uso de Examón como explosivo.

1. Se debe tener idea del volumen de roca excavada, para lo cual se puede tener como parámetro inicial el producto de la longitud de perforación por la sección a excavar, este dato tendrá que

recalcularse luego de efectuado el disparo a fin de ajustarnos a la realidad ya que se debe tomar en cuenta la eficiencia del disparo, y tomar la verdadera longitud excavada y el volumen real movido.

2. Escoger el factor de carga adecuado, se puede tomar como valor inicial el presentado en el cuadro anterior de acuerdo al tipo de roca que se tiene en el frente; es importante señalar que el tipo de roca propuesto por EXSA es también equivalente al propuesto por la clasificación Geomecánica RMR y se aplica al anterior cuadro.
3. Calcular el peso del explosivo, multiplicando el factor de carga por el volumen de roca a mover, esta cantidad se ajustará con los resultados obtenidos de campo.
4. Calcular el número de taladros cargados, para lo cual es recomendable usar la fórmula práctica.

$$N = P/E + K.S$$

5. Se deberá de escoger el tipo de arranque o cuele que producirá los mejores resultados, se definirá con esto la cantidad de taladros de alivio que se van a perforar, así como su ubicación; se recomienda usar la siguiente tabla de acuerdo al tipo de roca:

CUADRO X.- RECOMENDACIÓN TALADROS DE ALIVIO

| TIPO DE ROCA | Nº DE TALADROS DE ALIVIO |
|--------------|--------------------------|
| I Y II | 4 |
| III Y IV | 2 |
| V | 1 |

6. El siguiente paso es distribuir los taladros uniformemente de acuerdo a las siguientes recomendaciones:

a) Los taladros ubicados en la periferia de la malla se ubicarán a 0.10m al interior del perímetro de la sección.

Para túneles de pequeña sección (menores a 10 m²), en las alzas es recomendable que se coloquen:

- 3 Taladros en Roca Tipo V
- 4 Taladros en roca Tipo III y IV.
- 4 a 5 Taladros en Roca tipo I y II.

El Número de taladros en los cuadradores en un lado del hasteal se calculará con la siguiente fórmula:

$$N_c = (H - 0.1)/E$$

Donde:

N_c : Número de Cuadradores en el hasteal.

H : Altura del Hasteal.

E : Es el espaciamiento entre los cuadradores.

- $E = 0.5m$ en Roca Tipo I y II
- $E = 0.6m$ en Roca Tipo II y III.
- $E = 0.7m$ en Roca Tipo V

El número de arrastres se calculará usando la siguiente fórmula:

$$N_a = (B-0.2)/E + 1$$

Donde:

B : Es la base de la sección.

E : Espaciamiento de los arrastres, generalmente de 0.50 a 0.6m sin depender del tipo de roca.

- 1 Se ubicará el cuele en la parte central de la sección.
- 2 Se determina el Bourden de acuerdo a :
 - $V \text{ piso} = E \text{ Arrastres}/1.1$
 - $V \text{ cuad} = E \text{ Cuad}/1.2$
 - $\text{Valzas} = V \text{ Cuad.}$

Es en la zona de las ayudas donde se colocarán los taladros necesarios para completar el número arrojado por la fórmula, sin embargo esto no siempre es así debido a la distribución uniforme de los taladros, existiendo diferencias de hasta 3 taladros.

7. Se estimará la carga promedial (carga por taladro) dividiendo la cantidad total de carga entre el número de taladros cargados (los alivios no se cargan), esta carga promedial servirá sólo para casos en que la carga sea solamente dinamita.
8. La distribución de la carga total a los diferentes taladros se hará de la siguiente manera:
 - El Examón no deberá de cargarse en los cuadradores, ni en las alzas, para no ocasionar sobreexcavaciones; además debemos considerar que el Examón no detona en presencia del agua, por lo que no se recomienda colocar Examón en taladros con presencia de agua de filtración.
 - En la roca tipo I y II, se recomienda colocar el Examón en el arranque y ayuda, en proporción de 1 a 2.7 respectivamente; y dependiendo de la longitud de los taladros, el remanente de Examón se colocará en las ayudas de cuadradores, no se recomienda colocar Examón en los arrastres ya que estos taladros por estar ubicados en la parte inferior del frente, usualmente se encuentran en contacto con agua, ya sea proveniente de las

filtraciones o del agua de perforación, para ello es muy importante tomar en cuenta la pendiente del túnel y el sentido de la perforación; es recomendable también sopletear con la compresora todos los taladros antes de colocar la carga fin de facilitar el confinamiento o ataque de la carga en los taladros.

- En los taladros donde se esté colocando Examón es recomendable usar primas o cebos de dinamita a fin de iniciar la detonación de la carga de columna.
- Si es que se va cargar solo con dinamita podremos seguir las siguientes recomendaciones:

Carga del arranque: 1.5 a 1.3 veces la carga promedial x N°

Taladros Arranque.

Carga de la Ayudas: 1.0 a 1.1 veces la carga promedial x N°

Taladros Ayudas.

Carga de Cuadradores: 0.8 a 0.9 veces la carga promedial x N°

Taladros Cuadradores.

Carga de Alzas : 0.8 a 0.9 veces la carga promedial x N°

Taladros Alzas.

Carga de Arrastres: 1.1 a 1.3 veces la carga promedial x N°

Taladros Arrastres.

- Para los casos de carga con dinamita mas Examón, y debido a que no se cuenta con un procedimiento de distribución de la carga, en base a la experiencia obtenida de la excavación del Túnel de Descarga, podemos recomendar que la distribución se hará de la siguiente manera:

Carga del Arranque: Se colocará (1/3.7 a 1/4) de la cantidad de

Examón, mas la prima o iniciador de

dinamita x N° de Taladros Arranque.

Carga de las Ayudas de Arranque: Se colocará (2.7/3.7 a 3/4) de

la cantidad de Examón, más la prima o iniciador de dinamita x N° de Taladros Ayuda de Arranque.

Carga de las Ayudas de Cuadradores: Se colocará el Remanente de Examón de la Carga de Examón estimada mas 0.51 veces la carga promedial.

Carga de las ayudas de Arrastre: 0.56 veces la carga promedial.

Carga de Cuadradores: 0.46 veces la carga promedial.

Carga de Arrastres: 0.46 veces la carga promedial.

Es importante recalcar que la cantidad de carga en las ayudas de cuadrador es limitada por la cantidad de Examón remanente de la carga total, la cantidad de dinamita se deberá ajustar restando la carga de Examón colocado.

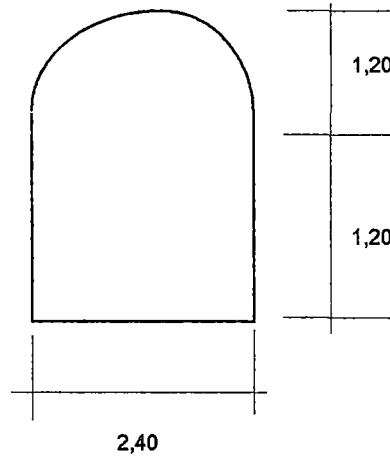
9. Se debe esquematizar la secuencia de ignición con fulminantes no eléctricos (Faneles o Tecneles) con la siguiente recomendación: el retardo de los arranques será en mili segundos y el retardo del resto de la malla será en segundos, y colocados de tal manera que la secuencia de ignición empiece con los arranques o cuele, seguido de las Ayudas de Arranque, Ayuda de Cuadrador, Cuadradores, Ayuda de Arrastres y Arrastres en ese orden, esto con el fin de asegurar la creación de caras libres.

Por ejemplo calcularemos el número de taladros y la cantidad de carga usada en el Túnel de Descarga, así como la malla usada en la excavación de dicho túnel (Cálculo de Carga Roca Tipo I y II).

4.1.1.5 EXPLOSIVOS

Son compuestos o mezclas que son capaces de mediante reacciones químicas (Oxido-reducciones), en productos gaseosos condensados, es decir que el volumen inicial del explosivo es transformado a una masa

CÁLCULO DE CARGA ROCA TIPO I Y II



Long. Perforada 2.30m

Long. Esperada 2,00 m

Eficiencia de Disparo 87%

Sección:

$$S = 1.20 \times 2.40 + 3.14159 \times (1.20)^2$$

$$S = 5,14 \quad \text{m}^2$$

1.- Volumen Esperado $V = L \times S$

$$V = 10,28 \quad \text{m}^3$$

2.- Cálculo del Factor de Carga

De Acuerdo a las recomendaciones asumimos como valor inicial $F_c = 5.70 \text{kg/m}^3$; $W_{\text{examón}} 64\%$

3.- Peso del Explosivo

$$W_e = F_c \times V$$

$$W_e = 5.70 \times 10.28$$

$$W_e = 58,62 \quad \text{kg}$$

Donde:

$$W_{\text{dinamita}} = 36\% W_c \quad W_{\text{dinamita}} = 21,10 \text{ kg}$$

$$W_{\text{examón}} = 64\% W_c \quad W_{\text{examón}} = 37,52 \text{ kg}$$

1.- Cálculo del Número de Taladros:

Usando la Fórmula Práctica

$$N = P/E + K.S$$

Donde:

$$P = 2.40 + 2.40 + 3.14159 \times 1.20 \quad P = 8,57 \quad \text{ó} \quad 4 S = 9.07 \text{m}^2$$

$$E = 0.40 \text{m} \quad (\text{asumido de las recomendaciones})$$

$$K = 2,00 \quad (\text{de Tablas})$$

$$S = 5.14 \text{m}^2$$

Este Valor no tiene el carácter de limitante si no más bien se toma como valor inicial para las posteriores voladuras, este número irá ajustándose a medida que el análisis de los resultados obtenidos en campo lo requieran, por lo cual para continuar los cálculos, usaremos la malla resultante de estos ajustes, en donde se ha perforado 37 taladros.

5.- Elección del Arranque

Al inicio y por experiencia de anteriores obras, se decidió usar el arranque Corte Quemado, el cual fue modificado, el corte quemado consiste en una agrupación de taladros cargados y de alivio del mismo diámetro, en la construcción del túnel de Descarga el diámetro de los taladros cargados es de 38mm y el de los alivios 63.50mm, los cuales se recomienda hacerlo con broca rimadora.



6.- Distribución de los taladros

- * De las Recomendaciones, en las alzas se colocarán 5 taladros
- * El número de Cuadradores en un lado del hasteal

$$N_c = (H-0.1)/E \quad \text{Donde:} \quad \begin{array}{l} H = 1,20 \text{ m} \\ E = 0,40 \text{ m} \end{array}$$

$$N_c = (1.20-0.10)/0.4 \quad N_c = 2,75$$

Luego $N_c = 3,00$ a cada lado

- * El número de Arrastres se calculará:

$$N_a = (B-0.2)/E + 1 \quad \text{Donde:} \quad \begin{array}{l} B = 2,40 \text{ m} \\ E = 0,60 \text{ m} \end{array}$$

$$N_a = (2.40 - 0.20)/0.60 + 1 \quad N_a = 4,67$$

Luego $N_a = 5,00$

- * El Bourden o Línea "V" se calculará

$$V_{\text{Piso}} = E_{\text{arrastre}}/1.1 = 0.6/1.1 \quad V_{\text{piso}} = 0,55 \text{ m}$$

$$V_{\text{cuad}} = E_{\text{cuadrador}}/1.20 = 0.40/1.20 \quad V_{\text{cuad}} = 0,33 \text{ m}$$

$$V_{\text{alzas}} = V_{\text{cuad.}} = 0,33 \text{ m}$$

A continuación se muestra la malla con la que se inició los disparos, pero esta fue ajustándose conforme al análisis de las observaciones hechas en campo, de tal manera de obtener la eficiencia del disparo asumida, sin que esto implique desestabilizar el macizo en los hastiales y Bóveda ni causar sobreexcavaciones en el piso (Ver Figuras N°9 y N°9A).

7.- Distribución de la Carga Total:

Dado que con la segunda malla es con la que obtuvimos mejores resultados, calcularemos la carga para esta malla

N Taladros = 37
 W Examón = 37,52 kg
 Wdinamita = 21,10 kg
 F carga = 5,70 kg/m³
 Wexplosivo = 58,60 kg

Carga Promedial

Cp = 58.60/37 Cp = 1,58 kg/tal
 * Carga de Arranque Ca = 37.53/3.7 Ca = 10,14 kg

Carga máxima de examón en cada taladro (long. 2.30m)

Vol. Taladro = $\pi \times d^2/4 \times L$

V = 3.036,58 cm³ P examón = 0,9 gr/cc (confinado con aire)

carga x taladro = 0.9gr/cm³ x 3036.58 cm³ = 2,73 kg/tal

En tres arranques = 8,20 Kg

queda un remanente de 10.14-8.20 = 1,94 kg

* Carga de Ayuda de Arranques

Cayud Arranq = 2.7x37.53/3.7 Cayuda Armq = 27,39 kg

En 8 ayudas = 21,86 kg

queda un remanente de 27.39 - 21.86 = 5,52 kg

El remanente total = 1.94+5.52 = 7,46 kg (a las ayudas de cuadrador)

* Carga de ayuda de cuadrador:

En 9 ayudas de Cuadrador = 24.57 kg (capacidad máxima)

Queda un remanente de 24.57 - 7.46 = 17,11 kg (existe suficiente capacidad)

Según las Recomendaciones:

Se debe de colocar el remanente de examón + 0.51 veces la carga promedial

Carga = 11.68 + 0.51x 1.58 x 9 taladros

Carga = 14,71 kg

Es importante indicar que en cada taladro primero se colocará la prima o iniciador, luego el resto de carga de dinamita y por último las carga del examón.

*** Carga de las ayudas de Arrastre:**

Capacidad volumétrica del taladro para dinamita

P din65% = 1,09 gr/cc

Vol Talad = 2.608,46 cc

W cada tal = 2,84 kg/tal (capacidad máxima)

En tres ayudas de arrastre = 8,53 kg

Según la recomendación

Carga = $0.56 \times 1.58 =$ 0,88 kg/tal

en tres taladros = 2,65 kg

*** Carga de Cuadradores:**

En 11 cuadradores:

$0.46 \times 1.58 \text{kg/tal} =$ 0,73 kg

total = 7,99 kg

*** Carga de Arrastres:**

$0.416 \times 1.58 =$ 0,73 kg

en 4 arrastres = 2,92 kg

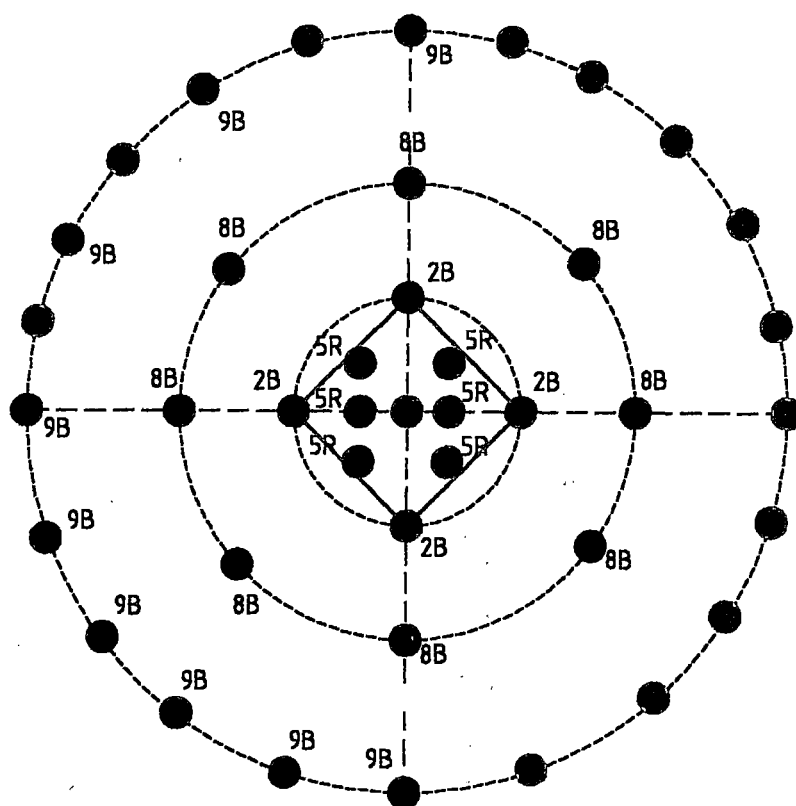
Cada cartucho de dinamita Semexa de 65% de 7/8" x 7" pesa un promedio de 0.081 kg/cart.

RESUMEN

| Tipo de Taladro | N° de Taladro | Carga por Taladro (Cartucho) | Carga Total (Cartucho) | Peso de Carga (Kg.) | Tipo de Explosivo | Secuencia de Ignición | Tecnel (Und.) | Examón (Kg.) |
|-----------------|---------------|------------------------------|------------------------|---------------------|-------------------|-----------------------|---------------|--------------|
| ALIVIO | 3 | | | | | | | |
| ARRANQUE | 3 | 1 | 3 | 0,24 | Semexa 65% | 1 | 1R | 8,2 |
| AYUDA ARRANQUE | 8 | 1 | 8 | 0,65 | Semexa 65% | 2 a 3 | 2R a 3R | 21,84 |
| AYUDA CUADRADOR | 9 | 10 | 90 | 7,25 | Semexa 65% | 4 | 5A | 7,49 |
| AYUDA ARRASTRE | 3 | 11 | 33 | 2,67 | Semexa 65% | 5 | 8A | |
| CUADRADOR | 11 | 9 | 99 | 8,00 | Semexa 65% | 6 | 9A | |
| ARRASTRE | 4 | 9 | 36 | 2,92 | Semexa 65% | 7 | 10A | |
| TOTAL | 40 | | 260 | 21,73 | | | | |

Factor de Carga = 5,77 kg/m²
 Eficiencia del Disparo: 82%

DIAGRAMA DE DISPARO Y SECUENCIA DE IGNICION TUNEL CIRCULAR

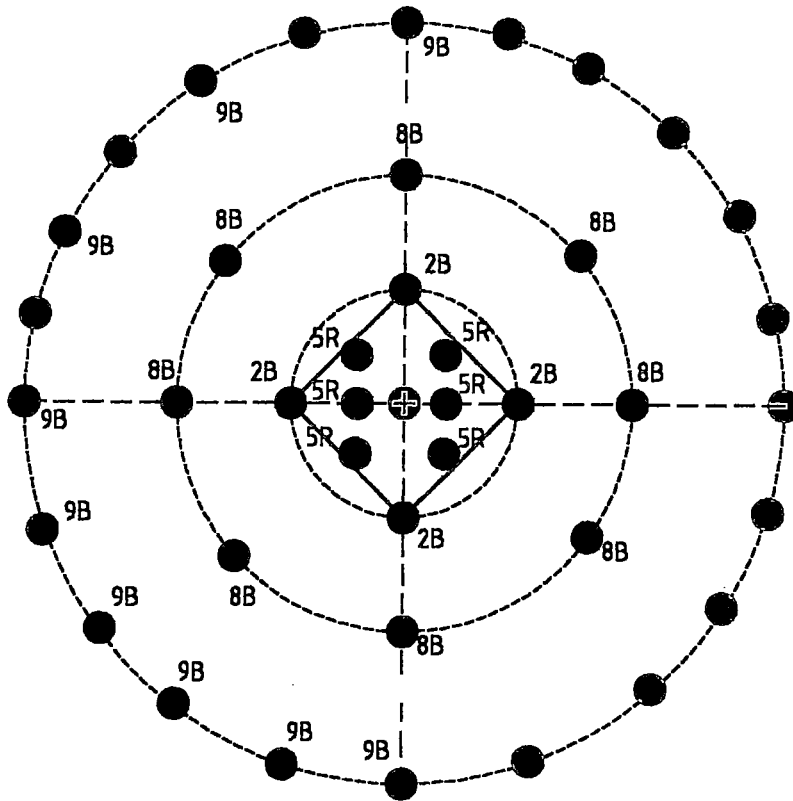


| | | |
|-----------------------------------|--|--------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): | areas |
| | altura (m): | seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 0.80 | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 0.91 | VOLUMEN DE VOLADURA: 2.51 M3 | |
| TIPO DE ROCA: IV | PESO EXPLOSIVO: 65%, 7/8" X 7' = 0.081 kg/cart. PESO EXPLOSIVO: 45%, 7/8" X 7' = 0.076 kg/cart. | |

| TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARGA POR TALADROS: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | TECNEL (M3) | EXAMON KG |
|--------------------|-----------------|---------------------|--------------------|-------------|--------------------|-----------------------|-------------|-----------|
| ALIVIO | 14 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | -- |
| ARRANQUE | 06 | 05 | 30 | 2.28 | 45% | 01 | 5R | -- |
| AYUDA DE ARRANQUE | 04 | 05 | 20 | 1.52 | 45% | 02 | 2B | -- |
| AYUDA DE CUADRADOR | 08 | 04 | 32 | 2.43 | 45% | 03 | 8B | -- |
| CUADRADOR | 09 | 04 | 36 | 2.74 | 45% | 04 | 9B | -- |
| TOTAL | 41 | 18 | 118 | 8.97 | -- | -- | -- | -- |

FACTOR DE CARGA: 3.57 kg/m³
 1er Anillo Diam 0.60m, 2do Anillo Diam. 1.20m, 3er Anillo 2.00m

DIAGRAMA DE DISPARO Y SECUENCIA DE IGNICION TUNEL CIRCULAR

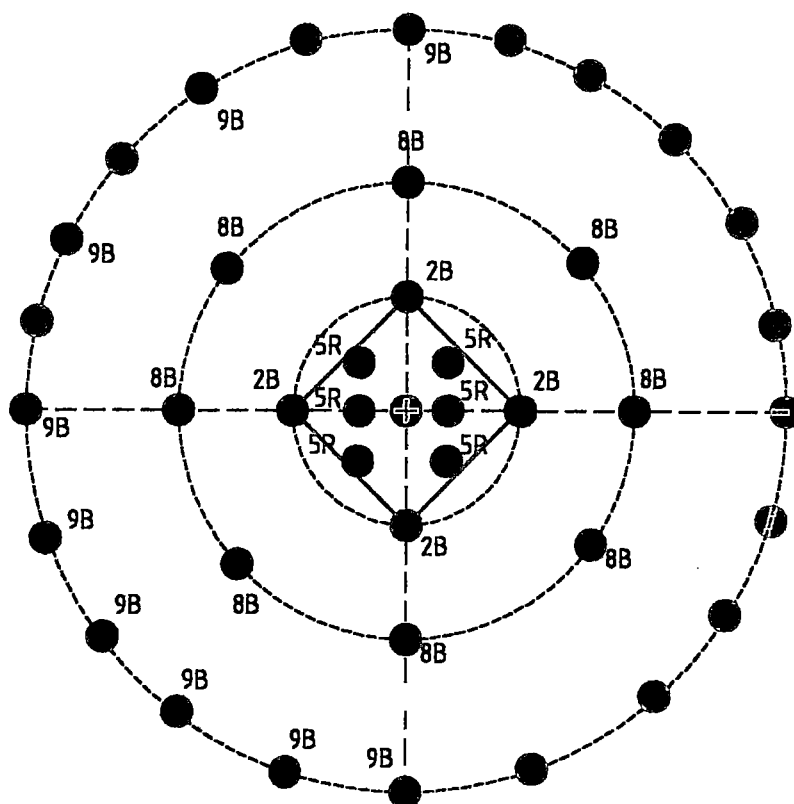


| | | |
|-----------------------------------|--|--------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): | areas |
| | altura (m): | seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 0.80 | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 0.91 | VOLUMEN DE VOLADURA: 2.51 M3 | |
| TIPO DE ROCA: IV | PESO EXPLOSIVO: 65%, 7/8" X 7' = 0.081 kg/cart. PESO EXPLOSIVO: 45%, 7/8" X 7' = 0.076 kg/cart. | |

| TIPO DE TALADROS: | N° DE TALADROS: | CARGA POR TALADROS: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | TECNEL (M3) | EXAMON KG |
|--------------------|-----------------|---------------------|--------------------|---------|--------------------|-----------------------|-------------|-----------|
| ALIVIO | 14 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | -- |
| ARRANQUE | 06 | 04 | 24 | 1.82 | 45% | 01 | 5R | -- |
| AYUDA DE ARRANQUE | 04 | 04 | 16 | 1.22 | 45% | 02 | 2B | -- |
| AYUDA DE CUADRADOR | 08 | 04 | 32 | 2.43 | 45% | 03 | 8B | -- |
| CUADRADOR | 09 | 04 | 36 | 2.74 | 45% | 04 | 9B | -- |
| TOTAL | 41 | 16 | 108 | 8.21 | -- | -- | -- | -- |

FACTOR DE CARGA: 3.27kg/m³
 1er Anillo Diam 0.60m, 2do Anillo Diam. 1.20m, 3er Anillo 2.00m

DIAGRAMA DE DISPARO Y SECUENCIA DE IGNICION TUNEL CIRCULAR



| | | |
|-----------------------------------|--|-----------------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): altura (m): | areas seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 0.80 | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 0.91 | VOLUMEN DE VOLADURA: 2.51 M3 | |
| TIPO DE ROCA: IV | PESO EXPLOSIVO: 65%, 7/8" X 7' = 0.081 kg/cart. PESO EXPLOSIVO: 45%, 7/8" X 7' = 0.076 kg/cart. | |

| TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARGA POR TALADROS: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | TECNEL (M3) | EXAMON KG |
|--------------------|-----------------|---------------------|--------------------|-------------|--------------------|-----------------------|-------------|-----------|
| ALIVIO | 14 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | -- |
| ARRANQUE | 06 | 04 | 24 | 1.82 | 45% | 01 | 5R | -- |
| AYUDA DE ARRANQUE | 04 | 04 | 16 | 1.22 | 45% | 02 | 2B | -- |
| AYUDA DE CUADRADOR | 08 | 03 | 24 | 1.82 | 45% | 03 | 8B | -- |
| CUADRADOR | 09 | 03 | 27 | 2.05 | 45% | 04 | 9B | -- |
| TOTAL | 41 | 14 | 91 | 6.91 | -- | -- | -- | -- |

FACTOR DE CARGA: 2.75kg/m3
 1er Anillo Diam 0.60m, 2do Anillo Diam. 1.20m, 3er Anillo 2.00m

gaseosa que alcanza altas temperaturas y altas presiones, característica que es aprovechada para el rompimiento de materiales rocosos.

A) CARACTERÍSTICAS PRÁCTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

A.1) Potencia Relativa:

Constituye la medida de la energía del explosivo y del trabajo que el explosivo puede efectuar, se mide mediante la prueba de TRAUZL ver figura N°10, que determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10gr. de explosivo disparado dentro de un molde cilíndrico de plomo, comparando la proporción de la fuerza desarrollada por el explosivo en prueba con el de 10gr. de gelignita explosiva, la cual es usada como patrón con 100% de potencia.

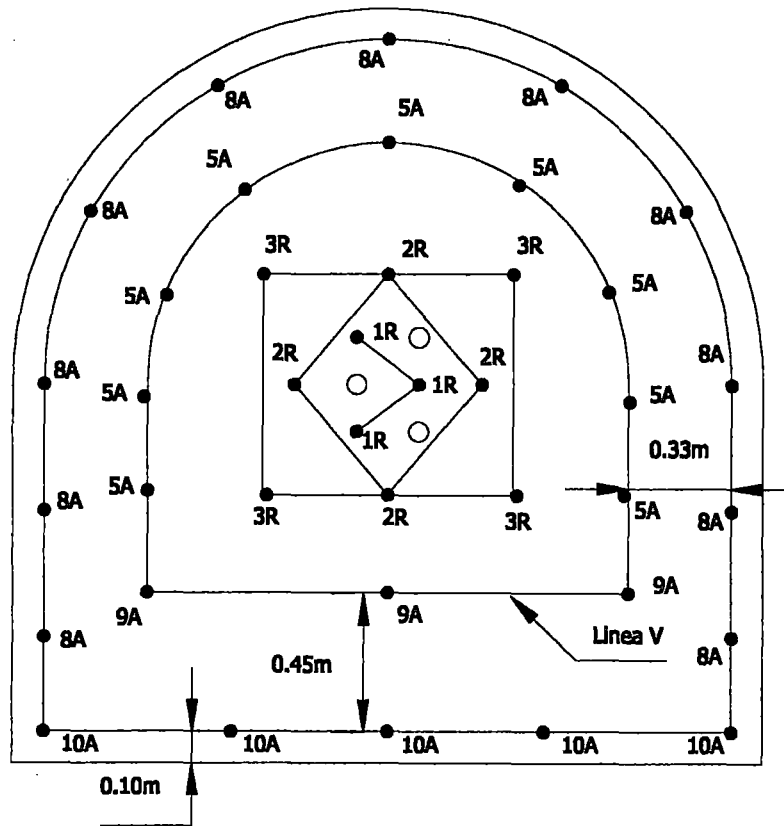
El resultado se expresa en cm^3 cuando se indica el incremento de volumen del agujero respecto del agujero inicial o en porcentaje cuando se compara con el patrón.

A.2) Brisance o Poder Rompedor:

Es el efecto demoledor o triturador que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento. Para muchos considerado como un factor dinámico de trabajo producido por la onda de choque, relacionado directamente con la densidad del explosivo y la velocidad de la detonación.

Se determina experimentalmente por medio de la prueba de HESS, que expresa en milímetros el aplastamiento que sufre un molde de plomo cilíndrico, de dimensiones determinadas, por efecto de la explosión de 100gr. de explosivo que se dispara colocado sobre un disco de hacer encima del bloque de plomo.

Los valores obtenidos se comparan aveces con los obtenidos con la gelatina explosiva, que generalmente produce 25mm de aplastamiento (Ver Figura N°11).



| | | |
|-----------------------------------|---|----------------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.50 | ancho (m): altura (m): | areas seccion (m2):5.14 |
| TALADROS (mm): 41.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 2.00m | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 2.30 | VOLUMEN DE VOLADURA: 10.14 M3 | |
| TIPO DE ROCA: I Y II | PESO EXPLOSIVO: 65%, 7/8" X 7' = 0.081 kg/cart. | |

| TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARAGA POR TALADROS: | CARAGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | TECNEL (M3) | EXAMON KG |
|--------------------|-----------------|----------------------|---------------------|---------|--------------------|-----------------------|-------------|-----------|
| ALIVIO | 03 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | -- |
| ARRANQUE | 03 | 01 | 03 | 0.24 | 65% | 01 | 1R | 8.20 |
| AYUDA DE ARRANQUE | 08 | 01 | 08 | 0.65 | 65% | 02-03 | 2R-3R | 21.84 |
| AYUDA DE CUADRADOR | 09 | 10 | 90 | 7.29 | 65% | 04 | 5A | 7.49 |
| AYUDA DE ARRASTRE | 03 | 11 | 33 | 2.67 | 65% | 06 | 9A | -- |
| CUADRADOR | 11 | 09 | 99 | 8.02 | 65% | 05 | 8A | -- |
| ARRASTRE | 04 | 09 | 36 | 2.92 | 65% | 07 | 10A | -- |
| TOTAL | 41 | -- | 260 | 21.79 | -- | -- | -- | 37.53 |

Factor de Carga = 5.77 Kg/m³

Figura N°09.- Malla de perforacion y disparo Ajustada del Tunel de Descarga Roca Tipo I y II

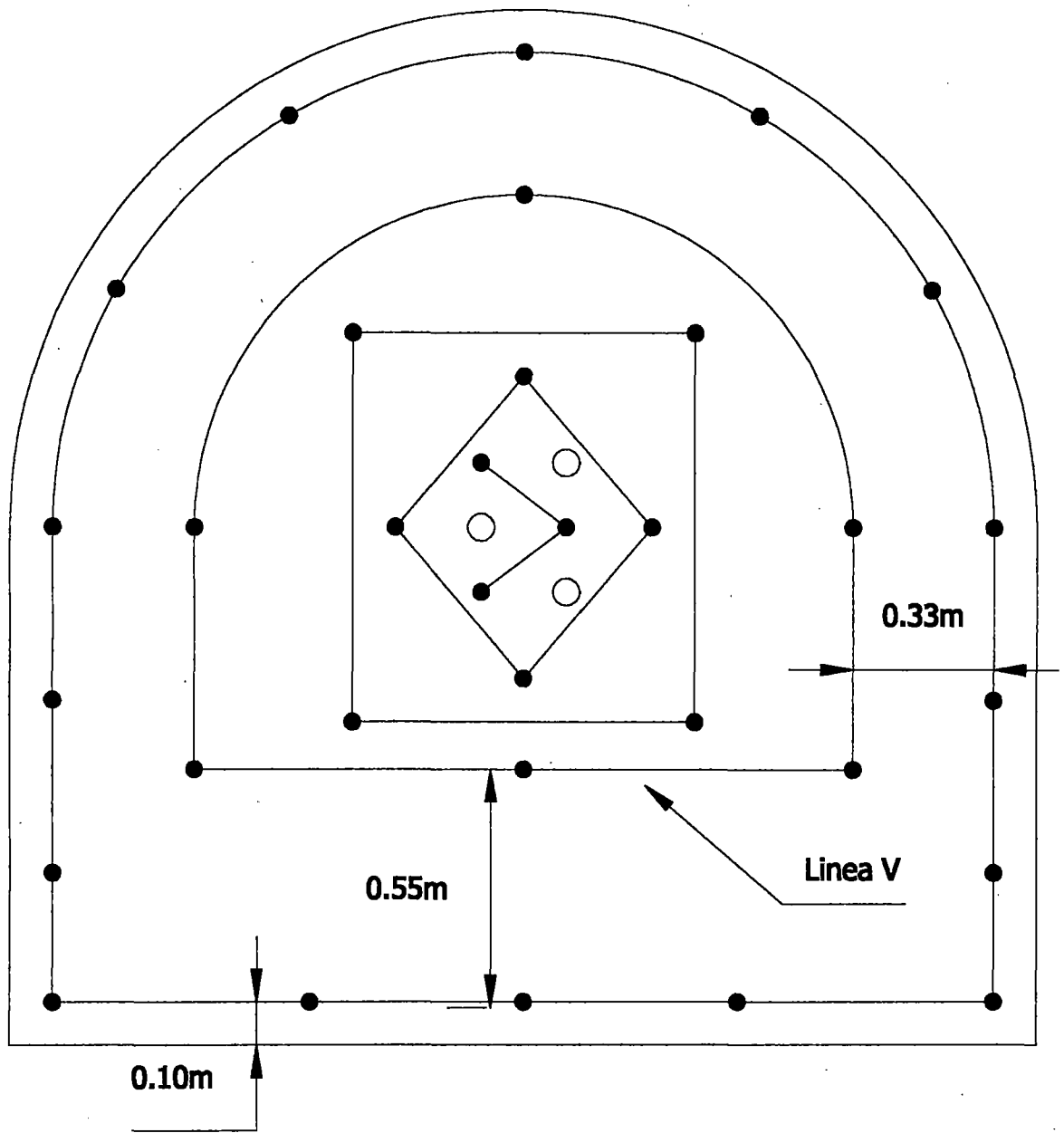


Figura N°09A.- Malla de perforacion y disparo Inicial del Tunnel de Descarga Roca Tipo I y II

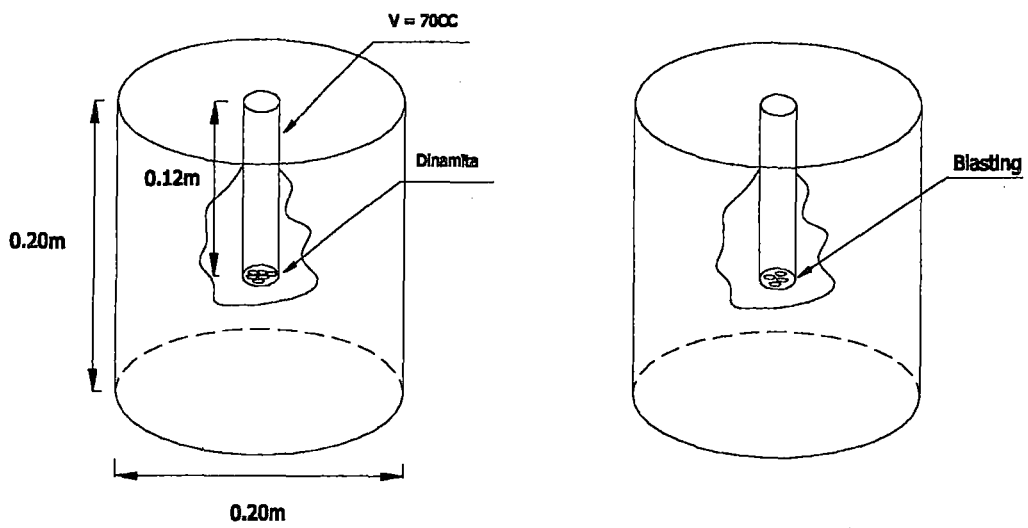


Figura N°10.- Esquema de la Prueba de Trauzl.

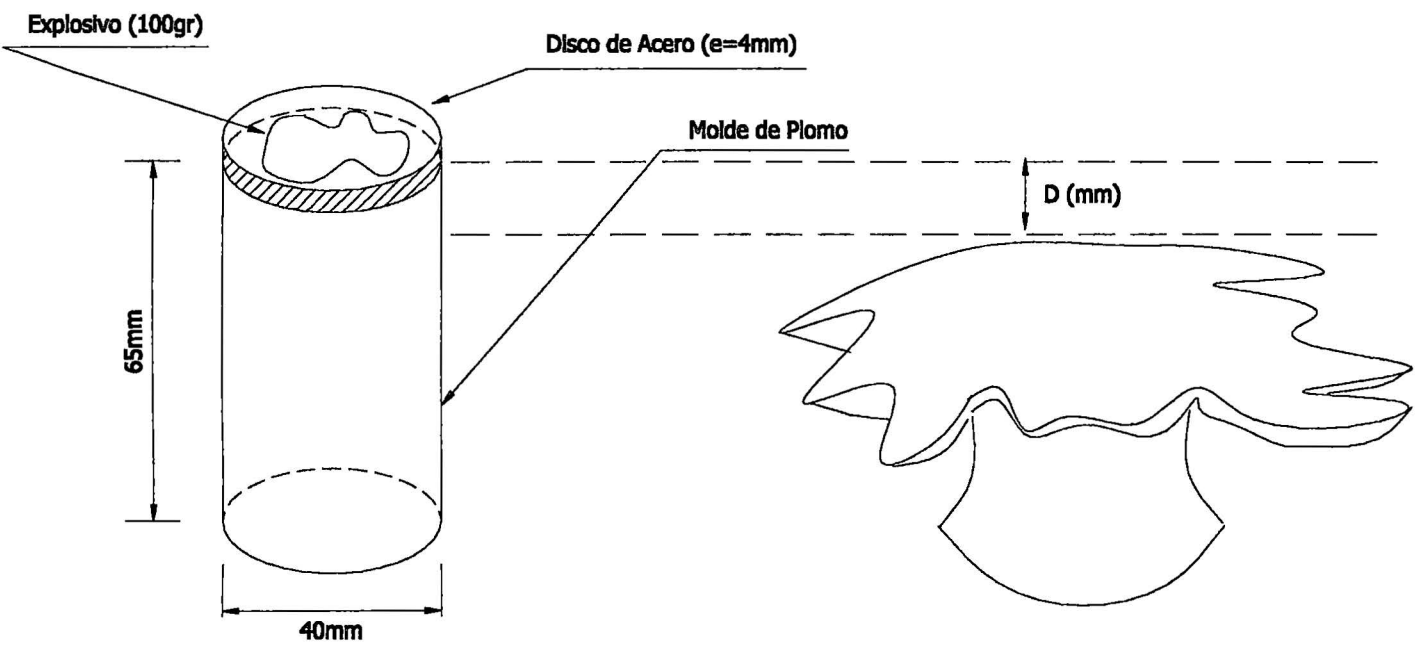


Figura N°11.- Esquema de la Prueba de Hees

A.3) Densidad:

La densidad en la mayoría de los explosivos varía de 0.80 a 1.60gr/cc en relación con la unidad (agua a 4°C y 1atm.), esto es que cuanto mayor sea la densidad mayor efecto de brisance tendrá; el efecto en la sensibilidad al cordón detonante es que mientras más denso sea, más insensible se vuelve a la detonación, y mientras menos denso sea es muy sensible al cordón detonante, el cual los inicia antes del inicio del booster.

La densidad varía entre 0.75 y 1.0 en los agentes de voladura, entre 0.9 y 1.2 en las dinamitas pulverulentas, y entre 1.2 a 1.5 en las gelatinas.

A.4) Resistencia al Agua:

Es la capacidad de exposición a un prolongado tiempo en agua, sin que esto signifique la pérdida o modificación de su característica, vinculado esta a una mayor presencia en su composición de nitroglicerina o aditivos; en el grupo las más resistentes son las gelatinas y en los agentes los slurries y emulsiones. La escala de clasificación que generalmente se acepta va de nula, limitada, buena, muy buena, sobresaliente a excelente; en la primera encontramos por ejemplo al examón y mientras que otras desarrollan hasta 12 horas de exposición.

A.5) Velocidad de Detonación:

Conocida como la velocidad con que viaja la onda de detonación a lo largo de la masa o columnas de explosivo, se mide mediante la prueba de "Deutriche", que emplea al cordón detonante con velocidad conocida, o mediante la apertura y cierre de un circuito eléctrico controlado con un cronógrafo electrónico.

La Prueba de Deutriche:

Elementos: Tubo de latón o zinc delgado (aproximadamente de 300mm. de longitud y x 32mm. de diámetro), con dos orificios espaciados 100 mm. (d), llenado con el explosivo a medir, cebado con detonador. Tramo de 1.00m. de cordón detonante de velocidad de detonación conocida (VC) y plancha de plomo (aproximadamente de 250mm x 40 mm x 4mm) con una marca o raya en un extremo para referencia.

Ensamble: El cordón se inserta en los orificios del tubo cebado, y su punto medio se hace coincidir con la marca de la plancha, asegurándolo fijamente.

Desarrollo: La onda de choque generada por el detonador viaja por la columna de explosivo iniciando secuentemente al cordón en sus dos puntos de contacto, originando dos ondas (1 y 2) que viajan a lo largo del cordón hasta encontrarse en un punto (e) en la plancha, pero siempre pasándose de la marca ya que la onda 1 comenzó a viajar fracciones de segundo antes que la onda 2.

Resultado: El punto de encuentro de las ondas queda grabado en la plancha, midiéndose la distancia (a) entre este y la marca. Se aplica la siguiente relación para determinar la velocidad del explosivo (Ver figura N°12).

$$V_e = \frac{V_c \times d}{2 a}$$

Donde :

V_c = Velocidad del Cordón Detonante.

d = Distancia entre orificios (100mm)

a = Distancia entre la marca y el punto de encuentro de las ondas.

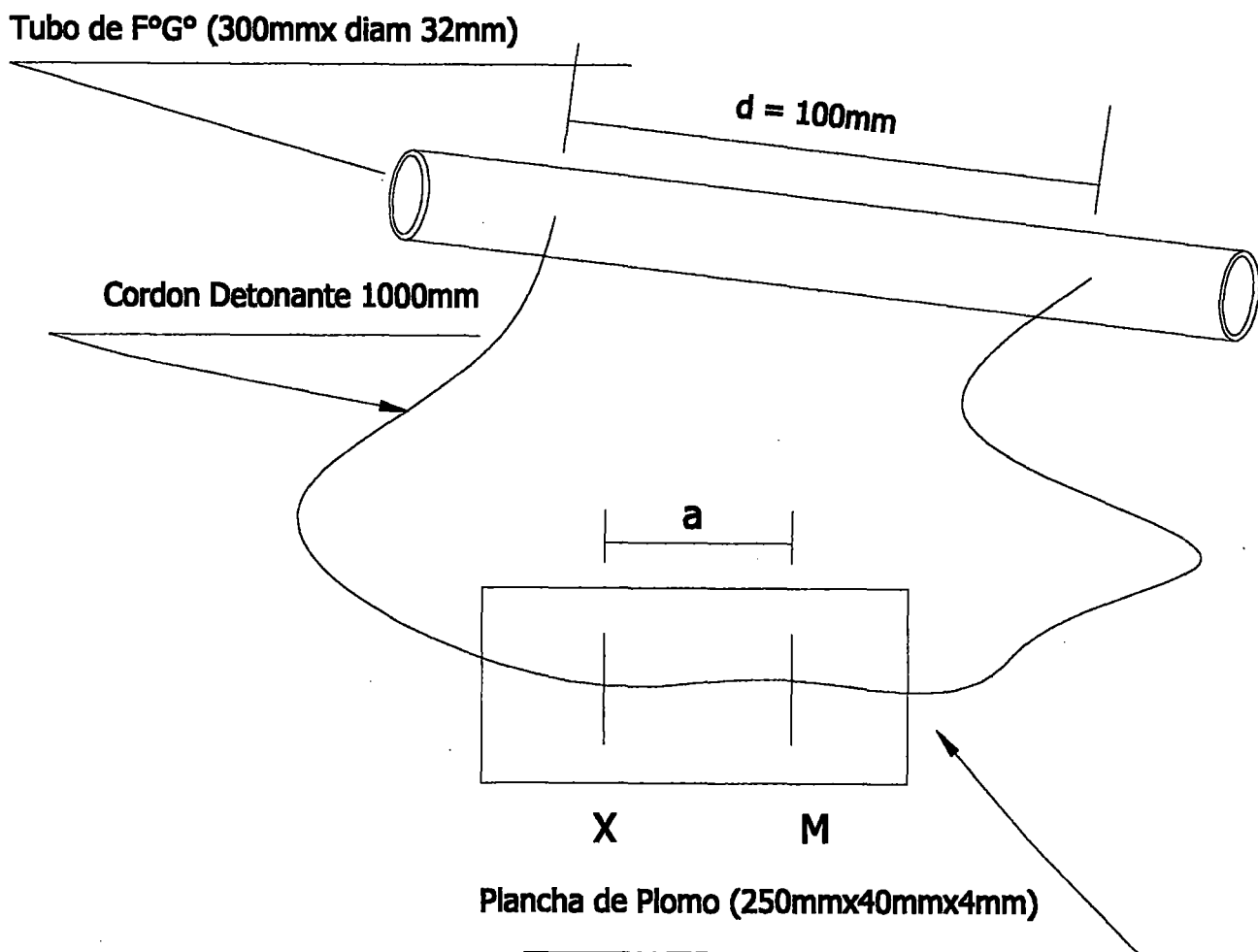


Figura N°12.- Esquema de la Prueba de Deutriche

A.6) Simpatía – Transmisión de la Detonación:

Al ser detonado un cartucho este puede producir la detonación de un cartucho vecino, por simpatía. En las dinamitas sensibles esta característica puede significar una distancia mayor que en las dinamitas normales, el método de medición consiste en alinear varios cartuchos del mismo tipo axialmente y a diferentes distancias entre sí, detonando el primero, se busca la distancia máxima de influencia de la detonación de un cartucho, a lo que se denomina grado de simpatía, que en la mayoría de los explosivos industriales es de 2 a 8 veces el diámetro del cartucho.

La transmisión puede ser directa o inversa, será directa si el detonador se coloca alineado axialmente y con su carga dirigida hacia la mayor longitud de la carga explosiva, que ocurre cuando colocamos el cebo al fondo del taladro y será inversa, cuando esta la colocamos en el centro y será directa por delante del cebo e inversa por detrás.

A.7) Sensitividad:

Todos los explosivos deben ser suficientemente sensitivos para ser detonados por un iniciador adecuado, esta capacidad varía según el tipo de producto, así por ejemplo los fulminantes o detonadores se emplean para la mayoría de las dinamitas, mientras que los agentes de voladura usualmente no arrancan con ellos, requieren de un Booster o multiplicador de mayor presión y velocidad, la pólvora puede arrancar con una simple chispa o llama, que provocará un régimen de deflagración.

Los detonadores mas usados son el N°6 y el N°8, la diferencia es que en muchas dinamitas estas son más sensitivas al Fulminante N°8 que al N°6.

A.8) Estabilidad:

Los explosivos deben ser estables y no descomponerse en condiciones de ambientes normales, esta característica se prueba mediante el test de ABEL, que consiste calentar una muestra durante un tiempo determinado y a una temperatura específica, observando el tiempo en que inicia su descomposición. Por ejemplo la nitroglicerina a 80°C y durante 20 minutos.

A.9) Sensibilidad al Calor:

Los explosivos al ser calentados gradualmente llegan a una temperatura en donde se descomponen repentinamente y con desprendimiento de llamas y sonido, a esta temperatura se le llama “Punto de Ignición”, por ejemplo la pólvora está a 300 a 350°C.

A.10) Sensibilidad al Golpe:

Esta característica se determina mediante la prueba de caída del martillo (Kast), que consiste en colocar sobre un yunque una muestra de 0.1gr. de explosivo, sobre la que se deja caer un peso de acero de 1.2 ó 10 kg. desde diferentes alturas para observar si explota o no. Por ejemplo la nitroglicerina detona con una altura de caída de 4 a 5 cm., la dinamita con altura de 15 a 30 cm., con martillo de 2 kg.

A.11) Categoría de Humos:

La detonación de un explosivo produce vapor de agua, nitrógeno, bióxido de carbono y eventualmente sólidos y líquidos. Entre los gases nombrados hay cierto porcentaje de gases tóxicos llamados “humos”, como el monóxido de carbono y el bióxido de nitrógeno, según esto se ha establecido escalas de valores por grado de toxicidad para la exposición del personal que labora tal como la USBM.

- 1 ra Categoría: de 0 a 0.16 pies cúbicos de CO-NO₂
2 da Categoría: de 0.16 a 0.33 pies cúbicos de CO-NO₂
3 ra Categoría: de 0.33 a 0.67 y más pies cúbicos de CO-NO₂.

Referidos estas cantidades a las obtenidas en un disparo de un cartucho de 1.1/4" x 8", con su envoltura de papel en la bomba de Bichel, de acuerdo con esto la USBM nos dice que los explosivos de la primera categoría pueden ser empleados en cualquier labor subterránea, los de segunda categoría sólo en las que garantizan buena ventilación, y los de tercera sólo en superficie.

Por lo general se considera que los explosivos de uso civil deben estar por debajo de:

CO – 0.02% NO₂ – 0.003%

Los agentes explosivos como el Anfo son más tóxicos que las dinamitas, por que generan mayor proporción de óxidos de Nitrógeno.

B) CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

Por su forma de reacción se pueden clasificar en:

- Químicos, que actúan por proceso de reacción química de detonación, producidos por efecto de una onda de choque. Comúnmente se aplican en la minería y en las obras Civiles.
- Nucleares, vinculados directamente con la desintegración de materiales reactivos, tales como el Uranio 235 y Plutonio, se caracteriza por desprender gran cantidad de energía y su uso es militar.
- Los Especiales, que actúan como una detonación física sin detonación previa, producida por la súbita expansión de gases inertes licuados como el CO₂ (Cardox) por aplicación de calor, estas están quedando prácticamente sin uso.

B.1) Los Explosivos Químicos:

Los explosivos químicos se dividen en dos grupos:

- a) Explosivos rápidos, altos: de 2000 a 7000 m/s
- b) Explosivos lentos y deflagrantes: menos de 2000 m/s.

En los explosivos de alta velocidad, usualmente también llamado detonantes, la onda de choque es autosostenida mientras que en los deflagrantes tiende a amortiguarse.

Los Deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores, se utiliza mas que todo en cohetería.

Los Detonantes; según su aplicación se dividen en primarios y secundarios. Los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios, compuestos generalmente por azida de plomo, fulminato de mercurio, etc. Los detonadores secundarios son los que tienen mayor capacidad de rompimiento, siendo menos sensibles que los primarios pero realizan mayor trabajo útil, por su campo de aplicación se dividen en explosivos de uso civil (comerciales) y explosivos de uso militar.

Los de uso civil a su vez se dividen en:

- a) **Permisibles.-** Especialmente preparado para uso en minas de carbón con ambiente inflamable, tiene por característica la baja temperatura de explosión.
- b) **Dinamitas.-** Mayormente compuesta por nitroglicerina estabilizada como elemento sensibilizador, combinada con aditivos portadores de oxígeno (generalmente nitratos) y otros componentes que ayudan a la combustión. Normalmente se comercializa en cartuchos de papel desde 16mm. (5/8") hasta 75mm. (3"), embaladas en cajas de cartón.
- c) **Agentes explosivos de Voladura.-** En su mayoría son compuestos nitro-carbo-nitratos (NCN) y su campo de acción preferencial es en tajos abiertos. Alternativamente se dividen en

dos grupos. Los agentes de voladura y los explosivos de voladura, los primeros son de característica acuosos o secos, insensibles al detonador N°08, mientras que los segundos son sensibles al detonador N°08.

Entre los detonadores primarios en el mercado podemos tener a los fulminantes no eléctricos fanel, tecnel, etc, los tecneles son fabricados recientemente y con los que no se cuenta con muchas experiencias, se han usado en la excavación del túnel de descarga, en la excavación de los piques, del túnel circular, y en el último disparo.

Los tecneles son iniciadores no eléctricos, compuesto de un tubo que transmite una onda de choque deflagrante, un detonador de fuerza 10 y un conector de polietileno tipo "J" que une el tubo conductor con la troncal de cordón detonante. Los detonadores no eléctricos son utilizados en la preparación de dos tipos de cebos o primas: con explosivos encartuchados (dinamitas, acuageles, emulsiones) y con booster de alto poder detonante (pentolita). La figura N°13 muestran la forma del cebado más recomendable, así mismo para iniciar el detonador no eléctrico tecnel a una línea troncal de Tec Cord, se recomienda hacerlo como muestra la figura N°14.

Dinamita:

Son explosivos de uso civil que se fabrican con diferentes formulaciones, teniendo siempre cuidado de que se encuentren balanceadas adecuadamente en oxígeno, evitando así la formación de regulares cantidades de gases nocivos.

Están compuestas básicamente de una masa gelatinosa encargada de darle la sensibilidad y potencia requerida, formada por la mezcla de nitroglicerina, nitroglicol y elementos gelatinizantes e inertes en proporciones adecuadas que hacen al explosivo más seguro en su manipuleo y uso, elementos a los que íntimamente se le une el nitrato de

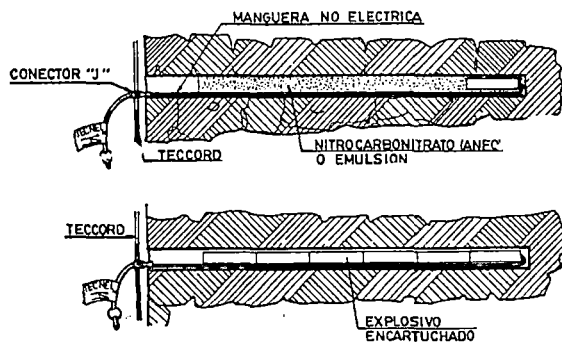
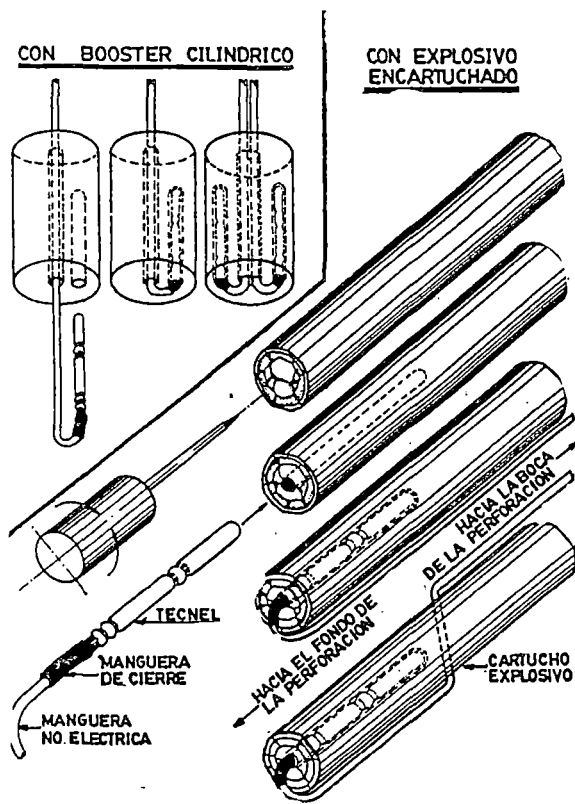


Figura N°13.- Cebado Recomendado.

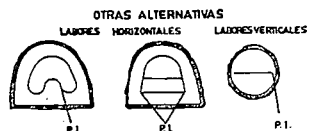
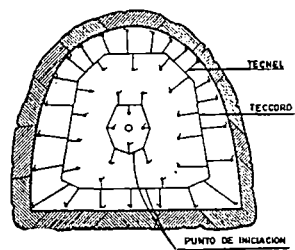
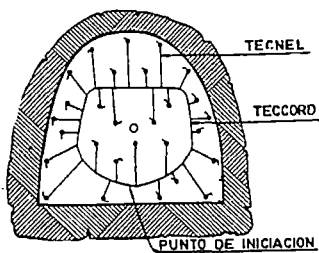
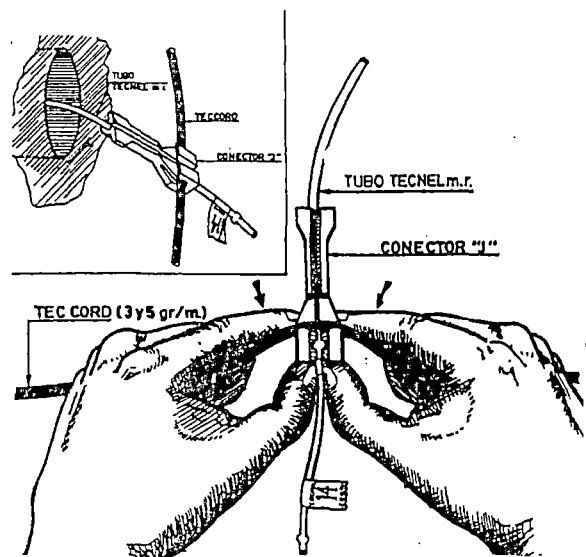


Figura N°14.- Unión usando conector tipo "J" del tubo tecnel con la línea principal de Teccord.

amonio como portador de oxígeno y con otros componentes carbonosos que ayudan a realizar una adecuada combustión.

La dinamita la ser estimulada por una sola ondas de choque, reacciona químicamente en forma violenta, produciendo instantáneamente una gran cantidad de gases, altas temperaturas y, en consecuencia, grandes presiones, las cuales debidamente aplicadas, se convertirán en fuerza destructora que servirá para romper a la roca, es decir el poder brisante, esta cualidad de la dinamita se debe a su contenido de nitroglicerina, se dice que cuanto mas contenido de este compuesto tenga mayor será su capacidad trituradora, y mientras menos contenido de nitroglicerinas con mayor contenido de nitratos tenga, mayor será su poder empujador y poco poder brisante.

De acuerdo a su contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva, las dinamitas se clasifican en:

- a) Gelatinas.
- b) Semigelatinas.
- c) Pulverulentas.
- d) Especiales.

a) Gelatinas.- Las principales características de esta dinamita son la de poseer un buen poder rompedor, alta velocidad de detonación y excelente resistencia al agua, se utiliza generalmente en voladuras de roca de intermedias a extremadamente duras, en minería superficial, subterránea y en obras civiles.

b) Semigelatinas.- Las principales características de estas dinamitas son el alto poder rompedor y buena resistencia al agua, destacándose por sus múltiples aplicaciones en el campo de las voladuras, se utiliza generalmente en voladura de rocas de dureza intermedia y altas, en minería superficial y subterránea,

en obras civiles y en otras aplicaciones. Puede usarse como iniciadores de columnas explosivas de nitrocarbonitratos (ejemplo: ANFO), en taladros de diámetros pequeños a intermedios.

- c) **Pulverulentas.**- La principal característica de esta dinamita es su alto empuje y buen poder rompedor, además de tener una mediana a limitada resistencia el agua. Se utiliza generalmente para realizar voladuras en rocas de dureza blanda a intermedia en todos los tipos de trabajos que presenten terrenos secos.
- d) **Especiales.**- La principal característica de esta dinamita es la de presentarse en tubos especiales semi-rígidos, de dimensiones establecidas, acopladas entre sí para formar la columna explosiva de acuerdo a la longitud del taladro. También cuenta con unos dispositivos especiales que sirven para centrar la columna y crear un anillo de aire a lo largo del taladro, cuya función es la de amortiguar los efectos de la dinamita, evitando las sobreexcavaciones que en muchos casos es antieconómica y así realizar voladuras controladas como el Smooth Blasting, se utiliza generalmente en túneles, en excavaciones para cimentaciones y en otros trabajos especiales, donde se requiere tener secciones con un acabado liso y cortes precisos.

En el mercado se encuentra diversidad de explosivos de cada una de las clases antes mencionadas, a continuación hablaremos de las que se usaron en la excavación del Túnel de Descarga, excavación de los Piques, Túnel Circular y en el último disparo.

B.1.1.) SEMEXA

Es una dinamita semigelatinosa muy versátil de alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, para uso en rocas intermedias a duras, tanto en zonas secas como húmedas.

Por su gran rendimiento y adaptabilidad se usa ampliamente en minería subterránea, canteras, túneles diversos y carreteras. También como iniciador para agentes explosivos como el Examón, el cuadro muestra los tipos mas comunes de dinamitas semigelatinosas y sus respectivas características.

CUADRO XI.- PROPIEDADES DE LAS SEMIGELATINAS

| Propiedades Explosivas | Semexa 65% | Semexa 60% | Semexa 45% |
|--|------------|------------|------------|
| Potencia por peso (Trauzul) | 75% | 72% | 68% |
| Poder Rompedor o Brisance (Hess) en mm | 17 | 16 | 14 |
| Velocidad de Detonación VOD En m/seg. | 4,000.00 | 3,800.00 | 3,600.00 |
| Resistencia la Agua | Muy Buena | Muy Buena | Muy Buena |
| Categoría de Humos | 1ra | 1ra | 1ra |
| Densidad | 1.09 | 1.08 | 1.07 |
| Presión de Detonación En kilobar | 80 | 75 | 70 |
| Volumen normal de Gases en l/kg | 920 | 900 | 880 |

De estas las que se usaron en la excavación del túnel de Descarga fue la de 65% y esporádicamente de 45%, en la excavación del túnel circular y pique se usó la de 65% y la de 45% pero en menor cantidad, en cartuchos de 7/8" x 8" x 0.081kg/cart.

B.1.2) EXAMON :

El Examón es un agente de voladura del tipo NCN (nitro-carbo-nitrato), granular, seco, desarrollado para sustituir al anfo con ventajas en rendimiento, seguridad y facilidad de manipuleo.

Tiene componentes espaciales que incrementa sus propiedades explosivas, garantizan su fluidez y disminuyen la posibilidad de acumulación de electricidad estática por fricción en el carguío neumático.

Se usa en trabajos de minería a tajo abierto y en subterráneo, en construcción de carreteras, excavaciones, frontones etc. Siempre en terreno seco.

Para asegurar la detonación con máxima velocidad y rendimiento, debe ser usado con un cartucho de dinamita semexa ó exagelita en taladros de pequeño diámetro y se recomienda un booster HDP para taladros de mayor diámetro, en el mercado encontramos de tres tipos, cuyas características mencionamos a continuación.

CUADRO XIA.- PROPIEDADES DEL EXAMÓN

| Nombre Comercial | EXAMON - P | EXAMON - V | EXAMON - X |
|--|------------|------------|------------|
| Potencia Relativa por Peso (Anfo =100, por convención) | 110 | 125 | 140 |
| Potencia relativa Por volumen | 112 - 115 | 128 - 133 | 145 - 150 |
| Presión de Detonación en kilobar (Anfo=45) | 48 - 52 | 55 - 60 | 65 - 70 |
| Velocidad de Detonación en m/seg | 2,800.00 | 3,000.00 | 3,000.00 |
| Categoría de humos | 1ra | 1ra | 1ra |
| Densidad promedio | 0.9 | 0.95 | 1.0 |

El Examón tipo P es el que se ha usado en la excavación del Túnel de Descarga, en las proporciones que anteriormente se está recomendando.

B.1.3) EMULSIONES

Dado que en el Perú no hay bibliografía respecto a la voladura del tapón final ni del explosivo recomendado para este efecto, se

hizo la consulta a los fabricantes respecto de un producto que soportara las condiciones del último disparo sin modificar sus propiedades y además que estas fueran tal de asegurar el éxito de la voladura, entonces FAMESA nos propuso fabricar el explosivo requerido dado que en el Perú no existe un uso continuo del mismo.

Definición de Emulsiones.-

Son agentes de explosivos compuestos básicamente por una solución oxidante de nitrato de amonio y agua, por un combustible insoluble en agua, un agente emulsificante y por elementos sensibilizadores y potenciadores.

Su fase dispersa está conformada por una solución acuosa concentrada de sales oxidantes y su fase continua por hidrocarburos y aceites minerales, los que cubren cada partícula de los elementos sólidos, dotando al producto de ese modo de una excepcional impermeabilidad.

Debido a que la fase dispersa constituye más de la composición total, y la fase aceitosa solamente un 5%, para su fabricación requiere de un proceso bastante sofisticado, ya que, este 5% debe envolver al 90% de la fase acuosa.

Podemos señalar que la estructura de una emulsión explosiva es como la de un anfo, donde el nitrato está disuelto en agua y, posteriormente, cada partícula de esta disolución está recubierta por un aceite mineral. Una vez obtenida la emulsión inerte se añade el agente emulsificante para estabilizar la emulsión previniendo la separación de sus fases y finalmente se incorpora el sensibilizador, que pueden ser burbujas de aire o microesferas de vidrio, para controlar la densidad y la sensibilidad del producto para su iniciación, así como optimizar su rendimiento bajo el concepto de los “puntos calientes”.

Ventajas de las Emulsiones.-

- Se presenta en una variedad de tipos, los que poseen diferentes grados de potencias, aparentes para una diversidad de condiciones de terreno y de laboreo.
- Por su reología (semirigidez y plasticidad), se acomodan con facilidad a las paredes del taladro y permiten, de otro lado, la preparación del cebo con facilidad.
- Su alta resistencia al agua, no solo por su cubierta plástica, sino por la concepción de su diseño.
- Por su buen balance de oxígeno, y al no contener nitroglicerina, produce gases residuales no tóxicos, permitiendo consecuentemente el reingreso del personal a las labores de disparo en un menor tiempo que cuando se usa dinamita o anfo.
- Al carecer de nitroglicerina en su formulación, no produce malestar ni dolores de cabeza por contacto, ni siquiera en ambientes cerrados.
- Son más seguras para manipular que los explosivos convencionales, pues son mucho menos sensibles a los estímulos de golpe, fricción, choque, fuego y disparo de bala.

Sin embargo es preciso anotar que cuando la relación burden/espaciamiento de taladros cargados es inapropiada, ocurre el fenómeno denominado como “muerte súbita del explosivo por presión”; por ello es que se debe tener especial cuidado en la preparación de la plantilla de perforación en labores de explotación y desarrollo, resultando indispensable en estas últimas la perforación de taladros de alivio en el cuele, con la finalidad de absorber dicha sobrepresión en los arranques, la que es producida por los tiros que detonan primero, a continuación mostramos las

características técnicas del emulnor en sus distintos tipos y que se fabrican solo a pedido.

CUADRO XIB.- PROPIEDADES DEL EMULNOR

| CARACTERÍSTICA | UND. | EMULNOR TIPO | | |
|--|---------|--------------|--------------|--------------|
| | | 1,000 | 3,000 | 5,000 |
| Densidad | Gr/cc | 1.15 | 1.15 | 1.15 |
| Velocidad de Detonación: | | | | |
| • Al aire libre | m/s | 4,350 | 4,150 | 4,000 |
| • En medio confinado | m/s | 5,000 | 4,800 | 4,600 |
| Presión de detonación en medio confinado | Kbar | 72 | 68 | 61 |
| Energía | Kcal/Kg | 780 | 912 | 1,012 |
| Volumen de gases | Mol | 42 | 39 | 38 |
| Potencia relativa en peso | | 0.83 | 1.01 | 1.10 |
| Potencia relativa en volumen | | 1.15 | 1.42 | 1.55 |
| Resistencia al agua | | Excelen. | Excelen | Excelen. |
| Categoría de humos | | Primera | Primera | Primera |
| Sensibilidad al detonador | | N°6 | N°6 | N°6 |
| Presentación | | Caja de 25kg | Caja de 25kg | Caja de 25kg |

4.1.1.6 ANÁLISIS COMPARATIVO DEL PRECIO DE VOLADURA

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS USANDO DINAMITA MAS EXAMON TIPO P

| | | | |
|--------------|---|-----------------------|------------------------|
| Ago-98 | | | |
| PARTIDA : | EXCAVACIÓN DE ROCA TIPO I | | |
| RENDIMIENTO: | 29,22 m ³ /día (03 Disparos) | Moneda : Nuevos Soles | Long.Perforada: 2,15 m |
| UNIDAD : | m ³ | Día de 12 HORAS | |

| ITEM | DESCRIPCIÓN | UND | CUADRILLA | CANTIDAD | P.UNITARIO | PARCIAL | TOTAL |
|---------------------|---|-----|-----------|----------|------------|---------|---------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | | |
| | Capataz Subterráneo | hh | 1 | 0,4107 | 17,00 | 6,98 | |
| | Operario Subterráneo | hh | 4 | 1,6427 | 14,95 | 24,56 | |
| | Oficial Subterráneo | hh | 3 | 1,2320 | 13,37 | 16,47 | |
| | Operario Electricista | hh | 1 | 0,4107 | 14,95 | 6,14 | |
| | Operario Compresora, Grupo | hh | 1 | 0,4107 | 14,95 | 6,14 | |
| | Peon de Subterraneo | hh | 1 | 0,4107 | 11,06 | 4,54 | 64,83 |
| MATERIALES | | | | | | | |
| | Dinamita de 65% | kg | | 1,7390 | 6,93 | 12,05 | |
| | Examón Tipo P | kg | | 4,3870 | 2,07 | 9,06 | |
| | Fulminante N°8 | Pza | | 0,2053 | 0,32 | 0,06 | |
| | Tecnel (Amarillo y Rojo) | Pza | | 4,2094 | 4,43 | 18,65 | |
| | Cordón Detonante | ml | | 0,6160 | 0,49 | 0,30 | |
| | Guía de Seguridad | ml | | 0,3080 | 0,31 | 0,10 | |
| | Broca de 41mm | pza | | 0,0019 | 52,50 | 0,10 | |
| | Broca Rimadora 2 1/2" | pza | | 0,0001 | 1.732,50 | 0,17 | |
| | Barra Cónica de 4' | pza | | 0,0004 | 185,50 | 0,07 | |
| | Barra Cónica de 6' | pza | | 0,0004 | 231,00 | 0,09 | |
| | Barra Cónica de 8' | pza | | 0,0004 | 276,50 | 0,11 | |
| | Tubería de 4" Polietileno | ml | | 0,1972 | 15,16 | 2,99 | |
| | Manga de Ventilación 20" | ml | | 0,1972 | 42,00 | 8,28 | 52,03 |
| EQUIPOS | | | | | | | |
| | Perforadora Neumática de 29 kg (03) | hm | 3 | 1,1807 | 11,31 | 13,35 | |
| | Compresora de 1000 cfm (01) | hm | 1 | 0,3936 | 84,18 | 33,13 | |
| | Grupo Electrónico de 275 kw (01) | hm | 1 | 0,4107 | 120,19 | 49,36 | |
| | Ventilador Eléctrico de 60,000 cfm (01) | hm | 1 | 0,3936 | 4,38 | 1,72 | |
| | Ventilador Eléctrico de 30,000 cfm (03) | hm | 3 | 1,1807 | 3,82 | 4,51 | |
| | Ventilador Eléctrico de 15,000 cfm (01) | hm | 1 | 0,3936 | 1,91 | 0,75 | |
| | Transformador de 440/220 v (01) | hm | 1 | 0,4107 | 3,50 | 1,44 | |
| | Electrobomba de 33 hp (02) | hm | 2 | 0,1369 | 36,68 | 5,02 | |
| | Scoptram de 2.5 yd3 (02) | hm | 2 | 0,3422 | 230,30 | 78,82 | |
| | Cargador de Examón (01) | hm | 1 | 0,0205 | 1,75 | 0,04 | |
| | Herramienta Manual | % | | 5,0000 | 64,83 | 3,24 | 191,38 |

| | | |
|----------------------------|------------|---------------|
| TOTAL COSTO DIRECTO | S/. | 308,24 |
|----------------------------|------------|---------------|

**ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
USANDO DINAMITA**

| | | | |
|--------------|---------------------------|---------------------|------------------------|
| PARTIDA : | EXCAVACIÓN DE ROCA TIPO I | | |
| RENDIMIENTO: | 29,22 m ³ /día | Moneda Nuevos Soles | Long.Perforada: 2,15 m |
| UNIDAD : | m ³ | Día de 12 HORAS | |

| ITEM | DESCRIPCIÓN | UND | CUADRILLA | CANTIDAD | P.UNITARIO | PARCIAL | TOTAL |
|---------------------|---|-----|-----------|----------|------------|---------|---------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | | |
| | Capataz Subterráneo | hh | 1 | 0,4107 | 17,00 | 6,98 | |
| | Operario Subterráneo | hh | 4 | 1,6427 | 14,95 | 24,56 | |
| | Oficial Subterráneo | hh | 3 | 1,2320 | 13,37 | 16,47 | |
| | Operario Electricista | hh | 1 | 0,4107 | 14,95 | 6,14 | |
| | Operario Compresora, Grupo | hh | 1 | 0,4107 | 14,95 | 6,14 | |
| | Peon | hh | 1 | 0,4107 | 11,06 | 4,54 | 64,83 |
| MATERIALES | | | | | | | |
| | Dinamita de 65% | kg | | 3,4000 | 6,93 | 23,56 | |
| | Fulminante N°8 | Pza | | 0,2053 | 0,32 | 0,06 | |
| | Tecnel (Amarillo y Rojo) | Pza | | 4,2094 | 4,43 | 18,65 | |
| | Cordón Detonante | ml | | 0,6160 | 0,49 | 0,30 | |
| | Guía de Seguridad | ml | | 0,3080 | 0,31 | 0,10 | |
| | Broca de 41mm | pza | | 0,0019 | 52,50 | 0,10 | |
| | Broca Rimadora 2 1/2" | pza | | 0,0001 | 1.732,50 | 0,17 | |
| | Barra Cónica de 4' | pza | | 0,0004 | 185,50 | 0,07 | |
| | Barra Cónica de 6' | pza | | 0,0004 | 231,00 | 0,09 | |
| | Barra Cónica de 8' | pza | | 0,0004 | 276,50 | 0,11 | |
| | Tubería de 4" Polietileno | ml | | 0,1972 | 15,16 | 2,99 | |
| | Manga de Ventilación 20" | ml | | 0,1972 | 42,00 | 8,28 | 54,48 |
| EQUIPOS | | | | | | | |
| | Perforadora Neumática de 29 kg (03) | hm | 3 | 1,1807 | 11,31 | 13,35 | |
| | Compresora de 1000 cfm (01) | hm | 1 | 0,3936 | 84,18 | 33,13 | |
| | Grupo Electrógeno de 275 kw (01) | hm | 1 | 0,4107 | 120,19 | 49,36 | |
| | Ventilador Eléctrico de 60,000 cfm (01) | hm | 1 | 0,3936 | 4,38 | 1,72 | |
| | Ventilador Eléctrico de 30,000 cfm (03) | hm | 3 | 1,1807 | 3,82 | 4,51 | |
| | Ventilador Eléctrico de 15,000 cfm (01) | hm | 1 | 0,3936 | 1,91 | 0,75 | |
| | Transformador de 440/220 v (01) | hm | 1 | 0,4107 | 3,50 | 1,44 | |
| | Electrobomba de 33 hp (02) | hm | 2 | 0,1369 | 36,68 | 5,02 | |
| | Scoptram de 2.5 yd3 (02) | hm | 2 | 0,3422 | 230,30 | 78,82 | |
| | Herramienta Manual | % | | 5,0000 | 64,83 | 3,24 | 191,34 |

| | | |
|----------------------------|------------|---------------|
| TOTAL COSTO DIRECTO | SI. | 310,65 |
|----------------------------|------------|---------------|

**ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
USANDO DINAMITA MAS EXAMON TIPO P**

| | | | |
|-------------|---|---------------------|-----------------------|
| PARTIDA : | EXCAVACIÓN DE ROCA TIPO II | | |
| RENDIMIENTO | 24,27 m ³ /día (03 Disparos) | Moneda Nuevos Soles | Long.Perforada: 1,77m |
| UNIDAD : | m ³ | Día de 12 HORAS | Dic'98 |

| ITEM | DESCRIPCIÓN | UND | CUADRILLA | CANTIDAD | P.UNITARIO | PARCIAL | TOTAL |
|---------------------|---|-----|-----------|----------|------------|---------|---------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | | |
| | Capataz Subterráneo | hh | 1 | 0,4944 | 17,00 | 8,41 | |
| | Operario Subterráneo | hh | 4 | 1,9778 | 14,95 | 29,57 | |
| | Oficial Subterráneo | hh | 3 | 1,4833 | 13,37 | 19,83 | |
| | Operario Electricista | hh | 1 | 0,4944 | 14,95 | 7,39 | |
| | Operario Compresora, Grupo | hh | 1 | 0,4944 | 14,95 | 7,39 | |
| | Peon | hh | 1 | 0,4944 | 11,06 | 5,47 | 78,06 |
| MATERIALES | | | | | | | |
| | Dinamita de 65% | kg | | 1,4300 | 6,93 | 9,91 | |
| | Examón Tipo P | kg | | 3,5500 | 2,07 | 7,33 | |
| | Fulminante N°8 | Pza | | 0,2472 | 0,32 | 0,08 | |
| | Tecnel (Amarillo y Rojo) | Pza | | 5,0680 | 4,43 | 22,45 | |
| | Cordón Detonante | ml | | 0,7417 | 0,49 | 0,36 | |
| | Guía de Seguridad | ml | | 0,3708 | 0,31 | 0,11 | |
| | Broca de 41mm | pza | | 0,0019 | 52,50 | 0,10 | |
| | Broca Rimadora 2 1/2" | pza | | 0,0001 | 1.732,50 | 0,17 | |
| | Barra Cónica de 4' | pza | | 0,0004 | 185,50 | 0,07 | |
| | Barra Cónica de 6' | pza | | 0,0004 | 231,00 | 0,09 | |
| | Barra Cónica de 8' | pza | | 0,0004 | 276,50 | 0,11 | |
| | Tubería de 4" Polietileno | ml | | 0,1972 | 15,16 | 2,99 | |
| | Manga de Ventilación 20" | ml | | 0,1972 | 42,00 | 8,28 | 52,05 |
| EQUIPOS | | | | | | | |
| | Perforadora Neumática de 29 kg (03) | hm | 3 | 1,4215 | 11,31 | 16,08 | |
| | Compresora de 1000 cfm (01) | hm | 1 | 0,4738 | 84,18 | 39,89 | |
| | Grupo Electrónico de 275 kw (01) | hm | 1 | 0,4944 | 120,19 | 59,43 | |
| | Ventilador Eléctrico de 60,000 cfm (01) | hm | 1 | 0,4738 | 4,38 | 2,08 | |
| | Ventilador Eléctrico de 30,000 cfm (03) | hm | 3 | 1,4215 | 3,82 | 5,43 | |
| | Ventilador Eléctrico de 15,000 cfm (01) | hm | 1 | 0,4738 | 1,91 | 0,91 | |
| | Transformador de 440/220 v (01) | hm | 1 | 0,4944 | 3,50 | 1,73 | |
| | Electrobomba de 33 hp (02) | hm | 2 | 0,1648 | 36,68 | 6,05 | |
| | Scoptram de 2.5 yd3 (02) | hm | 2 | 0,4120 | 230,30 | 94,89 | |
| | Cargador de Examón (01) | hm | 1 | 0,0247 | 1,75 | 0,04 | |
| | Herramienta Manual | % | | 5,0000 | 78,06 | 3,90 | 230,43 |

| | | |
|----------------------------|------------|---------------|
| TOTAL COSTO DIRECTO | Si. | 360,54 |
|----------------------------|------------|---------------|

**ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS
USANDO DINAMITA**

| | | | |
|--------------------------------------|---|---------------------|-----------------------|
| PARTIDA : EXCAVACIÓN DE ROCA TIPO II | | | |
| RENDIMIENTO | 24,27 m ³ /día (03 Disparos) | Moneda Nuevos Soles | Long.Perforada: 1,77m |
| UNIDAD : | m ³ | Día de 12 HORAS | Dic'99 |

| ITEM | DESCRIPCIÓN | UND | CUADRILLA | CANTIDAD | P.UNITARIO | PARCIAL | TOTAL |
|---------------------|---|-----|-----------|----------|------------|---------|---------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | | |
| | Capataz Subterráneo | hh | 1 | 0,4944 | 17,00 | 8,41 | |
| | Operario Subterráneo | hh | 4 | 1,9778 | 14,95 | 29,57 | |
| | Oficial Subterráneo | hh | 3 | 1,4833 | 13,37 | 19,83 | |
| | Operario Electricista | hh | 1 | 0,4944 | 14,95 | 7,39 | |
| | Operario Compresora, Grupo | hh | 1 | 0,4944 | 14,95 | 7,39 | |
| | Peon | hh | 1 | 0,4944 | 11,06 | 5,47 | 78,06 |
| MATERIALES | | | | | | | |
| | Dinamita de 65% | kg | | 3,1000 | 6,93 | 21,48 | |
| | Fulminante N°8 | Pza | | 0,2472 | 0,32 | 0,08 | |
| | Tecnel (Amarillo y Rojo) | Pza | | 5,0680 | 4,43 | 22,45 | |
| | Cordón Detonante | ml | | 0,7417 | 0,49 | 0,36 | |
| | Guía de Seguridad | ml | | 0,3708 | 0,31 | 0,11 | |
| | Broca de 41mm | pza | | 0,0019 | 52,50 | 0,10 | |
| | Broca Rimadora 2 1/2" | pza | | 0,0001 | 1.732,50 | 0,17 | |
| | Barra Cónica de 4' | pza | | 0,0004 | 185,50 | 0,07 | |
| | Barra Cónica de 6' | pza | | 0,0004 | 231,00 | 0,09 | |
| | Barra Cónica de 8' | pza | | 0,0004 | 276,50 | 0,11 | |
| | Tubería de 4" Polietileno | ml | | 0,1972 | 15,16 | 2,99 | |
| | Manga de Ventilación 20" | ml | | 0,1972 | 42,00 | 8,28 | 56,29 |
| EQUIPOS | | | | | | | |
| | Perforadora Neumática de 29 kg (03) | hm | | 1,4215 | 11,31 | 16,08 | |
| | Compresora de 1000 cfm (01) | hm | | 0,4738 | 84,18 | 39,89 | |
| | Grupo Electrónico de 275 kw (01) | hm | | 0,4944 | 120,19 | 59,43 | |
| | Ventilador Eléctrico de 60,000 cfm (01) | hm | | 0,4738 | 4,38 | 2,08 | |
| | Ventilador Eléctrico de 30,000 cfm (03) | hm | | 1,4215 | 3,82 | 5,43 | |
| | Ventilador Eléctrico de 15,000 cfm (01) | hm | | 0,4738 | 1,91 | 0,91 | |
| | Transformador de 440/220 v (01) | hm | | 0,4944 | 3,50 | 1,73 | |
| | Electrobomba de 33 hp (02) | hm | | 0,1648 | 36,68 | 6,05 | |
| | Scoptram de 2.5 yd3 (02) | hm | | 0,4120 | 230,30 | 94,89 | |
| | Herramienta Manual | % | | 5,0000 | 78,06 | 3,90 | 230,39 |

| | | |
|----------------------------|------------|---------------|
| TOTAL COSTO DIRECTO | SI. | 364,74 |
|----------------------------|------------|---------------|

4.1.1.7 ELECCIÓN DE LOS EQUIPOS DE PERFORACIÓN Y ELIMINACIÓN

El criterio básico para la elección de los equipos de perforación y eliminación es el de ser accesibles a las dimensiones de la sección, y al tipo de excavación (piques, chimeneas, túnel), luego de un análisis de rentabilidad económica y acorde con los cronogramas establecidos.

En la actualidad la perforación con máquinas manuales se realiza empleando equipos accionados por aire comprimido (neumáticos), aunque hay algunos modelos accionados por bombas hidráulicas. La perforadora manual diseñada para perforaciones ascendentes, verticales o cercanas a la vertical se conoce con el nombre de Stoper o perforadora de realce. La versión para perforación horizontal o cercana a la horizontal se conoce como Jackleg o Pusher leg (perforadora con empujador). Para perforaciones verticales descendentes se utiliza máquinas manuales neumáticas denominadas Jackhammers o motoperforadoras (en superficie – no en subterráneo) accionadas por motor a gasolina.

En las grandes obras de ingeniería subterránea, así como en las minas modernas la perforación se realiza con equipos mecanizados conocidos como Jumbos, los cuales pueden ser accionados por aire comprimido o lo que es más usual actualmente, por sistemas electrohidráulicos. Estos equipos pueden estar montados sobre rieles o sobre llantas y tener una o más perforadoras.

Una tecnología que no requiere del uso de explosivos para la excavación de túneles es la del uso de equipos conocidos como TBM (Tunnel Boring Machine) o topos, los cuales excavan los túneles circulares a sección completa sin usar explosivos, pero requieren de calidades de roca competentes a fin de que no requiera sostenimiento o requiera poco.

En general en el mercado internacional existe una diversidad de equipos modernos utilizados para los diferentes métodos de excavación.

El Túnel de Descarga mide 2.40m. de ancho por 2.40m. de altura, con una longitud aproximada de 1,503km., se ha instalado unas mangas de ventilación de 20", quedando una altura libre de 1.90m., lo que nos induce a usar un sistema de perforación manual y eliminación constituido por máquinas de bajo perfil, sin que la distancia de acarreo represente un factor extremadamente limitante e importante para el avance de la excavación.

En la excavación del túnel de descarga se ha usado equipo manual, consistente en máquinas perforadoras tipo Jackleg rotatoria, con pie de avance, y la eliminación se ha efectuado a través de Scoops de 2.5Yd³, lográndose un avance promedio de 10.00m. y en muchos casos de 11.00m., lo cual para este sistema de excavación es poco usual.

El pique tiene un diámetro promedio de 1.00m., siendo una excavación vertical y por su accesibilidad se excavó con perforadoras manuales tipo Jackleg y la eliminación fue hecha a mano con un sistema de baldes de 90cm. de altura jalados por un winche instalado en la bóveda de la caverna. Este sistema de trabajo nos dio avances de 1.00m. hasta 1.10m., lo cual no es el óptimo debido a que en el transcurso se presentaron problemas de filtración que por la forma vertical descendente de ataque nos obligó a modificar la malla de perforación a una malla de media luna, por disparo y con un avance de 2 disparos por día.

El túnel circular de aproximadamente 33m., se excavó con este mismo sistema, pero debido a su orientación horizontal se excavó a sección completa.

4.2 DISEÑO DE VENTILACIÓN

En cualquier proyecto de excavación de un túnel, es indispensable considerar un adecuado sistema de ventilación que permita al personal que va a trabajar en el frente contar con un ambiente fresco, saludable, libre de contaminantes sólidos

y gaseosos y de ser posible cómodo. Es decir es necesario proporcionar un caudal de aire fresco y permanente al frente de excavación cuya única conexión con la superficie es la boca del túnel, lo que nos induce a usar ductos o mangas de ventilación para producir el aire limpio desde el exterior hasta la zona de trabajo y de ventiladores para impulsar el aire a través de los ductos. No es usual contar con ductos adicionales abiertos con el propósito de dotar de una mejor ventilación, estos deberán estar ubicados de tal manera que sean aprovechados eficientemente, tales como chimeneas. Es importante mencionar que toda excavación de más de 50m. de longitud requiere de un sistema de ventilación para poder realizar las labores sin ningún problema.

Para diseño del sistema de ventilación de un túnel se requieren por lo menos de dos ductos para llevar el aire no viciado desde la superficie, hasta el frente de trabajo, y otro para eliminar el aire contaminado desde el frente hacia el exterior. El túnel representa un ducto de salida del aire viciado, por lo tanto necesitamos incorporar un conducto adicional (el ducto de ventilación) que deberá seguir la alineación de la excavación y conectar al exterior lo más cerca posible al frente de trabajo. Dicho flujo creado de esta manera puede funcionar al revés es decir que el ventilador lejos de introducir aire limpio, extraiga aire viciado del túnel, circulando el aire viciado por el ducto de ventilación.

▪ **Cálculo de la Demanda de Aire en el Frente de Trabajo.**

El primer paso del diseño del sistema de ventilación del túnel lo constituye el cálculo de la demanda del caudal de aire en el frente de trabajo, siendo esta independiente de la longitud de excavación, pues depende únicamente de la cantidad de personas que trabajan en el frente, de la potencia de los equipos a emplearse si se tiene previsto utilizar maquinaria con motores diesel y de la cantidad de explosivo a utilizarse en el disparo. Dicho cálculo del caudal de aire se basa casi exclusivamente en la experiencia, por lo que se acostumbra a usar valores empíricos que permitan asegurar que la composición del aire adentro del túnel sea aceptable y permita desarrollar las labores sin representar peligro para los trabajadores.

Para ello el reglamento de Seguridad Minera y Bienestar (RBSM-73) artículo 277 nos dice que se impedirá cualquier acumulación de gases nocivos o la dilución exagerada de oxígeno, manteniéndose en todo caso las siguientes proporciones volumétricas.

| | |
|---------------------------|---------|
| Oxígeno (mínimo) | 19.5% |
| CO ₂ (máximo) | 0.5% |
| Metano (máximo) | 0.5% |
| CO (máximo) | 0.005% |
| H ₂ S (máximo) | 0.002% |
| Gases Nitrosos (máximo) | 0.0005% |
| SO ₂ (máximo) | 0.0005% |
| Aldehidos (máximo) | 0.0005% |
| Hidrógeno (máximo) | 0.5% |

Cualquier otro contaminante no denominado deberá mantenerse dentro de límites que no sean perjudiciales para la vida o salud de los trabajadores.

4.2.1 NECESIDADES DE PERSONAL

Según el Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera del Perú (RBSM-73) artículo 304 nos dice que la cantidad mínima de aire necesaria por hombre será de 3 m³ por minuto, cuando nos encontramos trabajando hasta los 1,500msnm, para otras altitudes se usará la siguiente tabla:

CUADRO XII.- INCREMENTO DE LA DEMANDA DE AIRE CON LA ALTURA

| ALTITUD (msnm) | INCREMENTO (%) |
|--------------------|----------------|
| De 1,500 a 3,000 m | 40% |
| De 3,000 a 4,000 m | 70% |
| Sobre los 4,000 m | 100% |

En nuestro caso, en el túnel de descarga se encontraban 03 perforistas, 03 ayudantes y un capataz, 02 operadores de Scoopt, 01 preparador de carga, haciendo un total de 11 personas el cual generan una demanda de 33 m³/min. Al encontrarse el túnel de descarga a 4,300msnm esta cantidad sufre un incremento del 100% (según la tabla anterior), entonces la demanda real es de 66 m³/min. Considerando el factor de simultaneidad.

El reglamento de Seguridad Federal Norteamericano especifica que en minas de carbón deberá proporcionarse un mínimo de 3000pies³/min. En cada frente de trabajo, debiendo tener el aire circulante un mínimo de 19.5% y no más de 0.5% de CO₂

4.2.2 NECESIDADES DE EQUIPOS

Según el reglamento de Bienestar y Seguridad Minera del Perú (RBSM – 73) artículo 305, La cantidad de aire circulante en el túnel no será menos de 3m³/minuto por cada HP desarrollado por los equipos diesel, aquí es también importante tomar en cuenta el factor de simultaneidad a fin de obtener valores más reales.

4.2.3 POR CONSUMO DE EXPLOSIVOS

Los explosivos al detonar generan gran cantidad de gases cuya presión se aprovecha para el rompimiento de las rocas, los explosivos han sido fabricados para no generar gases tóxicos, únicamente monóxido de carbono (CO) y óxido nitroso (NO), los cuales en ciertas proporciones afectan a los trabajadores, a continuación la tabla muestra los síntomas que genera de acuerdo a la proporción en el ambiente valores empíricos:

CUADRO XIII.- EFECTOS DE LA CONCENTRACIÓN DE GASES

| PORCENTAJE DE CO | SÍNTOMAS |
|------------------|--|
| 0.02 | No ocurre intoxicación aunque esté expuesto por mucho tiempo |
| 0.03 | Cantidad mínima para comenzar cualquier intoxicación |
| 0.05 | Desmayo después de 30 minutos a 2 horas de exposición. |
| 0.10 | Dificultades al caminar |
| 0.2 – 0.3 | Gran intoxicación |
| 0.8 – 1.5 | Muerte al cabo de 30 minutos a 1 hora |
| 2 - 3 | Muerte inmediata |

| PORCENTAJE DE NO | SINTOMAS |
|------------------|------------------------------------|
| 0.003 | No ocurre intoxicación |
| 0.01 – 0.02 | Soportable durante 20 a 60 minutos |
| 0.03 – 0.08 | Muerte inmediata |

La fórmula para calcular el caudal necesario por consumo de explosivos es:

$$Q = 100 (a) (A) / (0.008T) \text{ m}^3/\text{minuto}$$

Donde:

Q = Caudal de aire por consumo de explosivos en m³/minuto

a = formación de 0.04 m³ de productos tóxicos por la explosión de 1kg de explosivo

T = Tiempo de ventilación en minutos no más de 30 minutos excepto explosiones en masa.

A = Cantidad de Explosivo por disparo en kg.

4.2.4 LONGITUD DEL TÚNEL

Como se ha mencionado el cálculo de la demanda de aire en el frente de operaciones, es independiente de la longitud de excavación, la longitud del túnel juega un papel importante en la conducción del aire no viciado del

exterior al interior (si es que se extrae aire viciado por medio de los ductos) o de la conducción del aire viciado al exterior (si el aire no viciado es inyectado a través del ducto), el problema surge cuando existe pérdida de carga de aire, para evitar este fenómeno, es recomendable utilizar la ventilación del tipo impelente y no aspirante (los dos casos antes mencionados), cuya ventaja radica en que su término se controla por el tiempo fijado de ventilación, mientras las pérdidas de carga de aire aumenta la potencia del ventilador, esta sin embargo es favorable ya que la salida del aire en los empalmes del ducto, ayuda a diluir los gases conducidos por el túnel. El único inconveniente de este método es que el aire viciado circula por todo el túnel en su camino al exterior.

4.2.5 CÁLCULO DE VENTILACIÓN

La cantidad de aire necesario suministrar en el frente será la suma de las necesidades del personal, de los equipos y de los explosivos, debemos mencionar que el calculo del caudal de aire en las minas se hace de una manera mas rigurosa debido a que no solo se ejecuta un frente, en cambio en los túneles por su desarrollo longitudinal no implica una red de ductos de ventilación, como si en las minas.

Hay que tener en cuenta que la velocidad del aire en el túnel debe estar entre 20 y 250m/minuto. Una velocidad media de 60 – 80 m/minuto (entre 1.0 y 1.3 m/s) se considera recomendable.

4.2.6 ELECCIÓN DEL EQUIPO

Una vez que se conoce el caudal de aire que se requiere, es necesario escoger el ducto de ventilación a emplearse para conducir el aire hasta (o desde) el frente de trabajo.

El diámetro máximo del ducto de ventilación que se podrá instalar está limitado por el espacio libre disponible en la sección transversal del túnel, para lo cual será necesario conocer las dimensiones del equipo que circulará a través del mismo. Generalmente se recomienda dejar un espacio libre de no

menos de 40 cm entre la parte inferior del ducto y el extremo superior del equipo para evitar que algún objeto sobresaliente pueda dañar el ducto de ventilación una vez instalado.

Hay que tener en cuenta que cualquiera que sea el sistema de ventilación que se decida emplear (aspirante o impelente), el caudal de aire que circula a través del túnel será el mismo que fluirá a través del ducto. Si se decide emplear un sistema aspirante, el ducto de ventilación debe ser necesariamente rígido mientras que si se seleccionara un sistema impelente, podrá ser flexible.

Conocido el caudal de aire que se requiere en el frente y el diámetro del ducto a emplearse, se procede a seleccionar el ventilador que mejor se adecue a las condiciones de la obra.

Es importante mencionar que el aire que circula por el ducto de ventilación sufre pérdidas de carga por fricción (propias del material del que está hecho), y pérdidas de carga locales (por accesorios instalados). En tal sentido se podrá utilizar la ecuación de Bernoulli de continuidad usada en mecánica de fluidos.

$$Z_1\gamma + P_1 + V_1^2\gamma/2g = Z_2\gamma + P_2 + V_2^2\gamma/2g + \Delta h + \Delta h_l$$

Donde:

Z = Altura a partir del nivel de análisis.

P = Presión en el punto de análisis.

$V^2\gamma/2g$ = carga de la energía cinética del aire circulante

Δh = Pérdida de carga por fricción.

Δh_l = Pérdida de carga local.

$$\Delta h = \alpha LPV^2/S \text{ kg/m}^2$$

$\alpha = \beta\gamma/2g$ Coeficiente de resistencia aerodinámica

L = Longitud de la labor (m)

P = Perímetro de la labor (m)

S = Sección transversal de la labor (m²)

V = Velocidad de movimiento del aire (m/s)

β = Coeficiente de Rose.

γ = Peso específico standard del aire (usualmente = 1.2 kg/m³)

$$\Delta h_l = \xi V^2 \gamma / 2g$$

ξ = Coeficiente de resistencia local

Con los valores de caudal y presión se ubica en los ábacos el tipo de ventilador necesario, así como el sistema ya sea en serie o en paralelo, de acuerdo a la capacidad de los mismos.

Es muy posible que haya más de un ventilador capaz de satisfacer la demanda de aire calculada para el avance de un frente dado.

La selección del equipó más adecuado requiere del empleo de las curvas características, las mismas deben ser proporcionadas por el fabricante y que muestran la relación existente entre el caudal de aire y la presión que aplica el ventilador en condiciones normales, es decir operando a nivel del mar.

Cuanto mayor sea el caudal de aire que es necesario forzar por el ducto, mayor será la resistencia al paso del aire por efecto de la fricción contra las paredes de éste y la única fuente de energía disponible para vencer esta resistencia es la denominada presión estática que desarrolla el ventilador.

La resistencia aerodinámica de un ducto cualquiera se incrementa conforme aumenta su longitud, la rugosidad de sus paredes y el caudal de aire que circula a través de él y se reduce conforme aumenta su sección transversal, por lo que resulta importante que el diámetro del ducto sea el mayor posible.

Para determinar la presión estática que debe aplicar un ventilador, se requiere conocer la resistencia aerodinámica del ducto y ésta se obtiene generalmente de tablas o gráficos. Además de la presión estática que permite

al aire vencer la resistencia del sistema, el ventilador debe ser capaz de poner al aire en movimiento, lo que se logra a través de la aplicación de la llamada presión de velocidad.

Como se ha mencionado anteriormente al circular a través del ducto de ventilación, la energía proporcionada a éste por el ventilador sufre una serie de transformaciones y pérdidas, tales como las que ocurren al variar la sección transversal del conducto o al chocar el aire contra obstáculos o curvas. La suma de pérdidas de presión estática, de presión de velocidad (denominada también presión dinámica) y las pérdidas por choque (o pérdidas locales), dará como resultado la resistencia total del sistema. Como esta resistencia es también función del caudal de aire que circula a través del circuito, se podrá graficar la relación que existe entre el caudal de aire y la presión que es necesario aplicar para vencer la resistencia total, con la cual se obtiene la denominada curva característica del sistema.

Si se lleva sobre el mismo gráfico la curva característica del sistema y del ventilador, éstas se cortarán en un punto, el mismo que representa el punto de operación de ese ventilador cuando se le conecta a ese sistema.

Si fuera necesario incrementar el caudal de aire que circula a través de un ducto, se puede conectar dos o más ventiladores en serie. La adición de un segundo ventilador a la instalación no duplica el caudal de aire, pero sí lo incrementa con respecto al que insistía cuando había un solo ventilador, por efecto de la presión adicional que aplica la segunda máquina.

Para hallar la presión que aplica una instalación de ventiladores conectados en serie, bastará sumar las presiones que aplica cada uno de los ventiladores para cada caudal. Para instalaciones de este tipo se recomienda que los ventiladores que se conectan en serie tengan curvas características iguales, con el propósito de asegurar una operación estable del sistema de ventilación.

Otra forma de aumentar el volumen de aire que fluye a través de un conducto es conectando los ventiladores en paralelo, es decir instalando una

máquina al costado de otra, de tal forma que ambas tomen el aire de un mismo punto y lo descarguen al ducto.

4.3 SISTEMA DE ILUMINACIÓN DEL TÚNEL

La energía que se utiliza en los trabajos de excavación es de dos tipos: energía eléctrica y energía neumática.

Para generar la energía eléctrica debe instalarse un grupo electrógeno, que se ubicará en un lugar especialmente acondicionado llamado “caza de fuerza” del túnel, la cual debe de estar techada a fin que la lluvia y las ocasionales caídas de piedras (si lo hubiera), no malogren el equipo, debido a la vibración que se genera por el funcionamiento del grupo y para que tener adecuadas condiciones de mantenimiento al grupo electrógeno, este debe estar apoyado en una losa de concreto. La capacidad del grupo electrógeno estará en función del consumo de energía eléctrica, no sólo dentro del túnel, si no también en la zona de talleres. Para ello deberá de hacerse un estudio de demanda de energía eléctrica.

La energía generada por el grupo electrógeno brindará en el túnel y piques los siguientes beneficios.

- Iluminación a lo largo de la excavación.
- Permitirá el funcionamiento de equipos eléctricos como las bombas eléctricas, ventiladores, cargador de baterías para las locomotoras etc.

Por lo general la energía producida en el túnel es de 440 V., dado que los focos funcionan con 220V. es necesario instalar transformadores, los cuales cumplen doble función, ya que no sólo convierten la en energía a 220V. si no que también evitan la caída de tensión que se origina por longitudes largas. Por ello se recomienda colocar transformadores a cada 500 ó 600m. de excavación de modo que garantice una adecuada iluminación y un adecuado abastecimiento de energía.

Los transformadores colocados dentro del túnel irán en cavernas especialmente acondicionadas llamadas subestaciones, se recomienda colocar un transformador en la casa de fuerza.

La energía eléctrica ingresará al túnel por cables de alta tensión, que se extenderán a lo largo de la excavación partiendo del grupo y llegará a cada uno de los transformadores instalados. El cable de alta tensión irá en la bóveda derecha o izquierda de la sección.

En cuanto a la iluminación se tiende una línea trifásica alimentada en cada tramo que abarca la influencia de un ventilador, por lo general se colocan focos de 100 wats a cada 10m. o fluorescentes de 40 wats, además de utilizar pantallas alógenas de 500W., 1,000W. y 1,500W., como en el caso del túnel de descarga que se utilizaron para iluminar mejor las actividades en el frente de excavación.

CAPÍTULO V

MÉTODO DE LIMPIEZA Y EVACUACIÓN DE DESMONTE

Como se ha visto anteriormente el método de evacuación de limpieza y evacuación de desmonte se encuentra ligado estrechamente al método de excavación, y limitado por las dimensiones de la sección y por la longitud de la excavación, entonces las excavaciones del frente deben hacerse en forma cíclica a fin de optimizar las operaciones de la excavación. En resumen, las operaciones de excavación son:

- Marcación del Frente
- Instalación de Tubería
- Perforación
- Carga y Disparo
- Ventilación
- Desate Desquinche
- Limpieza

Es evidente que los tiempos de perforación y limpieza (son los que duran más) deben ser tal de habilitar lo más antes posible el frente para el inicio del nuevo

ciclo. Para lograr este objetivo se debe de seleccionar el equipo adecuado, generalmente los más comunes que se usan en el Perú son:

5.1 SCOOP

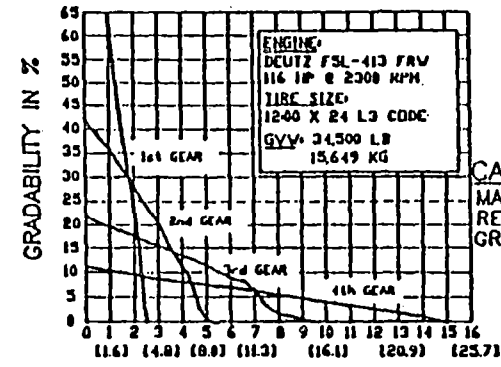
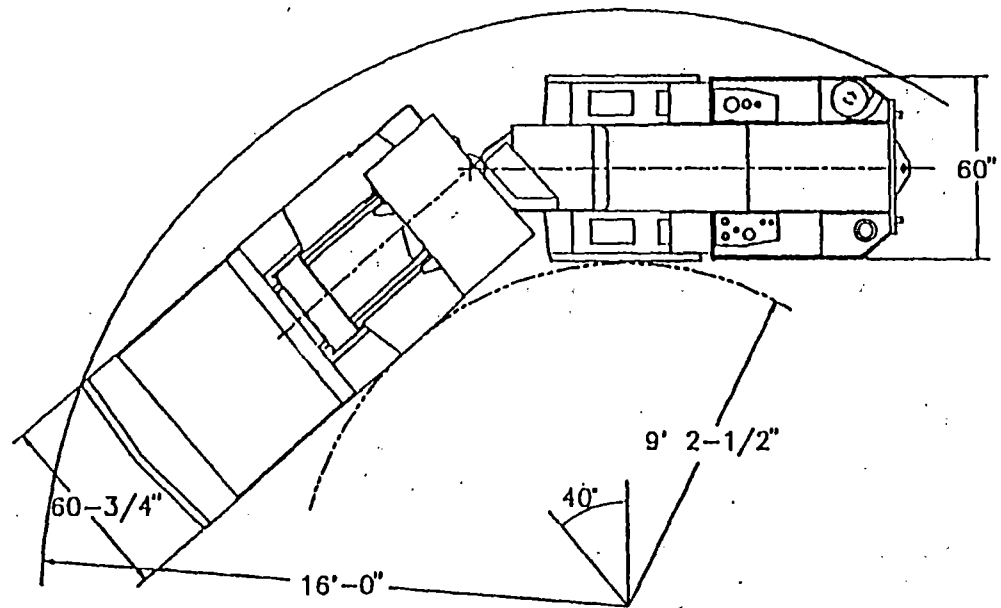
Es una máquina especialmente diseñada para trabajos subterráneos, con motores diesel de potencias que varían desde 215Hp a 225Hp, los hay también eléctricos, por su dimensión son adecuados para excavaciones de túneles de mediana a pequeña sección, presenta un cucharón en la parte delantera, con capacidad variable que va desde 2.1, 2.5, 3.0, 6.0 Yd³,etc.; tiene como característica fundamental su bajo perfil, siendo esta característica de suma importancia para la colocación de los ductos de ventilación sin que esto signifique impedimento en la normal circulación por el scoop en las labores subterráneas, o a lo largo del túnel; en tunelería se usa frecuentemente para la eliminación del desmote generado por la detonación, se recomienda usarlo para distancias de acarreo de hasta 400mt., por lo cual se puede usar bolsillos o cámaras de descarga para hacer más ágil la eliminación, (Ver figura N°15).

5.2 LOCOMOTORA

Es una máquina montada sobre rieles, que se usa en las labores subterráneas, preferentemente de gran longitud, usada para el acarreo de materiales y del desmote producido en las labores, existen locomotoras a batería, a motor diesel, y con línea trolley.

Usando Línea Trolley: Estas locomotoras pesan de 2 a 18 toneladas, con motores cuya potencia varía de 5Hp hasta 108Hp, desarrollan velocidades máximas de 8km/h a 24km/h (de acuerdo a los modelos), de dimensiones variables que van de 860mm. de ancho por 900mm. de altura, hasta 1760mm. x 1960 mm., se recomienda usarlas en situaciones tal que la ventilación de los frentes sea deficiente, ya que no generan gases tóxicos y en longitudes medianamente largas. Para ser alimentada de energía eléctrica es necesario un generador de energía (grupo electrógeno) y tender una línea de alimentación que

JCI 250M LHD



ENGINE:
DEUTZ FSL-413 FRV
116 HP @ 2300 RPM
TIRE SIZE:
12-00 X 24 L3 CODE
GVW: 34,500 LB
15,649 KG

CAUTION!
MAXIMUM
RECOMMENDED
GRADE IS 25%

SPEED IN MPH [KPH]

ADDITIONAL PERFORMANCE INFORMATION IS
CONTAINED IN SPECIFICATIONS BULLETIN

191

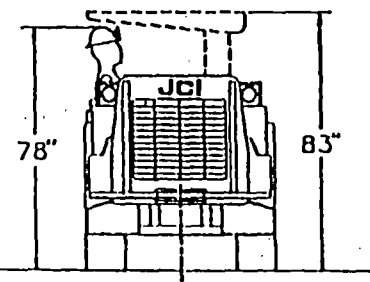
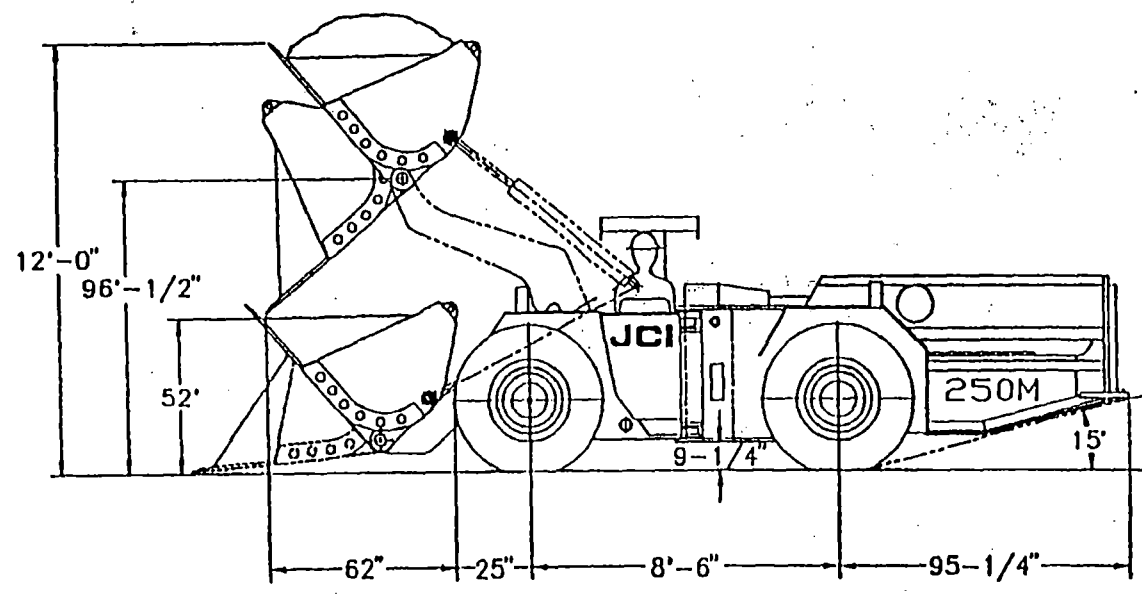


Figura N°15.- Características del Scooptram.

generalmente va ubicado en la bóveda y es paralelo al desarrollo del riel, sin que estorbe al ducto de ventilación, a las tuberías de agua y de aire ni a los cables de iluminación del túnel, esto a veces es inconveniente ya que puede originar sobreexcavaciones para tender esta línea la tabla muestra algunas características de esta máquina (Ver Figura N°16).

CUADRO XIII.A.- DATOS TÉCNICOS DE LOCOMOTORA USANDO LENEA TROLLEY

| Datos Técnicos | Mod. T2 | Mod. T6 | Mod. T9 | Mod. T18 |
|----------------|-----------|-------------|-------------|--------------|
| Peso | 2 Ton | 6 Ton | 9 Ton | 18 Ton |
| Motor | 4 kw/5 hp | 40 kw/54 hp | 40 kw/54 hp | 80 kw/108 hp |
| Veloc. Máxima | 8 km/h | 17 km/h | 24 km/h | 24 km/h |
| Ancho | 860 mm | 1230 mm | 1300 mm | 1760 mm |
| Altura | 900 mm | 1230 mm | 1330 mm | 1960 mm |

Locomotoras a Diesel: estas son las más usadas en las labores mineras, son más pesadas que las anteriores, la ventaja de esta locomotora es que no necesita de una línea de abastecimiento de energía, ya que trabaja con motor a combustión, por lo que la eliminación del desmonte es mas económica que la anterior, pero esta característica es también a veces inconveniente ya que genera gases que en ciertas proporciones son nocivos para los trabajadores, y es necesario llevar un control estricto del estado del motor y de los inyectores a fin de no producir demasiado monóxido de carbono, en el mercado existen de varios modelos, algunos de los cuales se mencionan a continuación (Ver Figura N°17).

CUADRO XIII.B.- DATOS TÉCNICOS DE LOCOMOTORA DIESEL

| Datos Técnicos | Mod. D2 | Mod. DHD 25 | Mod. DA2 | Mod. DHS 125 |
|----------------|--------------|---------------|-------------|--------------|
| Peso | 2 ton | 25 ton | 2 ton | 14 ton |
| Motor | 18 kw/ 24 hp | 136 kw/185 hp | 25 kw/35 hp | 92 kw/125 hp |
| Veloc. Máxima | 11 km/h | 28 km/h | 11 km/h | 16 km/h |
| Ancho | 970 mm | 1300-1420 mm | 970 mm | 1300 mm |
| Altura | 1320 mm | 1510/2000 mm | 1475 mm | 1735 mm |

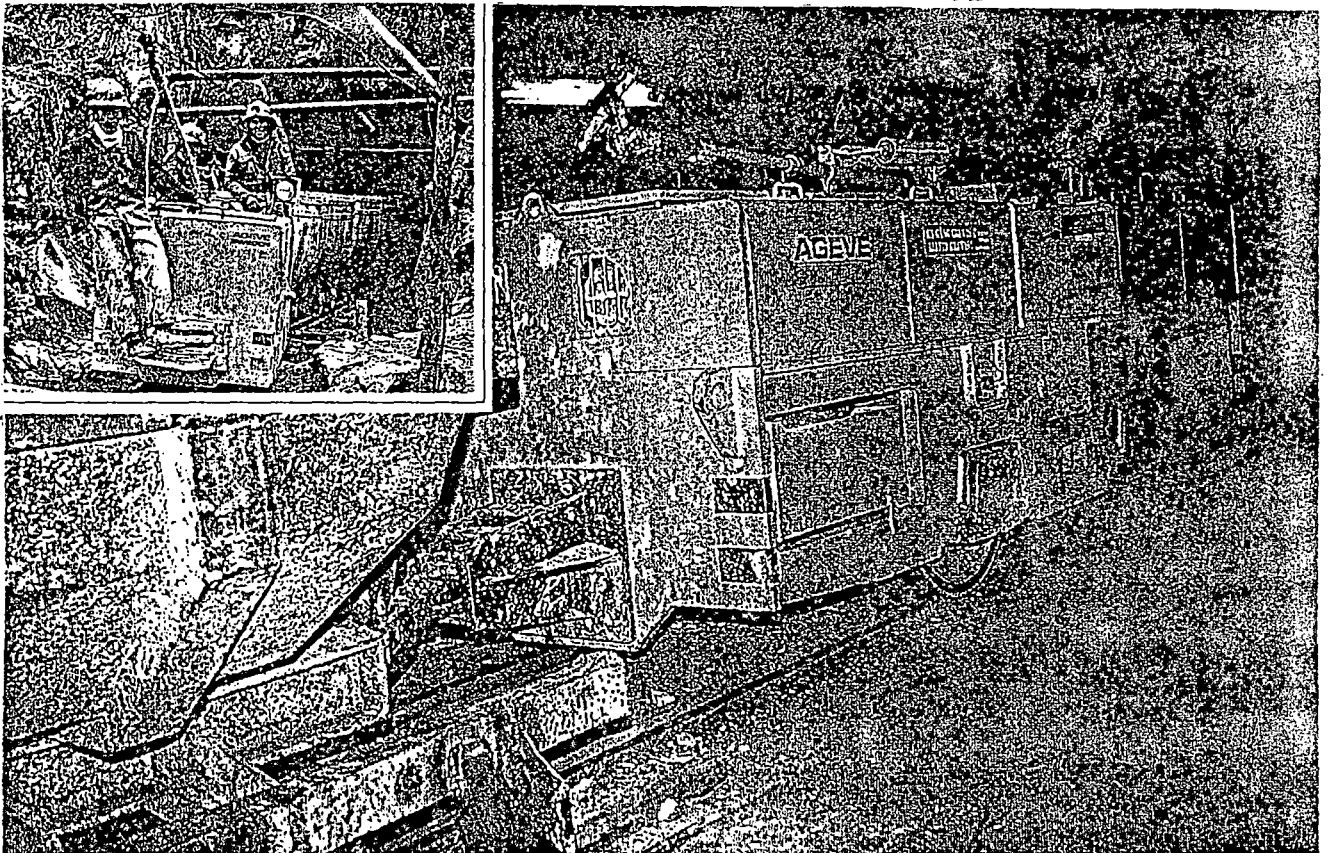


Figura N° 16.- Locomotora Trolley

DIESEL LOCOMOTIVES

Type D, DHD, DA, DHS

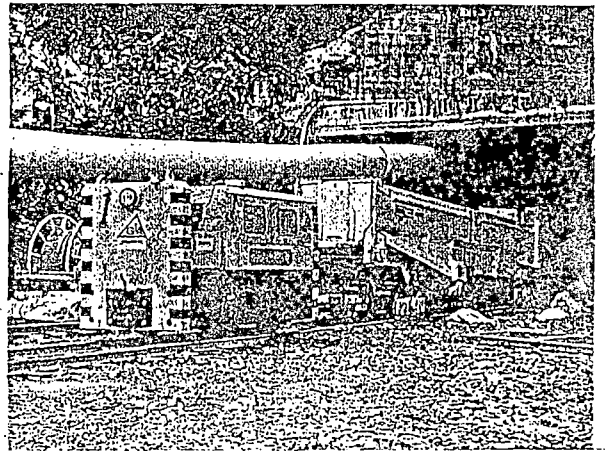
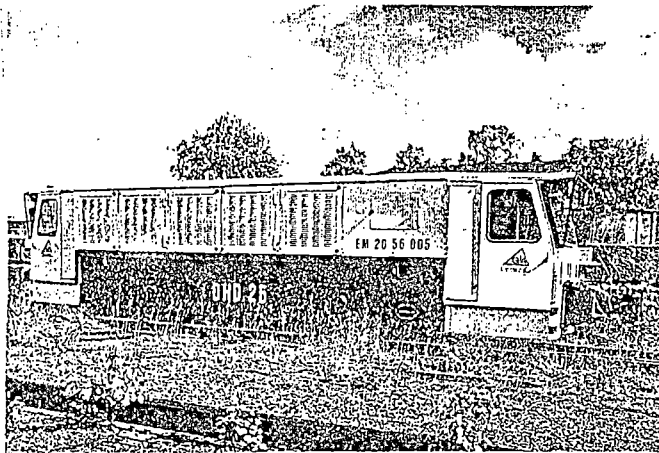


Figura N°17.- Locomotora Diesel.

Locomotoras a Batería: Estas son las menos pesadas, y tienen la ventaja de no generar monóxido de carbono, y no necesitan de una línea de abastecimiento de energía, por que usan baterías, su desventaja radica en que las baterías continuamente se deben de recargar (cada 10 horas), para lo cual se debe de contar con juegos de ellas, además para su funcionamiento se necesita un banco de baterías, por lo que hay que proveer de un cargador de batería dentro de las labores a fin de hacer más rápida la labor del traslado del banco de baterías, la tabla muestra algunas características de estas locomotoras (Ver Figura N°18).

CUADRO XIII.- DATOS TECNICOS DE LOCOMOTORAS A BATERIA

| Datos Técnicos | Mod. B2 | Mod. B14 | Mod. BS2 | Mod. BS14 |
|----------------|----------|------------|----------|------------|
| Peso | 2250kg | 14000kg | 2250kg | 14000kg |
| Motor | 4 kw/5hp | 60 kw/82hp | 4kw/5hp | 60 kw/82hp |
| Veloc. Máxima | 8km/h | 21km/h | 8km/h | 21km/h |
| Ancho | 860 mm | 1440 mm | 860 mm | 1440mm |
| Altura | 1130 mm | 1860 mm | 1130 mm | 2125mm |

5.3 SHUTLE TRAIN

Es un sistema de transporte del material producido por la detonación, que consta de varios vagones especiales arrastrados por una locomotora, el fondo de la caja de los vagones está constituido por una transportador de cadena que permite transferir el material cargado de un vagón al siguiente vagón situado detrás, es así que los transportadores de cadena constituyen una sola unidad larga similar a un tren.

Cada vagón tiene una capacidad de 15yd³ (11.5m³).

Existen diversos modelos de Shuttle Train:

- **Shuttle train tipo B:** Recomendado para distancias de acarreo relativamente cortas, el tren lanzadera funciona en combinación con una cargadora situada en el frente de avance; esta cargadora (Haggloader), descarga el material sobre el extremo delantero del primer vagón lanzadera. Cuando este vagón está totalmente cargado, para la cargadora mientras se transfiere la carga de

BATTERY LOCOMOTIVES

Type B, BS

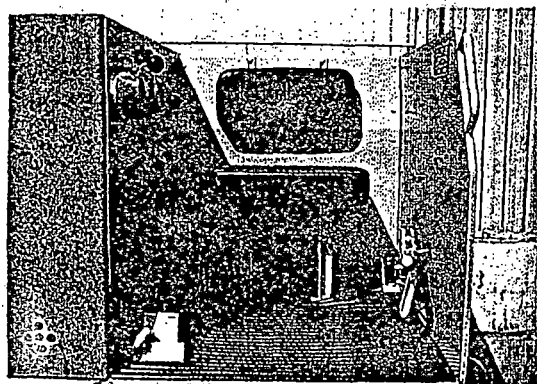
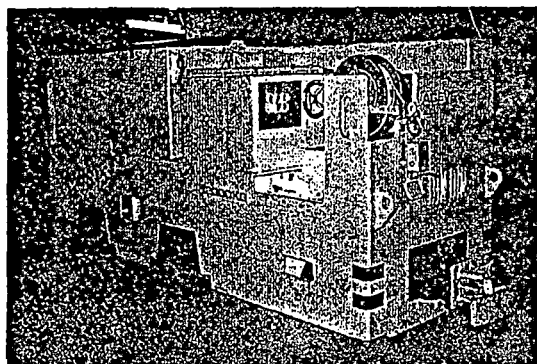


Figura N°18.- Locomotora a Batería.

este vagón al siguiente, una vez llenado este, la cargadora reanuda su trabajo, el vagón cargado es remolcado para su descarga, mientras el primer vagón sigue en su sitio, de esta manera la cargadora continua su labor mientras sucede el transporte del material.

- **Shuttle Train tipo C:** Se recomienda usarlos en túnel de longitudes largas, previsto para la carga y transporte continuas de todo el material producido por una voladura.

A diferencia del anterior, este tren consta de mas vagones lo que asegura la eliminación del material de una voladura, la diferencia mas notable entre ambos vagones es que el tipo C carece de paredes laterales traseras, lo que hace más flexible el tren en las curvas, la carga es retenida por unas puertas instaladas en el extremo delantero de cada vagón, en los trenes tipo C el vagón más próximo al frente de avance, es decir el que marcha al último cuando el tren se aleja, conserva las paredes laterales traseras y tiene una portezuela abatible que evita el derrame de la carga (Ver Figura N°19 y N°20).

SHUTTLE TRAIN

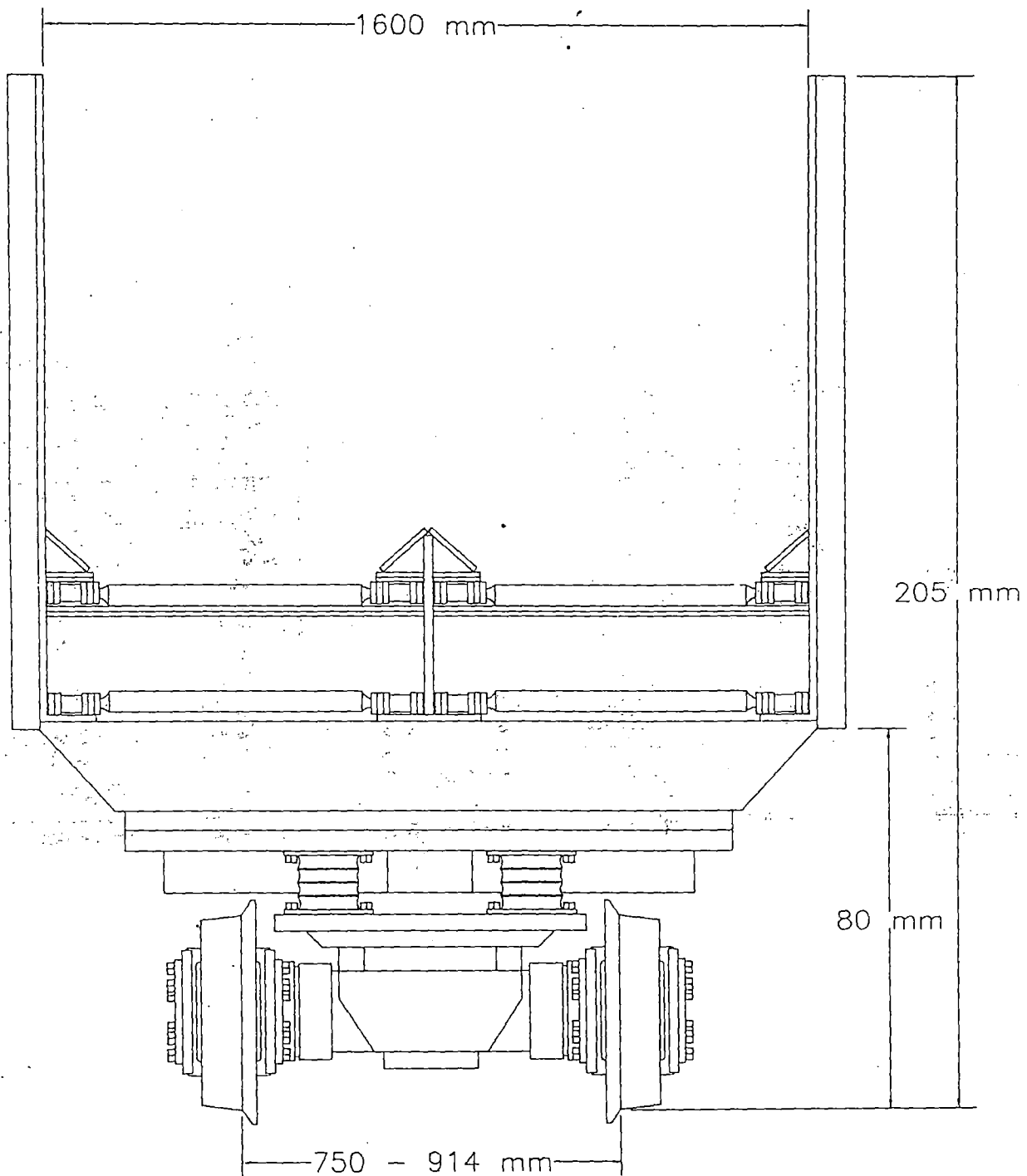
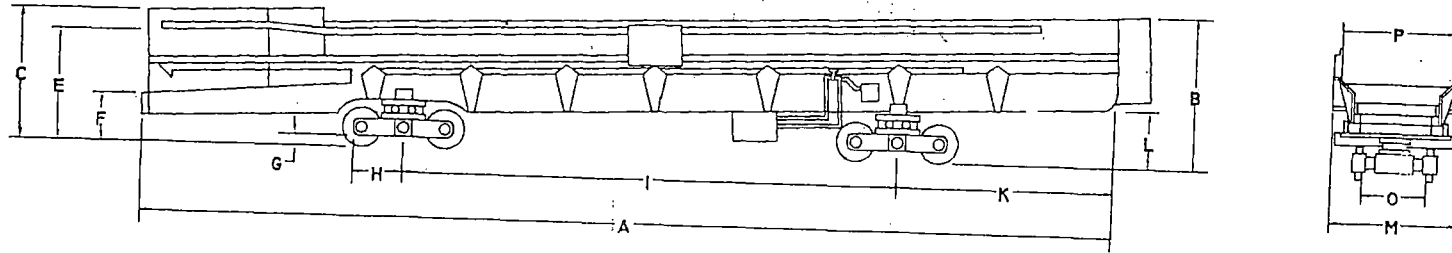


Figura N°19.- Shuttle Train.

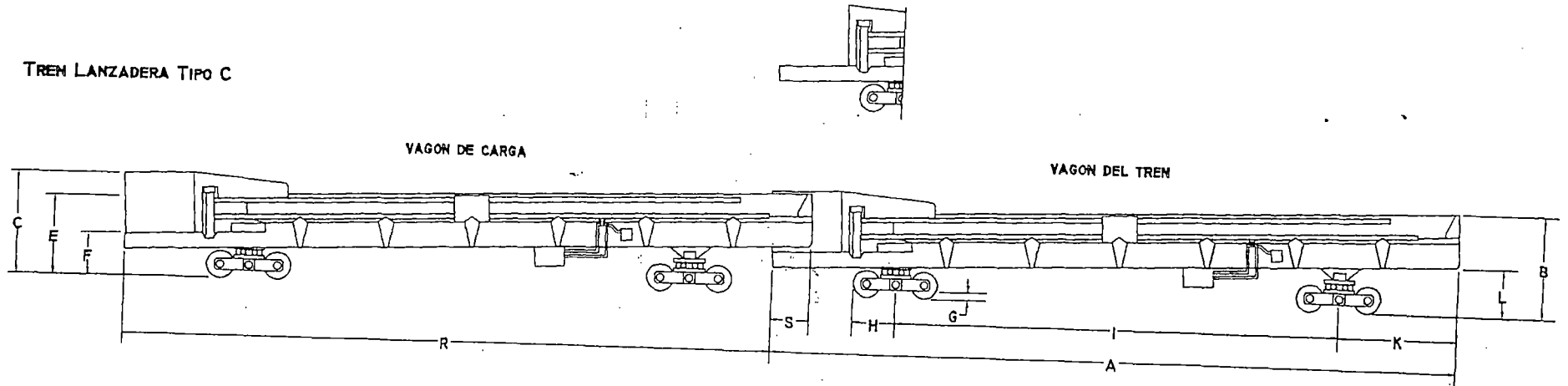
TREN LANZADERA

TREN LANZADERA TIPO B



199

TREN LANZADERA TIPO C



CALCULO DE LA LONGITUD DE UN TREN C: NUMERO DE VAGONES = $R + S$

Figura N°20.- Shuttle Train.

CAPÍTULO VI

SOSTENIMIENTO DE TÚNELES

6.1 CIMBRAS

En un contexto general diseñar las labores o excavaciones subterráneas equivale a definir el tipo de fortificación necesaria para sostener tales excavaciones, el rango de las distintas alternativas de sostenimiento subterráneo pueden ir desde la prescindencia de fortificación, como el caso de labores temporales desarrolladas en rocas competentes que se autoportan, hasta grandes excavaciones que requieran concreto armado. Dentro de estos extremos se encuentra la gama de opciones de entibamiento.

Uno de los primeros criterios considerados en el diseño de fortificación está referido a la duración o vida útil de la labor, la mayoría de los desarrollos mineros son esencialmente temporales y tienen una existencia finita, lo contrario sucede con las excavaciones con fines hidráulicos, etc.

La fortificación con arcos de acero ha tenido durante el presente siglo una aplicación creciente en tunelería y en general en la minería. La longitud de las excavaciones, y el incremento del empuje de la roca han exigido el empleo de técnicas de entibación que soporten grandes esfuerzos, pero que a la vez, sean fáciles de transportar, montar y eventualmente desarmar.

El arco de acero cumple adecuadamente con estos requisitos, posibilitando su utilización en una variedad de aplicaciones mineras. Ayuda a esta versificación la

amplia gama de formas, tamaños, perfiles, secciones y calidades que los fabricantes ponen a disposición de los usuarios.

a) Características e Importancia del Acero:

El acero es un material homogéneo, manufacturado metalúrgicamente, libre de efectos naturales. Tiene un módulo de elasticidad (módulo de Young de 2.00 a 2.1×10^6) muy superior al de los materiales estructurales, lo que le da ventajas ante sollicitaciones por detonaciones, pandeo, etc.

Es uno de los elementos que mejor resiste, habitualmente agresivo al ambiente minero, especialmente los relacionados a temperatura, humedad, gases, agua, etc.

b) Estructura Química

Químicamente el acero es una aleación de hierro y carbono. Existen algunos materiales como el fósforo ($0.01 - 0.08\%$) y el azufre ($0.01 - 0.06\%$) que se presentan como impurezas. Otros materiales pueden ser incorporados, en porcentajes variables, para formar aleaciones especiales que cumplan determinadas propiedades. En este caso se encuentran el manganeso, silicio, níquel, cromo y molibdeno.

c) Características Mecánicas:

- **Relación Esfuerzo – Deformación:**

En la curva esfuerzo deformación, el módulo de Young se toma igual a $2.1 \times 10^6 \text{ kg/cm}^2$, el comportamiento lineal continúa hasta el punto 0.2% de deformación. Después de este punto tiene lugar un espacio de fluencia con deformaciones constantes; la falla sucede después que se ha alcanzado estos límites.

En la tabla se indica la resistencia mecánica de diversos aceros, según especificaciones DIN 21544:

| Denomin. | %C | %Mn | Resist. a la deformac.P lástica (kg/mm ²) | Resist. promedio a la tensión (kg/mm ²) | Elongación Promedio (%) | Dureza (kg/cm ²) |
|----------|------|------|---|---|-------------------------|------------------------------|
| St.37 | 0.12 | 0.30 | 27 | 40 | 32 | 1.0 |
| St.42 | 0.12 | 0.40 | 29 | 46 | 30 | 1.0 |
| St.50 | 0.30 | 0.50 | 33 | 55 | 27 | 1.0 |
| St.52 | 0.18 | 1.10 | U38 | 55 | 25 | 6.0 |
| | | | V58 | 70 | 22 | 10.0 |
| St.54 | 0.35 | 0.55 | 34 | 60 | 25 | 1.3 |
| St.60 | 0.40 | 0.50 | 35 | 65 | 22 | 1.0 |
| St.70 | 0.40 | 0.75 | 45 | 75 | 15 | 0.9 |

- **Tipos de Fallas en el Acero:**

El acero se fractura tanto por la tendencia a la ductilidad como a la fragilidad. En el caso de la ductilidad, la deformación de ruptura es de 100 a 200 veces la deformación de flujo (punto de fluencia). El material alcanza la deformación plástica.

Por lo general esto sucede en aceros con bajo contenido de carbono y es una característica conveniente para el diseño.

La falla por fragilidad se presenta en aceros con alto contenido de carbono, aquí la deformación es bastante pequeña y las superficies de ruptura se presentan rugosas.

- **Dureza:**

La dureza es una propiedad relativa y se mide según la resistencia a la penetración. De acuerdo con la ciencia de los materiales, la dureza "Brinell" se define como el área de penetración (mm²) de una bola esférica sometida a una fuerza o presión conocida. Puede estimarse según la fórmula empírica:

$$\sigma_K = 0.34HB$$

Donde:

HB : Número Brinell

σ_K : Resistencia a la ruptura por presión, en kg/mm²

d) Características de los Elementos Estructurales

• Perfil del Material

Dos son los tipos de perfil más usados en la minería y en túneles, el perfil GI (Ver Figura N°21), asociado a la fortificación sin cedencia (rígida) y el perfil TH, asociado a la fortificación deslizante.

El uso de perfiles tiene ciertas limitaciones, por las dificultades de transporte y manejo. Es poco común encontrar aplicaciones que sobrepasen los 44 kilos/metro de perfil. El Cuadro XIV muestra las características Técnicas de las Vigas I.

6.1.1 TIPOS DE FORTIFICACIÓN

Existen dos tipos principales de entibación con marcos de acero:

- Fortificación Rígida (no cedente)
- Fortificación Cedente o Deslizante

a) Fortificación Rígida:

El objetivo de la entibación rígida es restablecer el equilibrio de esfuerzos roto por la excavación, sin que las presiones deformen el perfil de los elementos soportantes, y es por esto, que no es recomendable en terrenos sobrepresionados donde los esfuerzos puedan colapsar los segmentos del arco.

b) Fortificación Cedente o Deslizante:

Este tipo de entibación tiene la característica de ceder cuando la presión del terreno sobrepasa un cierto valor, evitando la destrucción del perfil.

La cedencia se produce por el deslizamiento de los perfiles acanalados, los que se encuentran sujetos por abrazaderas de forma de "U", esta particularidad de ceder que la hace muy atractiva para muchas aplicaciones mineras, se debe al especial diseño de su perfil, denominado TH en honor de sus inventores, Heinrich Toussaint y Egmont Heintzmann.

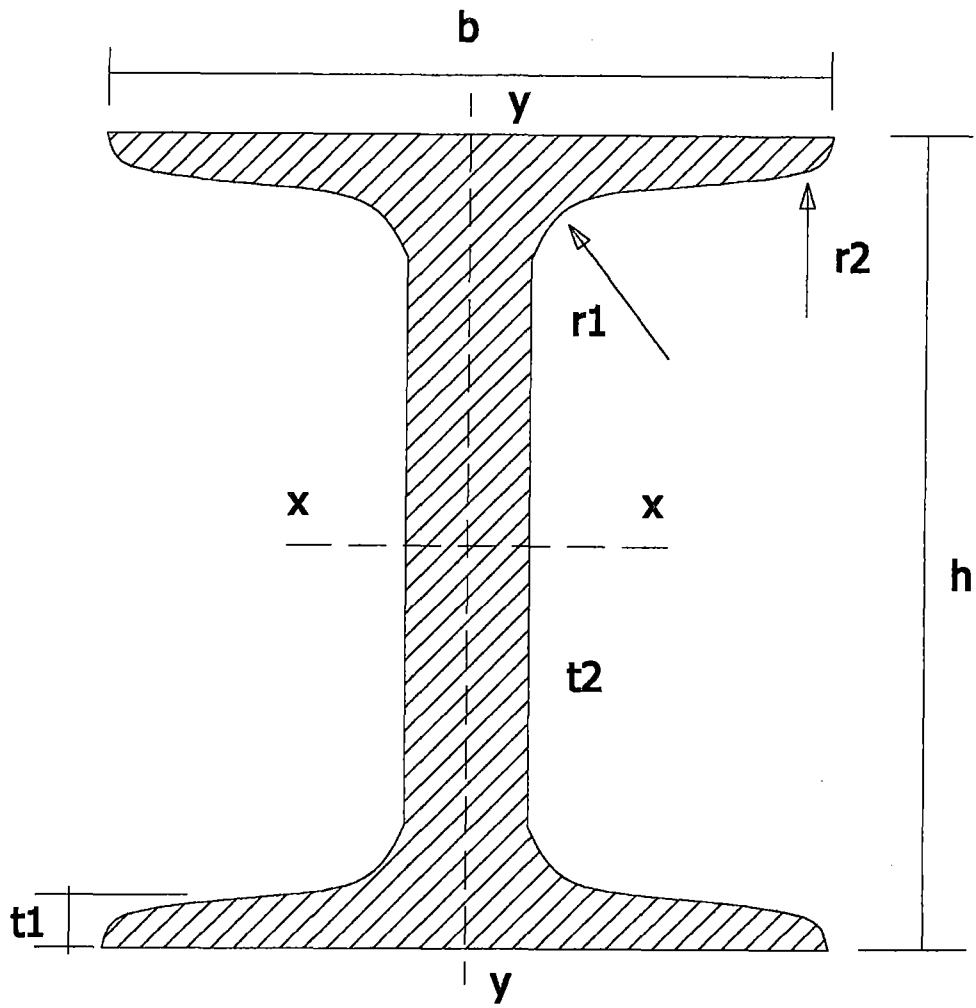


Figura N°21.- Sección del Perfil de Acero Tipo GI

CUADRO XIV.- CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LAS VIGAS I DE DIN 21541

| Símbolo | h | b | t1 | t2 | r1 | r2 | Incl. | Sección F(cm ²) | Peso Unitario (kg/m) | Ix (Cm ⁴) | Wx (Cm ³) | Ix (Cm) | Iy (Cm ⁴) | Wy (Cm ³) | Iy (Cm) |
|---------|-----|-----|----|------|----|----|-------|--------------------------------|----------------------------|--------------------------|--------------------------|------------|--------------------------|--------------------------|------------|
| GI 70 | 70 | 68 | 7 | 9,5 | 10 | 3 | 30 | 16,2 | 13 | 122 | 34,7 | 2,74 | 36 | 10,6 | 1,49 |
| GI 90 | 90 | 76 | 8 | 11,5 | 12 | 4 | 30 | 22,5 | 17,7 | 281 | 62,5 | 3,53 | 62,6 | 16,5 | 1,67 |
| GI 100 | 100 | 80 | 9 | 12,5 | 13 | 4 | 30 | 26,4 | 20,7 | 403 | 80,7 | 3,91 | 80,5 | 20,1 | 1,75 |
| GI 110 | 110 | 84 | 10 | 14 | 14 | 5 | 33 | 31,1 | 24,5 | 570 | 103 | 4,28 | 103 | 24,5 | 1,82 |
| GI 120 | 120 | 92 | 11 | 15,5 | 15 | 6 | 33 | 37,6 | 29,5 | 816 | 136 | 4,66 | 150 | 32,6 | 2 |
| GI 130 | 130 | 100 | 12 | 17 | 16 | 7 | 33 | 44,6 | 35 | 1130 | 175 | 5,05 | 211 | 42,3 | 2,18 |
| GI 140 | 140 | 110 | 12 | 19 | 17 | 8 | 33 | 53 | 41,6 | 1586 | 227 | 5,47 | 315 | 57,3 | 2,44 |

6.1.2 DISEÑO DE ARCOS RIGIDOS

La figura muestra un modelo estático de un arco rígido idealizado. El análisis estático proporciona las siguientes relaciones:

$$A_y = 10 B_y = \frac{(0.785h^3 + 0.666r)q_t r^3}{0.666h^3 + \pi r h^2 + 4h^2 r^2 + 1.57r^3}$$

$$M = 0.5q_t r^2 \sin^2 \alpha - A_y (h^2 + r \sin \alpha) \quad \text{para } 0 \leq \alpha \leq \pi \dots (1)$$

$$M = -A_y x \quad \text{para } 0 \leq x \leq h^2$$

$$N = -q_t r \cos^2 \alpha - A_y \sin \alpha$$

Donde:

$A_y = B_y$, reacciones de los lados, en toneladas

h^2 = Distancia vertical del arco, en metros.

r = Radio del arco, en metros.

α = Angulo respecto de la horizontal, en grados.

q_t = Carga uniforme del techo, en toneladas por metro.

M = Momento en toneladas metro

N = Fuerza normal al perfil, en toneladas.

Para diseñar un arco rígido se debe conocer el momento máximo. Al derivar la ecuación (1) con respecto a α e igual a cero, se tiene que:

$$\alpha = \pi/2 \quad \text{y} \quad \alpha = \sin^{-1} A_y / q_t r$$

De donde se tiene que los mayores valores son:

$$M_{\max} = -A_y (h^2 + 0.5 A_y / q_t)$$

$$N = -q_t r$$

Para el diseñar el perfil del arco se debe calcular su sección transversal, según las ecuaciones anteriores.

El esfuerzo se determina de la siguiente manera:

$$|\sigma| = \frac{\text{Carga Normal}}{\text{área perfil}} + \frac{\text{Momento Máximo}}{\text{Módulo de sección}}$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{F} + \frac{A_v(h^2 + 0.5A_v/q_t)}{W} \leq \sigma_{sf}$$

Donde:

$|\sigma|$ = Valor absoluto del esfuerzo en Toneladas / m²

F = área de la sección del perfil, en m²

W = Módulo de sección del perfil, en m³

σ = Esfuerzo permisible del acero para entibación de mina,
= 1.400kg/cm² 0 14.000ton/cm²

En esta ecuación la sección transversal y el módulo de sección aparecen como dos incógnitas, luego la solución para un diseño conveniente demanda la aplicación de un método por tanteo. Sin embargo las especificaciones DIN proporcionan las siguientes relaciones:

$$F = 0.149W + 9.780$$

$$|\sigma| = \frac{q_t r}{0.149W + 9.780} + \frac{A_v(h^2 + 0.5A_v/q_t)}{W} \leq \sigma_{sf}$$

La ecuación es de segundo grado con respecto a W ; se deberá entonces considerar su raíz positiva.

Una vez determinado W , el perfil más aproximado se obtiene de la tabla de perfiles de DIN

Si bien los campos de aplicación de arcos rígidos y cedentes no necesariamente coinciden, es interesante señalar las ventajas técnicas y operacionales de cada tipo de entibación.

A profundidades pequeñas donde los esfuerzos sobre la fortificación no son importantes es más común el empleo de entibación rígida. A profundidades mayores, en cambio, es más utilizada la fortificación cedente.

Se ha mencionado anteriormente la gran diversidad de formas, tamaños, pesos, etc. Que los fabricantes de arcos ponen a disposición de los usuarios.

Lo más común es el arco de 3 piezas o segmentos: una corona y dos patas o puntales. Sin embargo, en aplicaciones profundas donde el peso del perfil aumenta considerablemente, este puede conformarse con 4 ó 5 segmentos. Igual condición se da en los arcos utilizados en túneles civiles por la gran sección requerida.

El rango de construcción puede ir de secciones útiles menores a 3m^2 hasta 140 ó más m^2 .

Como referencia aconsejable se puede mencionar lo siguiente:

- En terrenos con fuertes presiones laterales y piso blando es aconsejable el uso de arcos con patas o segmentos de apoyo divergentes.
- Usar segmentos de apoyo ojivados en caso de presiones laterales importantes.
- En pisos con problemas de hinchamiento es mejor el empleo de patas rectas.
- En terrenos donde el empuje predominante proviene del techo, es conveniente utilizar el segmento corona con un menor radio de curvatura.

- En terrenos con presiones multilaterales, es recomendable utilizar un anillo circular cerrado.
- Solución similar es conveniente cuando las direcciones de empuje no pueden establecerse previamente.
- Formas asimétricas para mantos inclinados y cargas descentradas.

6.2 PERNOS

El sostenimiento tradicional está formado por sistemas cuya función es oponerse a la deformación del macizo rocoso. Como tal actúa pasivamente y sólo controla el descenso de bloques desunidos. Este, además de estar mal adaptado a las deformaciones, complica en alto grado la mecanización en la instalación de piezas, gravitando en alto costo por mano de obra involucrada.

La ingeniería ha buscado por largo tiempo un sistema más económico y mejor adaptado a las fuerzas imperantes del sistema rocoso en comparación del método tradicional “pasivo” o “soportante”.

Es así que el sostenimiento “activo” o “dinámico” mediante apernado ha dado la respuesta a esos requerimientos. Los pernos se unen al terreno, los refuerzos y se oponen a su desunión.

Así, el principal objetivo en el diseño de sistemas de apernado es ayudar al cuerpo rocoso para que se autososte. El perno, en esta instancia, forma parte en este mismo entorno, reforzando la resistencia inherente de la roca. Al contrario, los sistemas pasivos restringen su movimiento extremadamente.

El rango de aplicación del apernado se ha ampliado debido a los avances de la mecánica de rocas e incremento del uso de refuerzos en excavaciones subterráneas, como una alternativa a las formas tradicionales de fortificación. Además el desarrollo de nuevos conceptos de pernos ha contribuido a masificar su uso. Hay un número importante que aconsejan el uso de apernado, a saber:

- Versatilidad, puede ser usado bajo cualquier geometría de galería.
- Relativamente barato.

- La instalación puede ser mecanizada.
- Simple transportar se instalar.
- Insensible a los efectos de proyección de tronaduras.

Después de la tronadura, la pronta instalación del apernado es vital bajo la visión de mecánica de rocas. Usando el apernado, la densidad de refuerzo (espacio entre pernos y su longitud) puede ser modificada. Esto es particularmente para condiciones locales de la roca.

Ventaja adicional es que el apernado puede ser fácilmente combinado con otros sistemas de soporte tales como malla de acero o Shotcrete.

Una pauta importante que debe en lo posible seguirse en la instalación de apernado en la siguiente:

Antes de la Excavación.

- Investigación del terreno: Elegir el sistema de apernado.
- Requerimientos de excavación: Diseño inicial.
- Historial de los sucesos.: Elección de sistemas de monitoreo.

Durante la Excavación.

- Investigación detallada en terreno.
- Instalación del sistema de apernado
- Revisión de la experiencia.
- Analizar el diseño.
- Instalación del sistema de monitoreo.

Después de la excavación.

- Monitorización de largo plazo.

6.2.1 REVISIÓN DE LOS SISTEMAS DE APERNADO.

Varios sistemas de apernado están aplicándose en este momento en la ingeniería, mostrando entre ellos diferencias marginales de diseño y son simplemente variedades del mismo concepto. Bajo esquema simplificado pueden agruparse en tipos o clases:

- Pernos de anclaje mecánico.
- Pernos de anclaje cementado
- Pernos de anclaje con resina.
- Cables con acero cementados
- Pernos de fricción.

a) Pernos de Anclaje Mecánico.

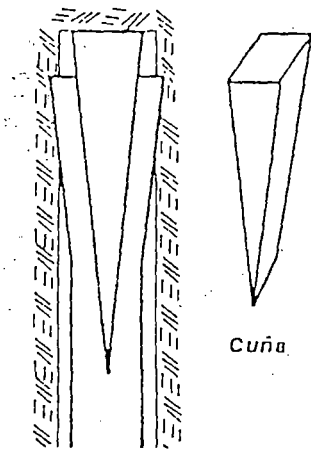
Este perno tiene la característica de fijarse sólo del barreno. Está unido a la roca en un solo punto o área limitada a un collar de contacto. Bajo esta división se dividen en:

- Dispositivo de expansión con ranura y cuña (Ver Figura N°22)
- Dispositivo de expansión de cono y envolvente. (Ver Figura N°22)

La expansión de una envolvente de fierro se produce por la rotación del perno y la inclusión del cono. La envolvente se aprieta fuertemente contra la pared de la perforación.

Con pocas excepciones el perno de anclaje mecánico está diseñado para rocas de dureza media o alta. Para rocas de dureza muy alta no resulta recomendable ya que esta propiedad evitará la expansión y agarre de la envolvente en la caja del barreno, facilitando el escurrimiento bajo carga, tienen un esfuerzo a la fluencia de 14 Ton., con diámetros de barras de 16mm., se deberá perforar el taladro con diámetros de barreno (recomendados) de 35 a 38mm., las longitudes del perno podrán ser diversas. .

PERNO EXPANSION POR RANURA Y CUÑA



PERNO EXPANSION DE CONO Y ENVOLVENTE

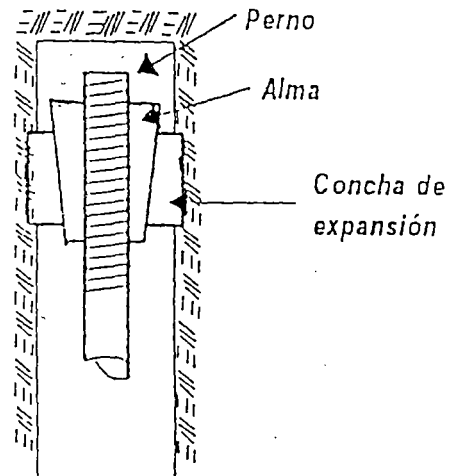


Figura N°22.- Pernos de Expansión.

Ventajas y Desventajas del Perno Mecánico

- **Ventajas:**

- Relativamente económico
- Entrega inmediata sujeción después de instalado.

- **Desventajas:**

- Su acción en el tiempo puede verse alterada por la corrosión del metal.
- Uso limitado; recomendable solo para rocas de dureza mediana y alta.
- Difícil de instalar.
- Debe ser monitoreado después de su instalación.
- Pierde capacidad debido a tronaduras cercanas o cuando la roca se fractura alrededor de la zona de expansión.

b) Pernos Cementados.

Los pernos cementados han sido usados en los pasados 40 años en minería y obras civiles. El tipo más comúnmente usado es el perno de barra de fierro o acero tratado. Se utiliza cemento o resina como adherente (Ver Figura N°23).

La resina resulta conveniente para ser usada en pernos sometidos a altas tensiones desde momentos tempranos y se prestan para pretensado. Esto no descarta su uso en pernos sin tensión previa.

En cualquiera de sus variedades es recomendable para soporte temporal o permanente bajo variadas condiciones de rocas. El perno de acero tratado se utiliza predominantemente en aplicaciones de ingeniería civil en instalaciones permanentes, hace pocos años se anticipó que la resina podría en general reemplazar el uso del cemento como agente adherente, sin embargo, por una serie de razones, principalmente de costos, esto no ha ocurrido; pero para nuestro caso, en la excavación del Túnel de Descarga se ha usado en el sostenimiento pernos de 1.80m. con

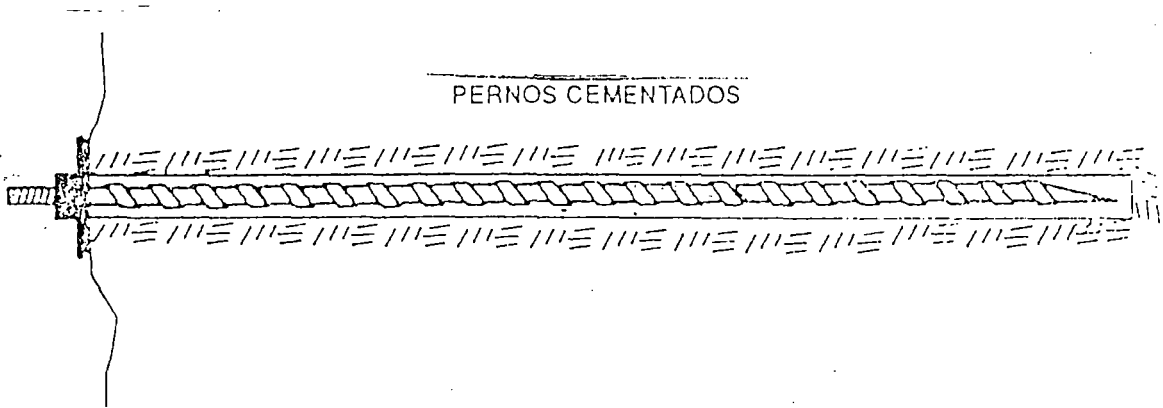


Figura N°23.- Pernos Cementados.

resina por considerar que, operativamente hablando, su instalación es mucho mas rápida; tiene un esfuerzo a la fluencia de 12 Ton., diámetros de barra de 20mm., diámetro recomendado de barreno de 35 +- 5mm., y de longitudes diversas.

Ventajas:

- Rápida acción después de ser instalado. Si una resina de rápido fraguado se usa como adherente, el perno puede ser prontamente tensionado.

Desventajas:

- Dificultad en los Cartuchos de Resina en ambientes que puedan afectar su uso. En determinado caso su manipulación representa un riesgo.

c) Cable de Acero Cementados

Este sistema ha sido utilizado en refuerzos de estructuras rocosas de obras civiles en los pasados 20 ó 30 años. Comenzando a ser introducidos en la minería hace 15 a 20 años, teniendo un notable desarrollo en sistemas sin pretensión.

Hay varios hechos en el uso del cable flexible respecto de la barra de acero o acero tratado que lo hacen particular. Por ejemplo la variación del largo del barreno no afecta por cuanto el cable puede ser instalado en cualquier longitud y en galerías estrechas. Tiene una alta capacidad de soporte de carga, un costo mas reducido y por ultimo se presta notablemente para la mecanización. El cable normalmente usado corresponde al del tipo 15.2mm. x 7 torones, tiene un esfuerzo a la fluencia de 50 Ton., con diámetro de cable de 28mm., de longitud diversa y diámetro recomendado de barreno de 35mm. y superior, (Ver Figura N°24).

CABLES DE ACERO CEMENTADOS

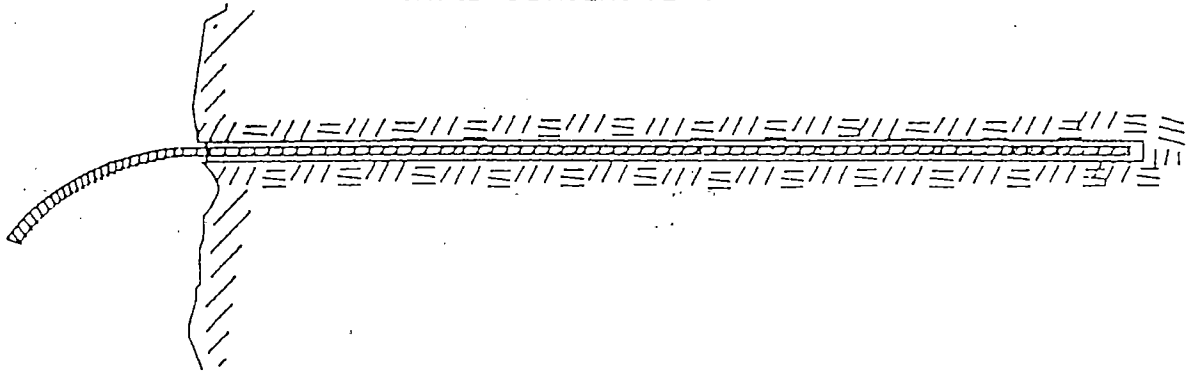


Figura N°24.- Cables de Acero Cementados.

Ventajas:

- Costo reducido.
- Correctamente instalado, es un competente y durable sistema de refuerzo.
- Puede ser instalado en cualquier largo en áreas estrechas.
- Entrega una alta capacidad de carga en cualquier tipo de roca.
- Alta capacidad a la corrosión.

Desventajas:

- Una pretensión del cable solo puede ser posible con una instalación especial.
- El uso del cemento requiere de varios días de fraguado, antes que el cable pueda tomar carga.

d) Pernos de Fricción

Los pernos de ancla de fricción representan el más reciente desarrollo en la técnica del apernado. Los más conocidos son:

- Split Set (Ver Figura N°25)
- Swellex (Ver Figura N°25)

Para ambos sistemas, la resistencia a la fricción para el deslizamiento ocurre entre la roca y el acero en Swellex sumado a la acción mecánica del bloque una fuerza, que es generada por la fuerza axial entre la superficie del barreno y perno. En instalaciones transitorias la presencia de humedad no será conveniente, pero debe descartarse para uso permanente bajo estas condiciones.

Aunque los dos sistemas están descritos bajo un mismo denominador, estrictamente hablando solo el Split Set es realmente de fricción. En el caso del Swellex, combina la fuerza de fricción sumada al mecanismo de

FIGURA N° 6.5
PERNO SPLIT SET

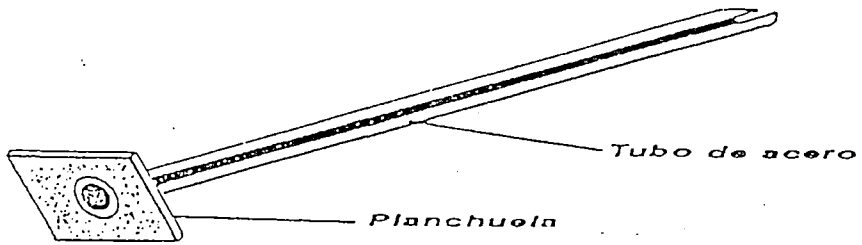


FIGURA N° 6.6
PERNO SWELLEX

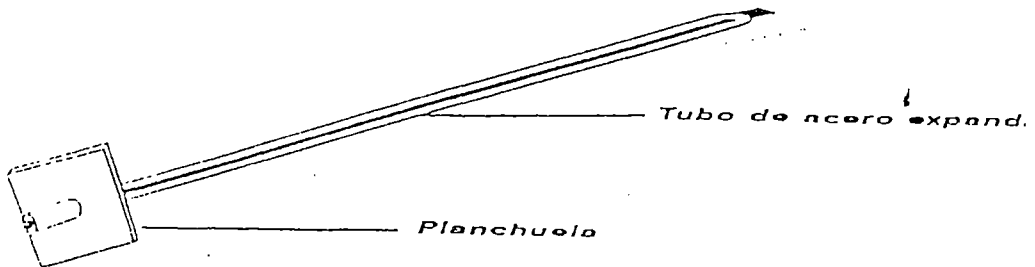


Figura N°25.- Pernos Split Set y Pernos Swellex.

expansión del perno en el barreno que habitualmente tiene paredes irregulares. Esta situación genera una acción de bloqueo que permite obtener una alta resistencia a la tracción.

Ambos pernos son usados habitualmente en minería, sin embargo, su uso en ingeniería es limitado, pero el Swellex está ganando campo en trabajos de túneles, el perno Split Set, tiene un esfuerzo a la fluencia de 09Ton., diámetro del tubo 39mm., de longitudes que van de 0.90m. a 3.00m., y diámetros recomendados para el barreno de 35 a 38mm.

El perno Swellex, tiene un esfuerzo a la fluencia de 13 Ton., diámetro de tubo de 26mm., con diversas longitudes, y diámetro recomendado de barrenación 35 +/- 5mm.

Ventajas y Desventajas del perno Split Set.

- **Ventajas:**
 - Rápida y simple instalación.
 - Entrega inmediato soporte después de instalado.
 - No requiere otro equipo que no sea el Jumbo o perforadora manual para ser instalado.
 - Fácil instalación de Malla Metálica.

- **Desventajas:**
 - Relativamente caro.
 - Diámetro del barreno es crucial para la prevención de fallas durante la instalación.
 - Pernos largos pueden provocar dificultades en su instalación.
 - No debe ser usado en instalaciones de larga duración sin protección por efectos de la corrosión.

Ventajas y Desventajas del Perno Swellex.

- **Ventajas:**

- Rápida y simple instalación.
- Entrega inmediato soporte después de instalado.
- Puede ser usado en variedades amplias de terreno.
- La instalación causa contracción en el largo del perno que incide en una buena pretensión.

- **Desventajas:**

- Relativamente caro.
- Se requiere protección anticorrosiva para instalaciones permanentes.

6.2.2 ACCESORIOS DE APERNADO

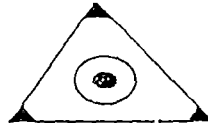
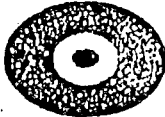
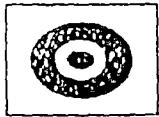
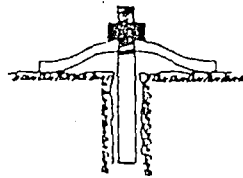
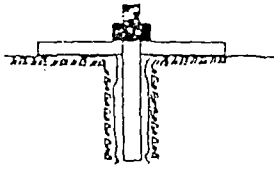
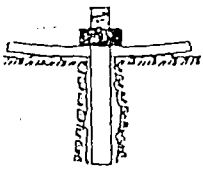
Un cierto número de accesorios son usados con los pernos además de la planchuela. Estos habitualmente utilizan una serie de elementos para soportar mallas de acero o efectuar shotcreteadura de galerías.

a) Plancha de Acero (Planchuela)

El propósito que cumple la plancha de acero es distribuir uniformemente la carga sobre la cabeza del perno, alrededor de su terminal exterior. Para mantener la elasticidad del sistema de apernado, la elección de la plancha de acero es esencial. Algunas planchas que se utilizan se muestran en la figura N°26.

La plancha plana debe ser instalada cuando la superficie rocosa es lisa y el perno se instala perpendicularmente a la superficie de la roca, pudiéndose mejorar esta condición construyendo una turca de unión hemisférica. En este caso el perno podrá ubicarse oblicuo, sin introducir fuerzas de tensión. La desventaja de la plancha plana es que solo una

TIPOS DE PLANCHA



A) *Plancha plana*

B) *Plancha de domo*

C) *Plancha triangular*

Figura N°26.- Tipos de Planchucleta.

reducida superficie de ella termina soportando los esfuerzos, producto de su natural deformación, bajo una carga medianamente grande, la roca se puede quebrar en este punto y reducir la tensión del perno en 20 a 70% de su carga original, debiéndose retensionar.

Este inconveniente puede ser superado con el uso de planchas curvas o triangulares que poseen una superficie más extensa y adecuada de soporte, dando mayor flexibilidad al sistema. A continuación describiremos la instalación del perno cementado ya que es el tipo de anclaje más común que se ha usado en el sostenimiento del Túnel de Descarga.

6.2.3 INSTALACIÓN DE PERNOS CEMENTADOS.

La instalación de pernos cementados es similar sea con resina o con cemento. El adhesivo debe ubicarse en el barreno por medio de inyección o utilizando cartuchos. Cuando el pegamento se bombea dentro de la perforación, la práctica común es empujar el tubo inyector hasta el final del barreno, agregando la mezcla a medida que se retira. En esos instantes es importante asegurar que el tubo esté en pleno contacto con el cemento/resina para evitar la formación de burbujas de aire. Cuando el pegamento es ubicado dentro de la perforación, el perno se empuja dentro del taladro hasta tocar el fondo o cuando la plancha tome contacto con la superficie de la caja. La lechada de cemento debe estar suficientemente espesa para evitar que el pegamento en los barrenos verticales, ubicados en la bóveda no escurra. Las mezclas de agua cemento, deben poseer una relación (en peso) entre 1 : 2.80 a 1 : 3.33, debe examinarse la conveniencia de agregar aceleradores de fragua.

El sistema más conveniente para agregar el cemento es mediante cartuchos (cartridges) disponibles para el cemento y resinas.

El mezclado es necesario para los cartuchos de resina, que no es el caso de los cartuchos de cemento. La combinación de sus elementos al interior toma lugar cuando el perno se rota a través del cartucho. El

cemento y la resina se combinan en ocasiones para abaratar costos y ganar tiempo de acción del apernado.

La tensión del perno debe ser aplicada con una herramientas que gire la tuerca hasta que se alcance el nivel de torque. Típicamente la resina debe ser tensionada entre 1 a 5 minutos después de la instalación, mientras que con cemento el perno requiere un par de horas para estar en punto, dependiendo del aditivo y temperatura de la roca.

El tiempo de instalación para un perno de 2.00m. de largo llega a 75 segundos como promedio, sin considerar el tiempo de perforación el cual se estima entre 2 a 4 minutos por taladro, dependiendo del tipo de roca.

6.2.4 ENSAYO DEL APERNADO

Causas comunes de fallas en el apernado son:

- Elección inconveniente del método de apernado.
- Inapropiada densidad.
- Barreno muy corto o muy largo
- Incorrecto diámetro de perforación.
- Barreno mal limpiado o acero sucio.
- Inapropiada mezcla o colocación de lechada.
- Agente cementante con fecha vencida.
- Inadecuada lubricación de tuercas.
- Incorrecto procedimiento de instalación o de pruebas.
- Presencia de fallas.

6.2.5 MÉTODOS DE ENSAYO

- **Test de Tracción.** Significa que el perno es sometido a tensión hasta que este falle. Se mide el desplazamiento y tensión en el proceso.
- **Llave de Torque.** Una llave de Torque puede usarse para medir indirectamente la carga en el perno. El Torque que se aplica hasta que la tuerca se detenga.

- **Celda de Carga.** La carga en el perno puede medirse ubicando una celda de carga entre la plancha y la roca. La celda entregará una buena lectura de la carga del perno en función del tiempo si ella se instala correctamente.
- **Overcoring.** La extracción de un perno por Overcoring permite determinar la integridad de la lechada o chequear la corrosión.
- **Como caso especial.** El Swellex puede probarse insuflando agua con la bomba que verificará la pérdida de presión o falta de ella por acción del terreno.
- **Prueba Electrónica no Destructiva.** Pernos lechados con cemento y resina, pueden ensayarse por el principio de ondas de esfuerzo reflejadas. Un sensor especialmente diseñado, conteniendo cristales piezoeléctricos es presionado contra la superficie plana final del perno. Ondas elásticas de compresión y flexión son transmitidas en el perno. Alguna energía es transmitida a través del pegamento hacia la roca y consecutivamente la amplitud de onda decrece. Las ondas elásticas son reflejadas desde el final del perno y grabadas en el extremo opuesto de los cristales piezométricos. Si el medio cementante es completo y de buena calidad, la amplitud de la onda reflejada es más amortiguada que si el cementante es de pobre calidad. El tiempo transcurrido entre la onda exitada y reflejada permite calcular el largo del perno.

En el túnel de descarga se ha usado este tipo de sostenimiento, anclajes de 1.80m. cementados, de 1.80m. con resina, de 2.40m. con resina y de 1.50m. con resina-epóxica.

Es muy importante mencionar que cuando se instala pernos con resina es recomendable usar resina de acción rápida y resina de acción lenta.

6.3 SHOTCRETE

El Shotcrete puede definirse como hormigón transportado bajo presión, a través de una tubería cerrada y que se proyecta sobre una superficie de aplicación

o soporte que permite su compactación. Se distingue del mortero proyectado o gunita por la granulometría de los agregados.

La gunita tiene un mayor contenido de cemento y se usa preferentemente en impermeabilizaciones.

6.3.1 TIPOS DE SHOTCRETE

Existen dos tipos según su modalidad de proyección.

- Proyección por vía seca
- Proyección por vía húmeda.

Ambos procedimientos se diferencian por la mezcla previamente elaborada y el equipo utilizado. El método por vía seca, como su nombre lo indica, emplea una mezcla seca constituida por agregados (solo con su humedad natural) y cemento. Para su transporte se utiliza aire comprimido. El agua se adiciona en la lanza o pistola de proyección.

Gracias al desarrollo de la máquina a rotor, el sistema por vía seca ha podido conquistar gran parte del mercado mundial durante los últimos 30 años.

El método por vía húmeda, en cambio es de más reciente data y su uso está menos difundido que el anterior. Nació como una forma de eliminar la gran desventaja del método seco: la formación de polvo. En este caso, la mezcla ya contiene agua necesaria. Su transporte en la tubería de impulsión se realiza con aire comprimido o bombas. En este último caso se adiciona aire comprimido en la lanza para transferir al material la energía necesaria para su proyección.

Áridos

Los áridos utilizados en el shotcrete responden a las mismas exigencias del hormigón tradicional, esto es; limpios y de granulometría adecuada, esto último es función de las especificaciones del shotcrete.

La calidad del shotcrete se encuentra condicionada por numerosos factores que se influyen entre sí y que además son susceptibles de

modificar para cada caso en particular. Por esto es común que la granulometría de los áridos deba adaptarse a las condiciones de cada aplicación específica como las posibilidades de suministro de áridos, las exigencias constructivas o determinadas condiciones de trabajo.

Un alto contenido de finos es importante pues son estas partículas las que unidas al cemento determinan el poder adhesivo del shotcrete y, por lo tanto, del material de rebote. Además la fijación del hormigón y sus condiciones de impermeabilidad están subordinadas al contenido de sustancias finas en las paredes de la tubería de impulsión.

Finalmente el rebote juega también un rol importante. Los equipos actuales pueden impulsar sin dificultades partículas de hasta 25mm. La presencia de granos de tal calibre es deseable para obtener una estructura equilibrada y apropiada, desde la perspectiva tecnológica del hormigón, aunque implica un mayor costo pues los granos más gruesos rebotan en la superficie de aplicación generando pérdidas no deseadas.

Los áridos rodados son más adecuados que los chancados o molidos. Estos son a menudo menos sólidos y exigen, a causa de su mayor superficie específica, más cemento que los áridos redondos, aumentando el porcentaje de rebote. Sus aristas vivas, por otro lado, aceleran el deterioro de tuberías y otras piezas sometidas a desgaste.

6.4 MALLA ELECTROSOLDADA

Las armaduras de hormigón proyectado se fabrican habitualmente a base de enrejados de alambre de acero soldado, barras de acero redondo tradicional o enrejados metálicos (malla trenzada).

La armadura sirve para absorber las sollicitaciones por contracción, aumentar la resistencia a la tracción/cizallamiento y para repartir las cargas concentradas.

Esta alternativa es recomendable cuando se quiere garantizar obras subterráneas sometidas a los esfuerzos ya mencionados, vale decir, tracción, flexión o sollicitaciones de cizallamiento.

También la armadura es indispensable cuando se requiere soportar sollicitaciones dinámicas o se colocan pernos para unir el hormigón proyectado a su soporte:

Se recomienda recubrir los enrejados con 2 a 3 centímetros de Shotcrete y fijarlos convenientemente para evitar su vibración.

Las redes de armadura y los enrejados de malla fina aumentan el rebote, por este motivo, la distancia entre los hilos no deberían ser inferior a 5.00cm., las mallas de 10 a 15cm. son más aconsejables.

Las redes de hilos de acero soldadas son, por consiguiente, preferibles a los enrejados diagonales o trenzadas. En todo caso, el recubrimiento cabal de todo tipo de armadura requiere de mucho cuidado, especialmente cuando se trata de grandes barras de acero o redes de armaduras finas pues detrás de los hilos o barras se forman porosidades y vacíos.

Las armaduras más comunes corresponden a redes de acero de 3 a 6 mm. de diámetro y 10 cm. de malla. Las redes de armadura de hilos más gruesos son más rígidas: su aplicación se limita esencialmente a superficies planas.

CAPÍTULO VII

CONEXIÓN TÚNEL – LAGUNA CHILICOCHA POR EL MÉTODO DEL ÚLTIMO DISPARO

Antecedentes

Para derivar las aguas de la laguna Chilicocha hacia el río Antacocha el proyecto concibe la construcción del Túnel de Descarga de 1,513.00 metros de longitud y 8% de pendiente, así como la excavación de la Poza Disipadora, la excavación de la Cámara de Válvulas y la excavación de un túnel de sección circular de 3.464m², de 5% de pendiente, que se conectará a la laguna mediante un tabique final; además para colocar y darle mantenimiento al sistema electromecánico de regulación se construirán el Pique Principal y el Pique de Servicio de sección circular de 3.464 m² cada uno y de longitud 42.85m. y 45.00m. respectivamente. Para realizar la excavación de estos dos Piques se tuvo que construir el socavón o caverna en donde se instalará el sistema de izaje para la ejecución de los trabajos en los Piques, es muy importante acotar que esta última estructura no fue concebida por el proyecto.

Es así, que nos ubicamos en el principio de la excavación del Túnel de Descarga por el Frente de Salida.

El 04 de Agosto de 1,998 se inicia la excavación del túnel por el frente de salida, la geología y clasificación geomecánica de la roca se ha descrito en capítulos anteriores por lo que ahora nos abocaremos solo al aspecto constructivo y operacional.

La excavación se realizó con dos guardias de 12 horas cada una, logrando hacer dos y en algunos casos 03 disparos por guardia, como se ha podido observar en el capítulo IV, con avance por disparo de 1.70m. promedio en disparos de 6 minutos; cada turno deja el frente limpio de manera que el segundo turno comienza con las labores de perforación, que generalmente tuvo una duración de 1.50 horas, carga y disparo con una duración de 0.75 horas, ventilación del frente 0.50 horas, limpieza del frente 1.50 horas, trabajos topográficos de 0.25 horas, es decir, que el intervalo entre cada disparo fue de 4.50 horas. Se debe mencionar que este tiempo es cuando solo se hace disparo, es decir, el tiempo aumenta cuando se ejecuta otra labor como la de colocación de cimbras, shotcrete, malla electrosoldada o pernos de anclaje, según así lo requiera la roca. Además debemos hacer notar que las filtraciones en el transcurso de la excavación del Túnel de Descarga no fueron un factor preponderante para algún retraso que se hubiese tenido.

Este rendimiento se logró dos meses después y cuando se había adquirido el ritmo de trabajo adecuado. El 24 de Setiembre de 1999 se inició el afrontamiento para la excavación de la caverna de 3.50x3.50m. de sección y 16.00m. de longitud, para poder posteriormente iniciar los trabajos en el Pique Principal y Pique de Servicio. Esta caverna se excavó en primera instancia hasta los 7.60m., el tiempo promedio de perforación fue de 1 hora y 49 minutos, se ejecutaron taladros de 6 y 8 pies, la roca fue mayormente blanda, se ha utilizado perforadoras manuales, dos unidades con accionamiento neumático, el tiempo promedio para la carga de los taladros fue de 1 hora y 12 minutos, el número de taladros promedio fue de 70, con factores de carga de 2.03kg/m³; para la ventilación se usó un tiempo promedio de 15 minutos, tiempo que se consideró prudente para la disipación de los gases producidos por la detonación y tener un ambiente trabajable. Se ha revestido en los hasteales y bóveda con shotcrete y

mallas electrosoldadas, con el objetivo de reforzar la caverna, además se colocaron 34 pernos de 6 pies y 46 pernos de 8 pies, todos con resina, luego de avanzar los dos primeros metros de excavación en el Pique de Servicio, y en la progresiva 0+007.60m. de la caverna se instaló un winche de 3 Ton. para poder continuar con las operaciones dentro del Pique.

Con fecha 06 de Octubre de 1,998, se inició la excavación del Pique Principal, atravesando calizas de la formación Chulec – Pariatambo, constituidas por calizas de grano medio a fino, medianamente fracturada, a medida que se profundiza la excavación, el sistema de fracturamiento aumenta, hasta la profundidad de 14.90m. las fallas y fracturas cruzan en forma diagonal al eje de excavación dando un comportamiento de regular estabilidad de las paredes de excavación, sólo genera desprendimiento de algunos bloques de roca, las fallas se encuentran rellenas de arcilla y óxidos, sin presencia de filtraciones, solo de humectaciones. El ciclo de excavación tomo un tiempo promedio de 6 horas y 58 minutos, el tiempo promedio de perforación fue de 2 horas y 19 minutos, el tiempo promedio para la carga de los taladros fue de 1 hora y 05 minutos con factores de carga de 3.47kg/m^3 ; se empleó un tiempo de 15 minutos para la ventilación de los gases producidos por la detonación, la eliminación de desmonte tubo una duración de 2 horas y 24 minutos ya que la extracción del material se efectúa mediante baldes llenados manualmente e izados por el winche, luego de esto el balde es llevado por un carrito minero empujado manualmente hasta la zona del hechadero temporal, estos registros son válidos hasta la profundidad de 14.50m., ya que a partir de esta profundidad se inician filtraciones por las fracturas que de algún modo se encuentran conectadas a la laguna llegando a arrojar valores de 0.8lt/seg, para las filtraciones esto trajo como consecuencia que el procedimiento de excavación cambie, ya que la presencia de agua dificulta las labores de perforación, carguío y eliminación de desmonte; para la perforación se obtuvo un tiempo promedio de 2 horas y 13 minutos, para la carga y disparo 58 minutos con factores de carga de 3.31kg/m^3 , para la ventilación 19 minutos, para la eliminación de escombros del frente 2 horas y 47 minutos y para el bombeo del agua de filtración 1 hora y 23 minutos,

la excavación se hizo con perforación y voladura de media luna, tal como se muestra en la Figura N°27, la excavación de este Pique terminó el 29 de Noviembre de 1998, llegando hasta la progresiva 0+045.00 .

Una vez terminada la excavación del Pique de Servicio, comenzamos a excavar en dirección a la entrada del Túnel de Descarga, se ha excavado 32.30m, llegando a la progresiva 0+022.80 del Túnel de Descarga por el frente de entrada, dicha excavación tomó un tiempo de 14 horas y 34 minutos en roca sedimentaria de naturaleza calcárea, medianamente meteorizada, de regular estratificación, con moderadas fracturas y con buzamientos de 35° a 45°, el tiempo promedio de perforación fue de 3 horas y 25 minutos en taladros de 6 pies, usando dos perforadoras manuales, el tiempo promedio para la carga de los taladros fue de 1 hora y 20 minutos, el número de taladros promedio de la malla fue de 40 con factor de carga de 4.48kg/m³, en la ventilación se empleó 54 minutos y la eliminación del material de desmonte por el Pique Principal tuvo una duración de 8 horas y 55 minutos, así en esta progresiva se decidió no excavar mas debido al poco rendimiento que se obtenía causado por el sistema de desalojo del material producido en la excavación. Es muy importante mencionar que estos 32.30m. se excavaron en tres etapas, la primera hasta los 12.00m. de longitud, desde el 12/12/98 hasta el 16/12/98, al mismo tiempo otra cuadrilla se encontraba ejecutando las labores de sostenimiento y revestimiento del Pique, luego a partir del 16/12/98 se unió a esta cuadrilla la que se encargaba de la excavación; el sostenimiento del Pique Principal consistente en malla electrosoldada de 4"x4" hasta los primeros 17.50m. y después hasta los 42.85m. con malla de fierro corrugado de 3/8" con cocada de 0.30m., además se colocó shotcrete de 4" de espesor a lo largo del Pique. La segunda etapa de excavación del Túnel de Descarga se realizó una vez concluida las labores en el Pique Principal, a partir del 03/01/99 al 11/01/99 y hasta una distancia de 23.60m.

Debido al inicio de los sondeos exploratorios las labores en el túnel se detuvieron a fin de no afectar la ejecución de estos trabajos.

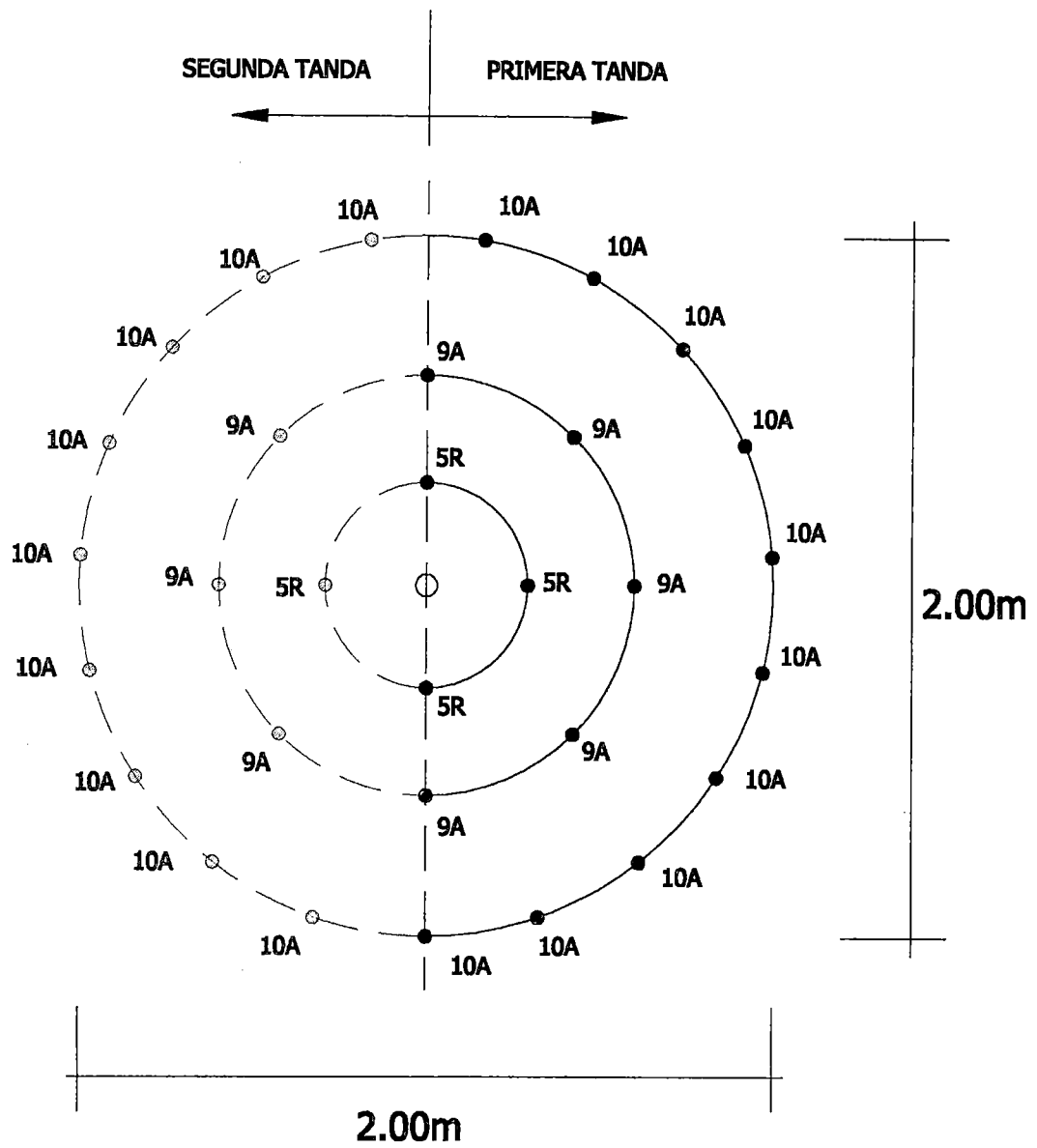


Figura N°27.- Malla de Perforación y Disparo de Piques

7.1 EXPLORACIONES

7.1.1 Estudios Batimétricos

Con el objetivo de obtener el perfil de macizo rocoso en la dirección del eje de los piques y el túnel circular, así como conocer la distancia exacta hacia la laguna en dirección del eje horizontal del Túnel Circular, se realiza las mediciones planimétricas y altimétricas, cada 5.00m. sobre el eje del túnel con la estación total y la ecosonda respectivamente, para lo cual se contrató a un especialista de la Universidad Nacional de Ingeniería. Los resultados que arrojó este estudio coincidían con los datos del proyecto, es decir, la distancia de la progresiva 0+000 (cámara de válvulas) a la laguna, en el eje del túnel circular era de 55.00m.

Con estos antecedentes la propietaria de la obra decide realizar un nuevo estudio batimétrico, con el uso de lastre manual, determinando que la longitud hacia la laguna partiendo del mismo punto era de 30.00m., ante esta incongruencia de datos el contratista, conjuntamente, realiza la batimetría definitiva con lastre, usando cables de acero y determina que la longitud hasta la laguna partiendo del mismo punto es de **29.68m**, tomándose este dato como el definitivo para esta etapa del estudio.

7.1.2 Estudios Geotécnicos

Dado los datos obtenidos por la Batimetría, es imperativo realizar estudios Geotécnicos que es un método directo para determinar la distancia real a la laguna y además sirve para determinar las características litológicas, estructurales y el estado de conservación del macizo rocoso atravesado. Previo a los trabajos de los sondajes se calculó las presiones teóricas para diferentes longitudes de perforación en base a la línea freática y línea de presión hidrostática.

Con los valores calculados se definió que la longitud máxima a perforar la que estaba limitada a 23.00m. en donde se esperaba encontrar agua con una presión de 2.35kg/cm² (para el sondaje inclinado 20°), que de ser real

esta premisa no se podría efectuar las pruebas de permeabilidad en vista que para lograr contrarrestar esta presión se tendría que aplicar una presión de 3.00 a 3.50kg/cm², esto podría dilatar y lavar los finos alojados en las fracturas e inclusive conectar a la laguna, con cierto riesgo de inundación en el pique, si es que no se procede a su obturación lo más pronto posible, es decir que en 45 minutos aproximadamente se podría llenar todo el túnel, con esta anuencia proseguimos a realizar 03 perforaciones diamantinas.

a) Perforaciones Diamantinas

Sin considerar como rígidas las consideraciones estipuladas anteriormente, se procede a realizar la perforación de los sondajes de investigación (SI-LCH-01, 02 y 03).

a.1) Sondeo de Investigación Diamantino SI-LCH-01, ubicado en el hasteal derecho (en el sentido de la descarga de las aguas) del túnel a excavarse, el cual se ha perforado hasta los 24.65m., con diámetro NQ(76mm.), con lo cual se pudo determinar lo siguiente:

A la profundidad de 8.00m. se ha cortado una fractura con presencia de agua a presión que alcanza 1.5kg/cm² donde se pudo calcular que el caudal de salida es de 0.09lt/seg a pelo libre.

A la profundidad de 11.00m., se atravesó una segunda fractura con presencia de agua donde la presión inicial fue de 1.50kg/cm², después de la ejecución de ensayos de permeabilidad la presión final fue de 2.50kg/cm², con un caudal de salida de 65.10lt/min de retorno, terminada la prueba el aforo fue de 2.30lt/seg.

A partir de los 11.50m. hasta 24.65m. de profundidad, no se ha cortado ni atravesado fracturas ni encontrado presencia de agua, pero no sin embargo existe la posibilidad de posteriores presencias de agua.

En este sondeo se han realizado 08 pruebas de permeabilidad de tipo Lugeón; la primera a 5.00m. de profundidad, luego cada

3.00m., donde se tuvo los siguientes valores de UL (Unidad Lugeón) y K(Coeficiente de Permeabilidad).

CUADRO XV.- RESUMEN DE RESULTADOS PRUEBA DE LUGEON SONDAJE SI-LCH-01

| PROFUNDIDAD ML | SONDEO N° | UL | K |
|-------------------|-----------------|-------|-----------------------|
| 2.00 – 5.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 3.50 | 4.55×10^{-5} |
| 5.00 – 8.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 6.30 | 8.19×10^{-5} |
| 8.00 – 11.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 78.08 | 1.02×10^{-3} |
| 11.00 – 14.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 2.70 | 3.51×10^{-5} |
| 14.00 – 17.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 4.70 | 5.85×10^{-5} |
| 17.00 – 20.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 33.90 | 4.41×10^{-4} |
| 20.00 – 22.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 2.80 | 3.64×10^{-5} |
| 22.00 – 25.00 | SI-LCH-01 (HOR) | 5.85 | 7.16×10^{-5} |

De los resultados de estos ensayos podemos indicar que de 8.00 – 11.00m. de profundidad se tuvo $K=1.02 \times 10^{-3}$ y otra entre 17.00 a 20.00m. con un $K=4.41 \times 10^{-4}$, los cuales nos indican que la roca en estos tramos es medianamente permeable, el resto de tramos la roca tiene un $K=10^{-5}$, que muestra que es impermeable presentar una roca con RQD medio y nos muestra que las fracturas se encuentran rellenas por arcillas, calcitas, lutitas, las que dan a la roca una baja permeabilidad; en este sondeo se puede evaluar el RQD de la siguiente manera:

CUADRO XVA.- RESUMEN DEL RQD SONDAJE SI-LCH-01

| RQD % | | LONGITUD |
|-------|----|----------|
| DE | A | ML |
| 0 | 20 | 0.95 |
| 20 | 45 | 2.80 |
| 45 | 70 | 11.95 |
| 70 | 95 | 8.95 |

a.2) Sondeo de Investigación SI-LCH-02, con inclinación de $\pm 20^\circ$ y a 0.75m. de distancia del perímetro, se pudo determinar las características litológicas, estructurales y estado de conservación

del macizo hacia el sector de la Bóveda del túnel a excavar y de la embocadura donde se realizará el último disparo. Este sondeo tuvo una profundidad de 25.00m. con diámetro NQ.

En este sondaje se han realizado ensayos de permeabilidad de tipo Lugeón cada 3.00m., de donde podemos indicar los siguientes de UL (Unidad Lugeón) y K(Coeficiente de Permeabilidad).

**CUADRO XVB.- RESUMEN DE RESULTADOS PRUEBA DE LUGEON
SONDAJE SI-LCH-02**

| PROFUNDIDAD | | SONDEO Nº | UL | K |
|-------------|-------|------------------|-------|-----------------------|
| DE | A | | | |
| 5.00 | 8.00 | SI-LCH-02 (+20°) | 2.17 | 2.82×10^{-5} |
| 8.00 | 11.00 | SI-LCH-02 (+20°) | - | Se comunicó |
| 11.00 | 14.00 | SI-LCH-02 (+20°) | 0.80 | 1.04×10^{-5} |
| 14.00 | 17.00 | SI-LCH-02 (+20°) | 2.82 | 3.67×10^{-5} |
| 17.00 | 20.00 | SI-LCH-02 (+20°) | 20.05 | 2.60×10^{-4} |
| 20.00 | 23.00 | SI-LCH-02 (+20°) | 1.68 | 2.18×10^{-5} |
| 22.00 | 25.00 | SI-LCH-02 (+20°) | 2.25 | 2.93×10^{-5} |

De los resultados de estos ensayos podemos indicar lo siguiente:

Entre la profundidad de 8.00 a 11.00m. cuando se efectuó el ensayo éste se comunicó con el sondaje horizontal ejecutado en la misma dirección, esto indica que las fracturas tienen continuidad hacia la parte superior, igualmente podemos deducir que entre 17.00 a 20.00m. el $K = 2.60 \times 10^{-4}$ es similar al ejecutado en el sondeo horizontal, el resto de los tramos ensayados tienen un $K = 10^{-5}$ marcando su característica de impermeables.

CUADRO XVC.- RESUMEN DEL RQD SONDAJE SI-LCH-02

| RQD % | | LONGITUD ML |
|-------|----|----------------|
| DE | A | |
| 0 | 20 | 5.35 |
| 20 | 45 | 2.75 |
| 45 | 70 | 9.50 |
| 70 | 86 | 7.40 |

a.3) Sondeo de Investigación SI-LCH-03, este sondaje fue perforado con un ángulo horizontal de $2^{\circ}43'$ y ubicado a 0.45m. del primer sondaje en la misma cota.

El objetivo de realizar este sondeo es atravesar todo el macizo rocoso hacia la laguna, es importante mencionar que en los primeros días de perforado no se tuvo presencia de agua, pero 07 días después comenzó a fluir agua en pequeñas cantidades, manteniéndose este flujo en forma constante, la longitud de perforación de este sondaje es de 26.00m., con diámetro NQ.

El gráfico ilustra mejor lo antes mencionado (ver figura N°28)

7.1.3 Investigaciones Geofísicas en la Conexión Túnel – Laguna

El objetivo de los trabajos ha sido la evaluación de las propiedades y del estado del macizo de roca en la zona de la laguna Chilicocha en el sector de la conexión con el túnel circular; el macizo está formado por rocas duras poco variables. Se planteó establecer la presencia y precisar la orientación de las grandes zonas agrietadas que se caracterizan por la disminución del valor de las velocidades de las ondas longitudinales, y determinar la magnitud de la zona superficial de descarga. Para la solución del problema dado fue utilizada una combinación de métodos en diferentes escala, como la radiografía sísmica en la variante de tomografía sísmica, y los perfilajes ultrasónicos y eléctricos de la perforación de investigación SI-LCH-01.

a) Metodología.- En el frontón del túnel y con dirección hacia la laguna (cota 4,164.246msnm), se ha efectuado la excavación de un pozo, en donde se instalaría la estación sísmica. En el momento de la ejecución de las mediciones el pozo fue parcialmente inundado por el agua proveniente de las filtraciones que salía en forma intensa. Durante la radiografía sísmica se utilizó la estación sísmica SP.001 construida por el INSTITUTO HIDROPROYECTO en Moscú, Rusia, y receptores

sísmicos horizontales de producción soviética con una frecuencia propia cerca de 10 Hz. Los receptores sísmicos fueron colocados en la pared del pique en agujeros especiales distanciados 2.00m. uno del otro, y con ayuda de yeso, y dentro del sondaje de investigación SI-LCH-01 en un tubo de plástico y distanciados 1.00m. uno del otro. En calidad de fuentes de las vibraciones sísmicas se utilizó detonaciones de carga de dinamita con una masa de 0.10kg. con detonadores de tipo sismográfico, lo que aseguró la mínima pérdida de tiempo de funcionamiento.

La sincronización de la estación sísmica se realizó con una línea conductora separada que se anudó a la carga explosiva y al momento de ruptura del nudo se registraba como momento de la explosión o "tiempo cero". La determinación de coordenadas de los puntos de explosión se ejecutó con cables marcados y por los datos batimétricos. Durante el registro se ejecutaran una filtración análoga en una amplitud de frecuencias 2 a 600 Hz. y fue usado el filtro supresor 50Hz.

El perfilaje ultrasónico de la perforación de exploración horizontal SI-LCH-01 se realizó con la metodología del INSTITUTO HIDROPROYECTO con ayuda de seis elementos de la sonda con distancias de 10 cm. y con receptores piezoeléctricos con capacidad de intercambiar las funciones de transmisor y de receptor. Por esta metodología los receptores reversibles 1 y 6 por turno se usaron en calidad de fuentes de las ondas, al ser excitadas con tensiones de 350V, los cinco restantes fueron utilizados como receptores, lo cual aseguró el registro, en cada uno, de la señal en dos direcciones opuestas con una base hasta 50cm. El desplazamiento de la sonda en el pozo se realizó por intervalos de 40 cm., lo que permitió la obtención de datos ininterrumpidamente. El registro en el intervalo de frecuencias 10 a 100Khz fue realizado con la ayuda del aparato digital computarizado UKA-96 del CENTRO DE INVESTIGACIONES GEODINAMICAS, Moscú, Rusia.

El perfilaje eléctrico con la sonda potencial ideal AM 0,3m. se realizó con mediciones por puntos, con una distancia de 0.30m. El registro de corriente y de tensión se realizó con ayuda de dos Multímetros con precisión de 0.05mv. El electrodo N se situó a 20m., en el piso de la excavación por el eje del túnel y el electrodo B en la superficie del agua de la laguna.

b) Resultado de la Tomografía Sísmica:

La base del método de tomografía sísmica, así como de otros métodos tomográficos, es el restablecimiento de la imagen de un cuerpo investigado mediante un conjunto de proyecciones. Esta correlación se describe con la ecuación de Radón, que por primera vez resolvió el problema del restablecimiento de la función por las proyecciones. La ecuación relaciona los valores de cada elemento de la función restaurada con su proyección bajo diferentes ángulos.

Los datos de la tomografía sísmica (de velocidades) son los resultados de mediciones del tiempo recorrido de la onda elástica desde la fuente hasta el receptor. La disposición se elige de tal manera, que asegure el más amplio conjunto (juego) de ángulos y una densidad uniforme de los rayos. Es necesario aclarar que en un determinado intervalo de valores de velocidades los rayos al atravesar medios heterogéneos sufren una curvatura que no es tomada en cuenta y más frecuentemente, la tomografía sísmica se realiza en la variante de rayos rectos. Los métodos de tomografía que toma en cuenta la refracción, la reflexión y la difracción de las ondas sísmicas, en la actualidad se encuentra en la etapa de experimentación.

Existe un número significativo de algoritmos de restablecimiento de la estructura de las velocidades. La mayor propagación recibió los métodos matriciales iterativos. Durante el proceso de discretización el espacio se divide en celdas de forma rectangular. El tamaño y correlación de los lados de la celda se elige considerando que haya

suficiente densidad de los rayos de acuerdo al detalle exigido, y también tomando en cuenta la longitud de la onda. Para cada celda se prepara la lista de rayos que pasan por ella y se determinan sus longitudes, así como la longitud de los rayos entre fuente y los receptores. Los valores obtenidos forman, como regla, un sistema de ecuaciones lineales con una matriz con una dimensión igual a: (número de fuentes x número de receptores). Es conocido que tal sistema de ecuaciones, por lo general, no es solucionable debido a las aproximaciones, a la presencia de errores y del ruido en los datos iniciales, etc. Por eso para la solución de las ecuaciones obtenidas son usados los métodos iterativos.

Para el procesamiento de datos de la Radiografía sísmica en la laguna Chilicocha, se utilizó el programa de restablecimiento iteracional creado en la Universidad Estatal de Moscú – MGU LOMONOSOV y una serie de programas auxiliares desarrollados en el CENTRO DE INVESTIGACIONES GEODINAMICAS, con sede en Moscú.

Los cálculos efectuados por la metodología descrita arriba de la Tomografía iterativa matricial, se produjo una red cuadrada de 1.5m.x1.5m. con la posterior construcción de las isolíneas con el método de Krigging. Durante la construcción de la sección el punto cero se toma en la intersección de la superficie del terreno y el eje del pique, y la profundidad es tomada con valores negativos.

La velocidad de las ondas longitudinales en la zona estudiada varía desde **4.2km/seg** hasta **6km/seg** (ver figuras N°29, 30 y 31).

c) Resultados de las Observaciones del Pozo

Como resultado de las mediciones ultrasónicas realizadas en la perforación horizontal de exploración este ha sido investigado en forma continua, con distancias cada 10. cm., la metodología de la elaboración consiste en determinación de los tiempos de las primeras llegadas de la onda longitudinal con el consiguiente promedio de los intervalos de los tiempos opuestos.

SECCION DE VELOCIDADES POR LOS RESULTADOS DE TOMOGRAFIA SISMICA

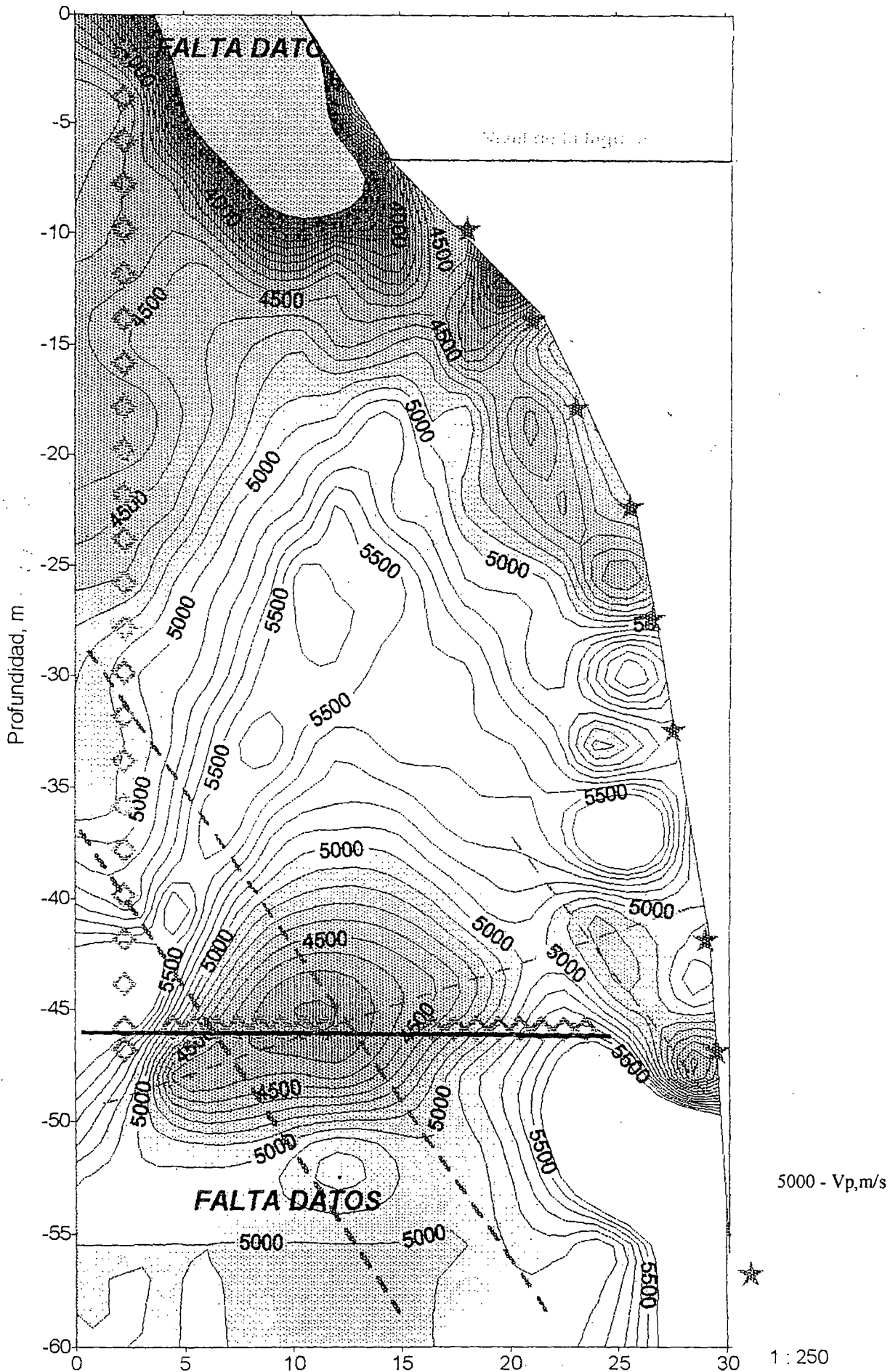


Figura N°29

ESQUEMA DE UBICACION DE LOS PUNTOS DE EXPLOSION Y DE RECEPCION DE LAS ONDAS SISMICAS

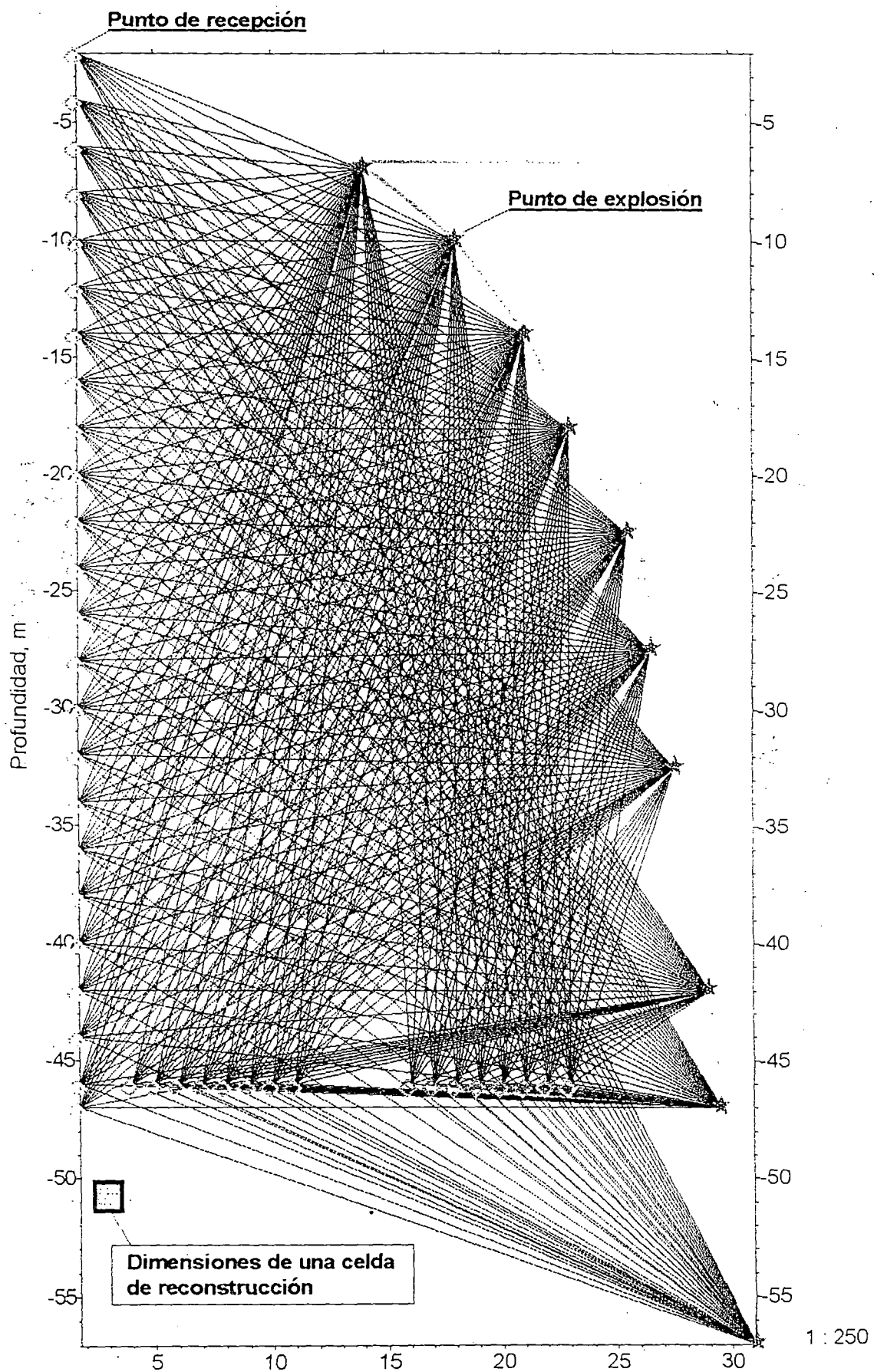


Figura N°30

EXPERIMENTO PARA DETERMINAR EL PERFIL DE LA PARED DE LA LAGUNA

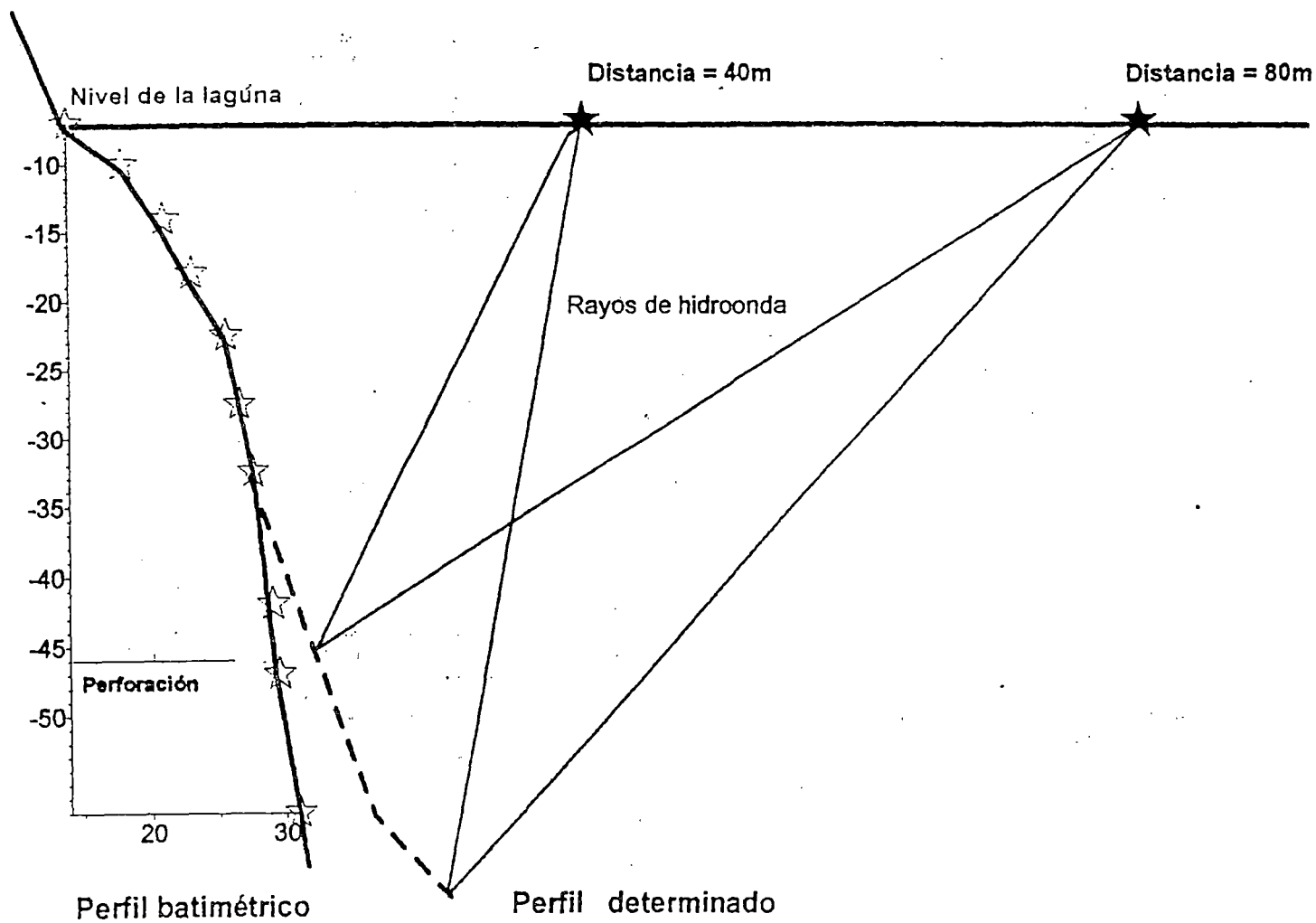


Figura N°31.

La velocidad de las ondas longitudinales se ha establecido en **5km/seg.** con la desviación standard de 1.4km/seg, y la de las ondas transversales cerca de **3km/seg.** Estos valores concuerdan bien con los datos de la tomografía sísmica. Al contrario, en la curva del perfilaje ultrasónico en el pozo se ha establecido bloques del macizo de 0.5 a 1.0m. Esta particularidad no se notó en los resultados de las mediciones sísmicas debido a la diferencia en las escalas.

Los resultados del perfilaje eléctrico en el pozo con la sonda potencial ideal dan un valor promedio de la resistividad eléctrica del macizo en 23,000.00 Ohm.m. con desviación de 8,700.00 Ohm.m. Es evidente, que los valores están alterados anómalamente con valores bajos de la resistividad aparente cerca la piso y a la boca del pozo. Los valores indicados pueden ser explicados por la presencia en el pozo y en sus alrededores de elementos de construcción metálica, tubos de entibación, de anclajes, etc. Omitiendo los intervalos con valores mínimos obtenemos un valor cerca de **30,000.00 Ohm.m.** de resistividad en promedio.

Teniendo los datos de la perforación diamantina, el gráfico RQD, se destacan tres zonas básicas anómalas de baja recuperación del testigo: 6.25 a 6.95m., 11.05 a 11.50m. y 21.50 a 22.00m. El primero de ellos corresponde a grandes anomalías de las velocidades, así como de las resistividades, donde ellos toman sus valores mínimos. La potencia de la anomalía tiene 1.00m. de ancho. La siguiente anomalía se caracteriza por la disminución de la velocidad de las ondas longitudinales hasta **4km/seg,** pero está expresado débilmente en la curva de la resistividad. El intervalo contiguo 11.50 a 16m. se caracteriza por la dispersión de ambos parámetros observados. Esto indica la presencia de un gran número de pequeñas fisuras. La tercera anomalía también encuentra su confirmación en forma de valores disminuidos de las velocidades. Sin embargo, con ambos métodos de perfilaje en el pozo, se observa un intervalo de fisuramiento que no concuerda directamente con la

magnitud RQD. Este intervalo 18.50 a 20.00m., en la que como valores de velocidad de las ondas longitudinales, así como los valores de las resistividades caen casi hasta lo mínimo. Probablemente, en esta zona es grande la concentración de pequeñas grietas en ausencia de grandes fracturas.

En conclusión el resultado de estos estudios es:

- La zona de descarga junto a la pared de la laguna presenta cierto debilitamiento y tiene un espesor de 5.00m. Se nota por la disminución en éste sector de los valores V_p a **4.2km/seg** y sus correspondientes módulos de las propiedades físico-mecánicas; sin embargo aún están dentro de los límites arriba mencionados que corresponde a calidad de roca alta.
- Aunque no han sido demarcadas las orientaciones de fracturas, se puede establecer que hay un sistema de fracturas con dos juegos con orientaciones casi ortogonales. El más notorio coincide con la estratificación de las capas que tienen aberturas pequeñas y el otro tiene fisuras casi cerradas. En el interior del macizo la zona de agrietamiento débil está ubicada entre los 6 y 17m. del eje del túnel a partir de la pared del Pique.
- El experimento para determinar la forma de la pared de la laguna ha dado como resultado que en el eje del túnel, la misma está situada a una distancia de **29.00m**. Esto deberá ser confirmado por las perforaciones exploratorias de avance cuando el frente de excavación del túnel se acerque.

7.2 INYECCIONES

Es importante mencionar que la excavación del túnel de descarga por el frente de salida, se realizaba paralelamente a estos trabajos ya que no representaba ningún tipo de riesgo para el personal ni para la obra por encontrarse en espacios físicos distantes y no comunicados, luego de los trabajos de investigación

geotécnicos y geofísicos, y por la característica del eje del Túnel de Descarga (el frontón actual se encontraba en una curva), se decidió el 17 de Marzo de 1999 reiniciar los trabajos de excavación del túnel por el frente de entrada, culminado esta última etapa de excavación hasta los 32.30m. medidos desde el inicio de la excavación, es decir llegar hasta la progresiva 0+022.80 del Túnel de Descarga frente de entrada. Luego de finalizado estos trabajos se inician los trabajos de inyección en los Sondajes de Investigación SI-LCH-01, 02 y 03 el día 23 de Marzo de 1999, siguiendo las siguientes pautas:

Inyección de Consolidación.- Significa la inyección de un material de relleno dentro de la roca fisurada alrededor de las estructuras, como los revestimientos de los túneles.

Inyección de Contacto.- Significa la inyección de lechada de cemento entre la roca y la estructura de revestimiento.

7.2.1 De la Mezcla

a) Materiales

a.1) Aglomerantes

De uso general en las inyecciones de consolidación y de contacto, con excepción de las zonas sulfatadas.

a.2) Agregado fino (arena)

En el caso de que el tratamiento llegue a conectar con alguna abertura y la lechada consuma más de los valores determinados para cada tramo, se tendrá que emplear arena fina y preparar un mortero estabilizado con bentonita para así conservar el sellado del tramo. La arena a ser utilizada para la composición del mortero de inyección no deberá presentar gránulos mayores de 2mm. conforme a los rangos granulométricos definidos a continuación:

| Malla N° | % Retenido en Peso |
|---------------|--------------------|
| 8 | 0 |
| 16 | 5 - 0 |
| 30 | 40 - 15 |
| 50 | 80 - 50 |
| 100 | 90 - 70 |
| 200 | 100 - 95 |
| M. de Fineza: | 1.35 a 2.15 |

a.3) Agua

Con relación al agua a ser utilizada en los trabajos de impermeabilización hemos tenido bien en considerar que el agua debe tener las siguientes condiciones:

- El agua deberá ser potable y estar a una temperatura no menor de 15°C.
- El agua no deberá contener materias perjudiciales como arcillas, aceites, ácidos, sales, álcalis, limo, materia orgánica y cualquier otra sustancia que pueda ser peligrosa para el cemento.
- Se utiliza el agua de la laguna Chilicocha, debidamente aprobadas en los ensayos de control de calidad.

a.4) Bentonita

Eventualmente podrá ser empleada Bentonita en las mezclas inyectables, en la proporción de 0.5% hasta 3%; razón que será definida por los ensayos de laboratorio, en función a la cantidad de agua que se encuentre filtrando en el momento de realizar los trabajos.

Propiedades requeridas para la Bentonita:

• % pasante la malla 200 100%

- Límite Líquido 200 – 100
- Límite de Plasticidad 70 – 90
- Índice de Plasticidad 340 – 460

a.5) Aditivos

Se admite el empleo de aditivos en la lechada de cemento y en el mortero, cuando los ensayos previos comprueben la conveniencia de su aplicación. Estará en función a la presión de agua que se encuentre en el taladro a inyectar. Se usará acelerante en caso de ser necesario.

b) Utilización de las Mezclas

b.1) En las Inyecciones de Consolidación

- **Diseño de la lechada de cemento:**

Para las lechadas de cemento que deberán ser inyectadas en una primera etapa, el diseño agua/cemento será de 2:1 en volumen, Así mismo, en el caso de grandes absorciones, la lechada podrá ser mas espesa hasta una proporción de 1:1 en volumen. En cualquiera de los casos será inyectada la lechada mas gruesa posible con el fin de asegurar una perfecta inyección.

Las lechadas podrán tener aditivos y bentonita en su composición, de modo de proporcionar mayor estabilidad a las mezclas.

- **Diseño de Mortero:**

En este caso las inyecciones serán realizadas con mortero de arena, cemento y eventualmente aditivos y bentonita, cuyo diseño inicial será de 02 partes de arena, 01 parte de cemento y 01 de agua, medidos en volumen.

b.2) En las inyecciones de Contacto

- **Diseño de la Lechada de cemento:**

Para las lechadas de cemento, que deberán ser inyectadas en una primera etapa, el diseño agua/cemento será de 1:1 en volumen. Así mismo, en el caso de grandes absorciones, la lechada podrá ser más espesa hasta una proporción de 0.7:1 en volumen. En cualquiera de los casos será inyectada la lechada más gruesa posible con el fin de asegurar una perfecta inyección.

Las lechadas podrán tener aditivos y bentonita en su composición, de modo de proporcionar mayor estabilidad a la mezcla.

- **Diseño de Mortero:**

Cumple el mismo diseño que para las inyecciones de consolidación.

c) Dosificación

La mezcla a utilizar en las inyecciones será del tipo estable (agua-cemento-bentonita); estas son las que tienen menos del 5% de decantación.

La adición de bentonita será como indica las Normas Técnicas (2 al 3%) del peso del cemento, con esto se pretende disminuir la decantación sin reducir de manera importante la resistencia de la lechada de cemento o mortero.

Se debe iniciar con una dosificación que cumpla con una relación $a/c = 3/1$, con 2 al 3% de bentonita, como se muestra en la siguiente tabla.

| RELACION A/C | TIEMPO | Nº BOLSAS | CEMENTO MAX. |
|-----------------|------------|-----------|--------------|
| 3:1 | 10 Minutos | 05 | 10 |
| 2:1 | 10 Minutos | 10 | 10 |
| 1:1 | 10 Minutos | 10 | 15 |

La variación de la dosificación tendrá un criterio en función a la presión y al tiempo.

Se procederá a la utilización de un mortero de arena/cemento/agua en relación 1:1:1, pero cuando el consumo fuera mayor de 15 bolsas en la relación de lechada de agua/cemento 1:1.

Según estas pautas en obra se hizo las pruebas respectivas para diferentes valores de la relación a/c, obteniéndose los siguientes valores (ver cuadros de Pruebas de Laboratorio XVIA y XVIB) de la misma manera mostramos los cuadros XVIC, XVID y XVIIE de las pruebas de tiempo de fragua para diferentes relaciones agua/aditivo.

De los ensayos podemos concluir:

- Lechada N°01; mezclas muy diluidas con relación de a/c 2:1 y 3:1 que son empleados en algunos tratamientos de inyección, no son convenientes pues sus mezclas no presentan buenas propiedades durante la inyección y después su fragua pasados las 5 horas se ha observado que no llega a su final. El porcentaje de sedimentación o exudación son muy altos después de 120 minutos, tal como se indica en el cuadro, de 50 a 62%, y la densidad de la suspensión es relativamente baja, favoreciendo el porcentaje de sedimentación alto, se considera esta mezcla con el calificativo de malo a regular.
- Lechada N°02; Esta mezcla tiene buenas propiedades para el tratamiento de inyección principalmente la relación a/c 0.7:1, 0.8:1, y 1:1 tienen un factor de sedimentación estables después de 120 minutos, ya que en la práctica valores de 5 a 10% de sedimentación son aceptables y utilizados en muchas obras.

Electrioperú S.A.

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Contratista: Octavio Bertolero S.A.

Supervisión: Asociación Motilma - Geoservice

CUADRO XVIA.- PRUEBA DE LABORATORIO EN OBRA

MEZCLA LECHADA N°01

CARACTERÍSTICAS DE LAS MEZCLAS PARA INYECCIÓN DE CONSOLIDACIÓN

| AGUA KG | CEMENTO KG | PROPOR- CIÓN A/C | BENTO- NITA 3% (KG) | FLUIDEZ O VISCOCIDAD MARSH-Seg | SEDIMENTACION O EXUDACION % (TIEMPO) | | | | | | DENSIDAD DE LA MEZCLA kg/m³ | TIEMPO DE FRAGUA | |
|------------|---------------|------------------------|---------------------------|--------------------------------------|---|-----|-----|------|------|------|-----------------------------------|---------------------|-----------|
| | | | | | 30' | 60' | 90' | 120' | 150' | 180' | | INICIAL | FINAL |
| 128,00 | 42,50 | 3:1 | 1,275 | 31,60 | 35 | 56 | 61 | 62 | 62 | 62 | 1,213 | 5hrs | Sin Final |
| 85,00 | 42,50 | 2:1 | 1,275 | 33,00 | 18 | 34 | 50 | 55 | 55 | 55 | 1,281 | 4hrs | Lenta |
| 42,50 | 42,50 | 1:1 | 1,275 | 37,30 | 6 | 10 | 15 | 27 | 27 | 28 | 1,483 | 1h40' | 6h20' |

Electrioperú S.A.

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Contratista: Octavio Bertolero S.A.

Supervisión: Asociación Motima - Geoservice

CUADRO XVII.- PRUEBA DE LABORATORIO EN OBRA

MEZCLA LECHADA N°02

CARACTERÍSTICAS DE LAS MEZCLAS PARA INYECCIÓN DE CONSOLIDACIÓN

| AGUA KG | CEMENTO KG | PROPOR- CIÓN A/C | BENTO- NITA 3% (KG) | FLUIDEZ O VISCOCIDAD MARSH-Seg | SEDIMENTACION O EXUDACION % (TIEMPO) | | | | | | DENSIDAD DE LA MEZCLA kg/m³ | TIEMPO DE FRAGUA | |
|------------|---------------|------------------------|---------------------------|--------------------------------------|---|-----|-----|------|------|------|-----------------------------------|---------------------|-------|
| | | | | | 30' | 60' | 90' | 120' | 150' | 180' | | INICIAL | FINAL |
| 21,25 | 42,50 | 0.5:1 | 1,275 | No Pasa | - | 1 | - | 2 | - | - | 1,856 | 10' | 3h |
| 29,75 | 42,50 | 0.7:1 | 1,275 | 1'10" | 4 | 5 | 6,8 | 7,8 | 8,1 | 8,1 | 1,678 | 40' | 4h30' |
| 34,00 | 42,50 | 0.8:1 | 1,275 | 42" | 4 | 8 | 12 | 13 | 13 | 13 | 1,602 | 1h | 5h |
| 42,50 | 42,50 | 1:1 | 1,275 | 39" | 5 | 12 | 21 | 25 | 25 | 5 | 1,528 | 1h30' | 6h |

Electrioperú S.A.

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Contratista: Octavio Bertolero S.A.

Supervisión: Asociación Motilma - Geoservice

CUADRO XVIC.- PRUEBA DE LABORATORIO DE OBRA

CEMENTO : 1
AGUA : 0.89-0.95
ADICRET : VARIOS FACTORES CON AGUA
BENTONITA : 3% EN PESO DE CEMENTO

TIEMPO DE FRAGUA (MEZCLAS PARA INYECCION DE CONSOLIDACION)

LECHADA : CON ACELERANTE (ADICRET) N°3

| COMPONENTES | RELACION : ADITIVO - AGUA | | | | | | | |
|-------------------------|---------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 1:10 | 1:11 | 1:12 | 1:13 | 1:14 | 1:15 | 1:16 | 1:18 |
| CEMENTO (Kg) | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 |
| AGUA (Kg) | 38,20 | 38,70 | 39,00 | 39,30 | 39,50 | 39,70 | 39,90 | 40,20 |
| ADITIVO (Lit) | 4,30 | 3,80 | 3,50 | 3,20 | 3,00 | 2,80 | 2,60 | 2,30 |
| BENTONITA %(Kg) | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 |
| | | | | | | | | |
| TIEMPO DE FRAGUA | | | | | | | | |
| HORA INICIAL MEZCLA | 11' | 15' | 18' | 25' | 45' | 1h | 1h30' | 1h30' |
| HORA FINAL | 25' | 33' | 38' | 1h | 2h45' | 3h20' | 4h | 5h20' |
| | | | | | | | | |

Electrioperú S.A.

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Contratista: Octavio Bertolero S.A.

Supervisión: Asociación Motilma - Geoservice

CUADRO XVID.- PRUEBA DE LABORATORIO DE OBRA

CEMENTO : 1
AGUA : 1,8
ADICRET : VARIOS FACTORES CON AGUA
BENTONITA : 3% EN PESO DE CEMENTO

TIEMPO DE FRAGUA (MEZCLAS PARA INYECCION DE CONSOLIDACION)

LECHADA : CON ACELERANTE (ADICRET) N°4

| COMPONENTES | RELACION : ADITIVO - AGUA | | | | | | | |
|-------------------------|---------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 1:10 | 1:11 | 1:12 | 1:13 | 1:14 | 1:15 | 1:16 | 1:18 |
| CEMENTO (Kg) | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 |
| AGUA (Kg) | 76,50 | 77,30 | 78,00 | 78,50 | 79,00 | 79,40 | 79,70 | 80,30 |
| ADITIVO (Lit) | 8,50 | 7,70 | 7,00 | 6,50 | 6,00 | 5,60 | 5,30 | 4,70 |
| BENTONITA %(Kg) | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 |
| | | | | | | | | |
| TIEMPO DE FRAGUA | | | | | | | | |
| HORA INICIAL MEZCLA | 24h | 30' | 40' | 1h10' | 1h24' | 2h | 2h | 2h |
| HORA FINAL | 1h | 1h30' | 2h | 2h30' | 3h10' | 4h | 6h20' | 7h |
| | | | | | | | | |

Electrioperú S.A.

Obra: Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rio Moya

Contratista: Octavio Bertolero S.A.

Supervisión: Asociación Motima - Geoservice

CUADRO XVII.- PRUEBA DE LABORATORIO DE OBRA

CEMENTO : 1
AGUA : 2.7-2.8
ADICRET : VARIOS FACTORES CON AGUA
BENTONITA : 3% EN PESO DE CEMENTO

TIEMPO DE FRAGUA (MEZCLA PARA INYECCION DE CONSOLIDACION)

LECHADA : CON ACELERANTE (ADICRET) N°5

| COMPONENTES | RELACION : ADITIVO - AGUA | | | | | | | |
|-------------------------|---------------------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | 1:10 | 1:11 | 1:12 | 1:13 | 1:14 | 1:15 | 1:16 | 1:18 |
| CEMENTO (Kg) | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 | 42,50 |
| AGUA (Kg) | 115,20 | 116,40 | 117,40 | 118,20 | 118,90 | 119,50 | 120,00 | 120,90 |
| ADITIVO (Lit) | 12,80 | 11,60 | 10,60 | 9,80 | 9,10 | 8,50 | 8,00 | 7,10 |
| BENTONITA %(Kg) | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 | 1,275 |
| | | | | | | | | |
| TIEMPO DE FRAGUA | | | | | | | | |
| HORA INICIAL MEZCLA | Muy Rápido | 23' | 40' | 1h | 1h13' | 1h20' | 1h30' | 1h30' |
| HORA FINAL | Muy Rápido | 41' | 1h40' | 2h | 3h | 5h | 7h | 7h30' |
| | | | | | | | | |

d) Presiones de Inyección

d.1) De Consolidación en la Roca

Tanto para la lechada de cemento como para el mortero, la presión de inyección no podrá sobrepasar el valor límite de 10kg/cm^2 . La inyección no deberá ser iniciada antes que el concreto alcance la resistencia $f'c$ especificada.

d.2) De Contacto Concreto/Roca

Tanto para la lechada de cemento como para el mortero, la presión de inyección no podrá sobrepasar el valor límite de 2 a 3kg/cm^2 . La inyección no deberá ser iniciada antes que el concreto alcance la resistencia $f'c$ especificada.

d.3) Presiones de Inyección

Las presiones a emplear en la realización de las inyecciones del túnel conexión será siguiendo el criterio de mantener 2.00kg/cm^2 como constante debido a que tenemos una presión interna de agua medida y calculada.

Con esta presión constante podemos indicar que estos son los siguientes parámetros de presión a utilizar durante el tratamiento:

CUADRO XVII.- PRESIONES DE INYECCIÓN RECOMENDADAS A APLICAR EN LOS SONDAJES.

| TRAMO | PRESION |
|----------|-----------------------|
| 0 – 5m | 4.0 kg/cm^2 |
| 5 – 10m | 6.0 kg/cm^2 |
| 10 – 15m | 8.0 kg/cm^2 |
| 15 – 20m | 10.0 kg/cm^2 |
| 20 – 25m | 8.0 kg/cm^2 |

Cuando se menciona la presión máxima se indica esta como presión final o también presión de rechazo. Se tiene la necesidad

de usar una presión baja en los primeros tramos con el fin de evitar que exista empuje hacia las diaclasas y fisuras abiertas y además evitar las fugas de lechadas hacia las fallas geológicas mayores, pensamos que los resultados serán buenos y en caso de fugas de lechada a través de fisuras pequeñas será controlado con tapones de diablo fuerte (mezcla cemento – yeso en proporción 1:1).

La lechada o mortero de cemento podrá inyectarse a presiones evaluadas analizando detalladamente los soportes de inyección y habrá que modificar las presiones mencionadas.

d.4) Interrupción de Inyección

No se debe permitir la interrupción de la inyección de un tramo ya empezado, salvo por falta de energía eléctrica o aire comprimido. En este caso, inmediatamente restablecida la energía se deberá limpiar enérgicamente el taladro, bombeando agua a presión con la misma bomba, para permitir que al reanudar la inyección, el tramo continúe absorbiendo.

d.5) Criterio para la Conclusión de Inyecciones

Podrá ser utilizado uno de los siguientes criterios, según los cuales la inyección será considerada concluida:

- Cuando se verifique una absorción con cerca del 75% de la presión máxima especificada.
- Cuando la absorción de un taladro fuera igual o inferior a 20 litros para cada 20 minutos a la presión de rechazo, una vez mantenida la presión máxima, conforme al tipo de inyección.
- Después de concluida la inyección el taladro continuará obturado por un período suficiente, de modo que evite el flujo del material inyectado.

7.2.2 Equipos

a) Equipos de ejecución de los taladros

En la ejecución de los taladros, podrán ser utilizados equipos de percusión o rotativos, observándose como criterio, los tramos que tienen armadura y/o cimbras. Los taladros serán ejecutados con 1 ½" y 1 5/8" de diámetro (38mm. a 41mm.).

b) Equipo de Mezclado

La mezcla de los componentes, tanto de la lechada como del mortero son de agitación constante, una de las cuales será para la preparación de la mezcla y la otra como agitador de la mezcla ya preparada de manera de obtener la emulsión en movimiento con el fin de impedir la segregación de los materiales hasta el inicio de la inyección. Estas mezcladoras deben tener una capacidad de 500 a 1,000 litros y estar equipadas con un sistema de filtros removibles para tener los grumos de cemento, papel y otras impurezas de la mezcla. El amasado de la mezcla deberá ser por lo menos de 2 minutos y el volumen de la mezcla preparada para ser inyectada será siempre mantenida al mínimo, con el fin de hacer factible un cambio de dosificación rápidamente y de esta manera evitar pérdidas importantes al momento de rechazo.

c) Equipo para Inyectado

El equipo que se cuenta para realizar los trabajos de inyección de cemento es una bomba de doble pistón con rango de presión de hasta 30kg/cm², con un caudal constante mínimo de lechada de cemento - agua - bentonita hasta 500 litros por minuto.

La línea de bombeo deberá contar con dos manómetros provistos de protectores contra obturación y tanques de estabilización a la salida de la bomba. El sistema instalado estará provisto de un dispositivo de retorno para devolver la mezcla al agitador permitiendo un eficiente

control de la presión de inyectado e impidiendo a una variación o aumento brusco y repentino de la misma.

El equipo principal estará complementado con tuberías y mangueras de alta presión, obturadores, manómetros y con un stock de accesorios de mayor uso que se estime se requerirá durante todo el proceso de inyectado. Las líneas de abastecimiento de mortero no serán menores a un diámetro interior a 1.5" y los manómetros serán de suficiente presión, de lectura fácil con escalas de hasta 35kg/cm².

d) Equipos de Obstrucción

Serán instalados obturadores provistos de registros, para retención del material inyectado a través de los taladros en el revestimiento del túnel, tanto para la lechada de cemento cuanto para el mortero. Estas pueden ser manuales y/o accionadas a presión hidráulica.

7.2.3 Métodos y Procedimiento

a) Inyección en Etapas Descendentes

Significa el proceso de perforación de un taladro hasta una profundidad limitada, la instalación de un tapón anular y la inyección del taladro (permitiendo que el material de relleno inyectado alrededor del taladro fragüe lo suficiente para prevenir su entrada al taladro cuando este sea limpiado), la limpieza del taladro, la perforación del taladro hasta una etapa mas profunda, la instalación de un tapón anular en el fondo de la etapa inyectada previamente o en cualquier otra parte, el inyectado de una etapa, y la continuación sucesiva en forma similar de cuerdo a la cantidad de ciclos de perforación e inyectado, según se requiera.

b) Inyección en Etapas Ascendentes

Significa el proceso de perforación de un taladro a profundidad completa en una operación e inyección a partir del extremo del taladro.

hacia la superficie en etapas sucesivas instalado los tapones anulares a profundidades predeterminadas.

Las inyecciones de los taladros de consolidación en roca tendrán inicio con agua, antes de hacerlo con la lechada de cemento. Este procedimiento tiene como objetivo evaluar el grado de fracturamiento del macizo rocoso y la absorción, con lo cual se indicará la dosificación de la lechada, tal como muestra los diagramas de Leugeon del sondaje SI-LCH01-N°01-07.

Las inyecciones de contacto solamente serán iniciadas cuando el concreto del revestimiento presente por lo menos la resistencia especificada mínima del proyecto (f^c).

Después de la prueba con agua, para los taladros de consolidación, de modo general la inyección siempre empezará con lechada de cemento. Sin embargo, variándose la proporción de los ingredientes para hacerla mas espesa, la velocidad de absorción permanecerá elevada (presión del orden de 0.50kgf/cm^2 para inyecciones de contacto y del orden de 2.00kg/cm^2 para inyecciones de consolidación en la lectura del manómetro en la boca del taladro); después de la inyección de 15 bolsas de cemento, la inyección tendrá seguimiento con mortero conforme al diseño para mortero en las inyecciones de consolidación mencionada anteriormente.

En el caso de verificar un aumento brusco de presión (caída brusca de la velocidad de absorción), luego de iniciar la inyección de mortero, la misma será interrumpida y el taladro será lavado e inyectado de nuevo con lechada, con la misma relación agua cemento de la última lechada utilizada

c) Secuencia de Inyección

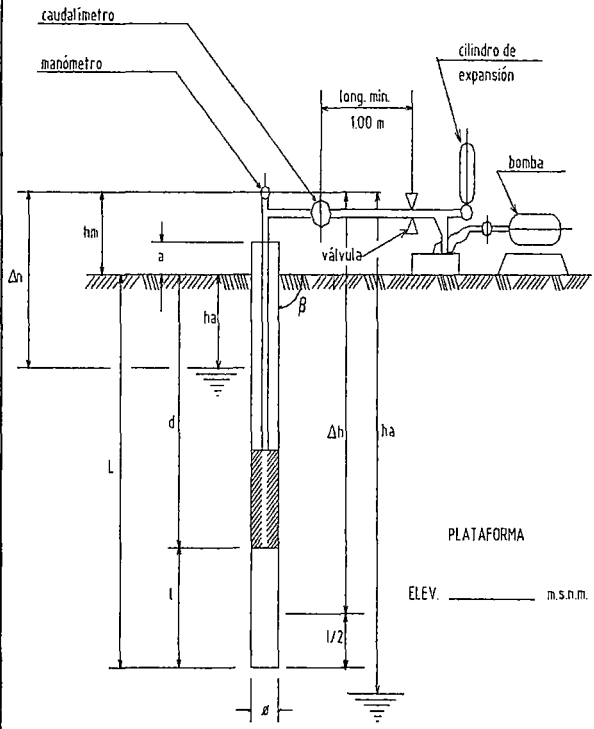
Con las consideraciones anteriores la secuencia de inyección será de la siguiente manera:

| | | PATRONES TIPOS DE RESULTADOS DE PRUEBAS LUGEON | | | |
|---------------|----------------------------|--|---|--|-------------------------|
| TIPO DE FLUJO | ETAPAS | PATRONES LUGEON | INTERPRETACION DE LOS PATRONES | VALOR A USAR COMO UNIDAD LUGEON | CURVA DE INTERPRETACION |
| LAMINAR | 1º 2º 3º 4º 5º | | Los 5 valores Lugeon son aproximadamente iguales | Se usa el promedio de los 5 valores | |
| TURBULENTO | 1º 2º 3º 4º 5º | | El valor Lugeon mas bajo ocurre en la presión máxima | Se usa el valor Lugeon para la presión máxima | |
| DILATACIÓN | 1º 2º 3º 4º 5º | | El valor Lugeon más alto ocurre en la presión máxima | Se usan los valores Lugeon para las presiones mínimas y/o medias | |
| EROSIÓN | 1º 2º 3º 4º 5º | | Los valores Lugeon aumentan en el proceso de la prueba (por cambios en el medio rocoso) | Se usa el valor Lugeon más alto | |
| RELLENO | 1º 2º 3º 4º 5º | | Los Lugeones decrecen en el proceso de la prueba (los vacíos son gradualmente rellenos) | Se usa el valor Lugeon más bajo | |

CLASIFICACION DEL VALOR LUGEON REPRESENTATIVO

- 0 - 1 U.L. - MUY FAVORABLE
- 1 - 3 U.L. - FAVORABLE
- 3 - 10 U.L. - DESFAVORABLE
- > 10 U.L. - MUY DESFAVORABLE

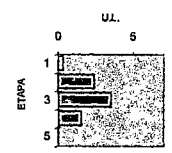
AUTOR : HOULSBY 1976



- hm = ALTURA DEL MANOMETRO 0,00 m
- e = DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO 2,44 pulg
- a = ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO 0,00 m
- ha = COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO 0,00 m
-)h = SOBRECARGA HIDRAULICA 0,00 m
- d = PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR 2,00 m
- L = PROFUNDIDAD DE PERFORACION 5,00 m
- β = INCLINACION C/HORIZONTAL 0,00 °
-)h' =)h CORREGIDA = sen β x)h 0,00 m
- l = LONGITUD TRAMO DE ENSAYO 3,00 m
- ø = DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO 7,60 cm
- P_{EF} = PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDIO DEL TRAMO DE ENSAYO
-)p = PERDIDAS DE CARGA
- q = VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO
- Q = CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML. DE TRAMO DE ENSAYO
- UL = UNIDAD LUGEON (Q x 10 / P_{ef})
- G = CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO

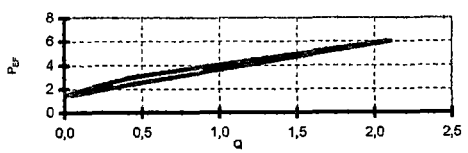
| TIEMPO EN MINUTO | PM= 1,50 kg/cm2 | | PM= 3,00 kg/cm2 | | PM= 6,00 kg/cm2 | | PM= 3,00 kg/cm2 | | PM= 1,50 kg/cm2 | |
|----------------------------|-----------------|----------|-----------------|----------|-----------------|------|-----------------|------|-----------------|------|
| | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) |
| 0 | 644,2 | | 648,5 | | 682,0 | | 750,0 | | 762,4 | |
| 1 | 644,4 | 0,1 | 650,9 | 2,4 | 688,7 | 6,7 | 751,3 | 1,3 | 762,4 | 0,0 |
| 2 | 644,6 | 0,2 | 653,2 | 2,3 | 695,2 | 6,5 | 752,7 | 1,4 | 762,4 | 0,0 |
| 3 | 644,8 | 0,3 | 655,4 | 2,2 | 701,7 | 6,5 | 754,1 | 1,4 | 762,4 | 0,0 |
| 4 | 645,0 | 0,2 | 657,6 | 2,2 | 708,1 | 6,4 | 755,4 | 1,3 | 762,4 | 0,0 |
| 5 | 645,1 | 0,1 | 659,8 | 2,2 | 714,4 | 6,3 | 756,9 | 1,5 | 762,4 | 0,0 |
| 6 | 645,2 | 0,1 | 662,0 | -7,8 | 720,7 | 6,3 | 758,3 | 1,4 | 762,4 | 0,0 |
| 7 | 645,3 | 0,1 | 664,0 | 12,0 | 726,9 | 6,2 | 759,7 | 1,4 | 762,4 | 0,0 |
| 8 | 645,4 | 0,1 | 666,0 | 2,0 | 733,1 | 6,2 | 761,1 | 1,4 | 762,4 | 0,0 |
| 9 | 645,5 | 0,1 | 668,0 | 2,0 | 739,3 | 6,2 | 762,4 | 1,3 | 762,4 | 0,0 |
| 10 | 645,6 | 0,1 | 670,1 | 2,1 | 745,2 | 5,9 | 763,7 | 1,3 | 762,4 | 0,0 |
| qt (l) = | | 1,4 | | 21,6 | | 63,2 | | 13,7 | | 0,0 |
| G (l/min) = | | 0,1 | | 2,2 | | 6,3 | | 1,4 | | 0,0 |
| Q (l/min/m) = | | 0,0 | | 0,7 | | 2,1 | | 0,5 | | 0,0 |
| P (kg/cm2) = | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 |
| P _{ef} (kg/cm2) = | | 1,5 | | 3,0 | | 6,0 | | 3,0 | | 1,5 |
| UL = | | 0,3 | | 2,4 | | 3,5 | | 1,5 | | 0,0 |

GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON



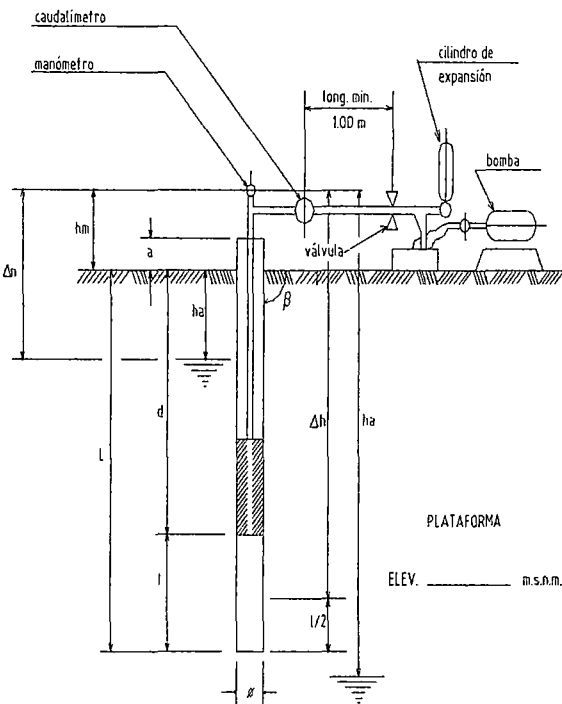
UNIDAD LUGEON SELECCIONA 1,95
K (PERMEABILIDAD) 2,54E-05

$P_{EF} = PM - (P) +)h' / 10$



OBSERVACIONES a la presión de 1.5 Kg / cm2 final, no hay permeabilidad sale agua con un caudal de 2.5 lt / min.

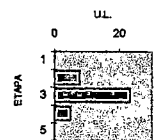
| | | | | | |
|------------------------|---------------------------------|---|---|-----------|----------|
| OCTAVIO BERTOLERO S.A. | | REGISTRO DE PERDIDA DE AGUA A PRESION LUGEON | | | |
| PROYECTO: | REGULACION RIO MOYA | PROF DE ENSAYO DE: | 6,00 A 8,00 m | SONDEO N° | SLCHI-01 |
| AREA: | CONEXIÓN TUNEL LAGUNA CHILICCHA | FECHA: | 14/01/1999 Hr INICIO: 10:40 FIN: 12:00 am | ENSAYO N° | 2 |
| | | LITOLÓG DEL TRAMO: | CALIZAS | | |



- hm = ALTURA DEL MANOMETRO 0,00 m
- e = DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO 2,44 pulg
- a = ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO 0,00 m
- ha = COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO 0,00 m
-)h = SOBRECARGA HIDRAULICA 0,00 m
- d = PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR 5,00 m
- L = PROFUNDIDAD DE PERFORACION 8,00 m
- β = INCLINACION C/HORIZONTAL 0,00 °
-)h' =)h CORREGIDA = sen β x)h 0,00 m
- l = LONGITUD TRAMO DE ENSAYO 3,00 m
- Ø = DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO 7,60 cm
- PeF = PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDIO DEL TRAMO DE ENSAYO
-)p = PERDIDAS DE CARGA
- q = VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO
- Q = CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML. DE TRAMO DE ENSAYO
- UL = UNIDAD LUGEON (Q x 10 / PeF)
- G = CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO

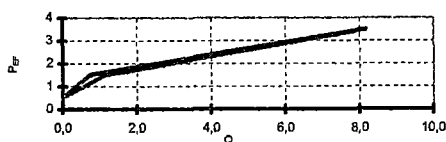
| TIEMPO EN MINUTO | PM= 0,50 kg/cm2 | | PM= 1,50 kg/cm2 | | PM= 3,50 kg/cm2 | | PM= 1,50 kg/cm2 | | PM= 0,50 kg/cm2 | |
|------------------|-----------------|----------|-----------------|----------|-----------------|-------|-----------------|------|-----------------|------|
| | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) |
| 0 | 706,7 | 0,0 | 701,0 | 3,4 | 800,0 | 25,0 | 1064,5 | 2,0 | 1090,0 | 0,0 |
| 1 | 706,7 | 0,0 | 704,4 | 3,6 | 825,0 | 24,0 | 1066,5 | 2,0 | 1090,0 | 0,0 |
| 2 | 706,7 | 0,0 | 708,0 | 3,6 | 849,0 | 25,8 | 1068,5 | 2,1 | 1090,0 | 0,0 |
| 3 | 706,7 | 0,0 | 711,6 | 3,5 | 874,8 | 24,7 | 1070,6 | 2,1 | 1090,0 | 0,0 |
| 4 | 706,7 | 0,0 | 715,1 | 3,5 | 899,5 | 24,5 | 1072,7 | 2,2 | 1090,0 | 0,0 |
| 5 | 706,7 | 0,0 | 718,6 | 3,5 | 924,0 | 24,3 | 1074,9 | 2,2 | 1090,0 | 0,0 |
| 6 | 706,7 | 0,0 | 722,1 | 3,3 | 948,3 | 24,5 | 1077,1 | 2,2 | 1090,0 | 0,0 |
| 7 | 706,7 | 0,0 | 725,4 | 3,5 | 972,8 | 24,3 | 1079,3 | 2,4 | 1090,0 | 0,0 |
| 8 | 706,7 | 0,0 | 728,9 | 3,4 | 997,1 | 24,2 | 1081,7 | 2,3 | 1090,0 | 0,0 |
| 9 | 706,7 | 0,0 | 732,3 | 3,4 | 1021,3 | 24,0 | 1084,0 | 2,4 | 1090,0 | 0,0 |
| 10 | 706,7 | 0,0 | 735,7 | 3,4 | 1045,3 | 24,5 | 1086,4 | 2,2 | 1090,0 | 0,0 |
| qt (l) | = | 0,0 | | 34,7 | | 245,3 | | 21,9 | | 0,0 |
| G (l/min) | = | 0,0 | | 3,5 | | 24,5 | | 2,2 | | 0,0 |
| Q (l/min/m) | = | 0,0 | | 1,2 | | 8,2 | | 0,7 | | 0,0 |
|)P (kg/cm2) | = | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 |
| PeF (kg/cm2) | = | 0,5 | | 1,5 | | 3,5 | | 1,5 | | 0,5 |
| UL | = | 0,0 | | 7,7 | | 23,4 | | 4,9 | | 0,0 |

GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON



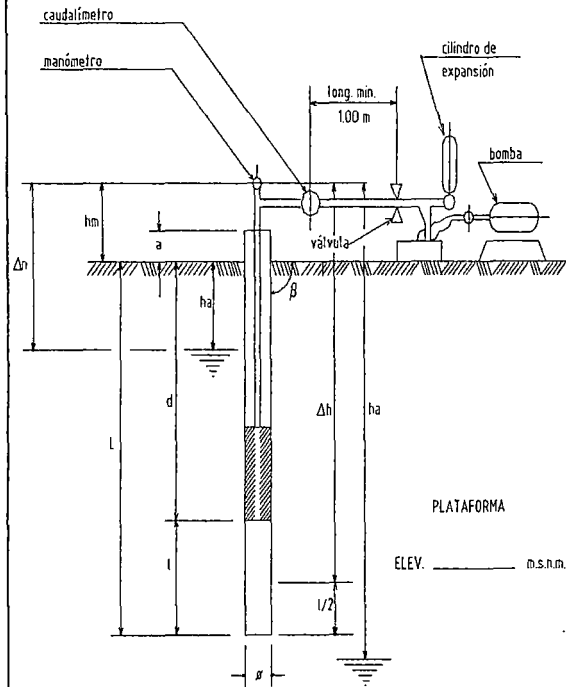
UNIDAD LUGEON SELECCIONAL **6,30**
 K (PERMEABILIDAD) **8,19E-05**

$$P_{eF} = PM -)P +)h' / 10$$



OBSERVACIONES Con presiones iniciales de 2 kg/cm² no se pudo obtener inyección de agua, al contrario se tuvo un retorno de un caudal de 3.57 l/min. Y U.L.=5.86 con la presión indicada
Aforo de agua 0.09 l/seg.

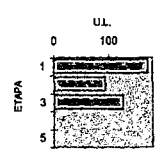
| | | | | | | | |
|------------------------|----------------------------------|--|------------|------------|-----------|--------------------------------------|-----------|
| OCTAVIO BERTOLERO S.A. | | REGISTRO DE PERDIDA DE AGUA A PRESION LUGEON | | | | SUPERVISION ASOC. MOTLIMA-GEOSERVICE | |
| PROYECTO: | REGULACION RIO MOYA | PROF DE ENSAYO DE: | 8,05 | A | 11,05 m | SONDEO N° | SH-CHI-01 |
| AREA: | CONEXIÓN TUNEL LAGUNA CHILICOCHA | FECHA: | 14/01/1999 | Hr INICIO: | 15:40 | FIN: | 18:35 |
| | | LITOLOG DEL TRAMO: | CALIZAS | | ENSAYO N° | 03 | |



- hm = ALTURA DEL MANOMETRO 0,00 m
- e = DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO 2,44 pulg
- a = ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO 0,00 m
- ha = COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO 0,00 m
- jh = SOBRECARGA HIDRAULICA 0,00 m
- d = PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR 8,05 m
- L = PROFUNDIDAD DE PERFORACION 11,05 m
- B = INCLINACION C/HORIZONTAL 0,00 °
-)h =)h CORREGIDA = sen B x)h 0,00 m
- l = LONGITUD TRAMO DE ENSAYO 3,00 m
- ø = DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO 7,60 cm
- PEF = PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDIO DEL TRAMO DE ENSAYO
-)p = PERDIDAS DE CARGA
- q = VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO
- Q = CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML. DE TRAMO DE ENSAYO
- UL = UNIDAD LUGEON (Q x 10 / Pef)
- G = CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO

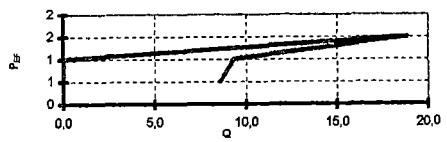
| TIEMPO EN MINUTO | PM= 0,50 | | PM= 1,00 | | PM= 1,50 | | PM= 1,00 | | PM= 0,50 | |
|------------------|----------------|----------|----------------|----------|----------------|-------|----------------|------|----------------|------|
| | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) |
| 0 | 2100,0 | | 2380,0 | | 2720,0 | | 3290,0 | | 3290,0 | |
| 1 | 2142,5 | 42,5 | 2414,0 | 34,0 | 2777,0 | 57,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 2 | 2183,0 | 40,5 | 2447,0 | 33,0 | 2834,0 | 57,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 3 | 2220,0 | 37,0 | 2480,0 | 33,0 | 2891,0 | 57,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 4 | 2254,0 | 34,0 | 2511,0 | 31,0 | 2947,0 | 56,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 5 | 2282,0 | 28,0 | 2539,0 | 28,0 | 3004,0 | 57,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 6 | 2304,0 | 22,0 | 2578,0 | 37,0 | 3060,0 | 56,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 7 | 2322,0 | 18,0 | 2591,0 | 15,0 | 3117,0 | 57,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 8 | 2339,0 | 17,0 | 2616,0 | 25,0 | 3173,0 | 56,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 9 | 2350,0 | 11,0 | 2638,0 | 22,0 | 3230,0 | 57,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| 10 | 2357,0 | 7,0 | 2660,0 | 22,0 | 3288,0 | 56,0 | 3290,0 | 0,0 | 3290,0 | 0,0 |
| qt (l) = | | 257,0 | | 280,0 | | 566,0 | | 0,0 | | 0,0 |
| G (l/min) = | | 25,7 | | 28,0 | | 56,6 | | 0,0 | | 0,0 |
| Q (l/min/m) = | | 8,6 | | 9,3 | | 18,9 | | 0,0 | | 0,0 |
|)P (kg/cm2) = | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 |
| PEF (kg/cm2) = | | 0,5 | | 1,0 | | 1,5 | | 1,0 | | 0,5 |
| UL | | 171,3 | | 93,3 | | 125,8 | | 0,0 | | 0,0 |

GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON



UNIDAD LUGEON SELECCIONAC 78,08
K (PERMEABILIDAD) 1,02E-03

$$P_{EF} = PM -)P + jh' / 10$$



OBSERVACIONES A los 8.5m , fractura con fuerte filtración de agua con una presión de 1,5 kg/cm2 inicial, y final 2.5 kg/cm2 con un caudal de 65.10 l/min. Aforo del agua 2.3 l/seg.

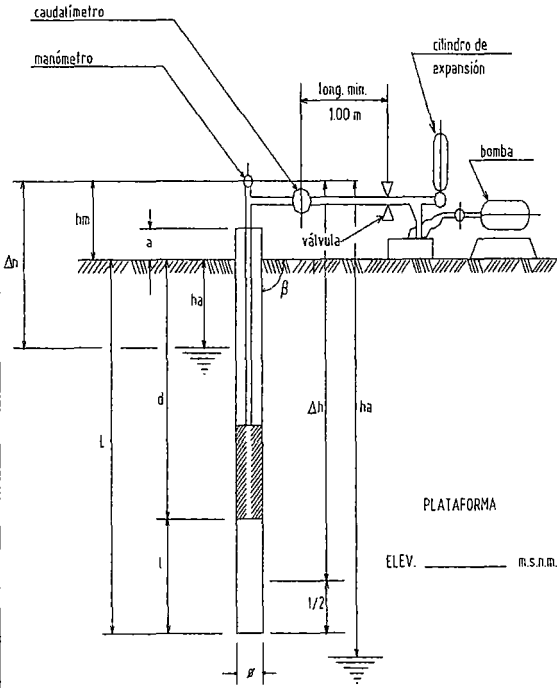


OCTAVIO BERTOLERO S.A.

REGISTRO DE PERDIDA DE AGUA A PRESION LUGEON

SUPERVISION
ASOC. MOTILIMA-GEOSERVICE

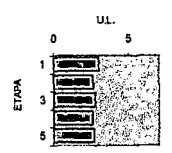
| | | |
|---|---|----------------------------|
| PROYECTO: <u>RÉGULACION RÍO MOYA</u> | PROF DE ENSAYO DE: <u>11,05 A 14,05 m</u> | SONDEO N° <u>SHLCHI-01</u> |
| AREA: <u>CONEXIÓN TUNEL LAGUNA CHILICOCHA</u> | FECHA: <u>16/01/1999</u> Hr INICIO: <u>02:40</u> FIN: <u>04:15 am</u> | ENSAYO N° <u>04</u> |
| | LITOLOG DEL TRAMO: <u>CALIZAS</u> | |



- hm = ALTURA DEL MANOMETRO **0,00 m**
- e = DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO **2,44 pulg**
- a = ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO **0,00 m**
- ha = COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO **0,00 m**
- jh = SOBRECARGA HIDRAULICA **0,00 m**
- d = PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR **11,05 m**
- L = PROFUNDIDAD DE PERFORACION **14,05 m**
- β = INCLINACION C/HORIZONTAL **0,00 °**
- jh CORREGIDA = sen β x jh **0,00 m**
- l = LONGITUD TRAMO DE ENSAYO **3,00 m**
- ø = DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO **7,60 cm**
- PeF = PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDIO DEL TRAMO DE ENSAYO
- jp = PERDIDAS DE CARGA
- q = VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO
- Q = CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML. DE TRAMO DE ENSAYO
- UL = UNIDAD LUGEON (Q x 10 / PeF)
- G = CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO

| TIEMPO EN MINUTO | PM= 3,00 kg/cm2 | | PM= 4,00 kg/cm2 | | PM= 5,00 kg/cm2 | | PM= 4,00 kg/cm2 | | PM= 3,00 kg/cm2 | |
|------------------|-----------------|------------------|-----------------|------------------|-----------------|--------------|-----------------|--------------|-----------------|--------------|
| | LECTURA CAUDAL | LECTURA q(l/min) | LECTURA CAUDAL | LECTURA q(l/min) | LECTURA CAUDAL | LECTURA q(l) | LECTURA CAUDAL | LECTURA q(l) | LECTURA CAUDAL | LECTURA q(l) |
| 0 | 6532,8 | | 6570,0 | | 6610,0 | | 6656,0 | | 6690,0 | |
| 1 | 6535,5 | 2,7 | 6573,2 | 3,2 | 6614,1 | 4,1 | 6659,2 | 3,2 | 6692,3 | 2,3 |
| 2 | 6538,3 | 2,8 | 6578,3 | 3,1 | 6618,4 | 4,3 | 6662,2 | 3,0 | 6694,7 | 2,4 |
| 3 | 6541,0 | 2,7 | 6579,4 | 3,1 | 6622,5 | 4,1 | 6665,3 | 3,1 | 6697,2 | 2,5 |
| 4 | 6543,7 | 2,7 | 6582,5 | 3,1 | 6626,8 | 4,3 | 6668,3 | 3,0 | 6699,6 | 2,4 |
| 5 | 6546,4 | 2,7 | 6585,6 | 3,1 | 6630,7 | 3,9 | 6671,4 | 3,1 | 6702,0 | 2,4 |
| 6 | 6549,1 | 2,7 | 6588,7 | 3,1 | 6634,7 | 4,0 | 6674,5 | 3,1 | 6704,4 | 2,4 |
| 7 | 6551,8 | 2,7 | 6591,8 | 3,1 | 6638,8 | 4,1 | 6677,5 | 3,0 | 6706,9 | 2,5 |
| 8 | 6554,5 | 2,7 | 6595,0 | 3,2 | 6643,0 | 4,2 | 6680,6 | 3,1 | 6709,4 | 2,5 |
| 9 | 6557,3 | 2,8 | 6598,1 | 3,1 | 6647,0 | 4,0 | 6683,7 | 3,1 | 6711,7 | 2,3 |
| 10 | 6560,0 | 2,7 | 6601,2 | 3,1 | 6651,1 | 4,1 | 6686,9 | 3,2 | 6714,2 | 2,5 |
| qt (l) | = | 27,2 | | 31,2 | | 41,1 | | 30,9 | | 24,2 |
| G (l/min) | = | 2,7 | | 3,1 | | 4,1 | | 3,1 | | 2,4 |
| Q (l/min/m) | = | 0,9 | | 1,0 | | 1,4 | | 1,0 | | 0,8 |
| jp (kg/cm2) | = | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 |
| PeF (kg/cm2) | = | 3,0 | | 4,0 | | 5,0 | | 4,0 | | 3,0 |
| UL | | 3,0 | | 2,6 | | 2,7 | | 2,6 | | 2,7 |

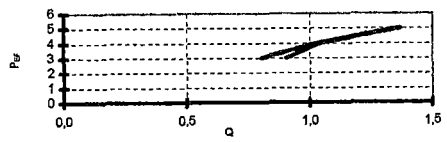
GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON




UNIDAD LUGEON SELECCIONAR **2,70**

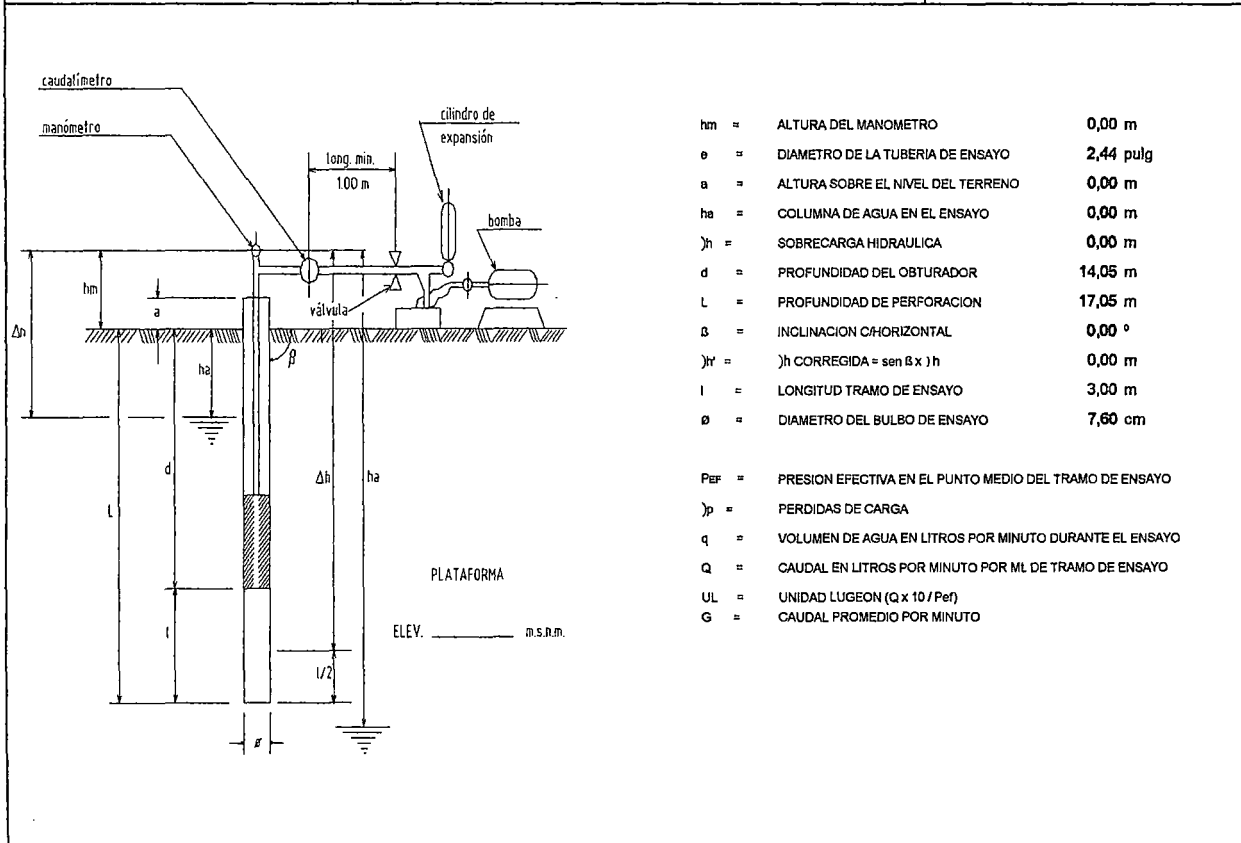
K (PERMEABILIDAD) **3,51E-05**

$$P_{eF} = PM - jP + jh' / 10$$



OBSERVACIONES **Aforo del agua 1.73 lV seg.**

| | | | | | | | |
|---|----------------------------------|---|------------|------------|-----------|---|------------|
|  OCTAVIO BERTOLERO S.A. | | REGISTRO DE PERDIDA DE AGUA A PRESION LUGEON | | | | SUPERVISION ASOC. MOTLIMA-GEOSERVICE | |
| PROYECTO: | REGULACION RIO MOYA | PROF DE ENSAYO DE: | 14,05 | A | 17,05 | SONDEO N° | SI-LCHL-01 |
| AREA: | CONEXIÓN TUNEL LAGUNA CHILICOCHA | FECHA: | 16/01/1999 | Hr INICIO: | 09:22 | FIN: | 04:15 am |
| | | LITOLÓG DEL TRAMO: | CALIZAS | | ENSAYO N° | 65 | |

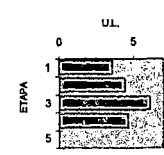


- hm = ALTURA DEL MANOMETRO 0,00 m
- e = DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO 2,44 pulg
- a = ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO 0,00 m
- ha = COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO 0,00 m
-)h = SOBRECARGA HIDRAULICA 0,00 m
- d = PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR 14,05 m
- L = PROFUNDIDAD DE PERFORACION 17,05 m
- β = INCLINACION C/HORIZONTAL 0,00 °
-)h =)h CORREGIDA = sen β x)h 0,00 m
- l = LONGITUD TRAMO DE ENSAYO 3,00 m
- ø = DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO 7,60 cm

- PeF = PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDIO DEL TRAMO DE ENSAYO
-)p = PERDIDAS DE CARGA
- q = VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO
- Q = CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML DE TRAMO DE ENSAYO
- UL = UNIDAD LUGEON (Q x 10 / PeF)
- G = CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO

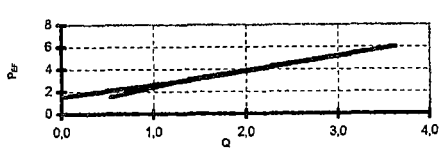
| TIEMPO EN MINUTO | PM= 1,50 kg/cm2 | | PM= 3,00 kg/cm2 | | PM= 6,00 kg/cm2 | | PM= 3,00 kg/cm2 | | PM= 1,50 kg/cm2 | |
|------------------|-----------------|----------|-----------------|----------|-----------------|-------|-----------------|------|-----------------|------|
| | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) |
| 0 | 726,0 | | 750,0 | | 800,0 | | 913,0 | | 950,0 | |
| 1 | 726,6 | 1,6 | 754,2 | 4,2 | 811,0 | 11,0 | 917,0 | 4,0 | 950,0 | 0,0 |
| 2 | 728,2 | 1,6 | 758,2 | 4,0 | 823,0 | 12,0 | 921,1 | 4,1 | 950,0 | 0,0 |
| 3 | 730,0 | 1,8 | 762,2 | 4,0 | 833,0 | 10,0 | 925,2 | 4,1 | 950,0 | 0,0 |
| 4 | 731,5 | 1,5 | 766,2 | 4,0 | 844,0 | 11,0 | 929,3 | 4,1 | 950,0 | 0,0 |
| 6 | 733,1 | 1,6 | 770,2 | 4,0 | 855,0 | 11,0 | 933,5 | 4,2 | 950,0 | 0,0 |
| 6 | 734,7 | 1,6 | 774,1 | 3,9 | 865,0 | 10,0 | 937,7 | 4,2 | 950,0 | 0,0 |
| 7 | 736,3 | 1,6 | 778,0 | 3,9 | 876,0 | 11,0 | 941,9 | 4,2 | 950,0 | 0,0 |
| 8 | 737,9 | 1,6 | 781,8 | 3,8 | 887,0 | 11,0 | 946,0 | 4,1 | 950,0 | 0,0 |
| 9 | 739,5 | 1,6 | 785,6 | 3,8 | 898,0 | 11,0 | 950,2 | 4,2 | 950,0 | 0,0 |
| 10 | 741,0 | 1,5 | 789,5 | 3,9 | 909,0 | 11,0 | 954,4 | 4,2 | 950,0 | 0,0 |
| qt (l) = | | 16,0 | | 39,5 | | 109,0 | | 41,4 | | 0,0 |
| G (l/min) = | | 1,6 | | 4,0 | | 10,9 | | 4,1 | | 0,0 |
| Q (l/min/m) = | | 0,5 | | 1,3 | | 3,6 | | 1,4 | | 0,0 |
|)P (kg/cm2) = | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 | | 0,0 |
| PeF (kg/cm2) = | | 1,5 | | 3,0 | | 6,0 | | 3,0 | | 1,5 |
| UL | | 3,6 | | 4,4 | | 6,1 | | 4,6 | | 0,0 |

GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON



UNIDAD LUGEON SELECCIONAC 4,50
K (PERMEABILIDAD) 5,85E-05

$$P_{EF} = PM -)P +)h' / 10$$



OBSERVACIONES A la presión 1.5 kg/cm2 de la última lectura no hay ingreso de agua hacia la roca, al contrario sale agua con 15 lt/min.

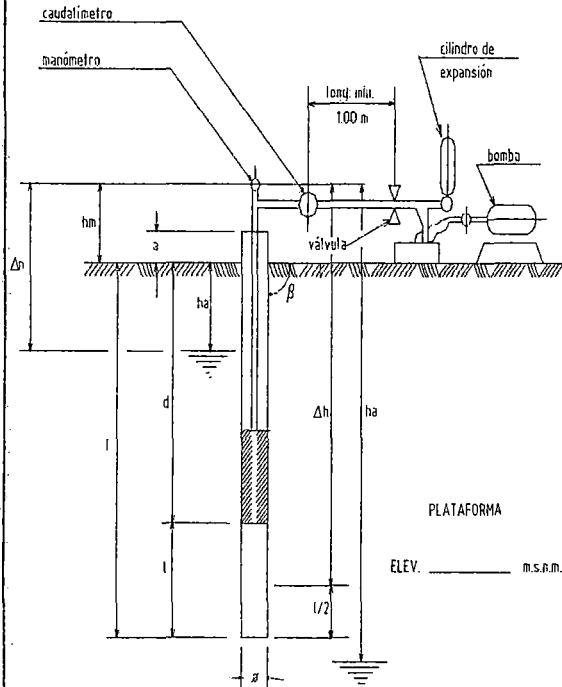


OCTAVIO BERTOLERO S.A.

REGISTRO DE PERDIDA DE AGUA A PRESION LUGEON

SUPERVISION
ASOC. MOTILIMA-GEOSERVICE

| | | | | | | | | | |
|-----------|----------------------------------|--------------------|------------|------------|-------|------|-----------|-----------|----|
| PROYECTO: | REGULACION RIO MOYA | PROF DE ENSAYO DE: | 17,05 | A | 19,90 | m | SONDEO N° | 8LCHI-01 | |
| AREA: | CONEXIÓN TUNEL LAGUNA CHILICOCHA | FECHA: | 15/01/1999 | Hr INICIO: | 13:30 | FIN: | 15:00 am | ENSAYO N° | 06 |
| | | LITOLOG DEL TRAMO: | CALIZAS | | | | | | |

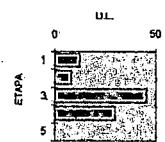


| | | | |
|------|-----------------------------------|-------|------|
| hm = | ALTURA DEL MANOMETRO | 0,00 | m |
| e = | DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO | 2,44 | pulg |
| a = | ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO | 0,00 | m |
| ha = | COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO | 0,00 | m |
| h = | SOBRECARGA HIDRAULICA | 0,00 | m |
| d = | PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR | 17,05 | m |
| L = | PROFUNDIDAD DE PERFORACION | 19,90 | m |
| β = | INCLINACION C/HORIZONTAL | 0,00 | ° |
| h' = | h CORREGIDA = sen β x h | 0,00 | m |
| l = | LONGITUD TRAMO DE ENSAYO | 2,85 | m |
| ø = | DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO | 7,60 | cm |

| | |
|-------|--|
| PeF = | PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDIO DEL TRAMO DE ENSAYO |
| p = | PERDIDAS DE CARGA |
| q = | VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO |
| Q = | CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML. DE TRAMO DE ENSAYO |
| UL = | UNIDAD LUGEON (Q x 10 / PeF) |
| G = | CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO |

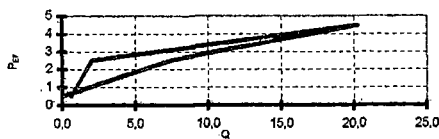
| TIEMPO EN MINUTO | PM= 0,50 | | PM= 2,50 | | PM= 4,50 | | PM= 2,50 | | PM= 0,50 | |
|------------------|----------------|----------|----------------|----------|----------------|-------|----------------|-------|----------------|------|
| | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) |
| 0 | 6825,0 | | 859,0 | | 1030,0 | | 654,0 | | 770,0 | |
| 1 | 6826,9 | 1,9 | 884,7 | 5,7 | 1083,0 | 53,0 | 678,0 | 22,0 | 770,0 | 0,0 |
| 2 | 6828,7 | 1,8 | 870,5 | 5,8 | 1130,0 | 47,0 | 701,0 | 25,0 | 770,0 | 0,0 |
| 3 | 6830,5 | 1,8 | 876,5 | 6,0 | 1183,0 | 53,0 | 723,0 | 22,0 | 770,0 | 0,0 |
| 4 | 6832,2 | 1,7 | 882,8 | 6,3 | 1240,0 | 57,0 | 743,0 | 20,0 | 770,0 | 0,0 |
| 5 | 6834,0 | 1,8 | 888,6 | 5,8 | 1295,0 | 55,0 | 764,0 | 21,0 | 770,0 | 0,0 |
| 6 | 6835,7 | 1,7 | 894,2 | 5,6 | 1352,0 | 57,0 | 784,0 | 20,0 | 770,0 | 0,0 |
| 7 | 6837,4 | 1,7 | 899,7 | 5,5 | 1409,0 | 57,0 | 804,0 | 20,0 | 770,0 | 0,0 |
| 8 | 6839,2 | 1,8 | 905,3 | 5,6 | 1465,0 | 56,0 | 825,0 | 21,0 | 770,0 | 0,0 |
| 9 | 6840,9 | 1,7 | 910,9 | 5,6 | 1522,0 | 57,0 | 845,0 | 20,0 | 770,0 | 0,0 |
| 10 | 6842,6 | 1,7 | 916,4 | 5,5 | 1608,0 | 86,0 | 865,0 | 20,0 | 770,0 | 0,0 |
| qf (l) | = | 17,6 | = | 57,4 | = | 578,0 | = | 211,0 | = | 0,0 |
| G (l/min) | = | 1,8 | = | 5,7 | = | 57,8 | = | 21,1 | = | 0,0 |
| Q (l/min/m) | = | 0,8 | = | 2,0 | = | 20,3 | = | 7,4 | = | 0,0 |
| P (kg/cm2) | = | 0,0 | = | 0,0 | = | 0,0 | = | -0,0 | = | 0,0 |
| PeF (kg/cm2) | = | 0,5 | = | 2,5 | = | 4,5 | = | 2,5 | = | 0,5 |
| UL | = | 12,4 | = | 8,1 | = | 45,2 | = | 23,6 | = | 0,0 |

GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON



UNIDAD LUGEON SELECCIONAL 19,06
K (PERMEABILIDAD) 2,48E-04

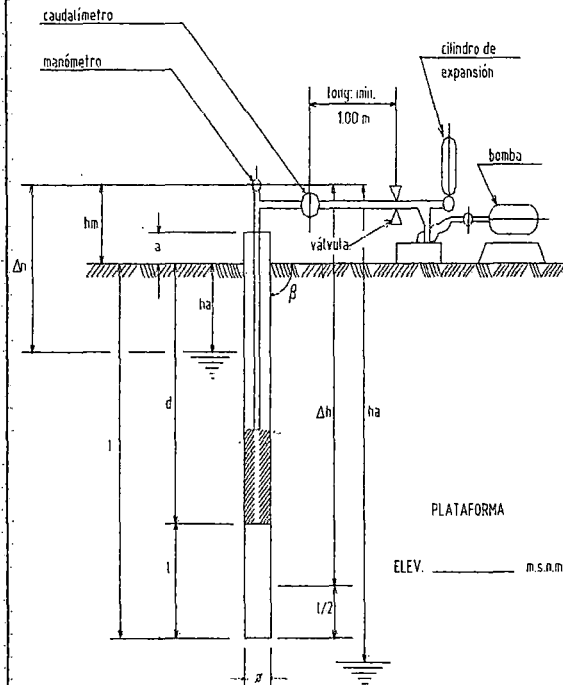
$$P_{EF} = PM - (P + h) / 10$$



OBSERVACIONES A la presión 1,5 kg/cm2 de la última lectura no hay ingreso de agua hacia la roca, al contrario sale agt con 25 l/ min., con una presión de 1,5 kg/cm2.

Aforo del agua 2,07 l/seg.

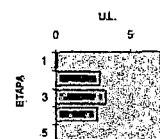
| | | | | | | | |
|------------------------|----------------------------------|--|------------|------------|-------|---------------------------------------|-----------|
| OCTAVIO BERTOLERO S.A. | | REGISTRO DE PERDIDA DE AGUA A PRESION LUGEON | | | | SUPERVISION ASOQ. MOTILIMA-GEOSERVICE | |
| PROYECTO: | REGULACION RIO MOYA | PROF DE ENSAYO DE: | 20,00 | A | 23,00 | SONDEO N° | SL-CHI-01 |
| AREA: | CONEXIÓN TUNEL LAGUNA CHILICOCHA | FECHA: | 15/01/1999 | Hr INICIO: | 19:00 | FIN: | 20:45 am |
| | | LITOLOG DEL TRAMO: | CALIZAS | | | ENSAYO N° | 07A |



- hm = ALTURA DEL MANOMETRO 0,00 m
- ø = DIAMETRO DE LA TUBERIA DE ENSAYO. 2,44 pulg.
- a = ALTURA SOBRE EL NIVEL DEL TERRENO 0,00 m
- ha = COLUMNA DE AGUA EN EL ENSAYO 0,00 m
- jh = SOBRECARGA HIDRAULICA. 0,00 m.
- d = PROFUNDIDAD DEL OBTURADOR 20,00 m
- L = PROFUNDIDAD DE PERFORACION 23,00 m
- β = INCLINACION CHORIZONTAL 0,00 °
- jh' = jh CORREGIDA = sen β x jh 0,00 m-
- l = LONGITUD TRAMO DE ENSAYO -3,00 m
- ø = DIAMETRO DEL BULBO DE ENSAYO 76,20 cm
- PeF = PRESION EFECTIVA EN EL PUNTO MEDID DEL TRAMO DE ENSAYO
- jp = PERDIDAS DE CARGA
- q = VOLUMEN DE AGUA EN LITROS POR MINUTO DURANTE EL ENSAYO
- Q = CAUDAL EN LITROS POR MINUTO POR ML DE TRAMO DE ENSAYO
- UL = UNIDAD LUGEON (Q x 10 / PeF)
- G = CAUDAL PROMEDIO POR MINUTO

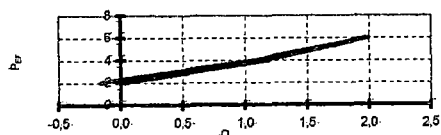
| TIEMPO EN MINUTO | PM= 2,00 kg/cm2 | | PM= 4,00 kg/cm2 | | PM= 6,00 kg/cm2 | | PM= 4,00 kg/cm2 | | PM= 2,00 kg/cm2 | |
|------------------|-----------------|----------|-----------------|----------|-----------------|------|-----------------|------|-----------------|-------|
| | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l/min) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) | LECTURA CAUDAL | q(l) |
| 0 | 7112,00 | | 7128,0 | | 7170,0 | | 7240,0 | | 7273,50 | |
| 1 | 7112,10 | 0,10 | 7131,8 | 3,6 | 7176,0 | 6,0 | 7243,2 | 3,2 | 7273,25 | -0,25 |
| 2 | 7112,20 | 0,10 | 7135,2 | 3,6 | 7181,9 | 5,9 | 7246,5 | 3,3 | 7272,95 | -0,30 |
| 3 | 7112,40 | 0,20 | 7138,7 | 3,5 | 7188,0 | 6,1 | 7248,7 | 3,2 | 7272,45 | -0,50 |
| 4 | 7112,60 | 0,20 | 7142,2 | 3,5 | 7194,0 | 6,0 | 7253,1 | 3,4 | 7271,95 | -0,50 |
| 5 | 7112,60 | 0,00 | 7145,8 | 3,6 | 7199,0 | 5,0 | 7256,2 | 3,1 | 7271,35 | -0,60 |
| 6 | 7112,60 | 0,00 | 7149,3 | 3,5 | 7205,9 | 6,9 | 7259,6 | 3,4 | 7270,80 | -0,55 |
| 7 | 7112,65 | 0,05 | 7152,2 | 2,9 | 7211,9 | 6,0 | 7262,8 | 3,2 | 7270,20 | -0,60 |
| 8 | 7112,65 | 0,00 | 7156,3 | 4,1 | 7217,9 | 6,0 | 7266,2 | 3,4 | 7269,60 | -0,40 |
| 9 | 7112,70 | 0,05 | 7159,9 | 3,6 | 7223,9 | 6,0 | 7269,6 | 3,3 | 7269,25 | -0,35 |
| 10 | 7112,70 | 0,00 | 7163,3 | 3,4 | 7229,0 | 6,0 | 7272,9 | 3,4 | 7268,75 | -0,15 |
| qt (l) | = | 0,70 | = | 35,3 | = | 59,9 | = | 32,9 | = | -4,75 |
| G (l/min) | = | 0,07 | = | 3,5 | = | 6,0 | = | 3,3 | = | -0,48 |
| Q (l/min/m) | = | 0,02 | = | 1,2 | = | 2,0 | = | 1,1 | = | -0,16 |
| P (kg/cm2) | = | 0,00 | = | 0,0 | = | 0,0 | = | 0,0 | = | 0,00 |
| PeF (kg/cm2) | = | 2,00 | = | 4,0 | = | 6,0 | = | 4,0 | = | 2,00 |
| UL | = | 0,12 | = | 2,9 | = | 3,3 | = | 2,7 | = | -0,79 |

GRAFICO DE PATRON DE RESULTADOS SELECCION DE UNIDADES LUGEON



UNIDAD LUGEON SELECCIONAL **2,80**
K (PERMEABILIDAD) **3,64E-05**

$$P_{EF} = PM - (P + j)h' / 10$$



OBSERVACIONES A la presión 1.5 kg/cm2 de la última lectura no hay ingreso de agua hacia la roca, al contrario sale agu con 25 l/ min., con una presión de 1.5 kg/cm2.

- Los taladros se iniciarán con un lavado enérgico de los mismos para limpiarlos de residuos de arcilla, arena fina, u otros detritos provenientes de los trabajos de perforación. Este lavado se realizará inyectando dentro del agujero agua y aire comprimido en forma alternada y en varios ciclos.
- En lo referente al método inyectado y de acuerdo a los resultados preliminares se aplicará el método de inyección ascendente.
- Las inyecciones se iniciarán obturando dos sondajes diamantinos al mismo tiempo (sondaje SI-LCH-01 y SI-LCH-02) a las profundidades de 20.00m. cada uno, se inyectará primero el sondaje SI-LCH-01 y se apreciará si se comunica o no con el sondaje SI-LCH-02; luego que el sondaje N°01 ya no consuma, se mantiene obturado y se procede a inyectar el sondaje N°02 obturando a esta misma profundidad.
- Así sucesivamente se realiza la inyección de los otros tramos o sea obturando a los 15 metros, 10 metros, 05 metros y en la boca del taladro.
- El sondaje SI-LCH-02 se taponará y observará la conexión que hubiese, una vez concluida las inyecciones de los sondajes SI-LCH-01 y SI-LCH-03, se procederá a dejar descansar la lechada.

7.3 METODOLOGÍA DE EXCAVACIÓN DEL TÚNEL CIRCULAR Y EL ÚLTIMO DISPARO

Hasta ahora la teoría que enmarca el evento principal que es el Último Disparo, ha sido descrita mostrando algunos datos obtenidos en las etapas de estudio y ejecución que se efectuó durante la construcción del Túnel de Descarga, del macizo rocoso hacia la laguna, dado que en el Perú no existe referencia bibliográfica respecto de los estudios necesarios para efectuar una obra de esta naturaleza, ni mucho menos se cuenta con datos técnicos ni metodología de ejecución de este tipo de obras, hacemos a continuación un recuento de los

estudios realizados y que creemos conveniente su ejecución debido a la importancia de los resultados que muestran.

a) Estudios Batimétricos

Se ha realizado la batimetría manual con lastre y con ecosonda, para determinar el perfil en el eje del Túnel Circular del vaso de la laguna.

b) Estudios Geotécnicos

Se han hecho 03 perforaciones diamantinas con diámetro NQ (76mm.) con recuperación de testigos para analizar la conformación del macizo rocoso; el grado de fracturamiento, así como para determinar la ubicación y dirección de las fallas o fracturas que se encuentran conectadas a la laguna, es importante mencionar que este es un método directo para determinar la distancia a la laguna, además en estos taladros se han realizado inyecciones de consolidación a fin de mejorar la calidad de la roca y evitar las filtraciones hacia el Túnel Circular.

c) Estudios Geofísicos

Se ha ejecutado tomografía sísmica, con generación de ondas desde el talud de la laguna y/o el pique, que permitirá diferenciar en forma general el macizo rocoso según su estado de conservación entre el pique y la pared de la laguna; para ello los geófonos se colocaron en la pared del pique, el otro juego de geófonos se colocaron en el talud y dentro de la laguna los cuales recibieron las ondas eléctricas en dos puntos.

Carrotaje eléctrico en la perforación SI-LCH-01 horizontal, con lo cual se procesará el grado de fracturamiento de las rocas atravesadas y correlacionar los datos ultrasónicos.

El método empleado es de resistividad aparente con distancia entre electrodos de 0.40m.

Se ha efectuado carotaje ultrasónico, que permitirá demarcar las zonas fracturadas y determinar el Módulo Dinámico de Elasticidad (Ed), el Módulo de Deformación y el Coeficiente de Poisson.

Una vez realizado estos datos y conectado los dos frentes del Túnel de Descarga se procede a confeccionar un procedimiento de excavación e inyecciones del Túnel Circular, con el cual nos vamos a aproximar a la laguna, paralelamente se deberá de construir el muro de concreto armado en donde irá instalado la compuerta provisional para el primer desagüe de la laguna, cuyas consideraciones de diseño se encuentran en el capítulo siguiente.

Es importante mencionar que el Túnel de Descarga, antes del inicio de la excavación del Túnel Circular, debe estar conectado ambos frentes, de tal manera que el peligro de inundación en el frente de trabajo no se dé; es así que el 18 de Abril de 1,999 este túnel se comunicó y el 15 de Junio de 1,999 se terminó las labores de revestimiento de este túnel.

El objetivo del último disparo es romper el tabique final de no más de 3.5m. de longitud aproximadamente, para empezar a desaguar la laguna, para lo cual tenemos que acercarnos al tabique final con la excavación del Túnel Circular o Túnel Conexión, cuya longitud no se conoce a seguridad, pero se tiene una idea aproximada dada por los estudios batimétricos y geofísicos; el procedimiento para el último disparo empieza con la excavación, revestimiento e inyección del túnel circular, seguido de ello se debe de excavar la trampa de piedras e inmediatamente se realizará el último disparo. Para realizar esto, como se ha mencionado anteriormente, antes se debe de construir el muro de la compuerta provisional.

Diseño del Espesor del Tabique Final para el Último Disparo

Se tiene:

T : Esfuerzo Resistente al Corte de la Roca

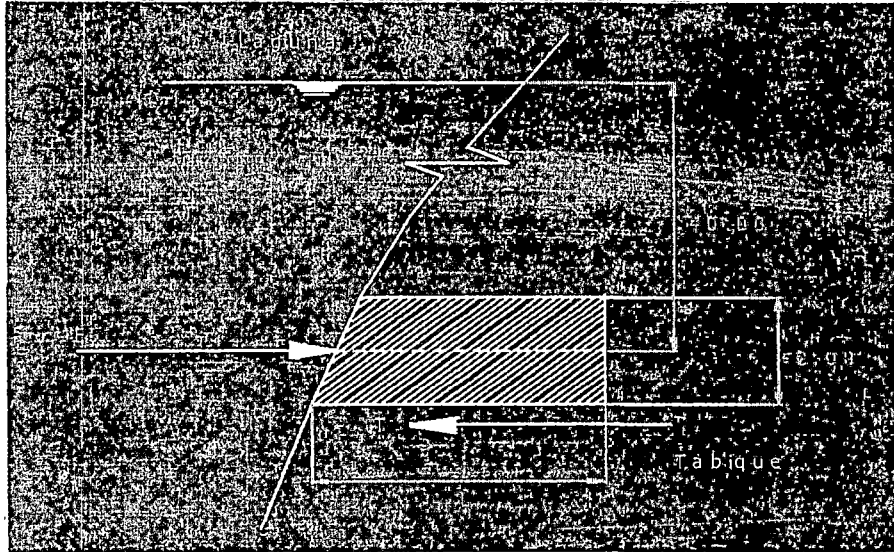
F : Fuerza Actuante del Agua

L.: Longitud del Tabique Final.

σ : Presión de la Columna de Agua

A : Area Resistente de la Roca

AL : Area Lateral del Tabique



Cálculo de la sección del Tabique:

$$A = \pi (200)^2/4 = 31,415.90\text{cm}^2$$

Cálculo de la Fuerza Hidráulica Actuante sobre el Tabique:

$$F = \sigma \cdot A$$

Donde $\sigma = 4\text{kg/cm}^2$,

$$F = 4\text{kg/cm}^2 \cdot 31,415.90\text{cm}^2 = 125,663.60\text{kg (Fuerza Actuante)}$$

Resistencia al Corte:

$$F = T \cdot AL$$

$$T = 202.50\text{kg/cm}^2 \text{ (Dato del Laboratorio)}$$

Donde:

$$AL = 200 \times \pi \times 300\text{cm} - 20u \times \text{Øtaladro} \times 300\text{cm}$$

En la Fórmula:

$$F = 202.50\text{kg/cm}^2 \times (200\text{cm} \times \pi \times 300 - 20u \times 0.038 \times 300)$$

$$F = 38'124,148.50 \text{ kg (Fuerza Resistente)}$$

El factor de seguridad con que se trabajaría es **303**, este es el orden con el que se debe trabajar según lo recomendado por las experiencias en Noruega.

7.3.1 PRIMER PROCEDIMIENTO DE EXCAVACIÓN DEL TÚNEL DE APROXIMACIÓN O TÚNEL CIRCULAR

Gracias a los resultados obtenidos de la recuperación de testigos del sondaje SI-LCH-01, se ha podido determinar las progresivas de la zona de fallas y fracturas (progresivas 0+008.00 y 0+011.00), y sondaje SI-LCH-02, y su posterior inyección que permitió consolidar el Túnel Circular, esto nos permite poder empezar con la excavación hacia la laguna, dado que los estudio geofísicos muestran que la cara que da al macizo con la laguna está en la progresiva 0+033.00, por ello se decide excavar hasta la progresiva 0+028.81, de tal manera quedaría un tapón de 4.19m., en esta progresiva se debe perforar un sondaje para conocer la distancia exacta a laguna y poder ejecutar las labores del último disparo, este tapón será disparado en tres etapas, la primera etapa con un disparo de 0.60m. con fulminantes y explosivos normales (fulminante N°08, dinamita Semexa de 65%, cordón detonante y mecha lenta), la segunda etapa se dispararía a 0.60m. usando los mismos materiales que en la primera etapa; de esta manera quedaría un tabique final de 3.00m. el cual se dispararía con materiales especialmente fabricados para el último disparo (emulnor 3000, fulminante eléctrico, conectores especiales)

El 06 de Abril de 1999 se inició la excavación del Túnel Circular o Túnel Conexión a la laguna Chilicocha, es importante mencionar que los 10.00m. excavados hacia la laguna pertenecen al sector de la Cámara de Válvulas, el inicio real del Túnel Circular es en la progresiva 0+010.00.

La excavación del Túnel Circular se hizo hasta la progresiva 0+025.60, con un radio de 1.05m. y una sección de 3.46m², este sector se ha tratado mediante medidas de sostenimiento como aplicación de shotcrete, pernos puntuales y en tramos con pernos sistemáticos.

7.3.2 CONTROL GEOLÓGICO Y GEOTÉCNICO

De la progresiva 0+000.00 a 0+008.00 la excavación ha sido realizada en una secuencia litológica constituida por gruesos estratos de calizas

medianamente competente de grano medio a fino, color gris de apariencia masiva medianamente fracturadas y ligeramente meteorizadas, la estratificación de estas calizas están casi paralelas al eje de excavación con buzamientos de 45°, 55°, 60°, 65° y 80°, los planos de estratificación están rellenas por arcillas, óxidos, vetillas de calcita con fallamiento en el sector del hastel izquierdo, el espesor de los estratos varía de 30 a 150 cm.

De la progresiva 0+008.00 a 0+028.81, la excavación atraviesa una estructura rocosa bastante fracturada y ligeramente meteorizada con estratos de espesores 20 y 60 cm. con buzamientos de 40° y 45°, los planos de estratificación se encuentran rellenos de óxidos.

Los principales sistemas de fisuramiento se presentan en las siguientes progresivas: ~~0+018.00, 0+019.00, 0+021.40, 0+023.00, 0+024.10, 0+026.10, 0+027.00 y 0+027.90~~ que generalmente son de alto buzamiento (75° y 80°). Las zonas de falla atravesadas por la excavación se ubican en las siguientes progresivas: ~~0+008.20, 0+011.00, 0+024.70, 0+024.90, 0+025.30, 0+028.50 y 0+028.80~~, son de alto ángulo de buzamiento (80° y 85°), cuyas estructuras se encuentran rellenas por capas delgadas de lutitas, calcita, arcilla y óxido.

7.3.3 CICLOS DE EXCAVACIÓN

El ciclo de excavación tomó un tiempo de 9 horas y 11 minutos, el tiempo promedio de perforación duró 2 horas, 32 minutos y 30 segundos, para la carga y disparo 1 hora y 20 minutos, para la ventilación 45 minutos y 37 segundos, para la limpieza 3 horas, 52 minutos y 30 segundos, y para la topografía 42 minutos y 30 segundos; se debe mencionar que la excavación se hizo con perforadoras manuales accionadas con aire que es dotado por una compresora de 750 CFM, el sistema de iluminación es generado por pantallas alógenas de 1000 W y la corriente es generada por un grupo electrógeno de 83KW, que tiene capacidad para iluminar la caverna, los dos piques y el túnel circular; el desalojo del material producto de la excavación se hace mediante baldes llenados manualmente e izado por un winche eléctrico de 10Ton., ya en la superficie el balde lleno de desmonte es acarreado mediante un carrito

minero hasta el hechadero temporal para luego ser transportado por un cargador frontal CAT 930 al hechadero definitivo. Para mejorar las condiciones de trabajabilidad en el túnel circular, se ha instalado una bomba sumergible Matadora H con capacidad de bombear 2,000lt/min, la cual cambia de ubicación a medida que la excavación avanza. Por razones de seguridad se ha instalado otro grupo de 65KW, una compresora de 750CFM, una bomba Matador H con la misma capacidad de la primera, no se pudo instalar otro winche debido a que no se tenía espacio para colocarlo.

Es importante acotar que el control geológico se hace inmediatamente después de la ventilación y lavado de los hasteales y bóveda, y cuando se ha instalado el sistema de iluminación en el tramo volado de cada disparo, debe hacerse lo más rápido posible de tal manera de no retrasar el siguiente disparo.

7.3.4 PRIMER PROCEDIMIENTO DE INYECCIÓN DEL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Dado la supuesta cercanía en la que nos encontramos de la laguna, y continuando con el procedimiento planteado, pasamos a llevar a cabo el programa de inyecciones que consiste en realizar inyecciones cada 2.50m. en taladros perforados en el perímetro con una profundidad de 3.00m. para la inyección de consolidación en forma radial en un número de 07 taladros con una inclinación de 30°, (lámina N°1 y lámina N°1A) que se inició a partir de la progresiva 0+010.00 hasta la progresiva 0+022.30, luego a partir de esta última progresiva la perforación de los taladros a inyectar varió a la inclinación 45°, porque supuestamente deberíamos estar cerca de la laguna, el objetivo de consolidar todo el perímetro del túnel circular es reforzarlo a fin que en la etapa de desagüe no ocurran derrumbes o caídas de rocas que puedan afectar o entrapar el paso del agua por la ventana del muro de la compuerta provisional. Se ejecutaron inyecciones con presiones que varían de 4 a 6kg/cm², para diferenciar las inyecciones se dividió al túnel circular en

varias zonas, las que se describen a continuación y el cuadro de inyecciones en el túnel conexión muestra lo antes descrito.

CUADRO XVIII.- TRAMOS DE INYECCIÓN TUNEL CIRCULAR

| ZONA | PROGRESIVA |
|------|------------|
| A | 0+022.20 |
| B | 0+020.20 |
| C | 0+017.80 |
| D | 0+015.40 |
| E | 0+012.70 |
| F | 0+010.00 |
| G | 0+025.60 |
| H | 0+023.60 |
| I | 0+024.60 |
| J | 0+021.20 |

En la progresiva 0+025.60 se inicia la perforación del sondaje de investigación SI-LCH-04, con el objetivo de comunicar a la laguna y conocer la longitud que separa al frontón de la laguna, es así que se perforó 6.00m llegando hasta la progresiva 0+031.60(progresiva del final del taladro), en esta progresiva aún no se lograba conectar pese a que los estudios batimétricos y geofísicos mostraban que la alguna se encontraba entre la progresiva 0+029.00 y 0+033.00, por lo que se decide proseguir con la excavación y realizar perforaciones en dicha progresiva e inyectarlos para consolidar el frontón, es así que siguiendo la nominación se crea las siguientes zonas:

| ZONA | PROGRESIVA |
|------|------------|
| K | 0+028.80 |
| L | 0+027.00 |

También se realiza la inyección de estos taladros como se muestra en el cuadro de inyecciones del túnel conexión o Túnel Circular.

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya

Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motilma - Geoservice

Contratista : Octavio Bertolero S.A.

Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Hora | | Fragua | | Tramo | | | Presión kg/cm ² | |
|-------|---------------|--------|--------|--------|--------|-------|------|-------|----------------------------|-------|
| | | De | A | Inicio | Final | De | A | Long. | Inicio | Final |
| 17 | A-1 | 22h40' | 23h30' | 23h30' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | A-5 | 23h30' | 0h30' | 0h30' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | B-6 | 0h30' | 1h30' | 1h30' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-7 | 1h30' | 2h30' | 2h30' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-2 | 2h30' | 4h30' | 4h30' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-4 | 4h30' | 6h00' | 6h00' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | C-1 | 6h00' | 15h20' | 15h20' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | C-3 | 15h20' | 16h00' | 16h00' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | C-5 | 16h00' | 16h40' | 16h40' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | A-2 | 16h40' | 12h40' | 12h40' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | A-4 | 12h40' | 13h20' | 13h20' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | A-6 | 13h20' | 14h00' | 14h00' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | A-7 | 14h00' | 14h40' | 14h40' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| 19 | C-1 | 14h40' | 11h20' | 11h20' | 16h20' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | C-5 | 14h20' | 12h30' | 12h30' | 17h30' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | D-2 | 12h30' | 14h10' | 14h10' | 19h10' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | D-4 | 14h10' | 15h00' | 15h00' | 20h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | D-6 | 15h00' | 16h20' | 16h20' | 21h20' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | D-7 | 14h20' | 17h30' | 17h30' | 10h30' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | A-6 | 21h30' | 22h10' | 22h10' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 5,00 |
| | A-7 | 22h10' | 22h30' | 22h30' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 5,00 |
| | A-1 | 22h30' | 22h50' | 22h50' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 5,00 |
| | A-5 | 22h50' | 23h20' | 23h20' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 5,00 |
| | A-2 | 23h20' | 23h40' | 23h40' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 5,00 |
| | A-4 | 23h40' | 0h30' | 0h30' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 5,00 |
| | A-3 | 0h30' | 1h10' | 1h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |

continúa...

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya
 Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motlíma - Geoservice
 Contratista : Octavio Bertolero S.A.
 Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Dosificación (A/C) | Cemento kg | Bentonita(2%) kg | Agua kg | Aditivo kg | Peso Total kg | Absorción kg/m |
|-------|------------|--------------------|------------|------------------|---------|------------|---------------|----------------|
| 17 | A-1 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | | 128,35 | 85,57 |
| | A-5 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | | 128,35 | 85,57 |
| | B-6 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | | 128,35 | 85,57 |
| | B-7 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | | 128,35 | 85,57 |
| | B-2 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | | 128,35 | 85,57 |
| | B-4 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | | 128,35 | 85,57 |
| | C-1 | 2:1 | 21,25 | 0,21 | 42,50 | | 63,96 | 42,64 |
| | C-3 | 2:1 | 21,25 | 0,21 | 42,50 | 0,21 | 64,17 | 42,78 |
| | C-5 | 2:1 | 21,25 | 0,21 | 42,50 | 0,21 | 64,17 | 42,78 |
| | A-2 | 2:1 | 21,25 | 0,21 | 42,50 | 0,21 | 64,17 | 42,78 |
| | A-4 | 2:1 | 21,25 | 0,21 | 42,50 | 0,21 | 64,17 | 42,78 |
| | A-6 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,21 | 128,56 | 85,71 |
| A-7 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 85,85 | |
| 19 | C-1 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 85,85 |
| | C-5 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 85,85 |
| | D-2 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 85,85 |
| | D-4 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 85,85 |
| | D-6 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,11 | 64,28 | 42,85 |
| | D-7 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,11 | 64,28 | 42,85 |
| | A-6 | 2:1 | 14,17 | 0,14 | 28,34 | 0,14 | 42,79 | 28,53 |
| | A-7 | 2:1 | 14,17 | 0,14 | 28,34 | 0,14 | 42,79 | 28,53 |
| | A-1 | 2:1 | 14,17 | 0,14 | 28,34 | 0,14 | 42,79 | 28,53 |
| | A-5 | 2:1 | 10,63 | 0,11 | 21,26 | 0,11 | 32,10 | 21,40 |
| | A-2 | 2:1 | 10,63 | 0,11 | 21,26 | 0,11 | 32,10 | 21,40 |
| | A-4 | 2:1 | 10,63 | 0,11 | 21,26 | 0,11 | 32,10 | 21,40 |
| A-3 | 2:1 | 10,63 | 0,11 | 21,26 | 0,11 | 32,10 | 10,70 | |

continúa...

INYECCIONES, EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya

Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motilma - Geoservice

Contratista : Octavio Bertolero S.A.

Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Hora | | Fragua | | Tramo | | | Presión kg/cm ² | |
|-------|---------------|--------|--------|--------|--------|-------|------|-------|----------------------------|-------|
| | | De | A | Inicio | Final | De | A | Long. | Inicio | Final |
| 20 | A-7 | 7h00' | 7h40' | 7h40' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | A-6 | 7h50' | 8h30' | 8h30' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 10,00 |
| | B-7 | 8h40' | 9h50' | 9h50' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-6 | 10h00' | 10h30' | 10h30' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-3 | 10h50' | 11h40' | 11h40' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| | B-4 | 11h50' | 12h30' | 12h30' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-1 | 12h40' | 1h20' | 1h20' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| | B-2 | 2h20' | 3h40' | 3h40' | 7h40' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | B-5 | 4h00' | 4h40' | 4h40' | 8h40' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 8,00 |
| | C-7 | 4h50' | 5h30' | 5h30' | 5h30' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | C-6 | 5h40' | 6h20' | 6h20' | 10h20' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | C-5 | 6h30' | 7h10' | 7h10' | 11h10' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | C-4 | 7h20' | 7h50' | 7h50' | 11h50' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | C-3 | 8h00' | 8h20' | 8h20' | 12h20' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | C-2 | 20h15' | 20h45' | 20h45' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| | C-1 | 20h50' | 21h20' | 21h20' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 2,00 | 5,00 |
| | D-7 | 22h10' | 22h40' | 22h40' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| | D-6 | 22h40' | 23h10' | 23h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| | D-1 | 2h30' | 3h10' | 3h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| | D-5 | 3h10' | 3h30' | 3h30' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 |
| D-4 | 3h30' | 3h55' | 3h55' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 | |
| D-2 | 3h55' | 4h40' | 4h40' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 | |
| D-3 | 5h10' | 6h05' | 6h05' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 8,00 | |

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya
 Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motima - Geoservice
 Contratista : Octavio Bertolero S.A.
 Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Dosificación (A/C) | Cemento kg | Bentonita(2%) kg | Agua kg | Aditivo kg | Peso Total kg | Absorción kg/m |
|-------|------------|--------------------|------------|------------------|---------|------------|---------------|----------------|
| 20 | A-7 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | A-6 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | B-7 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 42,93 |
| | B-6 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | B-3 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | B-4 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | B-1 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,11 | 64,28 | 21,43 |
| | B-2 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | B-5 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | C-7 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | C-6 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | C-5 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 10,74 |
| | C-4 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | C-3 | 2:1 | 10,63 | 0,43 | 21,26 | 0,21 | 32,53 | 10,84 |
| | C-2 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,05 | 32,16 | 10,72 |
| | C-1 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,05 | 32,16 | 21,44 |
| | D-7 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,05 | 32,16 | 10,72 |
| | D-6 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,05 | 32,16 | 10,72 |
| | D-1 | 2:1 | 7,08 | 0,14 | 14,16 | 0,04 | 21,42 | 7,14 |
| | D-5 | 2:1 | 7,08 | 0,14 | 14,16 | 0,04 | 21,42 | 7,14 |
| D-4 | 2:1 | 7,08 | 0,14 | 14,16 | 0,04 | 21,42 | 7,14 | |
| D-2 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,11 | 64,28 | 21,43 | |
| D-3 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 | |

continúa...

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya

Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motilma - Geoservice

Contratista : Octavio Bertolero S.A.

Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Hora | | Fragua | | Tramo | | | Presión kg/cm ² | |
|-------|---------------|--------|--------|--------|--------|-------|------|-------|----------------------------|-------|
| | | De | A | Inicio | Final | De | A | Long. | Inicio | Final |
| 21 | E-1 | 11h30' | 12h50' | 12h50' | 4h50' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | E-2 | 1h00' | 1h40' | 1h40' | 5h40' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | E-3 | 2h00' | 2h30' | 2h30' | 6h30' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | E-4 | 2h40' | 3h20' | 3h20' | 7h20' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | E-5 | 3h40' | 4h20' | 4h20' | 8h20' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | E-6 | 4h30' | 5h00' | 5h00' | 9h00' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | E-7 | 5h10' | 5h40' | 5h40' | 9h40' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | F-3 | 6h00' | 6h40' | 6h40' | 10h40' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | F-4 | 6h40' | 7h30' | 7h30' | 11h30' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | F-7 | 3h00' | 3h30' | 3h30' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | F-6 | 3h30' | 3h50' | 3h50' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | F-1 | 3h50' | 4h10' | 4h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| | F-5 | 4h10' | 4h30' | 4h30' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 |
| F-2 | 4h30' | 5h00' | 5h00' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 10,00 | |
| 24 | G-5 | 6h00' | 7h00' | 7h00' | 11h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | G-5 | 7h19' | 8h10' | 8h10' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 3,00 | 5,00 |
| | G-4 | 8h10' | 8h50' | 8h50' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 3,00 | 5,00 |
| | G-1 | 4h35' | 10h10' | 10h10' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 3,00 | 5,00 |
| | G-7 | 10h50' | 11h30' | 11h30' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 3,00 | 5,00 |
| | G-5 | 3h15' | 3h50' | 3h50' | | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 3,00 | 6,00 |
| | G-3 | 5h25' | 5h55' | 5h55' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 3,00 | 6,00 |
| G-7 | 5h55' | 6h20' | 6h20' | | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 3,00 | 6,00 | |

continúa...

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya
 Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Mollima - Geoservice
 Contratista : Octavio Bertolero S.A.
 Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Dosificación (A/C) | Cemento kg | Bentonita(2%) kg | Agua kg | Aditivo kg | Peso Total kg | Absorción kg/m |
|-------|------------|--------------------|------------|------------------|---------|------------|---------------|----------------|
| 21 | E-1 | 2:1 | 10,63 | 0,11 | 21,26 | 0,11 | 32,10 | 10,70 |
| | E-2 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | E-3 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | E-4 | 2:1 | 10,63 | 0,11 | 21,26 | 0,11 | 32,10 | 10,70 |
| | E-5 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | E-6 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | E-7 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | F-3 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | F-4 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | F-7 | 2:1 | 7,08 | 0,19 | 14,16 | 0,07 | 21,50 | 7,17 |
| | F-6 | 2:1 | 7,08 | 0,14 | 14,16 | 0,07 | 21,45 | 7,15 |
| | F-1 | 2:1 | 7,08 | 0,14 | 14,16 | 0,07 | 21,45 | 7,15 |
| | F-5 | 2:1 | 10,75 | 0,32 | 21,50 | 0,11 | 32,68 | 10,89 |
| | F-2 | 2:1 | 10,75 | 0,22 | 21,50 | 0,11 | 32,57 | 10,86 |
| 24 | G-5 | 2:1 | 170,00 | 3,40 | 340,00 | 1,70 | 515,10 | 343,40 |
| | G-5 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 85,85 |
| | G-4 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,02 | 32,12 | 21,42 |
| | G-1 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,95 | 0,02 | 32,81 | 21,88 |
| | G-7 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,11 | 64,28 | 42,85 |
| | G-5 | 2:1 | 31,87 | 0,73 | 63,74 | 0,32 | 96,66 | 64,44 |
| | G-3 | 2:1 | 31,87 | 0,73 | 63,74 | 0,32 | 96,66 | 64,44 |
| G-7 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,10 | 64,28 | 42,85 | |

continúa...

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya
 Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motilma - Geoservice
 Contratista : Octavio Bertolero S.A.
 Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Hora | | Fragua | | Tramo | | | Presión kg/cm ² | |
|-------|---------------|--------|--------|--------|--------|-------|------|-------|----------------------------|-------|
| | | De | A | Inicio | Final | De | A | Long. | Inicio | Final |
| 25 | H-2 | 8h30' | 9h10' | 9h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 5,00 |
| | J-1 | 9h20' | 10h00' | 10h00' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 6,00 |
| | J-2 | 10h30' | 11h00' | 11h00' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 6,00 |
| | J-3 | 11h50' | 12h20' | 12h20' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 6,00 |
| | H-1 | 7h30' | 8h00' | 8h00' | 12h00' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | H-3 | 8h00' | 8h20' | 8h20' | 12h20' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | H-4 | 8h40' | 9h00' | 9h00' | 13h00' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | H-5 | 8h40' | 9h00' | 9h00' | 13h00' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | H-6 | 9h10' | 9h50' | 9h50' | 13h50' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | H-7 | 10h00' | 10h30' | 10h30' | 14h30' | 1,50 | 3,00 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | I-2 | 11h00' | 11h30' | 11h30' | 15h30' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | I-3 | 11h00' | 11h30' | 11h30' | 15h30' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | I-1 | 12h00' | 12h40' | 12h40' | 16h40' | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 4,00 | 6,00 |
| | H-1 | 14h30' | 15h00' | 15h00' | 19h00' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | H-3 | 15h10' | 15h50' | 15h50' | 19h50' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | H-6 | 16h00' | 16h40' | 16h40' | 20h40' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| | H-7 | 17h30' | 18h00' | 18h00' | 22h00' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 6,00 |
| I-1 | 18h10' | 16h50' | 16h50' | 22h50' | 0,00 | 1,50 | 1,50 | 4,00 | 6,00 | |
| 28 | K-1 | 12h00' | 12h40' | 12h40' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 5,00 |
| | K-2 | 12h40' | 13h10' | 13h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 5,00 |
| | K-4 | 13h40' | 14h10' | 14h10' | | 0,00 | 3,00 | 3,00 | 3,00 | 5,00 |
| | K-5 | 14h10' | 14h50' | 14h50' | | 0,00 | 2,40 | 2,40 | 3,00 | 5,00 |
| | L-1 | 18h15' | 18h48' | 18h48' | | 0,00 | 2,40 | 2,40 | 3,00 | 5,00 |
| | L-2 | 18h50' | 19h25' | 19h25' | | 0,00 | 2,40 | 2,40 | 3,00 | 5,00 |
| | L-3 | 19h25' | 20h00' | 20h00' | | 0,00 | 2,40 | 2,40 | 3,00 | 5,00 |
| L-5 | 18h45' | 21h15' | 21h15' | | 0,00 | 2,40 | 2,40 | 3,00 | 5,00 | |

continúa...

INYECCIONES EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Obra : Construcciones de Regulaciones Subcuenca Alta Rfo Moya
 Propietario : Electroperú S.A.

Supervisión : Asociación Motilma - Geoservice
 Contratista : Octavio Bertolero S.A.
 Mes : Abril de 1,999

| Fecha | Taladro N° | Dosificación (A/C) | Cemento kg | Bentonita(2%) kg | Agua kg | Aditivo kg | Peso Total kg | Absorción kg/m |
|-------|---------------|-----------------------|---------------|---------------------|------------|---------------|------------------|-------------------|
| 25 | H-2 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 10,74 |
| | J-1 | 2:1 | 31,87 | 0,64 | 63,74 | 0,22 | 96,47 | 32,16 |
| | J-2 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | J-3 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | H-1 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | H-3 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | H-4 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | H-5 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | H-6 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | H-7 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | I-2 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | I-3 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | I-1 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | H-1 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 42,93 |
| | H-3 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | H-6 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| | H-7 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 |
| I-1 | 2:1 | 10,63 | 0,21 | 21,26 | 0,11 | 32,21 | 21,47 | |
| 28 | K-1 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | K-2 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 21,46 |
| | K-4 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 42,93 |
| | K-5 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 53,66 |
| | L-1 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 26,83 |
| | L-2 | 2:1 | 21,25 | 0,43 | 42,50 | 0,21 | 64,39 | 26,83 |
| | L-3 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 53,66 |
| L-5 | 2:1 | 42,50 | 0,85 | 85,00 | 0,43 | 128,78 | 53,66 | |

7.3.5 SEGUNDO PROCEDIMIENTO DE INYECCIÓN DEL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

En la progresiva 0+028.81, se procede a inyectar el sondaje SI-LCH-04 siguiendo el siguiente procedimiento, debido a la cercanía a la laguna que se tiene:

- 1.- Se perfora con un diámetro de 32mm. (con la máquina diamantina Pack Sack) hasta una profundidad de 3.15m.
- 2.- Luego este taladro se deberá rimarlo con diámetro 63.5mm. (ensanchamiento) hasta una profundidad de 2.50m., para facilitar su taponeo ya que en la actualidad en el mercado sólo se cuenta con tapones o Packers de diámetros no menores de 45mm.
- 3.- Se procede a continuar con la perforación de este taladro con el diámetro 32mm. hasta la profundidad de 6.10m.

Este procedimiento se aplicará para cada taladro de investigación a inyectar, ya que la probabilidad de conectar cualquier taladro con la laguna es mucho mayor.

7.3.6 SEGUNDO PROCEDIMIENTO DE EXCAVACIÓN DEL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

Básicamente se mantiene el mismo ciclo de excavación, si no que a partir de esta progresiva se debe de avanzar con taladros de 4 pies (1.20m.); ya que nos encontramos muy cerca de la laguna, adicionalmente se debe tener todos los accesorios necesarios para realizar la obturación de los taladros que podrían comunicarse a la laguna o pasar por una falla o fractura que se conecte a la laguna.

7.3.7 COMPROBACIÓN DE LA CONSOLIDACIÓN DEL FRONTÓN

Esta comprobación se hará perforando sondajes de comprobación en la bóveda, y en los hasteales con diámetros de 38mm. y observándose la presencia de agua en el taladro, si este fuera el caso, debería de inyectarse por

este taladro lechada de cemento a fin de poder lograr consolidar este sector, debo mencionar que estos taladros de comprobación se deben de ejecutar cuando se tenga por seguro que la distancia que separa al frontón de la laguna se encuentre entre 5 a 6 metros.

7.3.8 TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN E INYECCIÓN EN EL TÚNEL CIRCULAR O TÚNEL CONEXIÓN

A continuación se presenta un resumen de la ejecución de cada taladro perforado; así como el programa de perforación diario a partir del 12 de Mayo de 1999 al 13 de Junio del mismo año, días antes del evento principal con la finalidad de mostrar el procedimiento de exploración, inyección y comprobación de cada taladro ya que la ejecución de este tipo de trabajos es fundamental para la seguridad del éxito de la voladura del tabique final.

FECHA: 05/05/99

Al continuar con las exploraciones en el frontón (Prog. 0+028.81) con el taladro SI-LCH-04, hasta una profundidad de 3.15m. hasta el día 04 de Mayo, con el objetivo de explorar el macizo hacia adelante y conectar a la laguna para conocer la distancia real del frontón actual a la laguna, según inferencia y después de haber analizado los testigos correspondientes a este sondaje, proponemos lo siguiente:

- **SONDAJE DE INVESTIGACIÓN SI-LCH-04:**
 - Prolongar este taladro hasta la profundidad de 6.10m., con el objetivo de investigar el macizo rocoso hasta la profundidad mencionada, además para conocer la distancia del frontón hasta la laguna, la progresiva final del taladro será 0+034.91, siguiendo el eje vertical actual del túnel circular, este taladró será inyectado a fin de consolidar el macizo hacia adelante del frontón.

- **SONDAJE DE INVESTIGACIÓN SI-LCH-05:**

- Este taladro será perforado a fin de investigar el macizo rocoso en la bóveda, por ello deberá tener un ángulo de inclinación de 35° respecto del eje horizontal (es un ángulo vertical), ubicado en el mismo eje vertical del frontón actual y en la bóveda y con una profundidad de 6.00m. en esa dirección.

Se adjunta plano del plan de trabajo proyectado (Lamina N°1B).

FECHA: 12.05.99

Antecedentes:

Realizado las perforaciones e inyecciones para consolidar el perímetro (espesor = 2.12m.), del túnel circular, se prosiguió con la excavación, en forma alternada a fin de tener una avance sin ningún tipo de riesgo por causa de la descompresión del macizo rocoso o por la presencia de falla cercanas al perímetro del Túnel Circular, es así como se ha llegado a la progresiva 0+032.19 respecto del eje actual del Túnel, debemos mencionar que conforme se avanzaban con los taladros para inyecciones, se proseguía perforando el **Sondaje SI-LCH-04**, llegando el día **10 de Mayo a conectar a la laguna cuando se encontraba el frontón en la progresiva 0+032.19, se conectó a una distancia de 4.70m. en el eje del túnel**, logrando tomar testigos del macizo, con los cuales se podría tener una idea más concisa de la geología del macizo en la zona del tabique.

Programa:

Con estos antecedentes, se está programando la perforación del sondaje de investigación SI-LCH-06, de 3.00m. de profundidad y rimado 2.40m., con el propósito de investigar la bóveda en el frontón, sondaje SI-LCH-07 de 3.00m. de profundidad y rimado 2.40m., con el objetivo de investigar el macizo rocoso en el hastal izquierdo hacia el piso, sondaje de Investigación SI-LCH-08, de 1.80 m de profundidad el cual será rimado 1.00m. y con ángulo

de inclinación horizontal de 30°, ubicado en el hastal derecho en las cercanías del piso, con el fin de investigar el macizo rocoso en el piso e inyectarlo de tal manera que las filtraciones que pudiesen aparecer no sean preponderantes en el desarrollo de las labores ni posterior a ellas, sondaje de investigación SI-LCH-09 de 1.70m. de profundidad y con ángulo de inclinación horizontal de 30° en la bóveda derecha, sondaje de investigación SI-LCH-10 de 3.00m. de profundidad y rimado 2.40m., en dirección del eje para investigar la bóveda derecha del tabique y el sondaje de investigación SI-LCH-11 en la bóveda izquierda, tal como muestra la lámina N°02.

Estos sondajes de investigación nos darán la certeza de la presunciones de la geología en el tabique que el sondaje SI-LCH-04 arrojó, es importante mencionar que se encontró una falla conectada a la laguna, que fue atravesada por los sondajes SI-LCH-10, SI-LCH-9 y SI-LCH-08, como se muestra en la lámina N°03, así mismo con la finalidad de comprobar la consolidación del tabique, se programa la perforación de los sondajes MD, ME y MF..

FECHA: 23.05.99

Antecedentes:

Habiéndose perforado los taladros MD, ME y MF, (sondajes de comprobación), se ha demostrado que las inyecciones en el frontón hacia el tabique final han dado resultado y se tienen consolidado gran parte del mismo.

Programa

Estamos programando la perforación e inyección de un taladro de investigación SI-LCH-12 a fin de investigar el macizo rocoso a 1.20m. de ancho el hastal derecho del tabique a fin de poder determinar la situación de las estructuras rocas en esa zona. Para ilustrar lo anteriormente dicho se adjunta la lámina N°3.

FECHA: 31.05.99

Antecedentes:

Con la seguridad de haber encontrado una falla en el hasteal derecho la cual se encuentra conectada a la laguna, y habiéndose inyectado ese hasteal usando el aditivo Sika Fix HH, se ha construido un muro de concreto de 0.60m de espesor hacia ese hasteal, a fin de reforzar el mismo, ya que no se pudo consolidar el macizo en esta zona, se está planeando el cambio de rumbo del eje del túnel unos 8° hacia la izquierda a fin de alejarse de la falla lo suficiente de tal manera de no debilitarla mas con los trabajos de perforación.

Programa

Se programa la perforación e inyección de los taladros de Comprobación SC-1, SC-2 Y SC-3, y los sondajes de investigación SI-LCH-13, SI-LCH-14 y SI-LCH-15, así como los sondajes de comprobación MG, MH, MI, MJ y MK, con el objetivo de investigar y consolidar el macizo rocoso en el hasteal, piso y bóveda izquierda, así como lograr su consolidación, las especificaciones de los sondajes figuran en la lámina N° 4.

FECHA: 08.06.99

Antecedentes:

Con la aprobación de la supervisión se perforaron los sondajes de investigación SI-LCH-16, SI-LCH-17, SI-LCH-18, SI-LCH-19 Y SI-LCH-20, cuyas características se muestran en la lámina N°5, sondajes de comprobación SC-4, SC-5 y SC-6 a fin de investigar con mas rigurosidad el macizo en la bóveda y hasteales ante el cambio del rumbo del eje del Túnel Circular.

Programa

Estamos programando reperfilar e inyectar los sondajes de investigación SI-LCH-17, SI-LCH-18, SI-LCH-19 y SI-LCH-20 así como los sondajes de

comprobación SC-4, SC-5 y SC-6, a fin de proseguir con la investigación y consolidación de la margen izquierda ya que fue necesario variar el rumbo del eje del Túnel Circular 8° para evitar desestabilizar el macizo en el hastial derecho del túnel por causa de los efectos de los trabajos del tabique en la falla encontrada.

FECHA: 09.06.99

Antecedentes:

Dado que tenemos el taladro SI-LCH-04 conectado a la laguna, con una distancia de 4.70m. y que se ha cambiado el rumbo del eje del Túnel Circular, además de tener la necesidad de conocer el estado del macizo rocoso en el nuevo tabique y en la periferia del mismo. Es de suma necesidad conocer estas características que enmarcan al último disparo.

Programa

Comunicar el sondaje de investigación SI-LCH-17, SI-LCH-20, SC-4 hasta la laguna a fin de investigar el estado del macizo hasta antes de la cara de contacto con la laguna, verificar la distancia hacia ella y de reforzar el macizo en el tabique y en la periferia, conservando este mismo objetivo reinyectaremos de ser necesario los taladros que así lo requieran, las láminas N°06, N°7, N°8 y N°9 ilustran lo ocurrido.

FECHA: 12.06.99

Antecedentes:

Ante lo acordado con la supervisión y la propietaria ELECTROPERÚ S.A. y para seguridad de la consolidación del tabique y de la periferia del mismo, se presenta el siguiente programa de comprobación del macizo rocoso en el tabique y la periferia.

Con el objeto de consolidar el macizo rocoso en el tabique y su adyacente, se ha desarrollado el programa de inyecciones antes mencionado, de tal manera no represente ningún riesgo en los trabajos previos al último disparo; durante las investigaciones se autorizó que los sondeos SI-LCH-17 y SI-LCH-20 Y SC-4 se comunicaran con la laguna con el objeto de determinar la morfología y longitud del tabique, las longitudes de estos sondeos fueron 6.05m., 5.85m. y 5.00m. respectivamente.

Con los resultados de estas investigaciones se pudo llevar a cabo el desbroce del concreto del blindaje del frontón y de las zonas de filtraciones, llegando de esta manera a la roca. Observada y evaluada la misma se apreció que el macizo era de regular a buena calidad, las filtraciones eran casi nulas.

A partir del frontón ubicado en la progresiva 0+032.26, se realizó la perforación de los taladros de comprobación SC-07, SC-08, SC-09, SC-10, SC-11 y SC-12, con los cuales se determinó y comprobó baja permeabilidad de las filtraciones y una buena consolidación del macizo. Una vez terminado el procedimiento de consolidación del macizo, se procedió con el retiro de los equipos y materiales innecesarios en el sector del túnel conexión, compuerta provisional, cámara de válvulas, la trampa de piedras se limpió de escombros y se bombeó el agua acumulada de las filtraciones y operaciones, luego se procedió con el programa de ejecución del último disparo.

Para efectos de llevar a cabo los trabajos del último disparo, se debe de hacer un levantamiento topográfico a fin de comprobar la progresiva actual del frontón así como la longitud real del tabique, siendo en nuestro caso la progresiva del frontón 0+033.75 en promedio y 0+036.74 la progresiva de la cara de contacto de la laguna con el macizo, teniendo un espesor para el tabique de 2.99m. en promedio aproximadamente.

El registro de la perforación de los taladros del tabique final nos indicó que no se encontró presencia de agua, encontrando óptimas condiciones para el carguío de los taladros, una vez realizado este se continúa con el amarre de los cables conectados al fulminante eléctrico previo control de aislamiento de energías, terminado el amarre se probó el circuito del frontón hacia la

superficie, comprobándose que estaba conforme; el circuito se llevó hasta la parte superior del socavón, donde estaba ubicado el explosor. Estando alerta y retirado el personal y equipos, se manipuló a las 14:05 horas del día 28 de Junio de 1999, en una primera instancia el explosor no tuvo ningún efecto; se revisaron los circuitos en una segunda instancia, a las 14:15 horas se manipuló el explosor lográndose una explosión parcial y de poco efecto.

Ante la comprobación del fallido último disparo, a las 14:55 horas se inspeccionó la compuerta provisional, verificándose que no se había conectado a la laguna, por lo que se dispuso abrirla para descargar el agua bombeada y las acumuladas por las filtraciones.

Las posibles causas de la no explosión la podemos enumerar como:

- Cables del circuito entre el explosor y fulminante con demasiada resistencia que no ha permitido el flujo de una suficiente energía (Nº12)
- Falla del explosor para transmitir una suficiente carga eléctrica.
- Corte del cordón al colocar los tacos de madera como cuñas.
- Congelamiento del fulminante.
- Corte del circuito por manipuleo y retiro de tablas de la trampa de rocas.

Después de ingresar por ambos piques se evaluó la situación del disparo, encontrándose que la explosión había generado un cañón en el arranque de 2.40m. de profundidad, estando el resto de la sección intacta y cargada en 100% con los explosivos Emulnor 3000, con ciertos circuitos desconectados; con respecto a la seguridad del frontón no presentaba mayores problemas siendo la roca de buena calidad, en cuanto a las filtraciones se mantenía el caudal de 6 a 8lt/scg, descargando por el taladro SC-04. Teniendo la seguridad plena, se dispuso con la ejecución de los trabajos para la recarga y disparo del tabique final nuevamente, según la malla que se muestra, logrando conectar a la laguna de manera exitosa.

7.3.10 EQUIPAMIENTO DE LA CONEXIÓN

Inicialmente el proyecto consideraba la colocación de una compuerta hidráulica de 1.00m. x 0.76m. de accionamiento hidráulica mediante una

bomba hidráulica, en el sector de la cámara de válvulas, para así poder controlar el caudal de salida hacia el Túnel de Descarga, posteriormente este diseño fue modificado a la instalación de una válvula de 76mm tipo cónica y seguida de una válvula mariposa de igual diámetro, de accionamiento electrohidráulico ambas, controladas estas desde la central hidroeléctrica del Mantaro, para ello el diseño lleva consigo la instalación de una Microcentral hidroeléctrica, que es la que genera la energía necesaria para las operaciones de los equipos así como para la iluminación de la cámara de válvulas.

Para llevar a cabo esta instalación es necesario construir una estructura de concreto, diseñada de tal manera que pueda albergar a estos equipos. Este diseño a la fecha no ha sido proporcionado por Electroperú S.A. por lo cual se ha dejado la ejecución de estos trabajos para una segunda etapa cuya ejecución no ha sido precisada por la propietaria.

En esta etapa de construcción el único trabajo que se ha ejecutado es a nivel de excavación, logrando la sección de diseño original, desde luego por el cambio de diseño esta sección deberá de cambiar para adecuarse a las dimensiones de la estructura de concreto a construirse y a las dimensiones de los equipos a colocarse.

CAPÍTULO VIII

CONSIDERACIONES DE DISEÑO

8.1 RESULTADO DE LAS PRUEBAS REALIZADAS EN OBRA CON LOS FULMINANTES ELÉCTRICOS FAMESA Y EL EXPLOSIVO EMULNOR

Con fecha 25 de junio de 1999, a horas 11:00 de la mañana, se realizó las siguientes pruebas:

a) Medición de la Resistencia Eléctrica de los Fulminantes:

Descripción del Material:

- Está conformado por una cápsula de aluminio, la misma que contiene el explosivo brisante, el elemento de retardo y la gota eléctrica.
- Los cables conductores tienen una resistencia eléctrica nominal de 0.057 Ohm/m, y la gota eléctrica del fulminante 1.5 Ohm.
- Todos los elementos antes citados se encuentran unidos a los cables conductores de energía los mismos que tiene 4m. de longitud.
- Los fulminantes escogidos al azar para la prueba fueron seleccionados en el siguiente orden de números 2,0,4,12,5,3, y 11.

Resultados de la medición:

- Todas las mediciones unitarias con el Ohmímetro arrojaron un resultado de 2 Ohm.
- Se colocaron en serie los fulminantes N°4 y N°12 dando como resultado 4 Ohm.
- Se colocaron en paralelo los fulminantes N°4 y N°11 dando como resultado 1 Ohm.
- Se colocaron en paralelo los fulminantes N°4, N°12 y N°0, dando como resultado 0.66 Ohm.
- Se colocaron en paralelo los fulminantes N°4, N°12, N°11 y N°0 dando como resultado 0.5 Ohm.

En resumen diremos que las pruebas de verificación de resistencias han sido satisfactorias, dado que los fulminantes ensayados cumplieron con las especificaciones técnicas del fabricante.

b) Evaluación de funcionamiento de fulminantes eléctricos y explosivos sumergidos en agua.

Prueba:

- Fecha de Inmersión: 14 de junio de 1999
- Hora: 10:00 am.
- Profundidad: 15.00m.
- Lugar: Laguna Chilicocha.
- Fulminante Eléctrico: N°02
- Explosivo utilizado: EMULNOR 3000
- Dimensiones: 1 1/8" x 8"

Resultados:

- Día: 25 de Junio de 1999
- Hora de Ensayo: 12:30 pm.

- Período de Inmersión: 12 días.
- Al ser medida la resistencia de la muestra esta arrojó un valor de 1.42 Ohm.
- Esta muestra fue empalmada a la línea de tiro (cable eléctrico N°08 con una longitud aproximada de 300.00m.)
- Finalmente el sistema fue conectado al Explosor y activado, teniendo como resultado una detonación sin problemas.

Prueba:

- Fecha de Inmersión: 25 de Junio de 1999
- Hora: 12:30pm.
- Profundidad: 35.00m.
- Lugar: Laguna Chilicocha
- Fulminante Eléctrico: N°0, 02,04,05,0,12
- Explosivo utilizado: 06 Cartuchos de Emulnor 3000
- Dimensiones: 1 1/8" x 8"

Resultados:

- Día: 25 de Junio de 1999
- Hora de Ensayo: 6:30pm.
- Período de Inmersión: 6 horas.
- Estas muestras conectadas en paralelo fueron empalmadas a la línea de tiro (/cable eléctrico N°08 con una longitud aproximada de 200.00m.)
- Finalmente el sistema fue conectado al explosor y activado, teniendo como resultado una detonación normal.

Prueba:

- Fecha de Inmersión: 26 de junio de 1999
- Hora: 8:18am.
- Profundidad: 35.00m.

- Lugar: Laguna Chilicocha
- Fulminante Eléctrico: N°03,04,09,11
- Explosivo Utilizado: 04 cartuchos de Emulnor 3000
- Dimensiones: 1 1/8" x 8"

Resultados:

- Día: 26 de junio de 1999.
- Hora de Ensayo: 12:45pm.
- Período de Inmersión: 4 horas y 27 minutos.
- Estas muestras conectadas en paralelo fueron empalmadas a la línea de tiro (cable eléctrico N°08 con una longitud aprox. De 200.00m.).
- Finalmente el sistema fue conectado al Explosor y activado, teniendo como resultado una buena detonación.

c) Pruebas de Explosivos y Accesorios:

c.1) Explosivo Emulnor 3000

- Se ha sumergido 24 unidades de Explosivo Emulnor 3000 en la laguna Chilicocha a una profundidad de 35.00m.
- Después de sumergir en agua durante 6 y 12 horas, se procedió a extraer la muestra para el ensayo.
- Materiales usados:
 - Cordón Detonante 3P = 3.00m
 - Fulminante corriente N°08 = 1pza
 - Guía de Seguridad = 3 pies
 - Cartucho Emulnor 3000 = 1pza.
 - Plancha de PBI. = 0.32m. x 0.12m. x 0.001cm.

d) Prueba de Velocidad de Detonación:

Se procedió a preparar la plancha colocando en ella un cordón detonante, el mismo que fue colocado en el cartucho de Emulnor 3000 a una distancia de

0.10m., inmediatamente se colocó el fulminante iniciador y se procedió al chispeo de la guía de seguridad de 3 pies.

▪ Resultados:

Se obtuvo en el punto de choque una huella en la plancha de plomo a 0.078m., de la línea marcada que indica la mitad de la longitud del cordón detonante utilizado y en la segunda prueba nos da una medida de 0.079m.

Por aplicación de la fórmula tendremos:

$$V_o = V \times L / 2 \times Z$$

Donde:

V_o = Velocidad de detonación:

V = Velocidad del cordón detonante = 7,200m/seg.

L = Distancia entre las puntas del cordón detonante insertas en el explosivo = 0.10m.

Z = Distancia entre el punto de choque de la onda y el Pto. Medio del cordón detonante = 0.078m.

Tendremos:

$V_o = 4,615.00$ para la primera prueba

$V_o = 4,557.00$ para la segunda prueba

Obteniendo un promedio:

$V_o = 4,586.00$ para el Emulnor 3000 en un medio sin confinar.

Por indicación del fabricante que en medio confinado la velocidad de detonación aumenta en un 10% luego obtendremos:

$V_o = 4,586.00 \times 1.10 = 5,045.00$ para un medio confinado.

Luego podemos aducir que el explosivo cumple con las especificaciones técnicas del fabricante y es apto para los trabajos de voladura en el Último Disparo.

e) Evaluación del Cable Eléctrico para la Línea de Tiro

Características:

- Cable Eléctrico de Alambre de Cobre.
- Marca: Indeco.
- Tipo : AWG
- Número: N°12.
- Longitud : 100m.

Resultado de la Medición:

- Se verificó en la medición que el cable tiene una resistencia de 0.60 Ohm/m.

Equipo Utilizado:

- Para las mediciones del amperaje en el campo se utilizó un amperímetro DUPONT BLASTER MULTIMETER (Multímetro para voladura)
- Un Explosor de 800 Ohm de capacidad.

f) Descripción de los Trabajos a Realizar:

- Traslado de explosivos y accesorios para el último disparo
- Retiro de Shotcretera y Accesorios.
- Retiro parcial de madera trampa de rocas.
- Retiro de equipos de taller y materiales sobrantes.
- Prueba de compuerta provisional.
- Ubicación de 02 cargadores frontales operativos para retiro de winche, compresora, grupo electrógeno, bombas, perforadoras, después del último disparo.

- Ubicación de 02 camionetas, camioncito y volquete operativos listos para trabajos de último disparo.
- Ubicación de botiquín, oxígeno, enfermero para primeros auxilios.
- Ubicación de tranquera en la carretera a la altura del desvío al pique, para evitar el ingreso de vehículos y personal no autorizado.

g) Avance del Túnel Circular 1.50m mediante un disparo corto

- Perforación de 40 taladros: 02 horas
- Carga: 01 horas
- Retiro de Instalaciones: 01 horas
- Disparo: 01 horas
- Ventilación: 01 horas
- Total: 06 horas.

Luego del disparo se hará limpieza de la zona, colocación de tablas en la trampa de rocas y en el caso de salida de agua por los taladros SI-LCH-04 y SC-04 tendremos en la zona de taponos de madera para realizar el taponamiento y obturadores listos para ser colocados.

h) Último Disparo

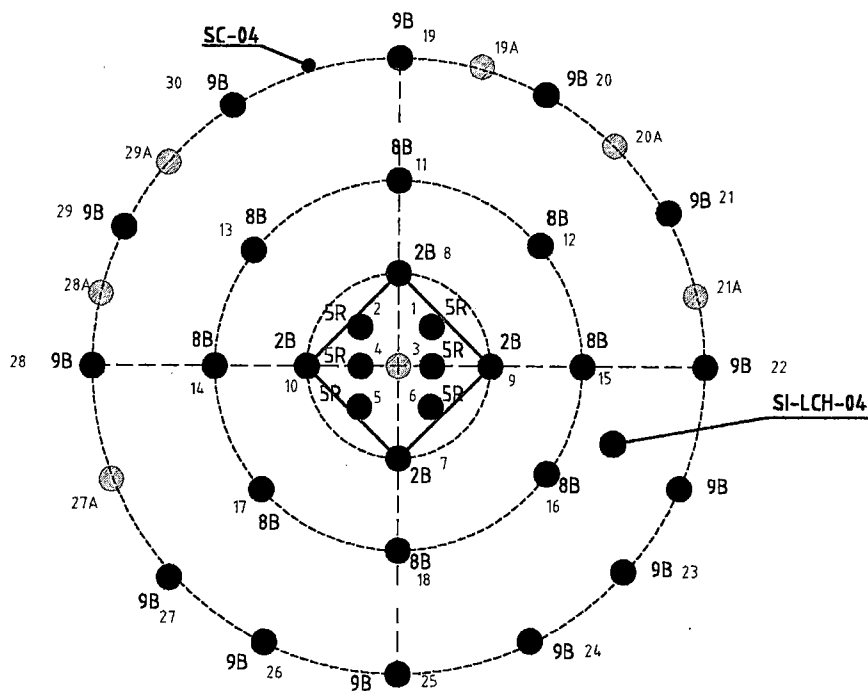
- Perforación de 48 taladros de 2.40m. en promedio.
- Colocación de cables N°12 (04 líneas) entubados en tubería PVC 1/2", fijado al techo del túnel circular y a la pared del pique principal, socavón y llega hasta la superficie (encima del socavón).
- Instalación de explosor encima de socavón.
- Instalación de tuberías de 4" y 2" desde 02 bombas grindex Matadora instaladas en la laguna hasta el Pique N°02 para llenado del túnel circular y parte del Pique, ver Lámina N°15.
- Carguío de taladros con EMULNOR 3000 y 02 detonadores por taladro, según experiencias de otros proyectos ejecutados mediante el método del

último disparo y según recomendaciones de nuestros asesores especialistas en voladura (FAMESA). Ver Figuras N°32, N°33 y N°33A. Es necesario indicar que la conexión de los detonadores se hará mediante un circuito en paralelo y el empalme con el cable N° 12, se hará con conectores especiales que no permitan el contacto con el agua. Se medirá la resistencia de los detonadores con el Ohmímetro al ser colocados para evitar cualquier falla para luego ser conectados con el cable N°12 que va a superficie:

- Retiro de Perforadoras, mangueras, barrenos.
- Retiro de Compresora.
- Retiro de Madera de Trampa de Rocas.
- Retiro de Reflector de 1000 W y cables de alumbrado.
- Izaje de personal después de carguío y conexión de cables.
- Protección de winche con mangas usadas.
- Cerrado de compuerta provisional.
- Llenado de túnel y pique con agua desde la laguna.
- Pruebas de resistencia con Ohmímetro de los 04 cables N°12 que llegan hasta la superficie.
- Retiro de grupo electrógeno.
- Retiro de materiales sobrantes.
- Último disparo.

i) Personal en Superficie:

- 02 Coordinadores de Seguridad.
- 01 Responsable de Retiro de Equipos.
- 01 Grupero Compresorista.
- 05 Ayudantes de Retiro de Equipos.
- 02 Operadores de Cargador Frontal.
- 01 Operador de Volquete.
- 02 Chóferes de Camioneta.



| | | |
|-----------------------------------|---|-----------------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): altura (m): | areas seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 1.50 m | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 1.52 | VOLUMEN DE VOLADURA: 4.71 m ³ | |
| TIPO DE ROCA: III | PESO EXPLOSIVO: 45%, 7/8" X 7" = 0.076 kg/cart. | |

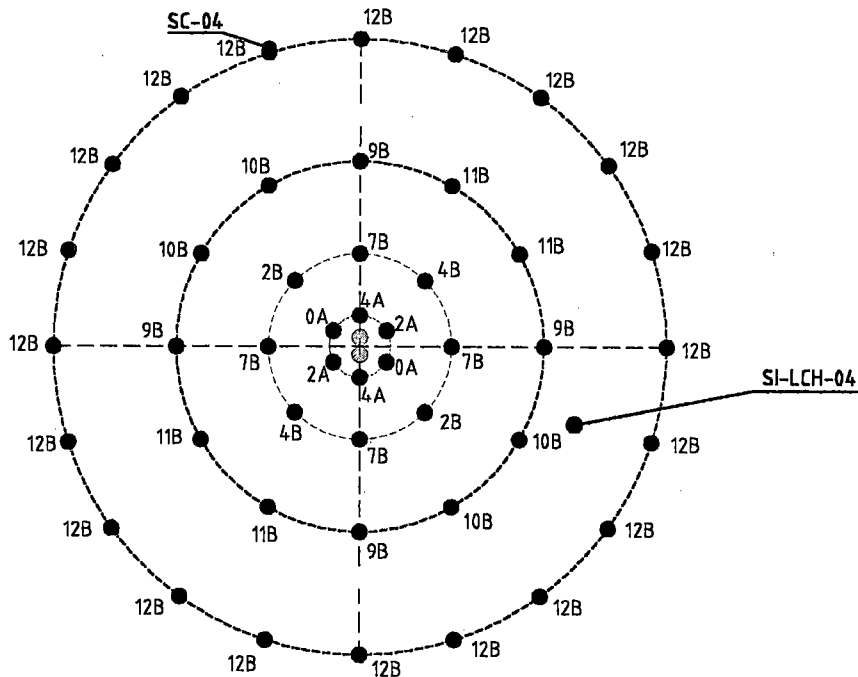
| ZONA | TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARGA POR TALADRO: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | TECNEL (Und) | PROF. DE PERFORACION TALADROS |
|------|--------------------|-----------------|--------------------|--------------------|---------|--------------------|-----------------------|--------------|-------------------------------|
| A | ALIVIO | 01 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | 1.60 |
| B | ARRANQUE | 06 | 08 | 48 | 3.65 | 45% | 01 | 5R | 1.55 |
| C | AYUDA DE ARRANQUE | 04 | 08 | 32 | 2.43 | 45% | 02 | 2B | 1.55 |
| D | AYUDA DE CUADRADOR | 08 | 06 | 48 | 3.65 | 45% | 03 | 8B | 1.55 |
| E | CUADRADOR (*) | 13 | 5 | 65 | 4.94 | 45% | 04 | 9B | 1.60 |
| | TOTAL | 32 | | 193 | 14.67 | -- | -- | -- | |

FACTOR DE CARGA: 3.11 kg/m³
 1er Anillo Diam 0.60m, 2do Anillo Diam. 1.20m, 3er Anillo 2.00m

(*) 06 CUADRADORES SIN CARGAR

MES : JUNIO'99

Figura N°32.- Malla de Perforación y secuencia de ignición del Disparo de aproximación al Tabique Final



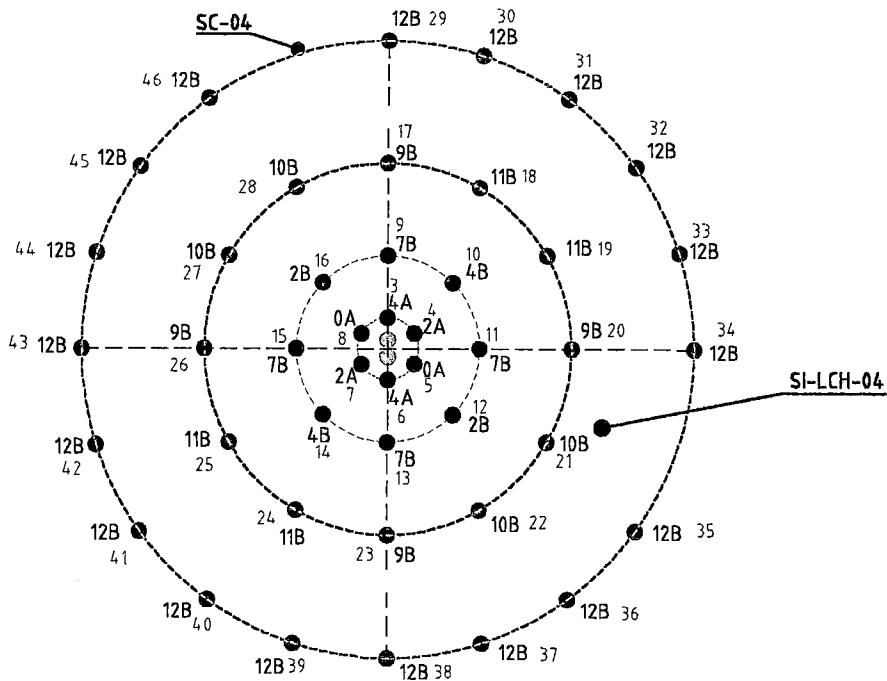
| | | |
|-----------------------------------|---|--------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): | areas |
| | altura (m): | seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 3.32 m | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 2.40 | VOLUMEN DE VOLADURA: 10.42 m3 | |
| TIPO DE ROCA: IV | PESO EXPLOSIVO: Emulnor 3000,1 1/8"x3"=0.145 kg/cart. | |

| TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARGA POR TALADRO: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | FULMINANTE ELECTRICO (FAMESA) |
|--------------------|-----------------|--------------------|--------------------|---------|--------------------|-----------------------|-------------------------------|
| ALIVIO | 02 | -- | -- | -- | -- | -- | -- |
| ARRANQUE | 06 | 12 | 72 | 10.44 | EMULNDR | 01-02-03 | 0A-2A-4A |
| AYUDA DE ARRANQUE | 08 | 12 | 96 | 13.92 | EMULNDR | 04-05-06 | 2B-4B-7B |
| AYUDA DE CUADRADOR | 12 | 12 | 144 | 20.88 | EMULNDR | 07-08-09 | 9B-10B-11B |
| CUADRADOR PISO | 20 | 10 | 200 | 29 | EMULNDR | 10 | 12B |
| TOTAL | 48 | | 512 | 74.24 | -- | -- | -- |

| |
|--|
| FACTOR DE CARGA: 7.12 kg/m ³ |
| 1er Anillo Diam 0.20m, 2do Anillo Diam. 0.60m, 3er Anillo 1.20m, 4to Anillo Diam 2.00m |

MES : JUNIO'99

Figura N°33.- Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Tabique Final Proyectado



| | | |
|-----------------------------------|--|-----------------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): altura (m): | areas seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 3.32 m | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 2.40 | VOLUMEN DE VOLADURA: 10.42 m3 | |
| TIPO DE ROCA: IV | PESO EXPLOSIVO: Emulnor 3000, 1 1/8"X8"=0.145 kg/cart. | |

| ZONA | TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARGA POR TALADRO: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | FULMINANTE ELECTRICO (FAMESA) | PROF. DE PERFORACION DE TALADROS |
|------|--------------------|-----------------|--------------------|--------------------|---------|--------------------|-----------------------|-------------------------------|----------------------------------|
| A | ALIVIO | 02 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | 2.40 |
| B | ARRANQUE | 06 | 12 | 72 | 10.44 | EMULNOR | 01-02-03 | 0A-2A-4A | 2.40 |
| C | AYUDA DE ARRANQUE | 08 | 12 | 96 | 13.92 | EMULNOR | 04-05-06 | 2B-4B-7B | 2.40 |
| D | AYUDA DE CUADRADOR | 12 | 12 | 144 | 20.88 | EMULNOR | 07-08-09 | 9B-10B-11B | 2.40 |
| E | CUADRADOR PISO | 10 | 10 | 100 | 14.50 | EMULNOR | 10 | 12B | 2.50 |
| F | CUADRADOR BOVEDA | 8 | 10 | 80 | 11.60 | EMULNOR | 10 | 12B | 2.40 |
| | TOTAL | 46 | | 492 | 71.34 | -- | -- | -- | |

FACTOR DE CARGA: 6.85 kg/m3
 1er Anillo Diam 0.20m, 2do Anillo Diam. 0.60m, 3er Anillo 1.20m, 4to Anillo Diam 2.00m

MES : JUNIO'99

Figura N°33A.- Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Tabique Final Ejecutado

- 01 Chofer de Camioncito.
- 01 Topógrafo.
- 01 Ayudante de Topógrafo.

j) Personal de Supervisión de Trabajos.

- 01 Jefe de Supervisión.
- 01 Asistente de Jefatura.

k) Equipos de Comunicación.

- Se contará con 05 radios portátiles, 02 en el interior del túnel, 01 con el winchero, 01 con el coordinador de superficie, 01 con el responsable de seguridad en superficie.

l) Equipos para Retiro de Maquinaria, Personal y Materiales:

- 02 Cargadores Frontales.
- 02 Camionetas.
- 01 Camioncito.
- 01 Volquete

m) Primeros auxilios:

- Se contará con un botiquín para primeros auxilios, oxígeno, camillas y 01 enfermero responsable.

8.2 REGLAS BASICAS DE SEGURIDAD PARA EL ÚLTIMO DISPARO

8.2.1 De la Perforación:

- Se deberá chequear previamente el estado de la roca en el frente de perforación desatando todas las rocas sueltas y sobre todo el estado de la roca constantemente se debe supervisar si esta no sufre degradación o alteración en su estructura. De ocurrir esta ultima se deberá evacuar inmediatamente a todo el personal.

- Se deberá de contar con cucharillas en número de dos como mínimo en el frente de trabajo, así mismo se deberá de contar con sopletes de fierro de 8 pies y atacadores de madera, en la cantidad necesaria, para realizar un trabajo óptimo en el frente.
- Los taladros deben perforarse teniendo en cuenta el paralelismo de los taladros entre sí y sobre todo tenido en cuenta las profundidades asignada a cada uno de ellos, según se muestra en la Lámina N°30A y se deberá pintar toda la malla de distribución de estos taladros en el frente.

8.2.2 Del Carguío Final y del Explosivo:

- De presentarse agua en los taladros, se deberá de introducir en ellos toda la columna de carga entubada incluida dentro de ellas los fulminantes eléctricos asignados.
- Luego de introducida la columna de carga se deberá colocar en la boca de taladro cartón humedecido a manera de taco, así mismo se deberá colocar los tacos de madera cuidando de que la ranura no golpee y aplaste los cables del fulminante eléctrico, finalmente estos deben ser lacrados con resina, acelerante SIKA o silicona dependiendo esta de la rapidez de fraguado que se obtenga en estos materiales.
- El entubado de la columna de carga deberá ser realizado con sumo cuidado teniendo en cuenta que ambas puntas del tubo deben estar cerradas y el explosivo debe estar lo mas confinado posible cuidando de no proteger el cable eléctrico del fulminante, se transporte debe hacerse con cuidado y siempre los cables eléctricos en todo circuito (TRENZADOS ENTRE SI).
- Chequeo de un detonador antes de preparar el cebo.
 - ⇒ Su transporte al frente de trabajo se deberá hacer en cajas originales, evitándose el manipuleo innecesario, no deberá transportarse en el bolsillo, ni en las manos, ya que el calor del cuerpo provoca su iniciación prematura, además permanentemente se deberán proteger de

los golpes, impactos, fricciones o temperaturas de objetos extraños, que es imposible eliminar absolutamente del frente de trabajo.

- ⇒ Se presionan con los dedos los extremos de los chicotes en los bornes del galvanómetro y se lee la resistencia marcada en la aguja.
- ⇒ Si esta es infinita nos indica que el circuito eléctrico del detonador está cortado.
- ⇒ Si por el contrario es bastante menor que la que indica el fabricante, está en corto circuito. En ambos casos deberá descartarse estos fulminantes.
- ⇒ Para prevenir que estos fulminantes produzcan una detonación prematura durante el chequeo, se deberá introducir estos fulminantes en un tubo de acero, sellado en sus extremos o introducirlos en el agua de la laguna.
- ⇒ Ante cualquier duda se deberá chequear estos fulminantes tantas veces sean necesarios.
- Chequeo de un detonador después de carguo de la columna explosiva.
 - ⇒ Las operaciones se efectuarán de la misma forma que el caso anterior pero como no se podrá cambiar el detonador que se encuentre dañado, se procederá a poner un nuevo cebo en la parte superior de la columna explosiva.
- Electricidad extraña o vagabunda:
 - ⇒ Se deberá tener en cuenta las cargas eléctricas de origen natural o artificial, evitando que estas se introduzcan subrepticamente en el circuito eléctrico ya que estas pueden provocar detonaciones prematuras.
 - ⇒ Diferentes tipos de corrientes extrañas:
 - ⇒ Corrientes vagabundas.- son las que se producen por un deficiente aislamiento, son las que utilizan la tierra como vía de retorno respectivamente.
 - ⇒ Las vías alternativas para esta corriente en nuestro caso podrían ser las pantallas halógenas mal aisladas o los cables de alimentación a

ellas las que se deberían chequear con sumo cuidado y bastante detenimiento días antes de la operación final, así mismo proteger o aislar bien los pernos de anclaje, en los cuales se amarran algunos cables eléctricos.

- ⇒ Se deberá prever de un entubado del cable de la línea de tiro para la detonación, para evitar que la combinación intensidad, tiempo de exposición llegue a superar los tiempos programados.
- ⇒ Se deberá realizar una inspección con el personal del taller eléctrico, para detectar estas corrientes vagabundas, mediante circuitos constituidos por alambres conductores o una resistencia intercalada de 1 Ohm.
- ⇒ Chequear el aislamiento de todo el sistema de distribución eléctrico que se encuentre en las cercanías del lugar de la voladura.
- ⇒ Conectar a tierra los cables de alta tensión.
- ⇒ Retirar del área toda posible fuente de energía vagabunda como equipos eléctricos, estufas, radiotransmisores, baterías, etc.
- ⇒ Desconectar o poner bajo llave, todas las fuentes de corrientes vagabundas, que se encuentren en las cercanías del lugar de la voladura.
- ⇒ Mantener en corto circuito los chicotes de todos los detonadores en todo momento, desconectando sólo para su respectivo chequeo y luego para su conexión final en el circuito de voladura, teniendo cuidado de mantener unidos los extremos libres del circuito.
- ⇒ Mantener aislada las conexiones desnudas del circuito, teniéndolas en las manos de un personal altamente calificado para este tipo de trabajos. Los alambres de la línea de disparo deben ser completamente aislados y en perfectas condiciones de conservación y así deben mantenerse hasta el final.

8.2.3 De la Detonación Final

- Una vez que los taladros se hallan cargados y chequeados que estén dentro del circuito de la voladura se procederá a amarrar los chicotes en paralelo (todos de un solo color, los amarillos harán un manojo), el mismo que será pelado en las puntas en unos 5 centímetros y amarrado con el cable de cobre N°12 AWG. Encintado con cinta aislante y cubierto con cinta vulcanizante e introducido a la cápsula de seguridad y sellada con el material vulcanizante de la misma.
- El cable así asegurado será fijado al techo y a la línea de disparo.
- Se retira todo el andamio de madera y el equipo utilizado así como el sobrante de fulminantes y explosivo que no se ha de utilizar.
- Se evacuará al personal de la superficie.
- Se empezará a cerrar la compuerta e inspeccionar todo el túnel de descarga hasta la salida en la que se colocará dos vigilantes en forma permanente.
- Una vez cerrada la compuerta se inicia el llenado de agua del túnel circular y del Pique. N°02
- Terminado de llenar el agua hasta la línea previamente demarcada se tocarán los silbatos anunciando que deberá ser despejada el área hasta las barricadas de seguridad y que se procederá a la etapa final del disparo.
- Se procederá a conectar los cables el Explosor, conectados se inspeccionará el área a fin de encontrarse totalmente despejada.
- El segundo silbato indicará que el área se encuentra totalmente despejada y se procederá a la detonación.
- El toque del silbato estará a cargo del responsable de seguridad en superficie.
- Luego de transcurrida una hora de realizado el disparo final, se procederá a inspeccionar el área de la voladura en superficie y los caminos de acceso al Pique N°03 y recién podrán ingresar al personal para la apertura de la compuerta.

8.3 CONSIDERACIONES DE CÁLCULO DE CARGA PARA EL ÚLTIMO DISPARO

Para el disparo del tapón final se emplearán explosivos y detonadores que sean resistentes al agua y a la presión, para el período de tiempo real que existirá entre el carguío y el disparo así como a la presión del agua, en tal sentido estamos apoyándonos en resultados de otras obras en donde se ha utilizado el método del último disparo.

La cantidad de explosivos requerido depende del ancho del estribo y longitud del tapón, el tipo de roca, la cantidad de sedimentos, presión de agua además de la configuración del tapón y la carga.

Para encontrar la cantidad de explosivos requerida por el disparo del tapón, se ha usado la siguiente regla tomada de experiencias similares.

En el túnel circular se ha usado un factor de carga promedio de 3.10kg/m^3 , según lo antes mencionado:

- Factor de Carga a usar en el tapón final $2 \times 3.10\text{kg/m}^3 = 6.20\text{kg/m}^3$.
- Factor de Carga adicional por concepto de altura de agua ($h=31.75\text{m}$), en este punto debemos adicionar $0.01\text{kg/m}^3/\text{m} \times 31.75\text{m} = 0.3175\text{kg/m}^3$.
- Factor de Carga adicional (10%) por taconeo y pérdida de taladro, debemos adicionar $0.10 \times 6.20\text{kg/m}^3 = 0.62\text{kg/m}^3$.

El Factor de Carga resultante es 7.14kg/m^3 aproximadamente, usaremos este parámetro para diseñar la malla de perforación para el disparo del tabique final.

8.4 PUNTOS COMPLEMENTARIOS AL PROGRAMA DE ÚLTIMO DISPARO

8.4.1 Caso de Salida de agua después de disparo previo

- En el frente de trabajo se tienen listos para usar 06 obturadores BX y 01 obturador AQ, además tacos de madera para taladros de $2 \frac{1}{2}''$ 04 u, para taladros de 45mm 08u, para taladros de 38mm 20u, para taladros de 32mm 02u.
- En el caso de salida de agua por el SI-LCH-04 ubicado en el lado derecho cuyo diámetro es de 32mm se obturará de inmediato con obturador BX ya

que este taladro está rimado hasta 2.40; si se tuviera mucha dificultad para obturar se colocará un taco de madera para solucionar el problema.

- En el caso de salida de agua por el SC-04 ubicado en la bóveda izquierda cuyo diámetro es de 45mm se tratará de obturar con obturador BX ya que este taladro está rimado hasta 3.00; en caso de no poder obturar se canalizará el agua con un tubo de 4" hasta 10.00m atrás del frontón.
- En el caso que saldría agua por otros taladros se colocará tacos de madera en forma inmediata.

1. Se presenta malla de disparo previo donde se ha reducido el factor de carga a 3.11 kg/m^3 y se indica la longitud de los taladros por zonas según lo requerido.
2. Referente al volumen de la trampa de rocas ver lámina N°16.
3. Se adjunta malla para el último disparo donde se han eliminado los taladros que se encontraban cerca de los sondajes SI-LCH-04 y SC-04. Además se indica la longitud de los taladros por zonas, debiendo recalcar que la costra de la roca hasta la laguna será en promedio de 0.90m, no es recomendable perforar taladros de mayor longitud por que nos acercamos demasiado a la laguna con peligro de filtraciones fuertes de agua.
4. Para evacuar agua de la trampa de rocas se tiene instalada y operativa una bomba neumática en la zona de trabajo.
5. Prueba de bombeo con mangueras conectadas a tuberías de Pique, esta labor se realizará antes del último disparo a cargo de un responsable directo.
6. El seguimiento de las perforaciones, filtraciones etc. Estará a cargo de un ingeniero geotecnista, que tratará de llevar a cabo su labor sin interferir el avance de los trabajos.
7. Se debe de retirar los materiales y equipos que no vayan a ser usados en los trabajos del ultimo disparo, con anticipación.

8. Las pruebas de la compuerta provisional deben hacerse un día antes del inicio de los trabajos del último disparo a fin de verificar el sello de la misma.

9. Se adjunta croquis del llenado de agua en el Pique y túnel circular.

8.4.2 Volumen de Trampa de Rocas:

El cálculo del volumen de la trampa de rocas se hace considerando un 50% de esponjamiento en los volúmenes producidos en el disparo previo y último disparo:

$$\begin{aligned}\text{Volumen esponjado disparo previo} &= \pi \times 2.00^2 / 4.00 \times 1.50\text{m} \times 1.50 \\ &= 7.00\text{m}^3\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Volumen esponjado último disparo} &= \pi \times 2.00^2 / 4.00 \times 3.32\text{m} \times 1.50 \\ &= 15.70\text{m}^3\end{aligned}$$

$$\text{Volumen Total} = 22.70\text{m}^3$$

Considerando que el 20% del último disparo va a la laguna (3.14m³), tendríamos que el volumen esponjado de material que entraría en la trampa de rocas, sería 19.56m³, se ha decidido excavar la trampa de rocas con una capacidad de 25.00m³, es decir que habría una holgura de 5.44m³, consideran cualquier sobreexcavación no deseada. Es importante mencionar que según los registros de los taladros conectados a la laguna, el talud del macizo no presenta presencia de material sedimentado por lo cual no ha sido considerado este volumen adicional en el cálculo del volumen de la trampa de rocas.

8.4.3 De lo Acontecido:

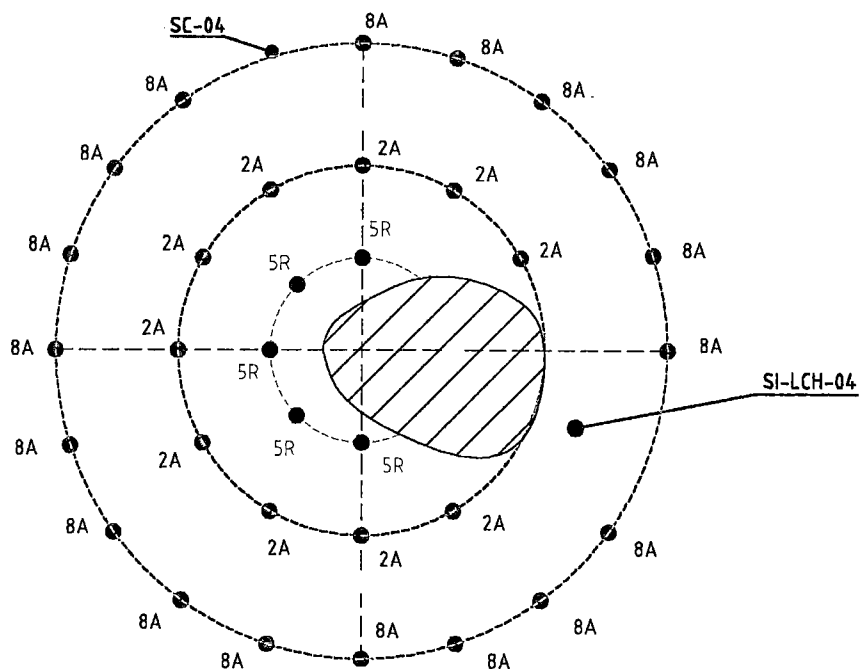
Una vez realizado la inspección se pudo comprobar que el disparo se había cortado, se procedió a abrir la compuerta provisional a fin de eliminar el agua que se había bombeado, después de evaluar la condición del macizo rocoso en el frontón y en el túnel circular, se concluye realizar un nuevo disparo a fin de poder conectar el túnel circular a la laguna, para lo cual se

hizo un levantamiento topográfico del frontón, Ver Láminas N°17, N°18, observando las condiciones que presenta el frontón, se decide realizar la detonación del último disparo de la manera tradicional, es decir con fulminantes no eléctricos, (tecneles), con los cuales se había excavado todo el túnel de descarga, para ejecutar esta voladura es necesario recargar todos los taladros, debido a que esta actividad es sumamente peligrosa, se decide retirar los dos primeros cartuchos de cada taladro y reemplazarlos por cartuchos con fulminante tecnel (ver figura N°34), previo a esta actividad se debe aislar los cables de los fulminantes que se encuentran dentro de la carga de columna de cada taladro. Todos los tecneles colocados en cada taladro se unen a una línea de cordón detonante, la cual va a la superficie, en donde es amarrada a dos fulminantes corrientes N°8, los cuales se encuentran encapsulados a una línea de mecha lenta o guía de agua de 3.00m. de longitud, dicha guía es encendida con fósforo, Luego el túnel circular es llenado con agua hasta una altura de 1.00m. debido a que los materiales tradicionales que se van a usar no deben ser expuestos a las mismas condiciones ya que no se puede asegurar la resistencia de los mismos a dichas condiciones, Ver Lámina N°19.

8.5 EL COSTO DE OBRA

Si bien esta tesis trata de la construcción del Túnel de Descarga y del Último Disparo, es necesario tener un enfoque global de toda el sistema de regulación, ya que con el último disparo sólo se logra desaguar la laguna por medio del Túnel de Descarga, pero es indispensable para los posteriores vaciados, que el vaso de la laguna se vuelva a llenar, para lo cual se debe construir estructuras de derivación de aguas, que aporten a la cuenca de la laguna la cantidad necesaria para hacer cíclico este sistema, visto de esta manera, podemos decir (Del Cuadro IXX Resumen de Pagos de Obra).

| | | |
|-----------------------------|--------------|-----------------------|
| Costo Total por Todo | S/. | 19'985,9997.25 |
| | US \$ | 6'310,533.24 |



| | | |
|-----------------------------------|--|-----------------------------|
| TALADRO ALIVIO (mm): 63.5 | ancho (m): altura (m): | areas seccion (m2): 3.14 |
| TALADROS (mm): 38.00 | AVANCE EST, POR VOLADURA: 2.79m2 | |
| LONGITUD DE PERFORACION (m): 2.40 | VOLUMEN DE VOLADURA: 8.77 m3 | |
| TIPO DE ROCA: IV | PESO EXPLOSIVO: Emulnor 3000, 1/8"X8"=0.145 kg/cart. | |

| ZONA | TIPO DE TALADROS: | Nº DE TALADROS: | CARGA POR TALADRO: | CARGA TOTAL (CART) | PESO KG | EXPLOSIVOS CARACT. | SECUENCIA DE IGNICION | TECNEL | PROF. DE PERFORACION DE TALADROS |
|------|--------------------|-----------------|--------------------|--------------------|---------|--------------------|-----------------------|--------|----------------------------------|
| A | ALIVIO | | -- | -- | -- | -- | -- | -- | 2.40 |
| B | ARRANQUE | 01 | 130 | 130 | 18.85 | EMULNOR | 01-02-03 | 1R | 2.40 |
| C | AYUDA DE ARRANQUE | 05 | 10 | 50 | 7.25 | EMULNOR | 04-05-06 | 5R | 2.40 |
| D | AYUDA DE CUADRADOR | 10 | 12 | 120 | 17.40 | EMULNOR | 07-08-09 | 2A | 2.40 |
| E | CUADRADOR PISO | 10 | 13 | 130 | 4.35 | EMULNOR | 10 | 8A | 2.50 |
| F | CUADRADOR BOVEDA | 8 | 13 | 104 | 15.08 | EMULNOR | 10 | 8A | 2.40 |
| | TOTAL | 46 | | 431 | 62.93 | -- | -- | -- | |

FACTOR DE CARGA: 7.18 kg/m3
 1er Anillo Diam 0.20m, 2do Anillo Diam. 0.60m, 3er Anillo 1.20m, 4to Anillo Diam 2.00m

MES : JUNIO'99

Figura N°34.- Malla de Perforación y Secuencia de Ignición del Ultimo Disparo

Esta cifra refleja el Monto Bruto Valorizado más los Gastos Generales y Utilidad Generados por dicho Concepto, así mismo se ha realizado la deducción del reajuste que no corresponde por adelanto para adquisición de materiales y del adelanto por compra del equipamiento de la cámara de válvulas. También mismo se ha sumado el adelanto en efectivo otorgado al contratista a inicio de obra, se considera los costos administrativos realizados por la Propietaria y los costos de Supervisión y Asesoría.

Dado que la capacidad instalada de Electroperú en la Central Hidroeléctrica del Mantaro es tal que un metro cúbico por hora genera 2.3 Giga Wats por hora.

$$1\text{m}^3/\text{hora} \Leftrightarrow 2.3 \text{ Gw/hora (Dato de Electroperú S.A.)}$$

Considerando que en la laguna tenemos almacenado 40'000,000.00 m³, entonces este volumen de agua produce 92'000,000.00 Gw/hora.

$$40'000,000.00 \text{ m}^3 \times 2.3 \text{ Gw/hora} \Leftrightarrow 92'000,000.00 \text{ Gw/hora}$$

El Precio de Venta del Gw/hora es 0.023 US\$ (Dato Otorgado por Electroperú S.A.)

Esto quiere decir que el monto que se obtiene por vender la producción por un vaciado de la laguna es:

$$\text{Venta de 1 Gw/hora} \Leftrightarrow 0.023 \text{ US\$}$$

$$\text{Venta Total} = 0.023 \times 92'000,000.00 \text{ US\$}$$

$$\text{Venta Total} = 2'116,000.00 \text{ US\$ (en un vaciado)}$$

Entonces el número de vaciados para recuperar la inversión es:

$$N_v = \frac{\text{Costo Por Todo Concepto}}$$

$$\text{Venta de Producción de un Vaciado}$$

$$N_v = \frac{6'310,533.24}{2'116,000.00}$$

$$2'116,000.00$$

$$N_v = 2.98 \diamond 3.0 \text{ Vaciados}$$

Pero el ciclo de vaciado y luego llenado se hacen en un año, es decir, se vacía los meses de Mayo, Junio, Julio y Agosto, y se llena durante la temporada de lluvias de Setiembre, Octubre, Noviembre, Diciembre y Enero, es decir, que en tres años se recupera la inversión.

CAPÍTULO IX

REVESTIMIENTO DEL TÚNEL DE DESCARGA

La decisión del revestimiento o no del túnel se hace tomando en cuenta dos factores, el primero de ellos es el de la clasificación geomecánica, descrita y dada en el capítulo II que obedece a las valuaciones dadas por observaciones in situ, que nos da una idea más exacta del posible comportamiento del macizo en el transcurso de la vida útil del túnel; y el otro factor es la clasificación geomecánica del macizo según la observación inmediata del mismo a fin de no causar demoras en la ejecución normal del ciclo de excavación; esta última tiene por objetivo dotar de condiciones de seguridad inmediatas a los trabajadores, pudiendo la roca no conservar este comportamiento ya que podría ser ocasionado por fallas o excesos operacionales o por la estabilidad en el tiempo de la misma.

A continuación describiremos las condiciones de estabilidad y las medidas de sostenimiento a emplearse en el túnel a medida que se avanza en la excavación.

- En los 138.70m. la excavación se ha efectuado en roca competente considerada como roca tipo I no ha sido necesario colocar ninguna medida de sostenimiento, sólo en el portal de entrada se ha colocado 02 cimbras y

colocado shotcrete, como una medida de seguridad y con el objetivo de dotar de confianza a los trabajadores.

- En los 206.90m. siguientes se ha atravesado en su mayoría roca favorable, encontrando solo 2.00m. de roca tipo III, 2.00m. de roca tipo IV y 2.00m. de roca tipo V, de la progresiva 1+347 a 1+345 se ha colocado malla electrosoldada y rociado Shotcrete de $f'c=350\text{kg/cm}^2$, por tratarse de roca tipo IV, de la progresiva 1+297 a 1+295 se ha colocado shotcrete como medida de refuerzo por tratarse de roca tipo III.
- En los subsiguientes 200.00m., la presencia de roca tipo I es mucho mayor, encontrando que la excavación ha atravesado zonas de intenso fracturamiento en donde se han aplicado medidas de sostenimiento como a continuación se detalla. Entre la progresiva 1+158 a 1+153 se ha colocado malla electrosoldada y shotcrete, se trata de roca tipo IV, de la progresiva 1+153 a 1+147 se ha colocado shotcrete solamente por tratarse de roca tipo III y de la progresiva 1+147 a 1+124 se ha colocado pernos de anclaje de 1.80m. con resina en los planos de fracturamiento de los estratos.
- En los siguientes 173.90m., la excavación ha atravesado la roca en donde la presencia de roca tipo III es mucho mayor que los demás tipos, la roca está fracturada y con estratificación en cuyos planos se encuentra lutitas con vetillas de calcita y óxido, como material de relleno, además se ha atravesado zonas de fallas abiertas con rellenos de arcilla y óxido y filtraciones de agua, por estas razones se tuvo que colocar medidas de sostenimiento inicial consistente en la aplicación de shotcrete de 2" de espesor; en las zonas de filtración de agua se ha efectuado perforaciones de drenaje para aliviar la presión hidráulica, en zonas donde la roca presento estratificaciones se ha colocado pernos de anclaje de 1.80m. con resina con el objetivo de evitar desprendimientos de bloques y liberación de presión de carga. De la progresiva 0+816 a 0+807, la excavación ha atravesado una zona de falla en toda la sección donde las calizas están intensamente fracturadas, brechadas, alteradas y meteorizadas, con abundante filtración de agua, características que hacen a la roca inestable y desfavorable, para continuar el avance de la

- excavación se ha colocado cimbras metálicas con planchas acanaladas espaciadas a 1.00m de distancia, esta zona es considerada como roca tipo V.
- En los siguientes 178.80m., la excavación ha atravesado rocas del tipo III y IV, los tramos donde la roca ha sido clasificada como tipo III, son las que generalmente están ubicados entre los tipos IV, donde la estructura de la roca está muy fracturada y meteorizada, rellenas por delgadas capas de lutitas carbonosas, arcillas y vetillas de calcita, con ligeras filtraciones de agua, que generalmente son los puntos de debilitamiento de la estructura de la roca; para reforzar esta zona se ha empleado shotcrete de 2" de espesor. En algunos tramos la excavación se ha presentado ciertas estratificaciones del macizo en donde se ha visto la necesidad de colocar pernos puntuales para estabilizar el desprendimiento de bloques de roca. A partir de la progresiva 0+760 la estructura de la roca a empezado a mejorar sustancialmente en cuanto a su calidad.
 - En los 177.30m., la excavación ha atravesado una zona de carácter heterogéneo, por ejemplo de la progresiva 0+577 a 0+567, el tipo de roca atravesado es V, caracterizada por ser una zona de falla donde las calizas y lutitas están intensamente fracturadas, alteradas y meteorizadas, presentando relleno consistente en arcilla plástica, arenas, limo, óxidos, vetas de calcita y ligeras filtraciones de agua, habiéndose empleado como medida de sostenimiento cimbras, planchas acanaladas y sphiling bar. De la progresiva 0+501 a 0+476 y 0+456 a 0+450, la roca a sido clasificada como tipo III, constituida por calizas y lutitas carbonosas y lentes de carbón con ligeras filtraciones de agua, atravesada por una serie de fallas rellenas de arcilla y capas de lutitas muy fracturadas que generalmente son los puntos de debilitamiento de la estructura de la roca. Para reforzar este tramo se ha empleado shotcrete de 2". En algunos tramos donde se han presentado cuñas y ciertas estratificaciones del macizo se ha visto la necesidad de colocar pernos puntuales para estabilizar el desprendimiento de roca, así mismo en las zonas de filtraciones de agua se han realizado perforaciones de drenaje para aliviar la carga hidráulica.

- En el mes de enero se ha empezado la excavación del túnel por el otro frente (frente de entrada), encontrando que la roca era favorable por lo que no se ha aplicado ninguna medida de refuerzo del macizo.
- En los siguientes 113.00m. por el frente de salida, el tipo de roca mas encontrada es el tipo III, pero de la progresiva 0+434 a 0+423, la excavación ha atravesado rocas del tipo V, caracterizadas por una zona de falla donde las calizas y areniscas están intensamente fracturadas, alteradas y meteorizadas, presentan relleno de arcilla plástica, arenisca, limos, óxidos, vetas de calcita y ligeras filtraciones de agua, se han empleado como medida de sostenimiento cimbras con planchas acanaladas y sphiling bar, la clasificación geomecánica determina que este tipo de roca es el de V, entre las progresivas 0+423 a 0+341 la excavación ha atravesado roca del tipo III y IV, por presentar alto grado de alteración e intenso fracturamiento se tuvo que emplear como medida de refuerzo shotcrete con malla electrosoldada y algunos pernos puntuales para evitar desprendimientos de bloques de roca.
- En los subsiguientes 188.70m. del frente de salida se ha encontrado que de la progresiva 0+276 a 0+269, la roca se encuentra muy alterada y afectada por una falla considerable ubicada en la progresiva 0+262.80, con filtración constante; la falla se encuentra rellena de arcilla plástica, arenas, limos óxidos, vetas de calcita; se ha aplicado como medida de refuerzo shotcrete de 2", debemos mencionar que la clasificación geomecánica da a este sector como roca tipo IV, así mismo es recomendable colocar malla electrosoldada para reforzar aún mas el macizo en esta zona, así mismo de la progresiva 0+333 a 0+321 y de la prog 0+314 a 0+271, donde la roca ha sido clasificada como tipo III, se aplicó shotcrete a fin de reforzar el macizo, el sistema de fracturamiento en bloques y cuñas desarrollado en sectores con rocas volcánicas, se tuvo que emplear medidas de sostenimiento iniciales como pernos de anclaje de 1.80m. con resina en forma sistemática, a fin de evitar la descompresión y posterior desprendimiento de bloques de roca y posteriormente se aplicó shotcrete, ante la presencia de filtraciones se tuvo que realizar perforaciones de drenaje para aliviar la carga hidráulica, de la

progresiva 0+577 a 0+569 se han colocado invertis, a fin de reforzar la fundación de las cimbras ya que el terreno se encuentra conformado por fallas rellenas de arcilla a sección completa, así mismo en el piso se ha colocado concreto de $f'c=100\text{kg/cm}^2$ como solera y encima de el piso de concreto de $f'c=210\text{kg/cm}^2$.

- En el mes de marzo de 1999 se retomado la excavación del túnel por el frente de entrada, llegando esta hasta la progresiva 0+032.30, donde en la roca por sus características geológicas y evaluación geomecánica, se tuvo necesidad de usar anclajes de 1.80m. con resina solo algunos de ellos teniendo en cuenta la formación de algunas cuñas por el sistema de estratificación y de fracturamiento.
- En los siguientes 96.20m. excavados por el frente de salida del túnel el tipo de roca mayormente encontrado es del tipo III, de la progresiva 0+151 a 0+108, la estructura se ve alterada y afectada por fallas que atraviesan diagonalmente a la sección de excavación y opuesta a la estratificación, los estratos presentan filtraciones en sus planos de contacto, no considerables, estos factores hacen que el refuerzo de la roca en este tramo consista en la aplicación de shotcrete y colocación de pernos puntuales de 1.80m. con resina, entre la progresiva 0+086 a 0+083 y 0+053 a 0+048, se ha visto la necesidad de colocar mallas electrosoldada en el hasteal derecho y a sección completa respectivamente, ya que estos sectores son los mas afectados por el sistema de fallas que atraviesa y están intensamente fracturadas con presencia de filtraciones constantes, entre la progresiva 0+086 a 0+048 se ha aplicado shotcrete de 2" en el sector de las mallas, los estratos que se presentan se encuentran rellenas por arcilla, vetas de calcita y afectadas por fallas y numerosas fracturas con presencia de agua.

Como hemos podido observar el túnel en general no necesita ser revestido más que en algunos tramos desde el punto de vista estructural, es decir la roca en casi todo el tramo es competente y presenta cierta estabilidad que podría asegurar cumplir con su vida útil, no sin embargo podemos tener el 100% de seguridad de

ello ya que el sistema de fallas o fracturas que presenta en algunos tramos deberán de ser observados en el paso del funcionamiento de la obra, a fin de determinar el desplazamiento de los bloques que comprenden las fallas, aun cuando estas han sido cubiertas por las medidas iniciales de revestimiento y refuerzo, por razones hidráulicas el túnel si debería ser revestido en su totalidad, (shotcrete en los hastiales y bóveda y piso de concreto armado) por cuanto la rugosidad de la sección del túnel originaría pérdidas de carga no deseadas.

Es importante mencionar que la propietaria del proyecto resolvió revestir el túnel en un 20% de su longitud, este porcentaje representa mas o menos la longitud a la que es necesario aplicar las medida de refuerzo que el túnel necesita, esto por razones estructurales, que consisten en shotcrete y malla electrosoldada principalmente, con la colocación de pernos puntales en zonas donde es necesario.

CAPÍTULO X

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1 CONCLUSIONES

1. En la actualidad el explosivo mas comúnmente usado en labores de excavación subterránea es la gelatina o las semi-gelatinas, sobre los cuales se tiene procedimientos de distribución de carga, obtenidos de las innumerables experiencias en distintas obras con estos productos los cuales se pueden encontrar recomendados en elementos bibliográficos, en nuestro caso en la excavación del Túnel de Descarga se ha usado adicionalmente el Examón P, que es un producto relativamente nuevo en el mercado y cuyas características son de utilidad en la excavación subterránea en roca tipo I, tipo II, tipo III y tipo IV, la experiencia en este túnel nos ha demostrado que este producto no detona en presencia de agua, por lo cual no se recomienda usarlo cuando se tenga presencia de agua en las labores, por su poder triturador limita su uso en la malla de perforación a la zona de arranque, zona de ayudas y no se recomienda usarlo en el arrastre, cuadradores y ayuda de arrastre. La presente tesis demuestra, en los cuadros de factores de carga del Capítulo IV, los resultados que en la excavación del Túnel de Descarga se obtuvieron, lo que nos hace proponer una nueva distribución de la carga sin que el factor de carga recomendado signifique realizar sobreexcavaciones no deseadas.

- Debo mencionar que las recomendaciones del uso de nuevos factores de carga se limita a rocas calizas con características iguales o similares.
2. Del análisis de costos realizado para la excavación en roca tipo I podemos concluir que el disparo usando dinamita más Examón tiene un costo por metro cúbico de 308.24 nuevos soles (a Agosto de 1998), el disparo ejecutado usando sólo dinamita tiene un costo por metro cúbico de 310.65 nuevos soles, es decir, que se puede tener un ahorro de S/. 2.41 por metro cúbico usando Examón tipo P más dinamita en las proporciones que la presente tesis recomienda. Para longitudes perforadas de 2.15 metros, se han obtenido eficiencias promedio de 89.13%, con factores de carga promedio de 6.32kg/m^3 ; donde los volúmenes promedios movidos en cada disparo fueron 9.74m^3 . Las cantidades de Examón y dinamita son obtenidas de los registros de las voladuras que se encuentran en el capítulo IV.
 3. Del análisis de costo realizado para la excavación en roca tipo II, se concluye que usando dinamita más Examón P, el costo por metro cúbico es S/. 360.54, en cambio usando sólo dinamita el costo por metro cúbico es S/. 364.74, quiere decir que tenemos un ahorro de S/. 4.20 por metro cúbico si usamos la dinamita más examón P, para eficiencias de disparo resultantes de 91.81% y longitudes perforadas 1.77m., resulta factores de carga promedios de 5.07kg/m^3 , donde los volúmenes movidos promedio es 8.09m^3 en cada disparo.
 4. De los estudios batimétricos podemos concluir que la distancia que separa la progresiva 0+000 del Túnel Circular a la laguna es **29.68m.**, así mismo se obtiene un perfil del macizo rocoso en el eje del túnel circular, el cual se muestra en el plano adjunto, lo que nos da una idea de la pendiente del talud y se puede observar debido a lo empinado que es, no tendremos presencia de sedimentos que considerar para estimar la carga en la columna explosiva.
 5. De los estudios geotécnicos realizados podemos observar, según las muestras obtenidas, que en la profundidad de 8.00 y 11.00 metros del

sondaje SI-LCH-01 se ha observado la presencia de fallas. Esto es corroborado por las muestras extraídas del Sondaje SI-LCH-02, en donde en las mismas profundidades se puede observar la continuidad de las fallas. Los ensayos de Leugeón realizados a los sondajes SI-LCH-01 Y SI-LCH-02 muestran que entre las profundidades 8.00 a 11.00 metros, y 17.00 a 20.00 metros, la roca es medianamente permeable con valores de $K = 1.02 \times 10^{-3}$; y el resto de tramos, la roca con valores del coeficiente de permeabilidad $K = 10^{-5}$ es aproximadamente impermeable.

6. Es importante recalcar que el perfil obtenido así como la distancia que separa del frente antes de la excavación del túnel circular y la cara a la laguna, limita la perforación de los sondajes exploratorios SI-LCH-01, SI-LCH-02 Y SI-LCH-03, ya que no se podía conectar ninguno de los sondajes a la laguna ante un inminente riesgo de inundación por que aún no se tenía conectado los frentes del Túnel de Descarga.
7. De los estudios geofísicos realizados en el sondaje SI-LCH-01, podemos concluir la zona de descarga junto a la pared de la laguna presenta cierto debilitamiento y tiene un espesor de 5.00m. Se nota por la disminución en éste sector de los valores V_p a 4.2km/seg y sus correspondientes módulos de las propiedades físico-mecánicas; sin embargo aún están dentro de los límites arriba mencionados que corresponde a calidad de roca alta.
8. Aunque no han sido demarcadas las orientaciones de fracturas, se puede establecer que hay un sistema de fracturas con dos juegos con orientaciones casi ortogonales. El más notorio coincide con la estratificación de las capas que tienen aberturas pequeñas y el otro tiene fisuras casi cerradas. En el interior del macizo la zona de agrietamiento débil está ubicada entre los 6 y 17 metros del eje del túnel a partir de la pared del Pique, además se muestra entre la profundidad de 18.50 a 20.00 metros que los valores de velocidades descienden a valores mínimos, lo que nos hace pensar la presencia de una zona de fisuras.
9. El experimento para determinar la forma de la pared de la laguna ha dado como resultado que en el eje del túnel, la misma está situada a una

distancia de **29.00m.**, esto deberá ser confirmado por las perforaciones exploratorias de avance cuando el frente de excavación del túnel se acerque.

10. Una vez terminado los estudios preliminares, se procedió a la excavación del túnel circular hasta la progresiva 28+000, donde se pudo observar que las zonas de fisuramiento que atravesó la excavación son en la progresiva 0+018, 0+019, 0+021.40, 0+023, 0+024.10, 0+027.00 y 0+027.90, y las progresivas de ubicación de fallas son: 0+008.20, 0+011.00, 0+024.70, 0+024.90, 0+025.30, 0+028.50 y 0+028.80.
11. A partir de la progresiva 0+028.80, y después de haber conectado los frentes del Túnel de Descarga, se inicia el segundo procedimiento de excavación del túnel circular conjuntamente con el segundo procedimiento de inyección de los taladros, ante la interrogante de la distancia hacia la laguna del frente se perfora el sondaje SI-LCH-04 para sirva de piloto y conectar a la laguna, hasta la profundidad de 6.10m. en dos etapas, al no conectar a la laguna se procede a perforar los sondajes de inyección y comprobación que se muestran en las láminas N°01 al N°03, como conclusión podemos afirmar que este es un procedimiento adecuado de avance a la laguna y permite la consolidación del tabique y avance hacia la laguna sin riesgos, es así que este taladro se conecta a la laguna cuando el frontón se encontraba en la progresiva 0+032.19, resultando que el espesor del tabique final es de 4.70m.
12. Ante la presencia de la falla ubicada en el hastel derecho aguas arriba, ubicada gracias a la perforación de los sondajes SI-LCH-08, SI-LCH-09 Y SI-LCH-10, se tuvo que desviar el túnel 8° hacia el hastel izquierdo, una vez más concluimos la gran importancia que tiene los sondajes de comprobación e investigación, que permite tomar medidas antes de la perforación de los taladros para el último disparo.
13. Con el objetivo de conocer el plano del macizo en contacto con la laguna se debe de conectar por lo menos tres sondajes, en nuestro caso fueron los sondajes SI-LCH-17, SI-LCH-20, SI-LCH-04 Y SC-04, ya que las

profundidades de perforación son distintas en el piso, en la bóveda y en la parte media, dejando una costra no menor de 0.50m. según las recomendaciones de las experiencias tomadas en Noruega.

14. Luego del intento del disparo final, se puede concluir que básicamente el intento pudo ser originado por el alto riesgo que las condiciones físicas representan, como por ejemplo el reducido espacio para desalojar los equipos de perforación, los aceros de perforación, el andamio de madera y lo delicado de las conexiones de los empalmes a los cables de los fulminantes eléctricos con la línea principal de detonación.

10.2 RECOMENDACIONES

1. Como consecuencia de la ejecución de los trabajos ejecutados en campo podemos sugerir que se debe de considerar en el expediente técnico la construcción de las plataformas de operaciones en las portadas de los frentes, por ejemplo para la excavación de los Piques se tuvo la necesidad de realizar una explanación en donde se ubicó la casa de máquinas (compresora, grupo electrógeno, etc.), así mismo para desarrollar la excavación de estos piques se tuvo la necesidad de excavar una caverna dentro de la cual se ubicó el winche.
2. Debemos indicar que la trampa de piedras se deberá de excavar antes del inicio de los trabajos del último disparo.
3. El éxito del último disparo se debió a que el trabajo de perforación y carguío de los taladros fue realizado con la certeza de haber consolidado el tabique final, y que por lo tanto se encontraba en condiciones de ejecutar los trabajos sin riesgo de derrumbes o encontrar fallas o fracturas que los sondajes no hayan localizado, debo acotar que este trabajo tan especializado fue ejecutado por profesionales y trabajadores peruanos, con la ayuda de recomendaciones hechas por la experiencias en Noruega, y debido a que en el Perú no se cuenta con literatura de estas experiencias, la presente tesis recomienda la ejecución de estos trabajos siguiendo las recomendaciones particulares que en ella se proponen y que son

específicamente aplicables para condiciones similares. Se imaginan si todas las lagunas de alturas de vaso similares se puedan regular de esta manera, se disminuiría la demanda de agua que requieren las centrales hidroeléctricas teniendo como tope la capacidad instalada de ellas, o en todo caso se podrían sumar más áreas regadas con esta forma de derivación de aguas, concluimos que esta manera de aprovechar las aguas de las lagunas es mucho más idónea que las hasta ahora utilizadas.

4. Debemos mencionar que las recomendaciones para el uso de nuevas dosificaciones incorporando el Examón P en la voladura para túneles, se debe considerar como parámetros iniciales, ya que a medida que se va avanzando con los disparos, se encontrarán con mayor precisión las cantidades adecuadas que lograr eficiencias de disparos requeridas.
5. Debido a la importancia de conocer la longitud del tabique final, recomendamos la perforación de tres taladros (como mínimo) que conecten a la laguna.

BIBLIOGRAFÍA

1. EXSA, Manuales Prácticos de Voladura, 1997.
2. Samaniego Alcántara, Antonio; Aplicaciones de la Mecánica de Rocas en el Sostenimiento de Labores Mineras; 1985.
3. Núñez Cajacuri, José Alejandro; Revestimiento de Túneles y su Aplicación en el Túnel Trasandino Kovire; Tesis UNI – FIC, 1995.
4. Procesos de Excavación de Túneles de pequeña Sección con uso de la Dinamita; Tesis.
5. Torres Calderón, Elvis; Procedimientos de Excavación del Túnel Ichocruz – Chiara, Frente de salida del Proyecto Especial Río Cachi – Ayacucho; Tesis UNI – FIC, 1997.
6. Novitzky, Alejandro; Ventilación de Minas.
7. Robles, Nerio; Excavación y Sostenimiento de Túneles en Roca; Concytec, 1994.
8. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú; Manual de Ventilación de Minas.
9. TECMAQ; Alcances sobre la Aplicación y Selección de Ventiladores para Minas.
10. Pontificia Universidad Católica del Perú; Seminario de Tunelería; Edita Instituto de Ingenieros de Minas del Perú; Agosto, 1992.
11. La Torre C., José & Contreras C., Hugo; Fortificación de Minas; ENAMI; Chile, 1992.
12. GEOXPLORES S.R.L.; Investigaciones Geofísicas en la Interconexión del Túnel con la Laguna Chilicocha; informe; Febrero, 1999.

13. ELECTROPERÚ; Construcción de Regulaciones Subcuenca Alta Río Moya; Volumen II; 1997.
14. Cruzado Quiroz, Julio; Batimetría de la Laguna Chilicocha, Departamento de Huancavelica; Setiembre, 1998.
15. Supervisión Asociación MOTLIMA – GEOSERVICE; Informe de Supervisión Conexión de Túnel – Laguna Chilicocha, Huancavelica, Perforaciones Diamantinas; 1999.
16. EXSA; Túneles por Rotura de Tapón, 1999.
 1. D'Adrea, Edson & Assis Kanji, Nilton; Metodología para Caracterización de Mezclas de Inyección; 1993.