

**PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL ECUADOR**

**FACULTAD DE INGENIERIA  
ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL**



**DISERTACION PREVIA A LA OBTENCION DEL TÍTULO DE  
INGENIERO CIVIL**

**“CONTROL DE CALIDAD DEL ESFUERZO DE ADHERENCIA  
ENTRE EL ACERO Y LA ROCA USANDO MORTERO DE RESINA  
POLIÉSTER DE FABRICACIÓN NACIONAL”**

**NOMBRE: JOSÉ PÍO CEVALLOS MEJÍA**

**DIRECTOR: ING. LAURO ARMANDO LARA CARRERA**

**QUITO, ENERO DE 2017**

## **Agradecimiento**

Al Ingeniero Lauro Lara Armando C, por haberme forjado el carácter, al enseñarme que caminando despacio se avanza largo.

A los ingenieros Juan Carlos Montero, Gustavo Yanes por su alto espíritu de servicio, al viabilizar este estudio con su respuesta inmediata a las inquietudes que surgieron en el transcurso del trabajo.

A los Directores de la Facultad de Ingeniería de la PUCE por brindar las facilidades para llegar a feliz término con este estudio

## **Dedicatoria**

Este trabajo lo dedico a mis padres que me dieron la oportunidad con su apoyo, y su incondicionalidad, estudiar algo que me gustaba, y me causaba mucha curiosidad, y con el transcurso del tiempo me permite deleitarme al saciar mi conocimiento.

A Pedro José, José Pío, Francisco José, José Gabriel, Silvia Magdalena, para que en algún momento que se encuentren frente a frente en un macizo rocoso, piensen que si pueden ver la luz a través del túnel, las ganas, el ingenio, la observación, las herramientas tecnológicas, los conocimientos científicos, y la humildad son las únicas cualidades para avanzar en cualquier proyecto.

# INDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTO.....	II
DEDICATORIA.....	III
INDICE DE CONTENIDO.....	IV
INDICE DE TABLAS .....	VIII
INDICE DE GRÁFICOS.....	XIII
ÍNDICE DE ECUACIONES.....	XVIII
ÍNDICE DE FOTOS.....	XIX
<b>CAPÍTULO 1. RESINA POLIÉSTER BICOMPONENTE .....</b>	<b>1</b>
<b>1.1. OBRA SUBTERRÁNEA.....</b>	<b>2</b>
1.1.1. Historia de los túneles y su evolución histórica.....	6
1.1.2. Métodos de Excavación .....	8
1.1.3. Métodos Constructivos.....	12
1.1.4. Perforación.....	21
<b>1.2. CARACTERIZACIÓN DE LAS ZONAS DE UN TÚNEL.....</b>	<b>26</b>
1.2.1. Cuele (A).....	26
1.2.2. Contracuele (AA).....	31
1.2.3. Destroza (B).....	31
1.2.4. Zapateras (C).....	32
1.2.5. Contorno (D) .....	33
1.2.6. Diagrama de tiro típico .....	34

1.2.7. Cálculo para determinar la cantidad de explosivo .....	46
1.2.8. Análisis de la fragmentación .....	58
1.2.9. Tipos de Explosivos .....	65
1.2.10. Control de las vibraciones .....	67
<b>1.3. SOSTENIMIENTO.....</b>	<b>74</b>
1.3.1. Clasificación de rocas .....	76
1.3.2. Análisis de esfuerzos de acuerdo a distintas características del macizo rocoso .....	94
1.3.3. Elementos de sostenimiento .....	102
<b>CAPÍTULO 2. ENSAYOS.....</b>	<b>138</b>
<b>2.1. ENSAYOS DE TRACCIÓN CONJUNTO ROCA ACERO Y RESINA POLYESTER BICOMPONENTE .....</b>	<b>138</b>
2.1.1. Ensayo de Tracción en el conjunto roca, acero, resina a los treinta minutos .....	140
2.1.2. Ensayo de Tracción en el conjunto roca, acero, resina a las dos horas. ....	140
2.1.3. Ensayo de Tracción en el conjunto roca acero a las cuatro horas..	140
2.1.4. Ensayo de Tracción en el conjunto roca acero y resina a las veinticuatro horas.....	140
2.1.5. Ensayo de Tracción en el macizo rocoso para distintas longitudes de anclaje a las veinticuatro horas.....	142
<b>2.2. ENSAYOS DE COMPRESIÓN.....</b>	<b>161</b>
2.2.1. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a los treinta minutos .....	163
2.2.2. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a las dos horas	163

2.2.3. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a las cuatro horas .....	163
2.2.4. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a las 24 horas .	164
<b>2.3. ENSAYO DE TENSIÓN .....</b>	<b>173</b>
2.3.1. Ensayo de tensión de la resina a los treinta minutos .....	173
2.3.2. Ensayo de tensión de la resina a las dos horas .....	173
2.3.3. Ensayo de tensión de la resina a las cuatro horas.....	174
2.3.4. Ensayo de tensión de la resina a las veinticuatro horas .....	174
<b>CAPÍTULO 3. RESULTADOS .....</b>	<b>183</b>
3.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCIÓN EN EL CONJUNTO ROCA-ACERO-RESINA .....	189
3.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE COMPRESIÓN EN EL MORTERO DE RESINA.....	191
3.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TENSIÓN EN EL MORTERO DE RESINA.....	193
3.4. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCIÓN PARA DISTINTAS LONGITUDES DE ANCLAJE.....	195
3.5. ANÁLISIS DE LA REACCIÓN EXOTÉRMICA DE LA RESINA POLIÉSTER	196
<b>CAPÍTULO 4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</b>	<b>198</b>
4.1. CONCLUSIONES.....	198
4.2. RECOMENDACIONES. ....	201

**BIBLIOGRAFÍA ..... 203**

**ANEXOS..... 205**

## INDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Operaciones para excavación mediante explosivos.....	13
Tabla 1.2. Clasificación de martillos. ....	22
Tabla 1.3 Voladura horizontal y vertical. ....	32
Tabla 1.4 Cálculo del burden.....	35
Tabla 1.5. Factor de carga en función de índice RQD. ....	35
Tabla 1.6. Factor de Seguridad. ....	36
Tabla 1.7. Resumen del cálculo del burden en el cuele y contracuele. ....	37
Tabla 1.8. Cálculo de los barrenos para la zapatera. ....	39
Tabla 1.9. Cálculo de barrenos de contorno.....	40
Tabla 1.10. Cálculo de los barrenos de la Destroza. ....	41
Tabla 1.11. Cálculo del diámetro máximo y mínimo del taladro vacío.....	43
Tabla 1.12. Cálculo de la longitud del taladro.....	44
Tabla 1.13. Diámetro de la broca de perforación en función del tamaño del túnel. .....	45
Tabla 1.14. Diámetro del taladro vacío.....	45
Tabla 1.15. Reporte del diagrama de tiro. ....	46
Tabla 1.16. Relación de PoD con la calidad de la roca. ....	49
Tabla 1.17. Parámetros para diseñar los explosivos.....	50
Tabla 1.18. Propiedades de la Roca Intacta.....	52
Tabla 1.19. Cálculo del tamaño medio de la fragmentación con el uso de TNT ..	59
Tabla 1.20. Cálculo del tamaño medio de la fragmentación con el uso de Sanfo	59
Tabla 1.21. Factor A según varios Elaborado pores .....	59
Tabla 1.22. Cálculo del Índice de Rigidez .....	60

Tabla 1.23. Parámetros geométricos mínimos de diseño. ....	64
Tabla 1.24. Características principales de los agentes explosivos.....	67
Tabla 1.25. Ley de propagación de la partícula.....	70
Tabla 1.26. Clasificación de Rocas. ....	78
Tabla 1.27. Valoración del macizo según el índice RQD. ....	80
Tabla 1.28. Clasificación del macizo rocoso y sugerencias de sostenimiento. ....	81
Tabla 1.29. Índice RMR en relación a distintos parámetros. ....	82
Tabla 1.30. Rango de variación de cada parámetro para definir Q. ....	84
Tabla 1.31. Clasificación del Índice Q según la calidad de la roca.....	85
Tabla 1.32. Determinación de esfuerzos en la estructura del túnel en función del Índice Q. ANÁLISIS DE ESFUERZOS.....	85
Tabla 1.33. Índice Rugosidad Jr.....	88
Tabla 1.34. Índice Diaclasado Jn. ....	88
Tabla 1.35. Índice de Alteración Ja. ....	89
Tabla 1.36. Índice reductor por la presencia de agua (Jw).....	90
Tabla 1.37. Índice reductor por tensión (SRF).....	91
Tabla 1.38. Clasificación del macizo rocoso según ISRM.....	96
Tabla 1.39. Esfuerzos del Macizo Rocosos en varias posiciones.....	98
Tabla 1.40. Características mecánicas de los pernos de anclaje.....	110
Tabla 1.41. Características Mecánicas del cable de acero usado para anclaje. ....	111
Tabla 1.42. Capacidad de carga de perno de anclaje. ....	112
Tabla 1.43. Características mecánicas de los pernos Swellex.....	113
Tabla 1.44. Resumen de cálculo de pernos de anclaje, espesor hormigón. ....	114
Tabla 1.45. Valores del ESR para distintos tipos de excavación.....	114
Tabla 1.46. Proceso de cálculo de la sección, bulbo de un perno de anclaje . .	115

Tabla 1.47. Cálculo del área del acero del perno de anclaje según El código ACI 318-02 APENDICE D.....	116
Tabla 1.48. Norma AISC 360-05 aplicable al material.....	117
Tabla 1.49. Brocas de perforación recomendadas.....	119
Tabla 1.50. Resumen de cálculo de la cantidad de cartuchos de resina para el anclaje de un metro de perno anclaje. ....	126
Tabla 1.51. Cantidad de resina utilizada para varilla 25mm y perforación recomendada y utilizada en el presente estudio . ....	126
Tabla 1.52. Protección anticorrosiva para los pernos de anclaje. ....	128
Tabla 1.53. Diseño de la Mezcla. ....	133
Tabla 1.54. Calidad de los materiales para hormigón lanzado.....	134
Tabla 1.55. Características del hormigón lanzado. ....	134
Tabla 1.56. Ventajas y desventajas de hormigón lanzado, vía húmeda o vía seca. ....	135
Tabla 2.1. Determinación de la resistencia a la tracción conjunto roca y en resina bicomponente a los 30 minutos. ....	145
Tabla 2.2. Determinación de la resistencia a la tracción conjunto roca y en resina bicomponente a las dos horas . ....	147
Tabla 2.3. Determinación de la resistencia a la tracción conjunto roca y en resina bicomponente a las cuatro horas.....	150
Tabla 2.4. Determinación de la resistencia a la tracción en conjunto roca, resina bicomponente a las veinticuatro horas.....	152
Tabla 2.5. Ensayo de tracción pared de roca, acero y resina bicomponente, anclaje 30 cm.....	155
Tabla 2.6 Ensayo de tracción pared de roca, acero y resina bicomponente, anclaje 45 cm.....	157
Tabla 2.7. Ensayo de tracción pared de roca, acero y resina bicomponente, anclaje 90 cm.....	159

Tabla 2.8. Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente, a los 30 minutos .....	165
Tabla 2.9. Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente, a las dos horas .....	167
Tabla 2.10. Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente, a las cuatro horas .....	169
Tabla 2.11. Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente a las veinticuatro horas.....	171
Tabla 2.12. Determinación de la tensión en resina bicomponente a los 30 minutos. ....	175
Tabla 2.13. Determinación de la tensión en resina bicomponente a las dos horas .....	177
Tabla 2.14. Determinación de la tensión en resina bicomponente a las cuatro horas.....	179
Tabla 2.15. Determinación de la tensión en resina bicomponente a las 24 horas .....	181
Tabla 3.1. Resumen y Análisis de Resultados de los Ensayos realizados a 30 minutos, dos, cuatro y veinticuatro horas.....	186
Tabla 3.2. Resumen de los ensayos de Tracción de la varilla a distintas longitudes de anclaje, a las veinticuatro horas .....	188
Tabla 3.3. Proyección de Carga de Tracción del conjunto para tiempos mayores a veinticuatro horas $Carga=2127.6*\ln*(tiempo)+7261.3$ .....	190
Tabla 3.4. Proyección de Carga de Compresión en el mortero de resina para tiempos mayores a veinticuatro horas $Carga=2108.8*\ln (tiempo)+6027.7193$	
Tabla 3.5 Proyección de Carga de Tensión en el mortero de resina para tiempos mayores a veinticuatro horas $Carga=63.9*\ln (tiempo)+492.41$ .....	194
Tabla 3.6. Proyección de la Carga de Tracción para longitudes de anclaje mayores a 90cm. ....	195

Tabla 4.1 Longitud mínima de un perno de anclaje que une varias discontinuidades .....	200
--	-----

## INDICE DE GRÁFICOS

<b>Gráfico 1.1.</b> Métodos de excavación.....	11
<b>Gráfico 1.2.</b> Ciclo básico de operación.....	14
<b>Gráfico 1.3.</b> Excavaciones mecánicas con máquinas.....	14
<b>Gráfico 1.4.</b> Esquema de ciclo de Avance del topo .	19
<b>Gráfico 1.5.</b> Excavación mecánica con máquinas integrales presurizadas .....	21
<b>Gráfico 1.6.</b> Zonas del diagrama de Tiro.....	27
<b>Gráfico 1.7.</b> Tipos de cuele en ángulo.....	28
<b>Gráfico 1.8.</b> Distintas posiciones del cuele y beneficios. ....	29
<b>Gráfico 1.9.</b> Esquema del cuele y tres cuadrantes. ....	29
<b>Gráfico 1.10.</b> Distintos diseños de cuele. ....	30
<b>Gráfico 1.11.</b> Eficiencia de la Voladura en relación a la precisión del marcado del diagrama de tiro.....	33
<b>Gráfico 1.12.</b> Esquema de tiro de la zona destroza.....	34
<b>Gráfico 1.13.</b> Diagrama de tiro típico, secuencia de disparo y zonas de túnel.....	35
<b>Gráfico 1.14.</b> Ángulo de realce del taladro de perforación .....	39
<b>Gráfico 1.15.</b> Movimiento de la Voladura. ....	41
<b>Gráfico 1.16.</b> Área de influencia de la voladura.....	42
<b>Gráfico 1.17.</b> Área de influencia del taladro: Burden con respecto a la cara libre.....	43
<b>Gráfico 1.18.</b> Diámetro del alivio. ....	43
<b>Gráfico 1.19.</b> Longitud del taladro en función del ancho del túnel .	44
<b>Gráfico 1.20.</b> Cálculo de malla de perforación.....	48
<b>Gráfico 1.21.</b> Diagrama de voladura. ....	48
<b>Gráfico 1.22.</b> Taladro cargado en el frente de trabajo .....	49
<b>Gráfico 1.23.</b> Longitud de carga explosiva .....	49
<b>Gráfico 1.24.</b> Propiedades de Explosivos Comerciales.....	50

<b>Gráfico 1.25.</b> Presión de detonación del taladro “PoDtal” .....	51
<b>Gráfico 1.26.</b> Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco. ....	51
<b>Gráfico 1.27.</b> Desviación de taladros según herramientas de perforación.....	53
<b>Gráfico 1.28.</b> Desviación de Perforación con Barra.....	55
<b>Gráfico 1.29.</b> Desviación de perforación con estabilizador. ....	55
<b>Gráfico 1.30.</b> Desviación de perforación con dth.....	56
<b>Gráfico 1.31.</b> Desviaciones de perforación.....	56
<b>Gráfico 1.32.</b> Factores humanos que causan desviación. ....	57
<b>Gráfico 1.33.</b> Factores de desviación por la calidad del macizo rocoso.....	57
<b>Gráfico 1.34.</b> Distribución de la fragmentación.....	58
<b>Gráfico 1.35.</b> Índice de rigidez .....	60
<b>Gráfico 1.36.</b> Línea de Gradiente.....	61
<b>Gráfico 1.37.</b> Línea del eje de túnel .....	62
<b>Gráfico 1.38.</b> Puntos de referencia en un techo Horizontal .....	63
<b>Gráfico 1.39.</b> Puntos de referencia en un techo Circular.....	64
<b>Gráfico 1.40.</b> Vista en Planta y en perfil del trazado de un túnel para atravesar una montaña.....	65
<b>Gráfico 1.41.</b> Planta y perfil de un túnel en espiral para el desarrollo de una vía. ....	65
<b>Gráfico 1.42.</b> Propagación de las ondas en una voladura .....	69
<b>Gráfico 1.43.</b> Norma alemana DIN 4150 sobre control de vibraciones. ....	70
<b>Gráfico 1.44.</b> Estudios de daños causados por velocidad de la partícula .....	71
<b>Gráfico 1.45.</b> Patrones de mallas.....	73
<b>Gráfico 1.46.</b> Distancia de la primera fila de barrenos al borde del talud.....	73
<b>Gráfico 1.47.</b> Rock Quality Designation.....	80
<b>Gráfico 1.48.</b> Zona del Gráfico Sostenimiento Recomendado .....	86
<b>Gráfico 1.49.</b> Clasificación de 38 tipos de sostenimiento en función del índice Q. ....	87
<b>Gráfico 1.50.</b> Esfuerzos inducidos por el plegamiento.....	95

<b>Gráfico 1.51.</b> Ubicación del eje de la excavación. ....	95
<b>Gráfico 1.52.</b> Esfuerzos máximos y mínimos según la morfología superficial del terreno. .....	97
<b>Gráfico 1.53.</b> Esfuerzos máximos y mínimos según la morfología superficial del terreno. .....	98
<b>Gráfico 1.54.</b> Estructura geológica del terreno. ....	99
<b>Gráfico 1.55.</b> Posición de los estratos. ....	101
<b>Gráfico 1.56.</b> Presencia de agua en la excavación. ....	102
<b>Gráfico 1.57.</b> Superficie de rotura en un talud de un macizo rocoso. ....	104
<b>Gráfico 1.58.</b> Superficie de rotura en un talud de un suelo. ....	105
<b>Gráfico 1.59.</b> Pernos de anclaje en un túnel. ....	105
<b>Gráfico 1.60.</b> Longitud de anclaje no cose el plano de falla. ....	106
<b>Gráfico 1.61.</b> Inestabilidad local. ....	106
<b>Gráfico 1.62.</b> Interacción entre bulbos. ....	106
<b>Gráfico 1.63.</b> Clasificación de pernos de anclaje. ....	107
<b>Gráfico 1.64.</b> Perno de Anclaje activo y pasivo. ....	108
<b>Gráfico 1.65.</b> Barra helicoidal perforada. ....	110
<b>Gráfico 1.66.</b> Pernos de anclaje por fricción. ....	113
<b>Gráfico 1.67.</b> Espaciamiento mínimo entre pernos de anclaje. ....	118
<b>Gráfico 1.68.</b> Implantación de una pantalla de pernos de anclaje . ....	118
<b>Gráfico 1.69.</b> Ubicación del perno respecto a la superficie. ....	120
<b>Gráfico 1.70.</b> Posición de los pernos de anclaje para tener una buena fortificación. ....	120
<b>Gráfico 1.71.</b> Forma de aplicación del Hormigón Lanzado. ....	132
<b>Gráfico 1.72.</b> Forma de aplicación del Hormigón Lanzado. ....	132
<b>Gráfico 1.73.</b> Procedimiento para tomar la muestra para la prueba de placa. ....	135
<b>Gráfico 2.1.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a los 30 minutos. ....	146

<b>Gráfico 2.2.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a las dos horas, falla tipo 1 .....	148
<b>Gráfico 2.3.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a las dos horas, falla tipo 2. ....	149
<b>Gráfico 2.4.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a los cuatro horas. ....	151
<b>Gráfico 2.5.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a los veinticuatro horas falla tipo 1 .....	153
<b>Gráfico 2.6.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a las dos horas, falla tipo 2. ....	154
<b>Gráfico 2.7.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto, a los veinticuatro horas, anclaje 30cm.....	156
<b>Gráfico 2.8.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto, a los veinticuatro horas, anclaje 45cm.....	158
<b>Gráfico 2.9.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto, a los veinticuatro horas, anclaje 90cm.....	160
<b>Gráfico 2.10.</b> Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a los treinta minutos.....	166
<b>Gráfico 2.11.</b> Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a las dos horas .....	168
<b>Gráfico 2.12.</b> Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a las cuatro horas. ....	170
<b>Gráfico 2.13.</b> Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a las veinticuatro horas .....	172
<b>Gráfico 2.14.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a los treinta minutos.....	176
<b>Gráfico 2.15.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las dos horas .....	178
<b>Gráfico 2.16.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las cuatro horas. ....	180

<b>Gráfico 2.17.</b> Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las veinticuatro horas .....	182
<b>Gráfico 3.1.</b> Esquema de los procesos de supervisión, control y ajuste, durante la producción y colocación del concreto .....	184
<b>Gráfico 3.2.</b> Curva de tendencia Carga Tracción Característica conjunto roca -acero para anclaje de 16cm.....	191
<b>Gráfico 3.3.</b> Curva de tendencia Carga de Compresión en mortero de Resina .....	192
<b>Gráfico 3.4.</b> Curva de tendencia Carga de Tensión en mortero .....	194
<b>Gráfico 3.5</b> Análisis de la Reacción exotérmica del mortero de resina poliéster.....	197
<b>Gráfico 4.1.</b> Crecimiento de Carga de Tracción en función de la longitud de anclaje ...	200

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación. 1.1.....	36
Ecuación 1.2.....	36
Ecuación 1.3.....	36
Ecuación 1.4.....	38
Ecuación 1.5.....	42
Ecuación 1.6.....	42
Ecuación 1.7.....	45
Ecuación 1.8.....	46
Ecuación 1.9.....	54
Ecuación 1.10.....	54
Ecuación 1.11.....	56
Ecuación 1.12.....	79
Ecuación 1.13.....	83
Ecuación 1.14.....	84
Ecuación 1.15.....	86
Ecuación 3.1.....	183
Ecuación 3.2.....	184
Ecuación 3.3.....	185
Ecuación 3.4.....	185
Ecuación 3.5.....	189
Ecuación 3.6.....	192
Ecuación 3.7.....	194
Ecuación 3.8.....	195

## ÍNDICE DE FOTOS

<b>Foto 1.1.</b> Ingreso casa de máquinas hidroeléctrica San Francisco. ....	4
<b>Foto 1.2.</b> Túnel variante del trazado del ferrocarril en río Chan Chan.....	4
<b>Foto 1.3.</b> Túnel ventana 4 Central Hidroeléctrica San Francisco. ....	5
<b>Foto 1.4.</b> Túnel de Carga Central Hidroeléctrica San Francisco. ....	5
<b>Foto 1.5.</b> Maqueta a escala de TBM utilizado en túnel de carga central hidroeléctrica San Francisco. ....	5
<b>Foto 1.6.</b> TBM forma circular. ....	17
<b>Foto 1.7.</b> Excavación de casa de máquinas con Jumbo. ....	26
<b>Foto 1.8.</b> Desviación de las brocas de perforación según calidad de roca.....	53
<b>Foto 1.9.</b> Secuencia de voladura en una mina.....	74
<b>Foto 1.10.</b> Modificación de trazado de la vía de Ferrocarril río Chan Chan.. ....	75
<b>Foto 1.11.</b> Testigo extraído de un macizo rocoso. ....	79
<b>Foto 1.12.</b> Acceso a Casa de Maquinas Central Hidroeléctrica San Francisco.....	92
<b>Foto 1.13.</b> Margen derecho del río Pastaza, descarga de agua central.....	92
<b>Foto 1.14.</b> Corte carretera ingreso a Baños, puente las Juntas. ....	92
<b>Foto 1.15.</b> Salto del Fraile, Lima, Perú. ....	93
<b>Foto 1.16.</b> Ingreso a la laguna del Quilotoa, Zumbagua, Ecuador. ....	93
<b>Foto 1.17.</b> Variante de túnel para ferrocarril, sector río Chan Chan.....	103
<b>Foto 1.18.</b> Bulbo de resina recubriendo al perno de anclaje. ....	108
<b>Foto 1.19.</b> Perno de anclaje en varilla helicoidal rosca izquierda.....	109
<b>Foto 1.20.</b> Cartucho resina lenta 30x500mm, Fabricación nacional.....	121
<b>Foto 1.21.</b> Colocación manual de resina en la perforación donde será colocado el perno de anclaje. ....	124
<b>Foto 1.22.</b> Batido de la resina.....	124
<b>Foto 1.23.</b> Almacenamiento de resina en cajas apilables en no mas de 3 unidades. ....	125

<b>Foto 1.24.</b> Colocación de cartuchos de resina en una perforación de 90mm.....	127
<b>Foto 1.25.</b> Cercha metálica de 2 tramos IPN 100 Central hidroeléctrica la Victoria. ....	129
<b>Foto 1.26.</b> Cerchas Revestidas con malla electrosoldada central hidroeléctrica la Victoria. .....	129
<b>Foto 1.27.</b> Conjunto Malla-Pernos de anclaje colocados en la pared de una excavación.....	131
<b>Foto 1.28.</b> Colocación del perno de anclaje en el traslape de las mallas. ....	131
<b>Foto 2.1.</b> Fraguado final de conjunto roca acero. ....	139
<b>Foto 2.2.</b> Control de calidad de resina realizado con un gato hidráulico .....	141
<b>Foto 2.3.</b> Perforaciones en Macizo rocoso, longitud de anclaje 30, 45 cm.....	143
<b>Foto 2.4.</b> Perforaciones en Macizo rocoso , longitud de anclaje 90 cm.....	143
<b>Foto 2.5.</b> Prueba de extracción de pernos.....	144
<b>Foto 2.6.</b> Dial de bomba de gato hidráulico. ....	144
<b>Foto 2.7.</b> Preparación de la muestra para el ensayo de compresión .....	162
<b>Foto 2.8.</b> Vaciado del Molde.....	162
<b>Foto 2.9.</b> Toma de datos antes del ensayo.....	162
<b>Foto 2.10.</b> Muestras después del ensayo de compresión.....	163
<b>Foto 3.1.</b> Imagen donde se evidencia que falla el acero en este caso la rosca.....	196

## **CAPÍTULO 1. RESINA POLIÉSTER BICOMPONENTE**

El objetivo de esta disertación es conocer el esfuerzo de adherencia que desarrolla la resina poliéster bicomponente de fabricación nacional, en el anclaje de pernos de acero en la roca, con la finalidad de recomendar su uso en los proyectos de construcción.

Debido a que no hay una normativa específica, mediante ensayos de tracción en el conjunto “roca-acero-resina”, compresión y tensión en el mortero de resina; se pretende determinar el comportamiento mecánico de la resina, en función de distintos tiempos de gelificación: treinta minutos, dos horas, cuatro horas, veinticuatro horas y con esta información, establecer ciclos de trabajo en obra para ajustar al perno.

Conocer el comportamiento mecánico de la resina, para distintas longitudes de anclaje y establecer una longitud mínima de anclaje del perno para que, el esfuerzo de adherencia, desarrollado en el conjunto: “roca-acero-resina”, genere la rotura del acero al ser sometido a cargas de tracción.

Tratar de establecer, una correlación entre los resultados obtenidos con los ensayos de tracción del conjunto, compresión y tensión del mortero en obra, al realizar cualquiera de los ensayos propuestos y comparar con los resultados obtenidos en laboratorio, obteniéndose la seguridad de la buena calidad del producto que se pretende utilizar.

Para realizar esta investigación se utilizará en laboratorio y en obra, cartuchos de resina poliéster bicomponente de fabricación nacional, varillas corrugadas de acero tipo A42 grado 60. En el laboratorio: “módulos de roca de muy buena calidad” y en campo: “macizo rocoso sin fracturas”.

Para poder entender la importancia del uso de los cartuchos de resina poliéster, en el anclaje de pernos de acero, en la estabilización de taludes u obras subterráneas en un macizo rocoso, se ha pretendido definir algunos términos, que introduzcan en el conocimiento de las obras subterráneas, los métodos constructivos, el uso de herramientas manuales y automáticas de excavación, el

uso de explosivos, características de un macizo rocoso y el análisis y diseño de los elementos de sostenimiento.

## **1.1. Obra Subterránea**

Se conoce como obra subterránea, aquella construcción realizada bajo la superficie de la tierra, incluye la ejecución de túneles para carreteras, autopistas, vías férreas, tendido de tuberías, alcantarillado, entre otros. (Fotos: 1.1, 1.2, 1.3 Y 1.4) (Construmática, 2016).

Para la ejecución de este tipo de obras, se requiere tener un perfecto conocimiento de la geología del terreno y de cada una de las fases que intervienen en el proceso productivo. (Construmática, 2016).

Cuando se inicia la obra, se deberá tener los datos geológicos, geotécnicos e hidrológicos del terreno por donde está previsto sea el trazado del túnel.

En zonas urbanas, el trabajo de reconocimiento del terreno es muy difícil hacerlo, porque existen edificaciones bajo las cuales va el trazado del túnel. Generalmente, se encuentran suelos alterados, instalaciones de agua, electricidad, colectores, etc., y el nivel freático está por encima del trazado del túnel. (Construmática, 2016).

El estudio geotécnico facilita la información para tener un conocimiento a profundidad del terreno, ayuda a elegir el tipo de perforación a emplear, así como decidir el método constructivo a seguir, riesgos debido a filtraciones, arrastres, erosiones internas, la influencia del agua en la estabilidad y asentamiento de las estructuras; toda estos análisis son importantes para en la toma de decisiones conseguir los mejores resultados en la producción de la obra, y minimizar la posibilidad de accidentes . (Construmatica, 2016)

Suele suceder que en la ejecución del proyecto, la información geotécnica con la cual se está trabajando, varíe en algún punto y se tenga que replantear el método constructivo del tramo, para encuadrarse dentro de los objetivos de producción

alta; minimizando los accidentes, sacrificando los análisis económicos. (Construmática, 2016).

En todo caso, la experiencia del ingeniero geotécnico y el conocimiento de los procesos metamórficos, de sustitución y cristalización que haya sufrido el macizo rocoso, hace que este tipo de dificultades que se presentan, puedan resolverse bajo los siguientes parámetros: (Construmática, 2016).

**a. La experiencia del técnico:** Es fundamental para identificar el medio geológico y evaluar las posibles fallas que pudieran suceder; replantear el estudio adecuado del terreno y el método de cálculo más eficaz interpretando los resultados del mismo. (Construmática, 2016).

**b. La calidad en la ejecución de los trabajos:** La obtención de nuevos parámetros para ajustar el método constructivo y la ejecución de la solución adecuada, debe siempre encaminarse a mantener en el producto final estándares de calidad muy satisfactorios. (Construmática, 2016)

**c. La seguridad en un caso específico:** No se debe comprometer, la seguridad en las otras fases de trabajo que se ejecuta.

El manejo de explosivos en las excavaciones subterráneas, exige que la mano de obra utilizada sea calificada; así como, los profesionales que lo dirigen deberán tener un alto nivel de preparación, por la complejidad de la propia ejecución y por la siniestralidad que estos trabajos originan. (Construmática, 2016).

Es indispensable la redacción esmerada de un PLAN DE SEGURIDAD Y SALUD que refleje fielmente las características de la obra, medios utilizados y medidas de protección previstas, sin olvidar la selección del personal, medios humanos y útiles necesarios para atender o evacuar con toda urgencia un posible accidentado. (Construmática, 2016).

Las obras subterráneas son construcciones, cuyo control debe hacerse en la fase de ejecución y la explotación, para así garantizar la estabilidad y resistencia mecánica de la estructura, seguridad en caso de incendio y seguridad en la utilización. (Construmática, 2016).

Entonces, es importante un documento de especificaciones técnicas para el proyecto, donde durante la fase de construcción y explotación se pueda recoger

las metodologías de trabajo, métodos constructivos, tecnologías a utilizar, justificación de estructuras provisionales, planos de instalaciones auxiliares, accesos, pozos, plan de seguridad y salud en el trabajo, plan de aseguramiento de calidad, cronograma de ejecución, plan de tratamiento medioambiental. (Construmática, 2016).

La ejecución de estas obras implica la utilización de equipos de alta tecnología, como los TBM (brocas gigantes que además, son hormigoneras para fabricar las dovelas para recubrir el túnel); en el caso de túneles de gran diámetro (casas de máquinas); se usará explosivos (Foto 1.7) o herramientas manuales, en el caso de túneles de diámetros pequeños; dependiendo de los distintos suelos, según el sistema unificado de la clasificación de suelos (SUCS). (Construmática, 2016).

**Foto 1.1.** Ingreso casa de máquinas hidroeléctrica San Francisco.



**Foto 1.2.** Túnel variante del trazado del ferrocarril en río Chan Chan.



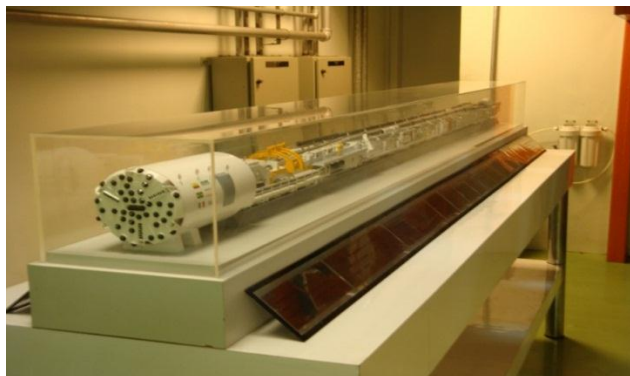
**Foto 1.3.** Túnel ventana 4 Central Hidroeléctrica San Francisco.



**Foto 1.4.** Túnel de Carga Central Hidroeléctrica San Francisco.



**Foto 1.5.** Maqueta a escala de TBM utilizado en túnel de carga central hidroeléctrica San Francisco.



### 1.1.1. Historia de los túneles y su evolución histórica.

En el transcurso de la historia de la humanidad, el hombre al sentir la necesidad de superar obstáculos naturales como montañas, lechos de ríos, mar, para mejorar así su calidad de vida en el aspecto de vialidad, obras sanitarias (dotación de agua a las ciudades para consumo humano, riego o evacuación de aguas servidas), explotación de minas, desarrolla procesos constructivos y tecnológicos para lograr su objetivo.

Es así que nace el túnel, como sinónimo de obra subterránea.

Se puede evidenciar que el hombre de Neandertal hace 40000 A.C con piedras afiladas y sus manos desnudas, en el cerro de Bomva, en Suazilandia, recurrió a la construcción de túneles para mimar hemetites, (*piedra de sangre*), que eran utilizadas en ritos mortuorios. (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos de Barcelona, s./f.)

Se conoce que los ingenieros romanos en el siglo II A.C., en la época de mayor esplendor del Imperio (llegaron a construir 80000 km de calzadas que comunicaban todo el territorio que en la actualidad comprende 31 países de Europa), perfeccionaron la técnica para construir túneles que consistía en: provocar un incendio en el frente de ataque, para luego sofocarlo bruscamente con agua fría y producir un brusco gradiente térmico, que da lugar al resquebrajamiento de la roca caliza, haciendo surcos para derramar vinagre caliente (ácido acético) y así lograr el debilitamiento de la misma.

A manera de leyenda, se habla de la construcción de un túnel bajo el río Éufrates, que sirvió para comunicar el Palacio y el Templo de Belos en la Babilonia del 2200 A.C.; éste fue, una zanja construida a cielo abierto para la cual, se desviaron las aguas del Éufrates aprovechando el período de estiaje.

Hacia el año 530 A.C. en la Isla de Samos (Grecia), se tiene noticia de que el ingeniero Eupalinos de Megara, hijo de Naustrofo construyó un túnel de un kilómetro de longitud, que estuvo en funcionamiento durante un milenio y servía para el abastecimiento de agua a la capital de la Isla.

En el antiguo Egipto, como en las culturas orientales, el túnel ha tenido un marcado carácter religioso. Mientras que en zonas como las Tierras de Canaán (siglo X A.C.), el propósito es ingenieril hidráulico, porque necesitaban dotar de agua a las ciudades; evitando que por las características de temperatura de la región se evaporara en su trayecto.

En la época del Imperio Romano los ingenieros construyeron túneles para: galerías mineras, abastecimiento de agua, alcantarillado, drenaje de lagos volcánicos (emisario de *Fucino* con 5500 m de longitud), vialidad (como el túnel de *Pausilippo*, cerca de Nápoles, con sus 1500 m de longitud), catacumbas y de propósito militar.

En la Edad Media, la construcción de túneles se fortalece en el área de la minería en todo Centro Europa, en galerías y pasadizos en castillos, fortalezas y obras menores.

El Renacimiento es el inicio del resurgir del hombre en todas las expresiones de la vida. Aparece Leonardo da Vinci con proyectos de construir ciudades subterráneas y piensa en la posibilidad de perforar túneles, allá donde los canales se encuentran con barreras montañosas.

Desde el año de 1555 hasta 1570 se construye en España el túnel la Mina de Daroca con 600 m de longitud, 6 m de anchura y una altura variable entre los 7 y 8 metros, la ejecución estuvo a cargo del arquitecto, ingeniero, escultor francés Pierre Bedel y el objetivo principal fue para reconducir y desviar las aguas torrenciales que venían castigando la villa aragonesa.

En el siglo XVIII se conoce el empleo de la pólvora por primera vez, en la construcción del túnel de Malpas, cerca de Beziers en el Canal de Midi para la unión de los dos mares (Atlántico y Mediterráneo), mide 155 m de longitud, 6,5 m de altura y 8 de anchura, fue perforado por Pierre-Paul Riquet.

En Inglaterra, sobre todo en las siguientes décadas se empieza la construcción de túneles para canales bajo la dirección del ingeniero llamado James Brindley.

La experiencia adquirida con la construcción de túneles para canal, da paso a la era de los ferrocarriles y lo que se denominará la era industrial.

A principios del siglo XIX bajo el cauce del río Támesis, se perforó un túnel que funciona hasta la actualidad de 405 metros de longitud, la ejecución del proyecto estuvo a cargo del Ingeniero Mac Brunel y su hijo, quienes tras dieciséis años de lucha denodada y arrojó lograron concluir la obra.

A partir del siglo XIX, los túneles tuvieron gran auge, cogidos de la mano del ferrocarril; el hombre se ha empeñado en dominar el arte de perforar la tierra, aparecen técnicos que empiezan a estudiar el comportamiento de los suelos y las rocas y en base a sus observaciones, elaboran teorías que siguen vigentes hasta el día de hoy y dan inicio a estudios más profundos, para desembocar en el estudio de la mecánica de suelos, mecánica de rocas, la geotecnia.

Con el inicio de nuevos proyectos de construcción de túneles, se incorpora maquinaria y procedimientos constructivos con los cuales, el esfuerzo manual da paso a la mecanización.

En la segunda mitad del siglo XIX se construye los grandes túneles alpinos de ferrocarril. Los túneles de Mont Cenis de longitud 12,6km, San Gotardo de 15,2 km y Simplón de 19.7 km.

En EEUU, se construye el túnel Hoosac en el cual, se utiliza por primera vez, la nitroglicerina, también el TBM pero solo perforó diez pulgadas y se rompió.

Es importante mencionar, que de acuerdo a las características del suelo, se diferencian: en túneles en suelo duro (rocas) y túneles en suelo blando (arcillas), esto determina si se debe utilizar en su construcción refuerzos permanentes o temporales para trabajar con seguridad.

### *1.1.2. Métodos de Excavación*

De acuerdo a la longitud del túnel, se construye pozos o ventanas para dividir la construcción en tramos cortos y así poder trabajar simultáneamente.

Debido a la secuencia de excavación de un túnel, se conoce como el método inglés, belga, alemán y austriaco, el Nuevo Método Austríaco, Norteamericano. A continuación revisaremos de forma esquemática la secuencia de excavación de

los diversos métodos (Gráfico 1.1).

#### *1.1.2.1. Método Inglés*

Recibe su nombre por haber sido aplicado en túneles localizados en Inglaterra, donde los suelos que predominan son las arcillas y areniscas. Su principal característica es proceder el avance de la perforación a sección completa del túnel, en una sola operación. (Construmática, 2016).

La entibación es inmediata para proteger la construcción de posibles derrumbes. (Gráfico 1.1).

#### *1.1.2.2. Método Belga*

Este método de avance de perforación, consiste en excavar la mitad superior según se muestra en la secuencia que se evidencia en el Gráfico 1.1. El paso 1 consiste en perforar un túnel de 1,5m de ancho, 1,8m de alto y 2,5m profundidad y luego seguir de manera sistemática según el esquema propuesto. El ancho máximo que se ha perforado es de 11 m. (Construcción, 2016).

#### *1.1.2.3. Método Alemán*

Se utiliza cuando los terrenos son inestables y el diámetro de los túneles sobrepasa los 8 metros. De acuerdo al Gráfico 1.1, se puede ver que el avance de la perforación se realiza en las galerías inferiores en cada uno de los muros laterales, posición 1 y 2 e inmediatamente se va construyendo los muros laterales desde el piso hasta el techo y de esta manera, se evita que se produzcan derrumbes. (Construcción, 2016).

Luego se avanza con la galería central superior posición 3, se apuntala y se continúa en la posición 4 y colocándose maderas transversales, luego de

terminado el revestimiento del arco, se sigue trabajando en la posición 5. (Construcción, 2016).

#### *1.1.2.4. Método Alemán Modificado*

Se utiliza si el terreno es firme y durante la perforación aparece agua, esto altera el Método Clásico Alemán en cuanto a las etapas sucesivas de ataque del frente. (Construcción, 2016).

#### *1.1.2.5. Método Austriaco*

Los austriacos desarrollaron un plan de trabajo basado en la utilización de puntales de madera, formando un sistema de entibación. (Construcción, 2016).

En el Gráfico 1.1 se puede ver que el proceso de excavación; empieza en la parte central inferior del túnel posición 1, luego el arco posición 2 y luego el centro del túnel: posición 3 bajando por los arcos laterales del techo a la posición 4 para seguir por las paredes laterales hacia el piso posición 5 y 6.

#### *1.1.2.6. Método TBM (Tunnel Boring Machine)*

Se usa en terrenos no cohesivos o roca, se coloca debajo del nivel freático, consiste en una broca que perfora la sección completa del túnel, y su diámetro es ligeramente mayor que el exterior del revestimiento del túnel. (Construcción, 2016).

El TBM es único para cada proyecto porque los diámetros de perforación son distintos para cada proyecto, así como las cuchillas son distintas de acuerdo al tipo de roca de cada proyecto (Fotos 1.5 y 1.6) (Construcción, 2016).

### 1.1.2.7. Método Norteamericano:

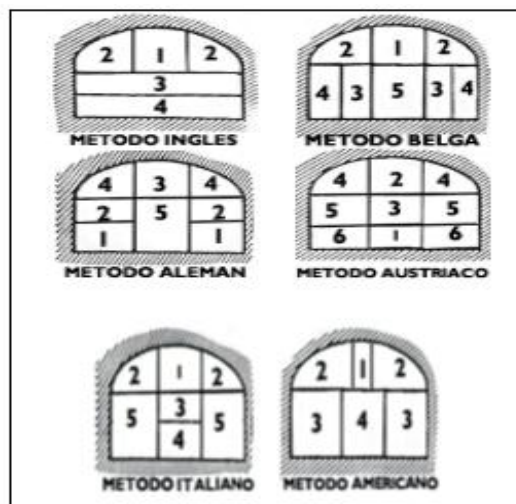
La excavación se inicia con una galería superior en la bóveda del túnel (1), la misma que debe entibarse inmediatamente, luego se avanza con la excavación de los segmentos del arco superior (2) y de igual manera debe entibarse.

Se forman bancos de excavación a lo largo de los lados (3) y se coloca otro segmento de las costillas a cada lado. Se unen con pernos las costillas a la parte superior y se soportan con una solera temporalmente. El terreno entre costillas (4) se mantiene en su lugar por medio de planchas de revestimiento y se rellenan las oquedades. Se usa en terrenos razonablemente firmes. (Construcción, 2016).

### 1.1.2.8. Método Italiano

Se empieza con la perforación de la galería de la clave (1) y se termina con la bóveda (2), luego se avanza con la galería (3,4) y se termina con los muros (5). (Construcción, 2016).

**Gráfico 1.1.** Métodos de excavación.



**Fuente:** (Civileks, 2016)

### *1.1.3. Métodos Constructivos*

El método constructivo aplicado en la excavación de un túnel, depende de la información geológica y los datos geotécnicos que se tienen del terreno. Se puede empezar con un método y cambiar durante la ejecución, esto implica replantear también el Plan de Seguridad y Salud.

El objetivo del método constructivo en la excavación de un túnel es, que durante la ejecución, se pueda controlar la sección de la excavación sin alterar en lo posible la roca o suelo circundante.

Los métodos constructivos se clasifican en cuatro grupos, que se describen a continuación: (González, 2010).

#### *1.1.3.1. Excavación con explosivos*

La excavación se hace en base a explosivos (dinamita), y se usa para túneles de roca dura o media, o en estado masivo. (González, 2010).

Mediante la elaboración de un diagrama de tiro, se procede a perforar el frente de excavación para cargar de explosivos y hacerlos detonar; la reacción explosiva libera energía en forma de presión de gases y de vibración, que fractura y tritura la roca. (González, 2010).

El diagrama de tiro muestra en el frente de excavación del túnel los taladros que van a perforar, la carga de explosivo que se va a introducir en cada uno, el orden en que se va a hacer detonar cada barreno para conseguir la geometría teórica del túnel. Este diagrama de tiro se diseña al principio de la obra, en base a la experiencia y conocimiento sobre los explosivos a utilizarse y se va modificando según los resultados obtenidos en cada voladura, a lo largo de la excavación del túnel. (González, 2010).

La longitud del taladro de perforación debe ser un 5 a 10 % mayor a la distancia que se quiera avanzar en la excavación del túnel para compensar las pérdidas de

energía que se producen. Las longitudes de avance están en función de la calidad de la roca: (González, 2010).

**A Buena roca:** 1 y 4 metros en cada voladura.

**Mediana Calidad:** 2,80 y 3,20 metros en cada voladura.

La voladura debe ser controlada para obtener la geometría aproximada del túnel y causar daños estructurales mínimos al macizo rocoso, el diámetro medio de las partículas de roca que se obtienen, debe ser 50mm.

La excavación mediante explosivos se compone de las siguientes operaciones (Tabla 1.1): (Rojas, 2009)

**Tabla 1.1.** Operaciones para excavación mediante explosivos.

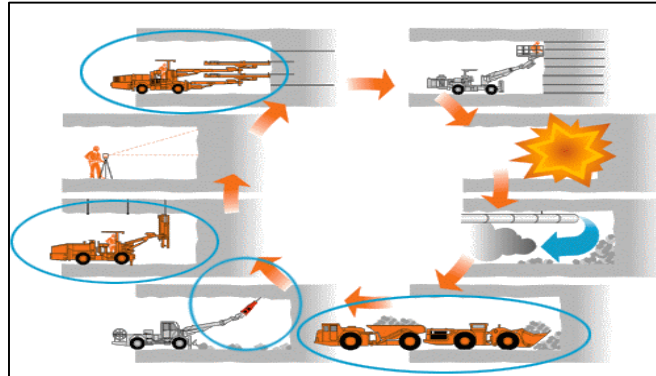
Descripción	Tiempo aproximado de duración
Perforación	10 - 30 %
Carga de explosivo	5 - 15%
<b>Disparo de la carga</b>	
Evacuación de humos y ventilación	5 – 15 %
Saneamiento de los hastiales y bóveda	15 – 35 %
Carga y transporte de escombros	15 – 35%
Sostenimiento	65 – 100 %

**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

Replanteo de la nueva tronadura:

Este conjunto de operaciones que se ha descrito anteriormente se denomina ciclo básico de operación (Gráfico 1.3).

**Gráfico 1.2.** Ciclo básico de operación.

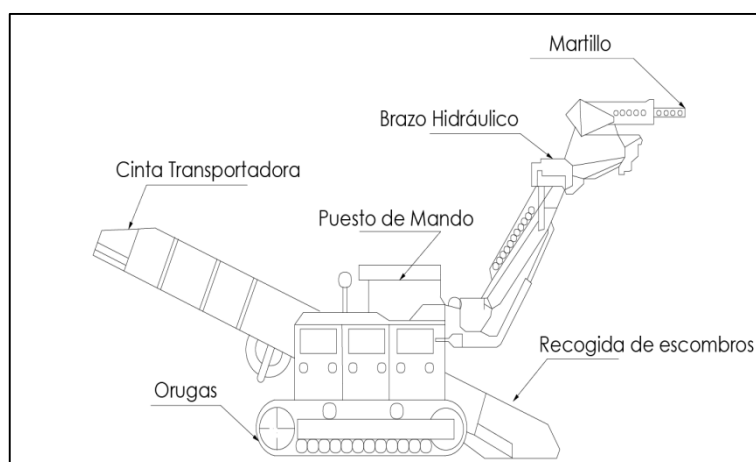


**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

### 1.1.3.2. Excavaciones mecánicas con máquina.

Se denomina así a las excavaciones en las cuales, se utilizan máquinas rozadoras, excavadoras (generalmente hidráulica – brazo con martillo pesado o con cuchara, sea de tipo frontal o retro), tractores y cargadoras (destrozadoras) e, incluso, con herramientas de mano, generalmente hidráulicas o eléctricas (Gráfico 1.3.). (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.3.** Excavaciones mecánicas con máquinas.



**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

Con este procedimiento, la energía de la máquina se trasmite desde la punta o accesorios, hacia la roca que está en contacto; superando la resistencia de la roca en la penetración, la resistencia a la tracción y el cizallamiento. (Rojas, 2009).

Estos accesorios impactan sobre la roca y arrancan pequeños fragmentos de roca, los más usuales son: (Rojas, 2009).

**a. Puntas de fricción o de desgaste:**

Son accesorios utilizados en las rozadoras y tuneladoras de terrenos blandos, cuyo uso es ideal cuando se tiene rocas que no superen los 800 Kp/ cm<sup>2</sup> de resistencia a compresión, o si es muy abrasiva. (Rojas, 2009).

**b. Cortador de Disco:** Se utiliza en tuneladoras o topos para rocas de resistencia a la compresión, entre los 800 y los 2200 K/ cm<sup>2</sup>. Para resistencias aún mayores se emplean los cortadores de botones. (Rojas, 2009).

**d. Cortadora de Ruedas dentadas:**

Se utiliza en tuneladoras o topos para rocas blandas de resistencia a la compresión menores a los 900 kg/ cm<sup>2</sup>. (Rojas, 2009).

**e. Impactadores:**

Se usa cuando las rocas se presentan fracturadas. (Rojas, 2009).

**f. Cortadores vibrantes:**

Se usa para hacer cortes lineales (el corte se realiza mediante vibración). (Rojas, 2009).

*1.1.3.3. Rozadoras*

Esta máquina excavadora, mediante una cabeza rotatoria que está sujeta a un brazo articulado que cubre todos los puntos de excavación, esta provista de puntas de fricción que actúan sobre la roca, arrancando pequeños fragmentos de

ésta. Como se indica en el Gráfico 1.3, tiene un sistema de recogida y transporte de escombros, y está montada sobre orugas. (Rojas, 2009).

Existen dos sistemas de corte en las rozadoras:

**a. Ripping de cabezal frontal:**

En el ripping dos cabezas simétricas giran en torno a un eje, que es perpendicular al eje del túnel. Las puntas de fricción golpean frontalmente a la roca. (Sosa, 1990).

**b. Milling de cabezal radial:**

“En el milling la cabeza gira en torno a un eje longitudinal, paralelo al eje del túnel. Las puntas de fricción van dispuestas en forma helicoidal y golpean a la roca de forma lateral”. (Universidad de la Coruña, 2010).

El rendimiento mediante el sistema de corte Ripping de cabezal frontal es un 30% superior al del Milling de cabezal radial. (Universidad de la Coruña, 2010).

Cada fabricante suministra puntas de fricción con dimensiones y formas distintas según el uso a dar. Se usan puntas delgadas y estrechas para suelos y rocas blandas y puntas gruesas para rocas duras. (Sosa, 1990).

La fuerza que ejerce la cabeza de la rozadora contra la roca es contrarrestada por el peso de la máquina; entonces la capacidad de la rozadora para excavar rocas más resistentes, está en función del peso de la máquina. (Universidad de la Coruña, 2010).

*1.1.3.4. Martillo hidráulico*

En la fase de destroza, cuando se excava rocas blandas o fisuradas, el usar estos equipos es una opción económica de bajo costo, con buenos resultados de producción. En la fase de avance este sistema no debe emplearse, necesita al menos dos caras libres de salida de la roca para lograr un rendimiento adecuado. (Universidad de la Coruña, 2010).

### 1.1.3.5. Excavación mecánica con máquinas integrales no presurizadas

Se emplea máquinas integrales de primera generación o no presurizadas cuyo frente de avance es a sección completa que es de forma circular (Foto 1.6).

**Foto 1.6.** TBM forma circular.



**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

Se denominan también topos y se usa para excavar rocas duras y medianas que no necesitan sostenimiento. (González, 2010).

Esta máquina esta compuesta de :

#### **a. Cabeza:**

La cabeza es la parte móvil de la máquina , que realiza la excavación de la roca; esta compuesta de discos de corte que giran libremente sobre su eje . Al girar la cabeza , los discos que se encuentran concentrados en la parte central de la misma forzan la rotura de la roca en esa zona. (González, 2010).

Entonces el proceso de corte mecánico, que es una rotura frontal se produce por la presión que el cortador ejerce sobre la roca y se puede esquematizar en el siguiente ciclo: (González, 2010).

- Presión inicial sobre la roca
- Penetración por punzonamiento
- Aparicion de fisuras

- Aumento de fisuración
- Rotura de la roca

#### **b. Grippers:**

Son sistemas de gatos hidráulicos mediante los cuales se presiona a la máquina contra la roca y originar la rotura de la misma y por consiguiente el avance de la máquina. (González, 2010).

Esta fuerza de empuje se trasmite a través de los cilindros de empuje hacia las paredes del túnel. (González, 2010).

#### **c. Cilindros de empuje:**

Los cilindros de empuje transmiten el empuje necesario a la máquina, para originar la rotura frontal de la roca y generar el avance de la excavación, el recorrido por cada ciclo oscila entre 1,5 y 2mts. (González, 2010).

#### **d. Back Up:**

Es el conjunto de plataformas que tiene incorporado el topo para ubicar los distintos equipos como: (González, 2010).

- Transformadores y cables eléctricos
- Captadores de polvo
- Tuberías de ventilación
- Polipastos para manejo de vías y dovelas de solera
- Sistema de evacuación de escombros

#### **e. Guidado**

Es la vía constituida por rieles que se va construyendo, según el avance de la excavación por la cual se desliza el topo.

#### *1.1.3.6. Ciclo de Avance del Topo (Gráfico 1.4)*

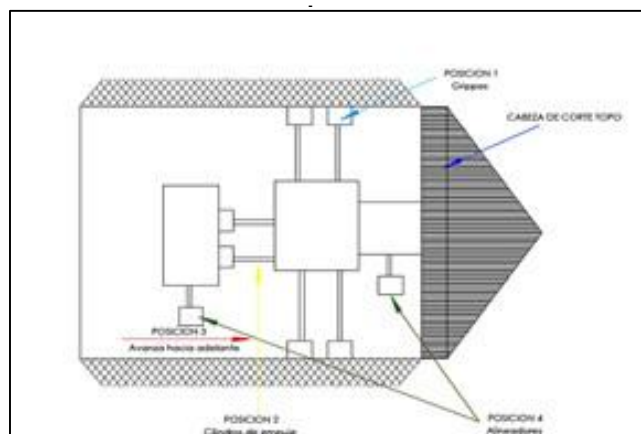
**a.** Los gatos hidráulicos (grippers) actúan sobre las paredes laterales del túnel (1), comienza la excavación.

- b. Los cilindros de empuje actúan sobre la cabeza de la máquina hasta llegar al final de la longitud de avance; se para la excavación. (2)
- c. Los gatos hidráulicos (grippers) de las paredes laterales se retraen, los cilindros de empuje se retraen, el topo se desliza suavemente hacia adelante y se para cuándo topa la nueva etapa de excavación.
- d. El topo se alinea y se asegura soporte trasero (3)
- e. Los gatos hidráulicos (grippers) se ponen en la posición 1 y empieza actuar el cilindro de empuje hasta llegar al final de la longitud de avance (González, 2010).

### 1.1.3.7. Excavación mecánica con máquinas integrales presurizadas

Para este sistema de excavación se utiliza las máquinas TBM (Tunnel Boring Machine) Foto 1.5, que son fábricas de construcción de túneles; porque se excava la roca, se retira el escomburo y se aplica el revestimiento del túnel de tal forma que se va avanzando en la excavación y el túnel queda terminado. Se los conoce también con el nombre de escudos este tipo de excavación se utiliza cuando el nivel freático esta sobre la cota de perforación y el suelo es de alta inestabilidad. El método consiste en colocar escudos mecanizados abiertos (encontrados) a los cuales se presuriza. (Gráfico 1.4.). (González, 2010).

**Gráfico 1.4.** Esquema de ciclo de Avance del topo



**Fuente :** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

El tiempo destinado al sostenimiento en la sección de avance llega a superar el 50% de la duración del ciclo. (González, 2010).

Un TBM está compuesto por los siguientes elementos:

**a. Cabeza:**

Está compuesta por puntas de fricción y discos de corte, pueden trabajar simultáneamente o indistintamente, depende de la homogeneidad de la roca o suelo; posee unas aberturas por donde se evacúa los escombros de la excavación hacia una cámara interior. (González, 2010).

**b. Cuerpo de mando y controles:**

Se encuentran ubicados en el segundo cuerpo de la máquina.

**c. Cilindros de empuje y erector de dovelas:**

Están ubicados en el tercer cuerpo de la máquina y están repartidos en todo el perímetro equipado con grippers que además permiten un apoyo uniforme sobre las dovelas de revestimiento.

**d. Back Up:** Es similar al del topo. (González, 2010).

*1.1.3.8. Ciclo de Avance de un TBM (Gráfico 1.5):*

**a.** La rueda de corte (1) se coloca en posición se activa los grippers, cilindros de empuje y se acciona la máquina (2)

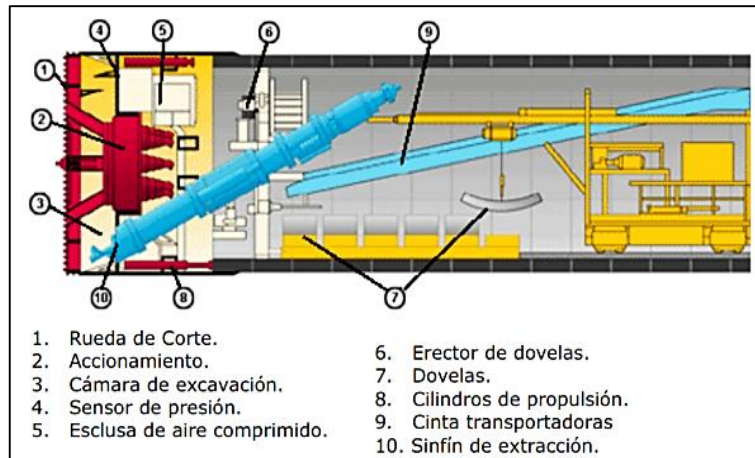
**b.** Se acciona el sensor de presión (4) y empieza el avance de la perforación.

**c.** Los escombros caen a la cámara de excavación (3) y mediante la esclusa de aire comprimido (5) se evacua por la cinta transportadora (9)

**d.** Cuando ha concluido el avance de 1, 2 a 1,5m, los cilindros de avance se contraen la dovela (7) se coloca en el erector de dovelas (6) para ser colocada hasta cerrar el anillo completo de dovelas.

**e.** Cuando se ha colocado el anillo de dovelas, empieza nuevamente el ciclo de avance (8) con el avance hacia adelante del equipo. (Red ULA, 2016).

**Gráfico 1.5.** Excavación mecánica con máquinas integrales presurizadas .



**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

#### 1.1.4. Perforación

La perforación se basa en la combinación de las siguientes acciones: Percusión, Rotación, Empuje y Barrido; se lo puede realizar mediante el uso de martillos neumáticos accionados por aire comprimido o martillos hidráulicos, montados sobre una máquina denominada jumbo. (González, 2010).

**a. Percusión:** los impactos producidos por el golpeo del pistón se transforman en trabajo, haciendo penetrar una parte del barreno y el resto de energía se disipa y hace retroceder al barreno. (González, 2010).

**b. Rotación:** Con este movimiento gira el barreno y hace que este avance, destruyendo la roca. Para cada tipo de roca, existe una velocidad óptima de rotación. (González, 2010).

**c. Empuje:** Para que la acción de la percusión funcione, se debe aplicar la acción de empuje en el martillo, así la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca. (González, 2010).

**d. Barrido:** se refiere a la limpieza constante del fondo del barreno, del detritus formado por el avance de la perforación. El barrido con agua es el sistema más utilizado en la perforación subterránea. (González, 2010).

#### 1.1.4.1. Tipos de Martillo

##### 1.1.4.1.1. Martillo Neumático

Posee un mecanismo de rotación y sistema de barrido. Estos martillos funcionan con la misma presión del aire para el mecanismo de impacto que para el sistema de barrido. (González, 2010).

El ciclo consiste en que el barreno golpea la roca y gira de forma discontinua entre cada percusión, separándose del fondo del taladro; el material arrancado es expulsado de la perforación mediante el aire comprimido que genera la acción de percusión. También se los conoce como pata de avance y se clasifica según la potencia. Tabla 1.2. (Red ULA, 2016).

**Tabla 1.2.** Clasificación de martillos.

Clasificación de Martillos		
Tipo	Potencia de impacto	Diámetro de barreno
Martillos Ligeros	6 kW	33 a 38 mm.
Martillos Medios:	7,5 kW	32 y 38 mm.
Martillos Pesados:	15 a 20 kW	38 y 45 mm.
Martillos de Alta Potencia:	40 kW	89 a 115 mm.

**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

##### 1.1.4.1.2. Martillo hidráulico

El ciclo de trabajo consiste en que el barreno, es golpeado por un pistón que actúa con un caudal de aceite que transmite la energía al fondo del taladro por medio de una punta de fricción que fragmenta en partículas, la roca. La evacuación de los fragmentos de roca se realiza con el aire comprimido al fondo del taladro que genera el impacto del pistón sobre la punta de fricción. (Red ULA, 2016).

La energía de impacto se pierde en relación a la profundidad de la perforación,

conceptualmente es similar al trabajo del martillo neumático. (Red ULA, 2016).

Para obtener un rendimiento elevado de las perforadoras, se debe garantizar que el barreno esté en contacto con la roca, en el momento en que el pistón transmite su energía mediante el mecanismo de impacto. (Red ULA, 2016).

Esto se consigue con la ayuda de utilitarios. Los empujadores y las deslizaderas son:

**a) Empujadores:** consta de dos tubos. Uno exterior de aluminio y el otro interior generalmente de acero, que va unido a la perforadora. El tubo interior actúa como un pistón de doble efecto. (Red ULA, 2016).

**b) Deslizaderas:** estas son de cadena, tornillo o hidráulicas. (Red ULA, 2016).

**c) Cadena:** el martillo es arrastrado por un motor hidráulico sobre dos canales, la cadena actúa sobre la cuna del martillo que se desplaza sobre el lado superior de la deslizadera, este sistema nos da la posibilidad de longitudes de avance grandes. (Red ULA, 2016).

**d) Tornillo:** el martillo avanza al girar el tornillo accionado por un motor, este tornillo es pequeño de diámetro en relación a su longitud y está sujeto a esfuerzos de pandeo y vibraciones por esta razón no permite longitudes superiores a 1.8m. (Red ULA, 2016).

**e) Deslizaderas hidráulicas:** el martillo está conectado a un cilindro hidráulico que lo desplaza a lo largo de la viga de soporte. (Red ULA, 2016).

Por la simplicidad de su diseño tiene gran versatilidad en la adaptación de máquinas, longitudes de barreno y la capacidad de perforar grandes profundidades. Cada uno de los componentes antes mencionado para lograr la perforación de rocas, no podrían actuar sin un sistema de montaje, para lograr esto existen los Jumbos. (Red ULA, 2016).

#### *1.1.4.1.3. Jumbos*

Son unidades de perforación equipadas con uno o varios martillos perforadores

(Foto 1.7), constituidos por un mecanismo de traslación, sistema de accionamiento de control automático de los brazos, todos ellos combinados con las deslizaderas y martillos, y cubre cualquier parte del frente. (Red ULA, 2016).

Es una máquina diseñada para realizar labores subterráneas de forma rápida y automatizada: avance de túneles y galerías, bulonaje y perforación transversal, banqueo con barrenos horizontales y minería por corte y relleno, entre otras. (Red ULA, 2016).

El número de cilindros, movimientos del brazo y el orden de ejecución de los barrenos, nos permitirá globalmente disminuir tiempos de operación en la etapa de perforación. (Red ULA, 2016).

La informática ha sido incorporada a la operación de los Jumbos, para lo cual al jumbo convencional se ha añadido un ordenador, sensores y electroválvulas e inmediatamente su operación genera las siguientes ventajas: (Red ULA, 2016).

- a) Ahorro de mano de obra
- b) Menor tiempo de perforación
- c) Menor sobre – perforación
- d) Control de la operación
- e) Mayor avance
- f) Ahorro en varillaje y explosivos
- g) Menores costos de excavación.

#### *1.1.4.1.4. Operación de un Jumbo*

“Una vez conducido el Jumbo hasta el frente, y estabilizado con sus gatos, se alinea una de las deslizaderas con el láser que marca la alineación del túnel”. (Red ULA, 2016).

El ordenador lee la posición relativa que ha tomado dicha deslizadera respecto al Jumbo, y a partir de la posición de éste respecto al láser efectúa el cambio de

coordenadas correspondientes, sobre el esquema de perforación. (Red ULA, 2016).

A continuación, se indica la roca que más sobresale en el frente, mediante la ayuda de uno de los brazos. Esta información da al sistema de control un plano de posicionamiento desde el cual se puede mover los brazos sin chocar con el frente. (Red ULA, 2016).

Una vez finalizado el posicionamiento, existen tres métodos distintos de operación; automático, semiautomático y manual. (Red ULA, 2016).

Automático: el operador del jumbo posiciona automáticamente cada brazo frente al correspondiente punto de emboquille de acuerdo a la secuencia programada. (Red ULA, 2016).

Perforación Semiautomática: si las irregularidades del frente impiden emboquillar algún barreno en el punto programado, el operador colocará el brazo en un nuevo punto, y el sistema de control se ajustará automáticamente a la secuencia programada. (Red ULA, 2016).

Manual: la operación del Jumbo es manual se prescinde del ordenador. (Red ULA, 2016).

Los esquemas de perforación para cargar en el ordenador del jumbo deben diseñarse de manera clara donde se debe indicar lo siguiente:

1. Número de barreno
  2. Coordenadas X e Y
  3. Divergencia
  4. Tipo de barreno: vacío, del cuele, de contorno, de destroza y de zapatera.
  5. La secuencia de barrenos de cada brazo, el criterio que se procurará seguir es:  
(Red ULA, 2016).
- Utilización simultánea de todos los brazos.
  - Evitar que los brazos trabajen muy cerca uno de otro.
  - Evitar que un brazo trabaje en la vertical de otro, para eliminar el riesgo de

la caída de rocas.

**Foto 1.7.** Excavación de casa de máquinas con Jumbo.



**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

## **1.2. Caracterización de las zonas de un túnel**

Es el esquema de la geometría frontal del túnel, donde se marca los taladros que se van a perforar, la carga de explosivo que se va a introducir en cada uno y el orden en que se va a hacer detonar cada barreno. Para la perforación y voladura, la sección teórica del túnel se divide en zonas (Gráfico 1.6), donde cada una tiene distintas exigencias: en la densidad de perforación, carga específica del explosivo y secuencia de encendido. Estas zonas son (Gráfico 1.6): (Sosa, 1990).

### *1.2.1. Cuele (A)*

El cuele es el zona, del frente del túnel que se dispara primero, permitiendo tener una área libre, para que las otras secuencia de la voladura puedan generar el arrancamiento de la roca hacia el exterior. (Gráfico 1.9). (Rojas, 2009).

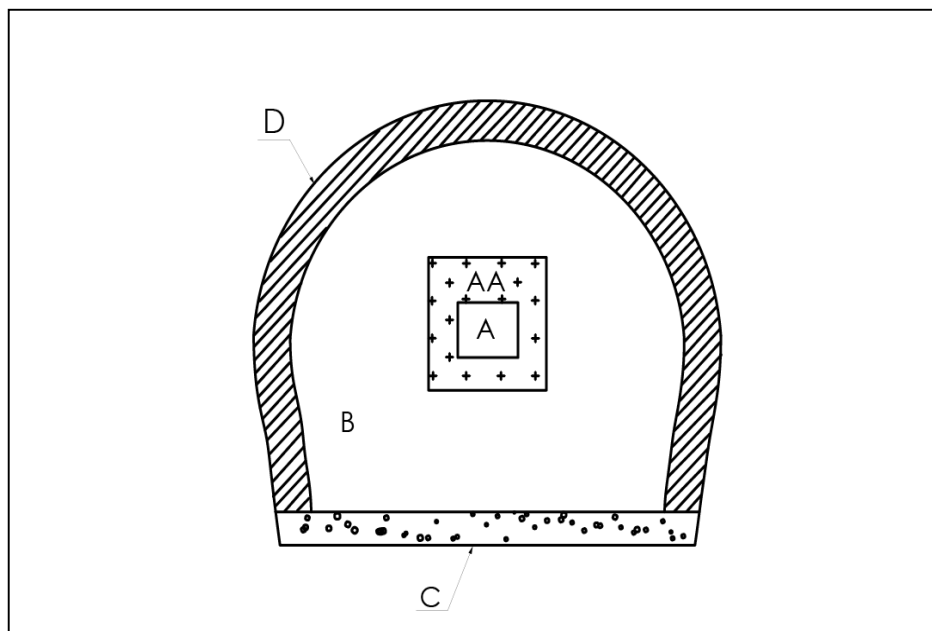
Por el ángulo que forma los taladros de perforaciones con respecto al eje del túnel, se clasifican en cueles: en V, en abanico, en paralelo, entre otros; ambos

facilitan la salida de la roca hacia el exterior. Debido a las características del macizo rocoso que se visualiza durante la excavación, se debe variar el esquema de perforación para cada longitud de avance. (Gráfico 1.7). (Rojas, 2009).

El uso de estos cueles en túneles de secciones de excavación reducidas, no permite grandes avances por voladura. (Rojas, 2009).

Por la simplicidad de trabajo, se utiliza con mucha frecuencia el cuele paralelo, que consiste en barrenar con broca de 75 a 102mm, y este taladro no cargar con explosivos (barreno de expansión), y alrededor colocar 3 o 4 taladros cargados que explotan sucesivamente (Gráfico 1.9) siguiendo una secuencia preestablecida; su diámetro varía entre 100 y 300 milímetros. En ocasiones puede sustituirse por dos taladros vacíos de diámetro menor (2 x 75 mm). (Sosa, 1990).

**Gráfico 1.6.** Zonas del diagrama de Tiro.

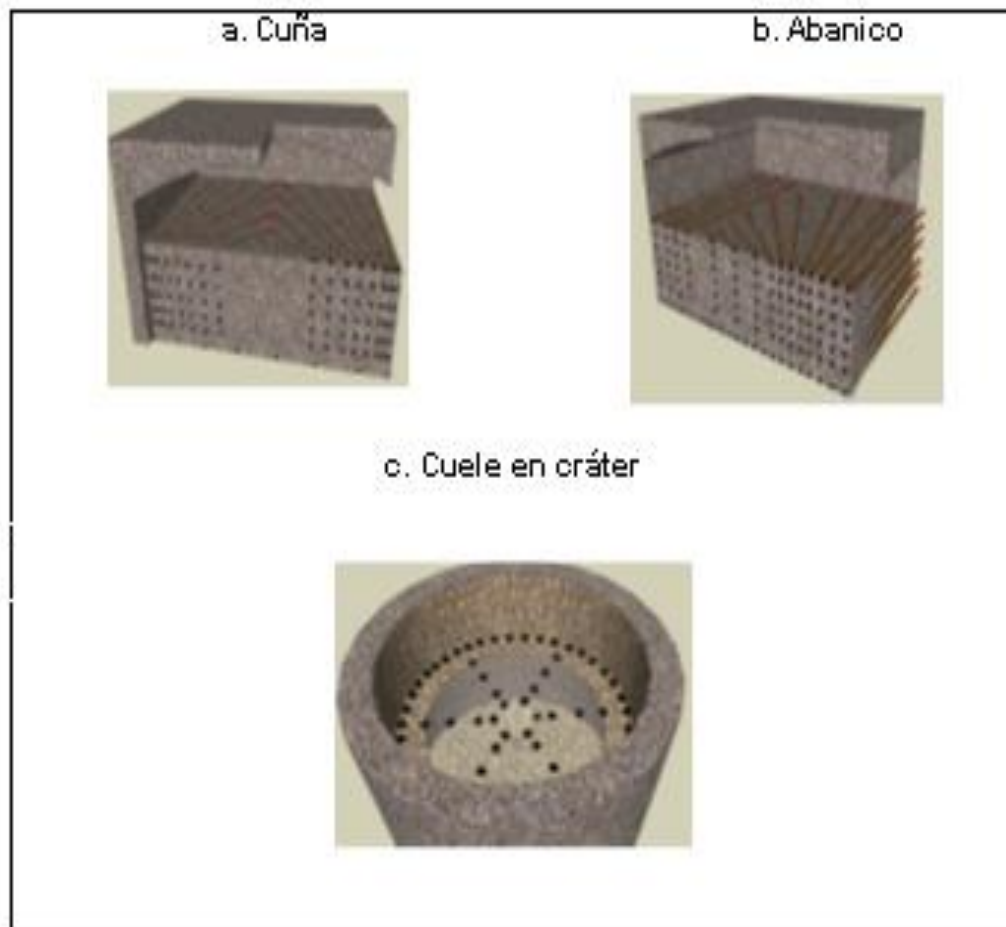


**Fuente:** (Rojas, 2009)

El cuele puede posicionarse en cualquier parte del túnel (Gráfico 1.8), el análisis de cada una de las posiciones tienen el siguiente objetivo:

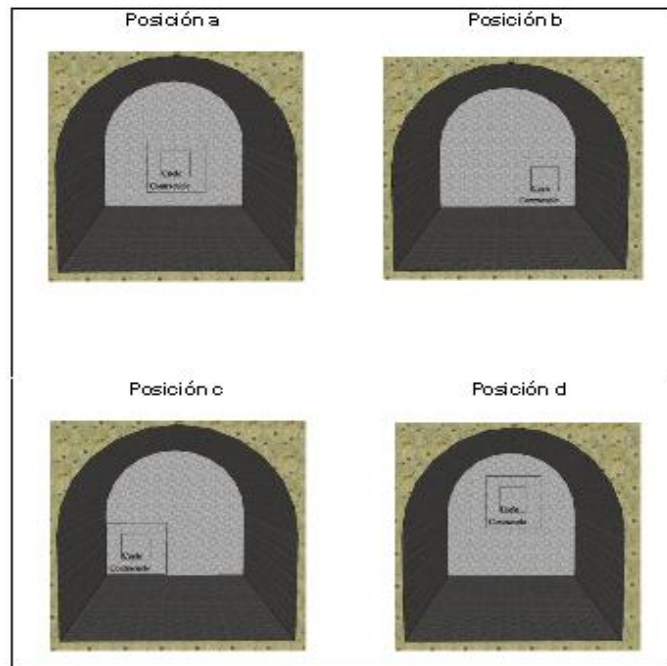
- **La posición a:** nos permite controlar el movimiento de la voladura hacia adelante.
- **La posición b y c:** nos permite controlar el avance de la voladura.
- **La posición d:** nos permite conseguir un mayor lanzamiento del material.

**Gráfico 1.7.** Tipos de cuele en ángulo.



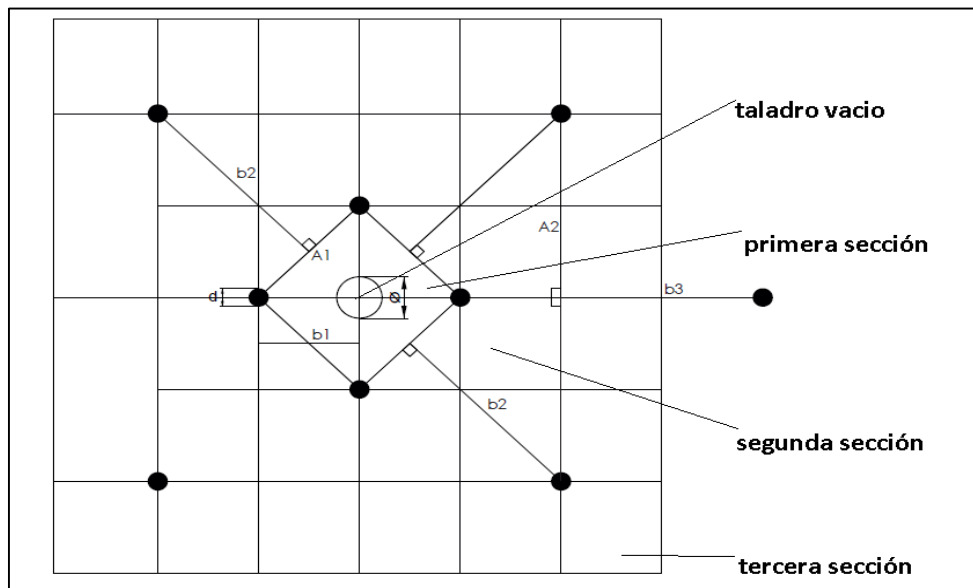
**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

**Gráfico 1.8.** Distintas posiciones del cuele y beneficios.



**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

**Gráfico 1.9.** Esquema del cuele y tres cuadrantes.



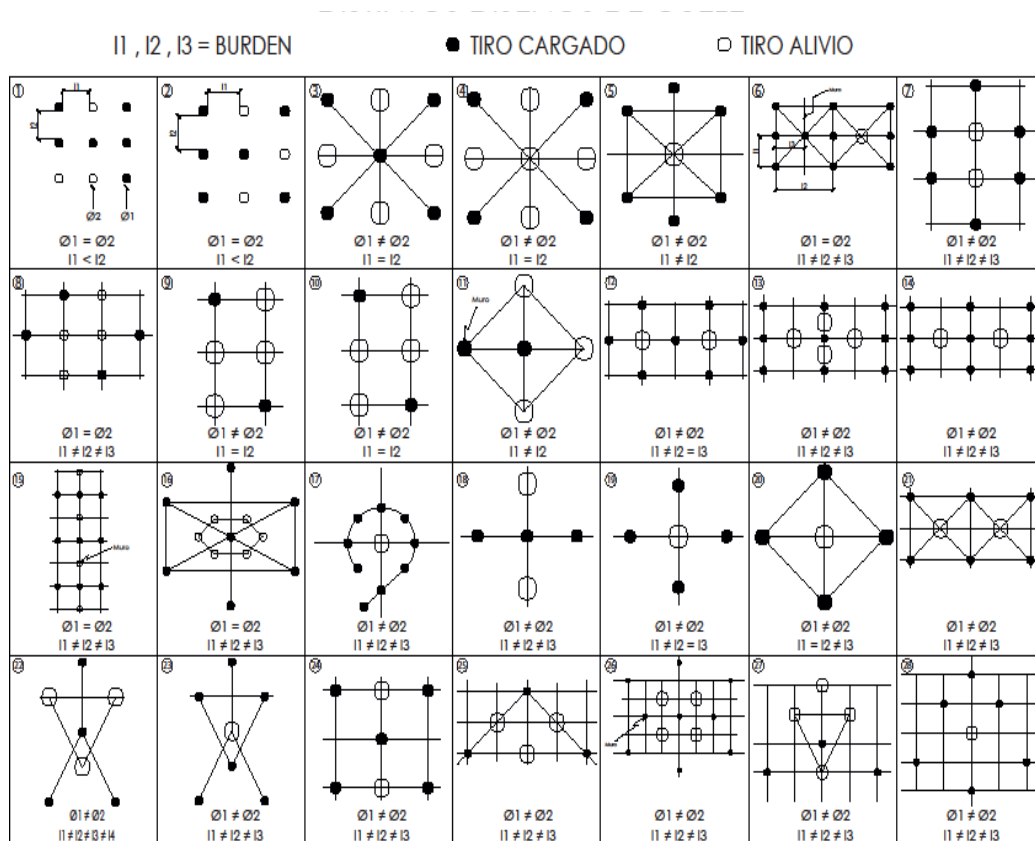
**Fuente:** (Rojas, 2009)

### 1.2.1.1. Distintos tipos de cuele

La utilización de cada uno de los distintos tipos de diseño del cuele (Gráfico 1.10), está en función de :

- Características físicas de las rocas.
- Presencia de familia de fallas. Orientación de las fallas.
- Habilidad del operador de perforación.
- Área del frente del túnel.
- Longitud de avance de la excavación por ciclo. (Sena Leite, 2013)

**Gráfico 1.10.** Distintos diseños de cuele.



Fuente: (Rojas, 2009)

### *1.2.1.2. Marcación de la zona de disparo*

La zona del cuele calculada, debe marcarse lo más exacto posible en el frente de trabajo porque de lo contrario de acuerdo a la experiencia, los resultados de la voladura son distintos a los esperados, se muestra ejemplos reales en el Gráfico 1.11. (Rojas, 2009).

No se debe realizar la perforación del taladro nuevo en el fondo del taladro de la voladura anterior, porque puede haber restos de explosivos atrapados en el fondo del taladro y, puede ocasionar accidentes, por este motivo se recomienda alternar la posición del cuele (Gráfico 1.8). (Rojas, 2009).

### *1.2.2. Contracuele (AA)*

Es la zona que rodea al cuele y la secuencia de la voladura entre el cuele y el contracuele es de milésimas de segundo; el objetivo en la voladura es ensanchar el hueco dejado por el cuele, para tener más superficie libre para la voladura de la destroza; en el Gráfico 1.9 está sección corresponde a la segunda y tercera. (Rojas, 2009).

### *1.2.3. Destroza (B)*

Es la parte central de la voladura y la más amplia, cuya eficacia depende fundamentalmente de la calidad la voladura de la zona del cuele y contracuele, que es la zona crítica de la voladura (Gráfico 1.6 y Gráfico 1.13). (Rojas, 2009).

La voladura del banqueo puede realizarse con taladros horizontales o verticales (Gráfico 1.12), y en la Tabla 1.3 se resume las ventajas y desventajas de cada una. (Rojas, 2009).

**Tabla 1.3** Voladura horizontal y vertical.

<b>Descripción</b>	<b>Ventajas</b>	<b>Desventajas</b>
<b>Horizontal</b>	La maquinaria que se usa, es la misma que se usa en la fase de avance	Se puede conseguir la forma teórica del túnel
<b>Vertical</b>	El sistema es más rápido de ejecuta	Se requiere hacer un recorte posterior Para conseguir el perfil del túnel en los Hastiales

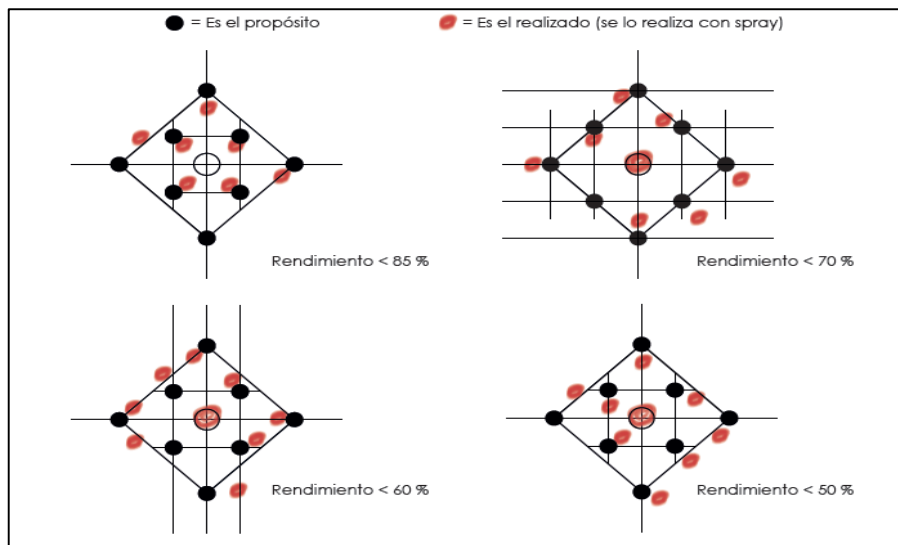
**Fuente:** (Rojas, 2009)

#### 1.2.4. Zapateras (C)

La zapatera es la zona de la voladura situada en la base del frente, a ras del suelo Gráfico 1.6 y Gráfico 1.13. Estos taladros suelen perforarse un poco abiertos hacia abajo, con objeto de dejar sitio suficiente para la perforación del siguiente avance. Los barrenos de esta zona son los que más carga explosiva contienen ya que, aparte de romper la roca han de levantar ésta hacia arriba y se disparan en último lugar. (Rojas, 2009).

En la secuencia de encendido son los últimos barrenos en detonar, para conseguir una fisura perimetral que aísla y protege la roca de las vibraciones de voladura (Gráfico 1.13), tienen poca concentración de explosivo o incluso nula. Esta técnica, por su esmerada ejecución se usa en casos muy especiales. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.11.** Eficiencia de la Voladura en relación a la precisión del marcado del diagrama de tiro.



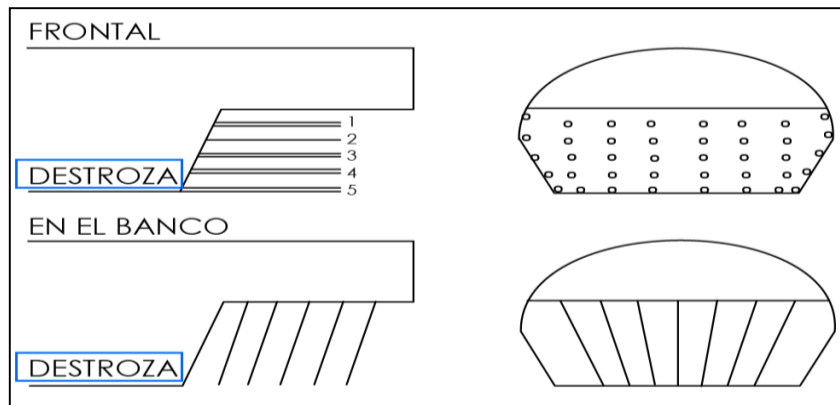
Fuente: (Rojas, 2009)

#### 1.2.5. Contorno (D)

Esta zona marca el perímetro del túnel (Gráfico 1.6), el uso de los taladros perimetrales definen la forma perimetral de la excavación resultante Gráfico 1.13; lo que se busca es que la forma real del perímetro del túnel sea lo más cercano a la teórica. Existen dos técnicas de efectuar los tiros perimetrales: (Rojas, 2009).

- a. **El recorte:** es la técnica más empleada, consiste en perforar un número importante de taladros paralelos al eje del túnel en el contorno, a una distancia entre 45 cm y 100 cm, con una concentración de explosivo pequeña o incluso nula, se dispara al final de la secuencia. (Rojas, 2009).
- b. **El precorte:** se perfora taladros perimetrales y paralelos donde se exige un buen paralelismo entre sí a distancias de 25 cm y 50 cm, con una concentración de carga explosiva entre 0,1 y 0,3. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.12.** Esquema de tiro de la zona destroza.



Fuente: (Rojas, 2009)

### 1.2.6. Diagrama de tiro típico

El número indica el orden del disparo, los taladros del diagrama de tiro se disparan con cierto retardo o desfase con la finalidad de hacer más efectiva la voladura. (Rojas, 2009).

Cuando la sección del túnel es menor a  $100 \text{ m}^2$ , la voladura se puede hacer a sección completa o por etapas, si es mayor se realiza necesariamente en dos etapas, debido a que el equipo de perforación no alcanza a cubrir (casa de máquinas) la sección. (Rojas, 2009).

En el caso de dos etapas se empieza por la bóveda o parte superior y luego la parte inferior o banqueo. (Rojas, 2009).

#### 1.2.6.1. Cálculo del burden (bn)

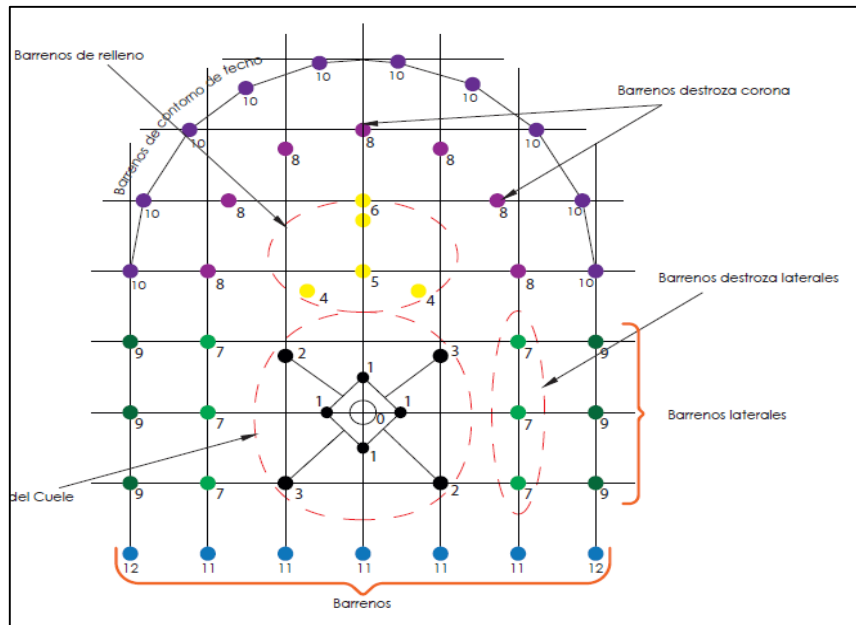
El burden (botado) es la distancia entre el eje del diámetro del barreno de alivio (sin carga  $\varphi$ , o la cara libre) y el eje del diámetro del barreno cargado ( $\Theta$ ) (Gráfico 1.7), el proceso de cálculo de este valor se resume a continuación. (Tabla 1.4). (Ojeda, 2007).

**Tabla 1.4** Cálculo del burden

Descripción	Formulación	Condición	Gráfico	Observaciones
Burden ( $B_n$ )	$B_n = \varnothing_{tal} * \left( \frac{P_{oD_{tal}}}{F_s * \gamma_r * RQD} + 1 \right)$		1.7 1.8 1.14 1.15a	$\varnothing_{tal}$ = Diámetro de Taladro $\gamma_r$ = Resistencia a la compresión RQD = Índice calidad de roca
Presión de la Detonación Explosiva ( $P_{oD_{tal}}$ )	$P_{oD_{tal}} = \gamma_e * V^2 * OD * 0,25 \times 10^{-5}$	30 Kbar a 202 kbar		$\gamma_e$ = Densidad del explosivo VOD = Velocidad de detonación del explosivo

Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.13.** Diagrama de tiro típico, secuencia de disparo y zonas de túnel.



Fuente: (Rojas, 2009)

**Tabla 1.5.** Factor de carga en función de índice RQD.

Calidad de roca	RQD	Fc = (Lc/Ltal)
Muy mala	< 25%	2/3
Mala	25 - 50%	2/3
Regular	50 - 75%	2/3
Buena	75 - 90%	3/4
Muy buena	90 - 100%	3/4

Fuente: (Ojeda, 2007)

**Tabla 1.6.** Factor de Seguridad.

$F_s$	Aplicación
2	Tajeo
3	Contornos
4	Subayuda
5	Ayuda
6	Arranque

Fuente: (Huancayo, 2003)

### 1.2.6.2. Cálculo del burden en la sección del cuele y contracuele

Según Langefors y Kihlstrom (1963) el valor máximo del burden se calcula en base a los datos de la Tabla 1.4, si la desviación (ecuación 1.0) es mayor o igual a 1 al burden práctico ( $b_1$ ), pero si la desviación es menor se aplica la ecuación 1.1.

Si la desviación es  $\geq 1$ ;

$$b_n = 1.7 * \varphi - F$$

Ec. 1.0

Si la desviación es  $\leq 1$  ;

$$b_n = 1.5 * \varphi$$

Ec. 1.1

$$F = \alpha + \beta * L$$

Ec. 1.2

$$b_1 = b_n - B$$

Ec. 1.3

$\alpha$ = desviación empaquetadura-emboquille (mm)

$\beta$ = desviación de la perforación (mm/m)

L= longitud de la perforaci3n (m)

F=error de perforaci3n

$\phi$ =diámetro del taladro vací0

**Ejemplo:**

L= 3 m ,  $\phi$  = 102 mm ,  $\alpha$  = 15mm,  $\beta$  = 10mm.

F= 0.015+.010\*3 = 0.045

**Ecuaci3n 1.1**

$b=1.5*0.102 =0,153m$

**Ecuaci3n 1.0**

$b=1.7*0.102-0.045 =.128$

**Ecuaci3n 1.3**

$b_1=0,153-0.045=0.108$

$b_1=.128-0.045=0.083$

1% $b_1=0.00108 < F= 0.045$  entonces,  $b_n=15cm$ . 1% $b_1=.00083<F=0.045$   
 $b_n=13cm$ .

Se toma el valor máxímo  $b_n=15cm$

El diseño de los cuadrantes del Cuele, se puede resumir en la Tabla 1.7 que nace del análisis del Gráfico 1.9. Esquema del cuele y tres cuadrantes.

**Tabla 1.7.** Resumen del cálculo del burden en el cuele y contracuele.

SECCION CUELE	BURDEN	LADO SECCION
Primera (b1)	$1.5 * \phi$	$b_1 * \sqrt{2}$
Segunda (b2)	$b_1 * \sqrt{2}$	$1.5 * \sqrt{2} * b_2$
Tercera (b3)	$1.5 * \sqrt{2} * b_2$	$1.5 * \sqrt{2} * b_3$
Cuarta (b4)	$1.5 * \sqrt{2} * b_3$	$1.5 * \sqrt{2} * b_4$

Fuente: (Rojas, 2009)

Según López Jimeno et. Al (2004), para determinar el número máximo de secciones del cuele que se puede diseñar para el diagrama de tiro, propone que: (ecuación 1.4)

$$\text{Número de secciones} \leq \sqrt{L}$$

Ec. 1.4

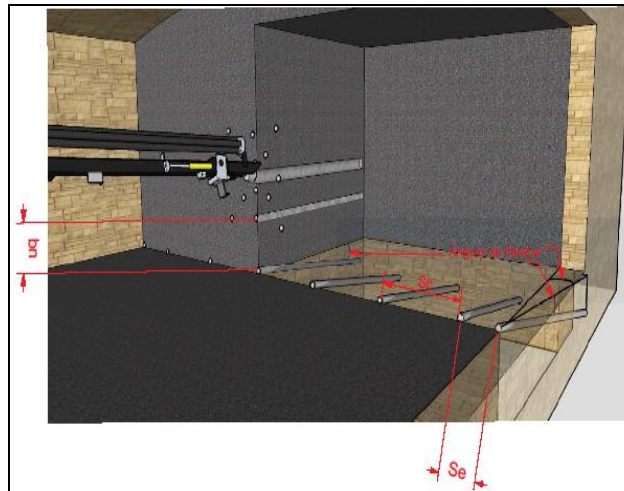
Además la longitud máxima de la última sección debe cumplir con la condición de la ecuación 1.6.

#### *1.2.6.3. Cálculo del burden en la sección de la zapatera*

Según Sena Leite (2013), para la zona de la zapatera el proceso de cálculo se encuentra resumida en la Tabla 1.8, bajo las siguientes condiciones :

- Factor de fijación ( f)=1.45
- S/B= 1
- Angulo de realce ( $\chi$ ) = 3° (5 cm/m) para una longitud (L ) = 3m ,ver gráfico 1.14
- q<sub>l</sub>: Carga lineal del explosivo usado en las zapateras (kg/m<sup>3</sup>) (Sena Leite, 2013).

**Gráfico 1.14.** Ángulo de realce del taladro de perforación .



**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

**Tabla 1.8.** Cálculo de los barrenos para la zapatera.

Bc (m)	$0.9 \sqrt{\frac{q_l \cdot B_{coco}}{T \cdot S/B^2 C}}$
Bp (m)	$B_n - L_{sin(\alpha)} - F$
N barrenos	$\left[ \frac{\text{Ancho del Tunel} + 2L_{sin(\alpha)}}{B_n} \rightarrow 2 \right]$
Sc = Espaciamiento barrenos centrales	$\frac{\text{Ancho del Tunel} + 2L_{sin(\alpha)}}{N - 1}$
Se = Espaciamiento barrenos esquinas	$Sc - L_{sin(\alpha)}$
Lcf = Longitud de carga de fondo (m)	$1.25 \cdot B_n$
Lcc = Longitud de carga de columna (m)	$L - L_{cf} - 10 \cdot \phi_{tal}$
qc (kg) carga columna	$L_{cc} \cdot q_l$
qf (kg) carga Fondo	$L_{cf} \cdot q_l$
Taco (m)	$10 \cdot \phi_{tal}$

Parámetros	hacia abajo	hacia el centro
f	1.2	1.45
S/b	1.25	1.25

**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

#### 1.2.6.4. Cálculo del burden en la sección del contorno

Según Sena Leite (2013), para la zona del contorno si es recorte el proceso de cálculo se puede resumir en la Tabla 1.9, bajo las siguientes condiciones:

- **k=1; S/bn=0.8.**

**Tabla 1.9.** Cálculo de barrenos de contorno.

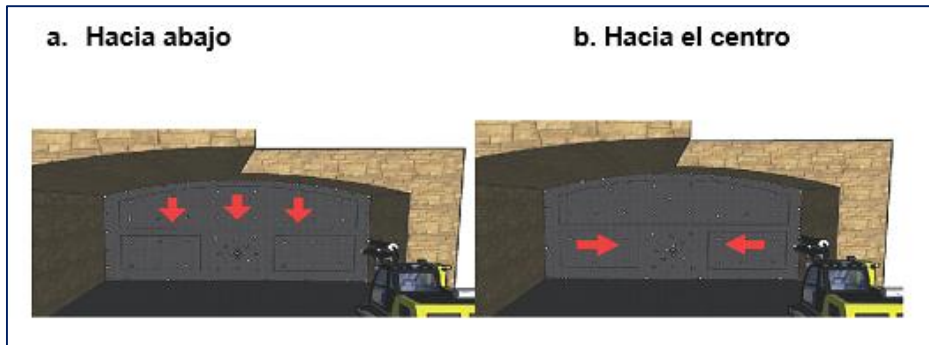
CÁLCULO DE LOS BARRENOS DE CONTORNO ( HASTIALES Y TECHO )	
Sc (m)	$k * \phi_{tal}$
Bc (m)	$Sc / 0,8$
$q_{l\text{m}\text{inimo}}$ (kg/m <sup>3</sup> )	$90 * \phi_{tal}^2$
Carga del barreno (kg)	$(L_{oc} + L_{cf}) * q_l$
Taco (m)	$10 * \phi_{tal}$

**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

#### 1.2.6.5. Cálculo del burden en la sección de la destroza

Según Sena Leite (2013), para la zona de la destroza el proceso de cálculo se puede resumir en la Tabla 1.10, bajo las siguientes condiciones que se muestran en el Gráfico 1.15:

**Gráfico 1.15.** Movimiento de la Voladura.



**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

**Tabla 1.10.** Cálculo de los barrenos de la Destroza.

CÁLCULO DE LOS BARRENOS DE LA DESTROZA	
Bn (m)	$0.9 \sqrt{\frac{q_l * S_{ANFO}}{f * S/B * C}} - F$
Sd	$1,25 * Bn$
Longitud de carga de fondo Lcf (m)	$1,25 * Bnz$
Longitud de carga de columna Lcc (m)	$L - Lcf - 10 * \varnothing_{tal}$
Carga columna qc (kg)	$Lcc * q_l$
Carga Fondo qf (kg)	$Lcf * q_l$
Taco (m)	$10 * \varnothing_{tal}$

**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

*1.2.6.6. Cálculo del Número de tiros a partir del área de influencia del taladro con respecto al burden y al espaciamento.*

Al producirse la voladura se puede idealizar, que desde el eje del tiro se desprende una porción de roca de forma circular cuyo diámetro es igual a Bn o Sn (Gráfico 1.16), ha partir del Gráfico 1.16 se puede plantear la ecuación 1.5 cuyas variables estan definidas , y podemos encontrar los valores de Bn y Sn (Huancayo, 2003). Con estos valores procedemos a calcular el área de influencia

(A<sub>i</sub>) que es igual a :

$$A_i = \frac{\pi}{4} * B_n^2$$

Ec. 1.5

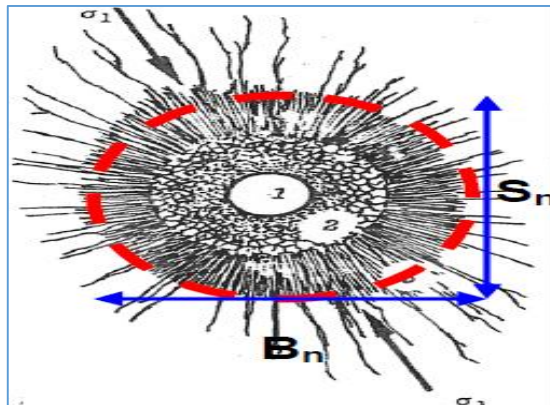
Con esta información se puede determinar el número de tiros (perforaciones con explosivo) es igual ecuación 1.6:

$$N = \frac{A}{A_i}$$

Ec. 1.6

Este valor N se distribuye a partir del cuele que ha sido calculado; en las distintas zonas del túnel. (Huancayo, 2003).

**Gráfico 1.16.** Área de influencia de la voladura.



Fuente: (Huancayo, 2003)

#### 1.2.6.7. Cálculo del diámetro máximo y mínimo del taladro vacío

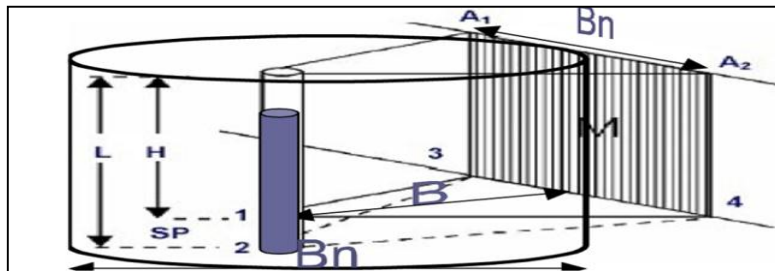
Partiendo del criterio del Gráfico 1.16 que el área de influencia de la voladura es un cilindro, se puede analizar con confiabilidad el Gráfico 1.17 y calcular el burden (Gráfico 1.18) y el diámetro máximo y mínimo del taladro vacío que se resume en la Tabla 1.11.

**Tabla 1.11.** Cálculo del diámetro máximo y mínimo del taladro vacío.

Descripción	Formulación	Gráfico	Observaciones
Díametro Máximo	$\varnothing_{tal} = \frac{2 * B}{\pi}$	1.17	$B_n = 2 * B$
Díametro Mínimo	$B_n = \varnothing_{tal}$	1.18	$B_n = \varnothing_{tal} \left( \frac{PD_{tal}}{F_s * \delta_p * RQD} + 1 \right)$ $PD_{tal} = 0$ $L_c = 0$ $L_{tal} = X_m$ $t_c = \frac{L_c}{L_{tal}} = 0$

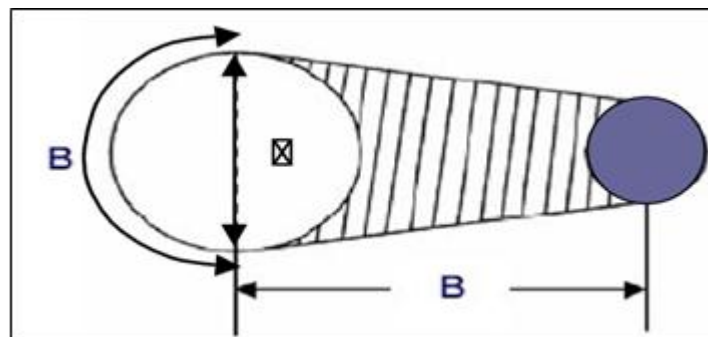
Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.17.** Área de influencia del taladro: Burden con respecto a la cara libre.



Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.18.** Diámetro del alivio.



**Nota:** Figura con cara libre plana a una circular.

Fuente: (Ojeda, 2007)

### 1.2.6.8. Cálculo longitud de Taladros.

La longitud del taladro depende del ancho útil del túnel (Gráfico 1.19) método de corte, características del equipo de perforación, el proceso de cálculo se puede resumir en la tabla siguiente (Tabla 1.12). Con estos tres criterios podemos guiarnos para seleccionar las longitudes máximas y mínimas del taladro, pero se debe tener en cuenta que a mayor longitud de taladro se requiere mejores operadores y equipos.

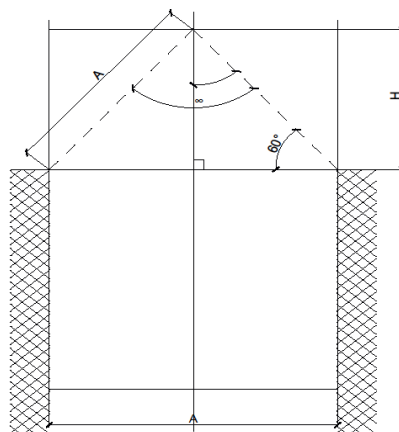
La longitud del taladro cargado no puede ser mayor al 95% de la longitud de la perforación de la broca. (Huancayo, 2003).

**Tabla 1.12.** Cálculo de la longitud del taladro.

Descripción	Formulación	Condición		Gráfico	Observaciones
Ángulo útil de sección (A) m	$L = 0.86 * A$			1.19	A = ancho (m)
		Quebrado (m)	V (m)		
Método Largo		2 a 3	1 a 2		En V se utiliza para sección pequeña
Características del equipo de perforación	$L = 0.15 + 34.12 * \varnothing_{tal} - 39.4 * \varnothing_{tal}^2$				

Fuente: (Rojas, 2009)

**Gráfico 1.19.** Longitud del taladro en función del ancho del túnel .



Fuente: (Rojas, 2009)

$$L = \cos \frac{\alpha}{2} * A$$

Ec. 1.7

$$L=0.86*A$$

Ancho del túnel (m): A

Longitud del taladro (m) =L

Angulo óptimo =  $\alpha=60/2$

#### 1.2.6.9. Cálculo del diámetro de la broca de perforación y el taladro vacío

El cálculo de la broca de perforación está en función del tamaño del túnel (Tabla 1.14) y el método de voladura (Tabla 1.14).

**Tabla 1.13.** Diámetro de la broca de perforación en función del tamaño del túnel.

Tamaño del túnel	M <sup>2</sup>	Diámetro de Brocas
Menor	10	28,5 a 38,1
Entre	10 a 30	31,75 a 44,45
Mayor	30	38,1 a 51

Fuente: (Rojas, 2009)

**Tabla 1.14.** Diámetro del taladro vacío

diámetro taladro vacío (mm)	76	89	102	127	154
burden (mm)	110	130	150	190	230
s1 (mm)	150	180	210	270	320

Fuente: (Explocen C.A., s./f.)

El reporte del diagrama de tiro se resume en la Tabla 1.15 en la cual el técnico responsable de la voladura, especifica la zona del túnel, el burden, el

espaciamiento entre las perforaciones y la longitud de la carta de fondo, el taco y además la concentración de carga tanto en el fondo y la columna de carga.

**Tabla 1.15.** Reporte del diagrama de tiro.

Nomenclatura de tiros	Burden	Espaciamiento	Longitud carga de fondo	Concentración de carga		Taco
				Fondo	Columna	
m	m	m	m	kg/m	kg/m	m
Piso	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	qf	1.0 x qf	0.2 x B
Contorno o cajas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	qf	0.4 x qf	0.5 x B
Coronas	0.9 x B	1.1 x B	1/6 x L	qf	0.3 x qf	0.5 x B
Descarga superior	1.0 x B	1.1 x B	1/3 x L	qf	0.5 x qf	0.5 x B
Descarga inferior	1.0 x B	1.2 x B	1/3 x L	qf	0.5 x qf	0.5 x B

Fuente: (Rojas, 2009)

### 1.2.7. Cálculo para determinar la cantidad de explosivo

Lo desarrollo Langefors y Kilström (1963<sup>1</sup> citado en Rojas, 2009), se lo conoce como método sueco y es el más usado, consiste en determinar la cantidad de explosivo mínimo usado, para tener una voladura de 1m<sup>3</sup>, esto se puede expresar mediante la ecuación 1.8.

$$c = 5.73 * RMR * 10^{-3} + 0.57$$

Ec. 1.8

c= cantidad de explosivo (kg/m<sup>3</sup>)

RMR= calidad de la roca

---

<sup>1</sup> The Modern Technique of Rock Blasting.

“Persson et al. (1994) concluyó que en la práctica todas las rocas, desde arenitas hasta granitos toman el valor de  $c: 0,4 \text{ kg/m}^3$  pero bajo las siguientes condicionantes : la perforación debe ser vertical , el diámetro del taladro perforación 32 mm , la altura del banco entre ( 0,5 m a 1 m ), burden (B) debe ser igual a la altura de banco y la profundidad del barreno  $1,3 B$ ”.

#### *1.2.7.1. Malla de perforación y voladura*

La finalidad de diseñarla, es, el obtener una fragmentación adecuada y por consiguiente un ahorro económico, debido a la dosificación óptima del explosivo a utilizarse. Para llegar a este objetivo partimos del cálculo del burden cuyo proceso de cálculo se resume en la Tabla 1.4. (Huancayo, 2003).

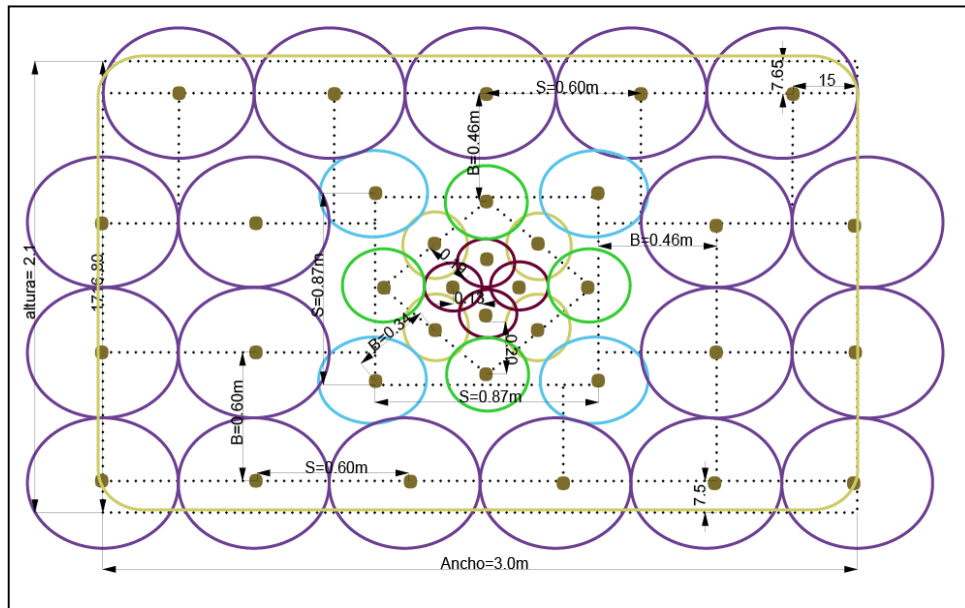
Luego de determinar el número de taladros de perforación cuyo proceso de cálculo se encuentra resumida en las siguientes: Tabla 1.6, Tabla 1.7, Tabla 1.8 y Tabla 1.9 para cada una de las distintas zonas del túnel llegamos a obtener la malla de perforación ( Gráfico **1.20**) el mismo que se marca en el frente de excavación. (Huancayo, 2003).

Del proceso de cálculo que se resume en la Tabla 1.17, en el cual se analiza los distintos parámetros para diseñar los explosivos se obtiene la cantidad de explosivo que se requiere para cada zona del túnel (Tabla 1.15).

En el diagrama de tiro (Gráfico 1.13) procedemos a diseñar la secuencia de la mecha para conseguir los retardos esperados en la voladura; de esta manera obtenemos el diagrama de voladura (Gráfico 1.21). (Huancayo, 2003).

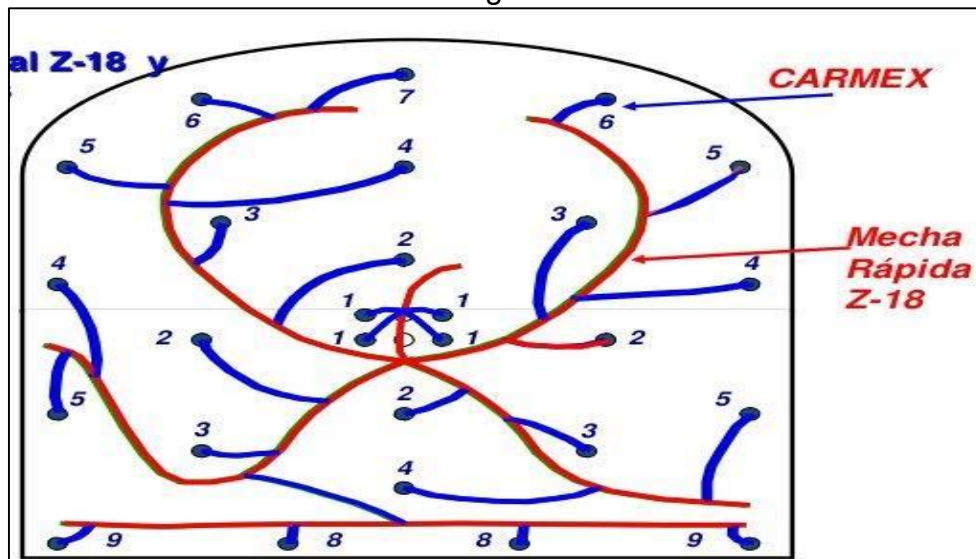
Un taladro cargado con explosivo debe estar compuesto por: la carga de fondo, carga de explosivo, taco (Gráfico 1.21).

**Gráfico 1.20. Cálculo de malla de perforación.**



Fuente: (Huancayo, 2003)

**Gráfico 1.21. Diagrama de voladura.**



Fuente: (Peña, 2011)

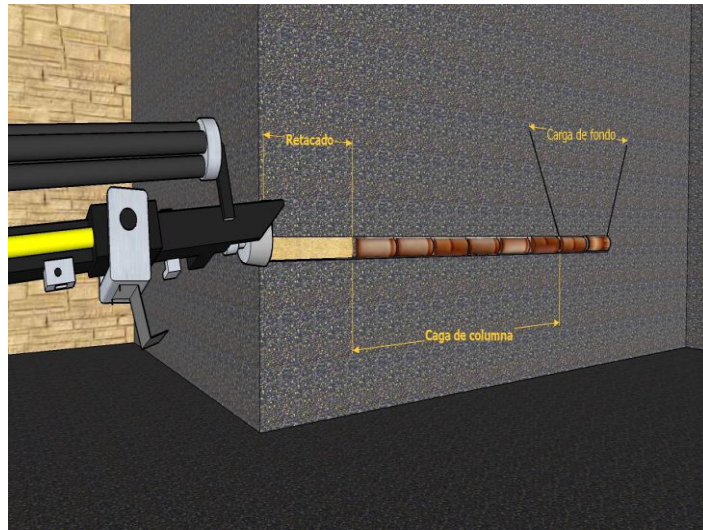
**Tabla 1.16.** Relación de PoD con la calidad de la roca.

Calidad de Roca	Escala Mohr	PoD
Muy Dura	7	Alta presión
Roca Suave	4	Baja Presión
Caliza - Perpendicular*	4.5 a 5	Baja Presión
Caliza - Longitudinal*	6.5 a 7	Alta presión

**Nota :** \* se refiere a la dirección de la perforación con respecto al estrato

**Fuente:** (González, 2010)

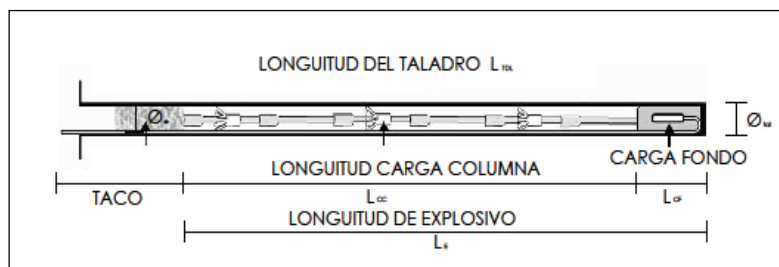
**Gráfico 1.22.** Taladro cargado en el frente de trabajo



**Fuente:** (González, 2010)

La longitud de la carga del explosivo se encuentra definida en el Gráfico 1.23

**Gráfico 1.23.** Longitud de carga explosiva



**Fuente:** (Ojeda, 2007)

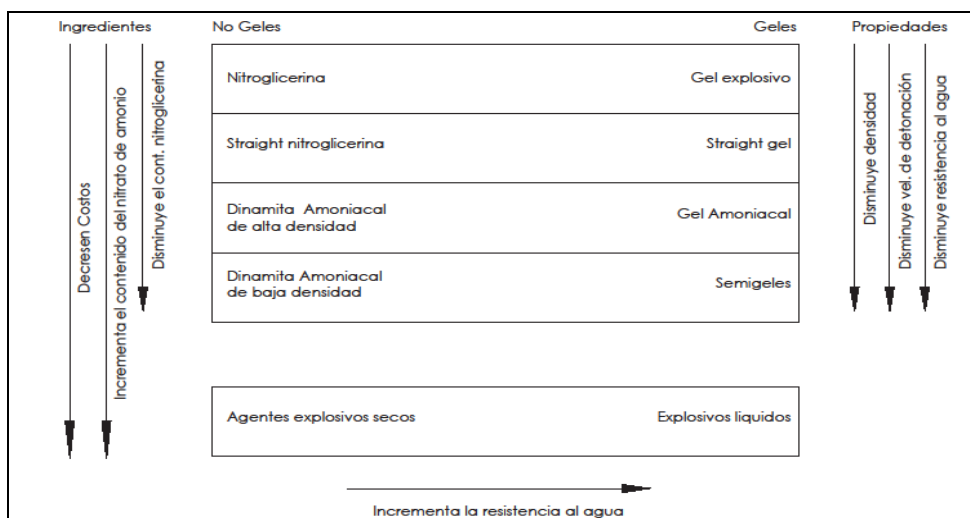
**Tabla 1.17.** Parámetros para diseñar los explosivos.

Parámetro	Formulación	Condiciones		Gráfico	Observaciones
		Carga Columna $f_{cc}$	Carga Fondo $f_{cf}$		
Factor Carga ( $F_c$ )	$F_c = \frac{\varnothing_e \cdot L_e \cdot \# \text{ cartuchos}}{\varnothing_{tal} \cdot L_{tal}}$	$F_{cc} = \frac{\varnothing_e^2 \cdot L_{cc} \cdot K}{\varnothing_{tal}^2}$	$F_{cf} = \frac{\varnothing_e^2 \cdot L_{cf} \cdot K}{\varnothing_{tal}^2}$	1.22	$\varnothing_e$ = Diámetro explosivo $L_e$ = Longitud explosivo $\varnothing_{tal}$ = Diámetro de taladro $L_{tal}$ = Longitud de taladro $K$ = # cartuchos / Ltal
Longitud Taladro ( $L_{tal}$ )	Taco + $L_e$	$F_{cc} \leq 1$ $F_{cf} \leq 1$		1.21	
Acoplamiento del Explosivo ( $A_e$ )	$A_e = \frac{\varnothing_e}{\varnothing_{tal}}$	$A_e \leq 1$			
		Desacoplado (m)	Acoplado (m)		
Longitud de carga del explosivo ( $L_c$ )	$L_c = \left( \frac{\varnothing_e}{A_e \cdot \varnothing_{tal}} \right)^2 \cdot L_e \cdot K$	$V_{cc} = \frac{\pi}{4} \cdot L_{cc} \cdot \varnothing_e \cdot A_e \cdot K$ $L_c \leq 3/4 L_{tal}$	$V_{cf} = \frac{\pi}{4} \cdot L_{cf} \cdot \varnothing_e \cdot A_e \cdot K$		$L_{cc}$ = Longitud carga columna $L_{cf}$ = Longitud carga fondo
Posición detonación taladro ( $P.D_{tal}$ )				1.20	
Longitud taco mínimo ( $T_{min}$ )	$T_{min} = \frac{P_c D_{tal} \cdot \varnothing_{tal}}{2 \cdot F_c \cdot \beta \cdot RQD}$	$L_c + T_{min} \leq L_{tal}$			$\beta$ = Resistencia a la compresión
Índice calidad macizo rocas (RQD)	$RQD = 115 - 3.3 J_v$				$J_v$ = Número Fallas (tabla 24a)
Factor Seguridad ( $F_s$ )	$F_s = \frac{P_c D_{tal}}{\left( \frac{B}{\varnothing} - 1 \right) \cdot \beta \cdot RQD}$			1.5a	

Parámetro	Formulación	Observaciones
Presión Detonación Del Explosivo	$PoD = 0.25^{-\beta} \cdot 10 \cdot \beta \cdot VoD^2$	$PoD$ = Ver Tabla 12 $VoD$ = Velocidad de perforación Ver Tabla 13
Densidad del explosivo ( $\beta$ )	Valores	$\beta > 1$ = Se tiene mayor $VoD$ mayor presión $PoD$ y una fragmentación fina $\beta < 1$ = Se tiene menor $VoD$ menor presión $PoD$ y se obtiene una fragmentación Grava
	Varia 0.6 - 1.7	

Fuente: (Ojeda, 2007)

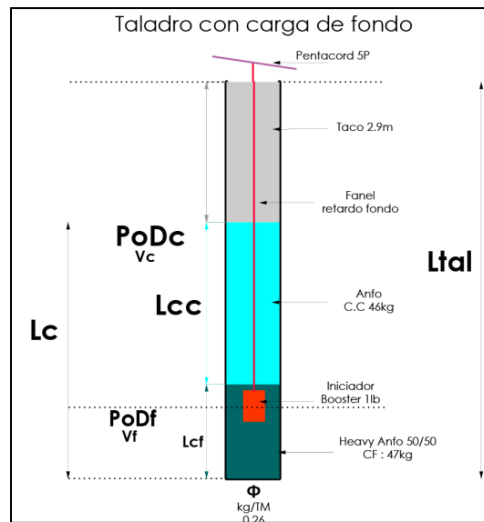
**Gráfico 1.24.** Propiedades de Explosivos Comerciales.



Fuente: (Peña, 2011)

Este concepto es importante porque la combinación de los distintos explosivos en la carga de fondo, la longitud de la carga de columna, y el taco permite obtener voladuras económicas por la cantidad de explosivo utilizado, resultados que nos permita tener una buena fragmentación.

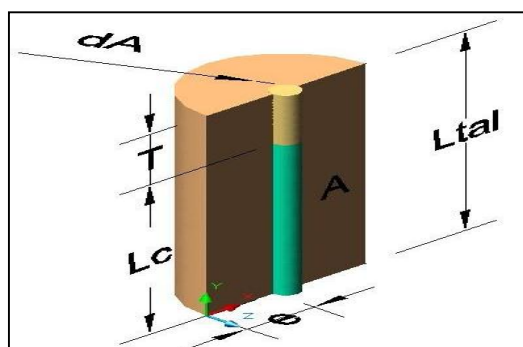
**Gráfico 1.25.** Presión de detonación del taladro “PoDtal”



Fuente: (Ojeda, 2007)

Al analizar el diagrama del cuerpo libre del Gráfico 1.26 se puede obtener la formulación que se encuentra en la Tabla 1.17

**Gráfico 1.26.** Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco.



Fuente: (Ojeda, 2007)

**Tabla 1.18.** Propiedades de la Roca Intacta.

Litología	Densidad MN/ m <sup>2</sup>	RESISTENCIA COMPRESIVA	Módulo de formación Gpa	Relación de Poisson
		uniaxial - Sigma c Mpa	deformación Gpa	
Intrusivo	0,0265	117-161	57 - 83	0.27 - 0.35
Mineral	.0409 - 0.485	73 - 84	39 - 112	.17 - 0.49
Pizarra	0.0276 - 0.0281	52 - 114	72 - 117	.12 - 0.39

Fuente: (Loza, 2013)

#### 1.2.7.2. Desviación de Perforación “Dp”

La desviación de la perforación afecta al burden de diseño en la fragmentación y el avance del disparo (Foto 1.8); a mayor desviación de la perforación menor la eficiencia de voladura y a menor desviación de la perforación mayor eficiencia de voladura. (Ojeda, 2007).

Factores que influyen en la desviación de los taladros:

##### 1.2.7.2.1. Factores humanos

La falta de experticia del operador hace que se produzcan errores en la selección y lectura de ángulos, posicionamiento del equipo (Gráfico 1.27) (Ojeda, 2007).

##### 1.2.7.2.2. Manera de operar el equipo

Durante la perforación, el operador de la máquina no mantiene constante, fuerza de avance, rotación, barrido de detritus, percusión. (Ojeda, 2007).

### 1.2.7.2.3. Calidad del macizo rocoso

Está en función de la calidad de roca, el grado de meteorización y buzamiento de las familias de fallas (Foto 1.8), (gráfico 1.28) (Ojeda, 2007).

**Foto 1.8.** Desviación de las brocas de perforación según calidad de roca

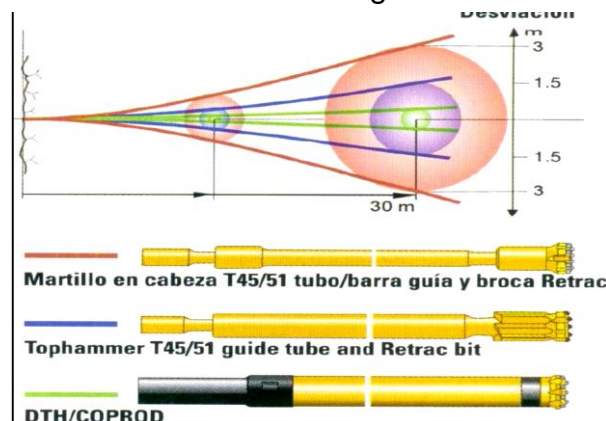


Fuente: (Ojeda, 2007)

### 1.2.7.2.4. Factores relacionados con el equipo

Se refiere a lo relacionado con el tipo de accesorios de perforación, y estado de mantenimiento Gráfico 1.27. (Ojeda, 2007).

**Gráfico 1.27.** Desviación de taladros según herramientas de perforación



Fuente: (Ojeda, 2007)

### 1.2.7.3. Cálculo de la desviación

En el gráfico 1.23 se puede ver que a una profundidad de 30m, la máxima desviación la tiene cuando se perfora con barras, y la mínima desviación se tiene cuando se perfora con D.T.H. (martillos de fondo).

Matemáticamente se puede calcular la desviación de la perforación en función de la profundidad y al tipo de conjunto de perforación utilizado: tubos, barra guía y broca utilizada. (Ojeda, 2007).

#### 1.2.7.3.1. Desviación con barra

Del Gráfico 1.28 se puede observar que la desviación es igual a la ecuación logarítmica 1.9

$$Desvbarra = 0,0031 * Long^2perf + 0,0063 * Long perf + 0,007$$

Ec. 1.9

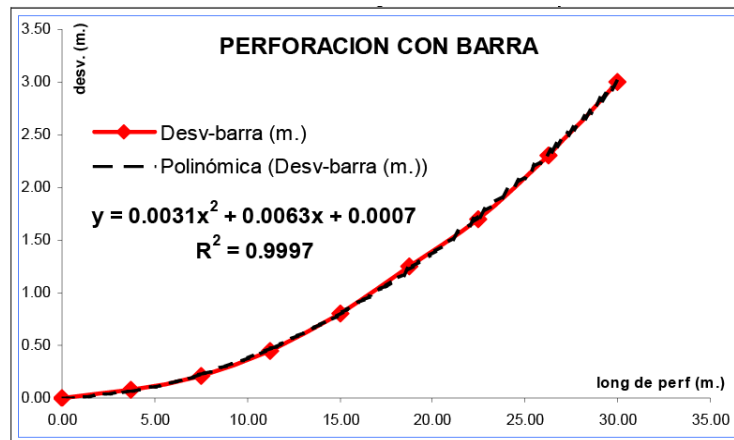
#### 1.2.7.3.2. Desviación con estabilizador

Del Gráfico 1.29 se puede observar que la desviación es igual a la ecuación logarítmica 1.10

$$DesvEst = 0,0013 * Long^2perf + 0,0078 * Long perf + 0,007$$

Ec. 1.10

**Gráfico 1.28.** Desviación de Perforación con Barra.



Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.29.** Desviación de perforación con estabilizador.



Fuente: (Ojeda, 2007)

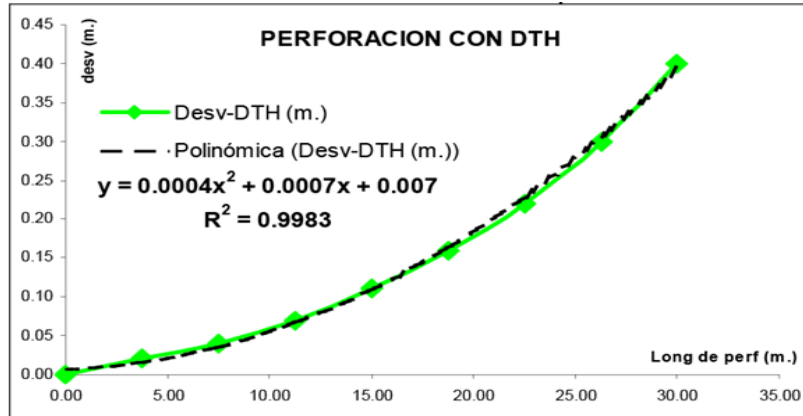
### 1.2.7.3.3. Desviación de perforación con dth

Del Gráfico 1.30 se puede observar que la desviación es igual a la ecuación logarítmica 1.11

$$DesvDHT = 0,004 * Long^2perf + 0,0007 * Long perf + 0,007$$

Ec. 1.11

**Gráfico 1.30.** Desviación de perforación con dth.



Fuente: (Ojeda, 2007)

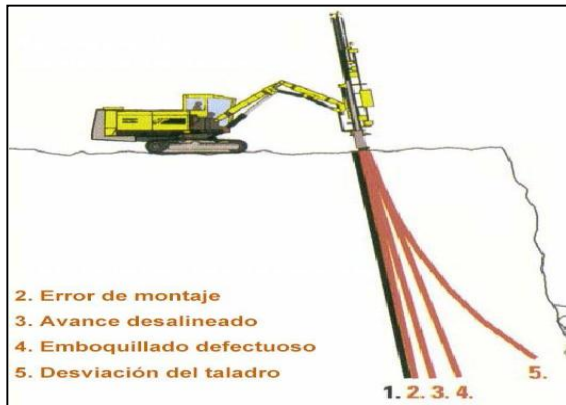
En el Gráfico 1.31 se resume las curvas de desviación que se muestra en los siguientes: Gráfico 1.28, Gráfico 1.29 y Gráfico 1.30, en donde podemos calcular fácilmente la desviación a cualquier distancia según el conjunto de perforación. (Ojeda, 2007).

**Gráfico 1.31.** Desviaciones de perforación



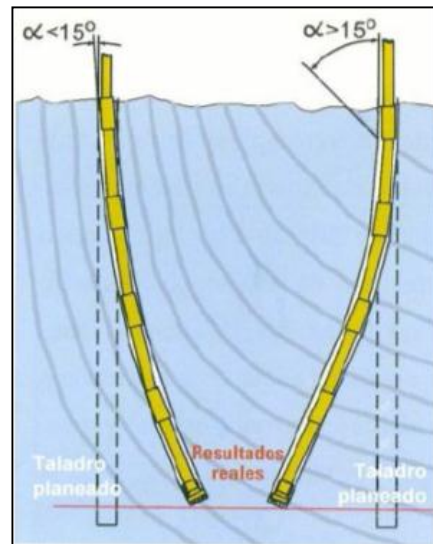
Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.32.** Factores humanos que causan desviación.



Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.33.** Factores de desviación por la calidad del macizo rocoso.

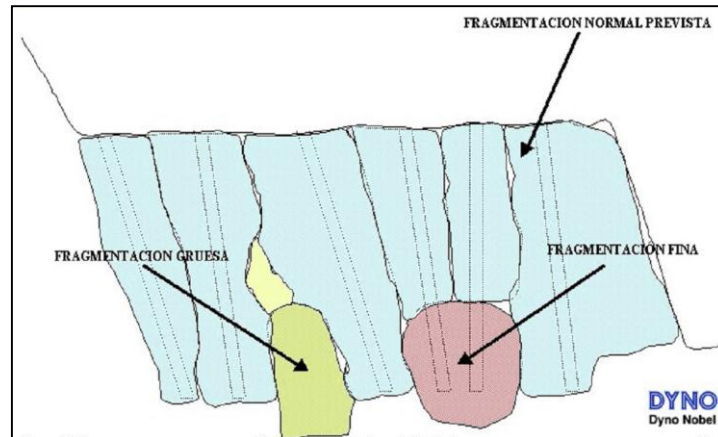


Fuente: (Ojeda, 2007)

#### 1.2.7.4. Paralelismo de los Taladros en la perforación

La falta de paralelismo de los taladros de perforación origina que la fragmentación del producto de la voladura no sea uniforme (Gráfico 1.34) y el rendimiento de la voladura no sea el esperado. (Ojeda, 2007).

**Gráfico 1.34.** Distribución de la fragmentación.



**Fuente:** (Ojeda, 2007)

Anteriormente se había mencionado que en el cuele y en el contorno la perforación podía tener un ángulo de perforación, con la finalidad de generar un cráter y expulsar hacia afuera el producto de la voladura respectivamente, pero en la zona de la destroza la falta de paralelismo en la perforación disminuye el rendimiento de la voladura. (Ojeda, 2007).

#### *1.2.8. Análisis de la fragmentación*

El análisis granulométrico de una muestra obtenida después de la voladura nos indica la eficiencia del uso de la masa del explosivo, el diámetro y la profundidad del taladro, que está directamente relacionado con el costo- rendimiento en la perforación del Túnel. (Ojeda, 2007).

Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca, la cantidad de energía utilizada en la voladura mediante el explosivo, el volumen de roca obtenida; propone un proceso de cálculo que se resume en la Tabla 1.19 y Tabla 1.20.

**Tabla 1.19.** Cálculo del tamaño medio de la fragmentación con el uso de TNT

Descripción	Formulación	Tabla	Observaciones
Tamaño Medio Fragmentación $\bar{X}$ (m)	$\bar{X} = A * \left(\frac{V_o}{Q_t}\right)^{0,8} * Q_t^{1/6}$  $V_o = Bn * S * L_{tal}$	1.15c	A = Factor Roca Vo = Volumen de roca a romper (m³) QT = Masa explosiva Utilizada (kg)

Fuente: (Ojeda, 2007)

**Sanfo** = Es fuerza relativa por peso propio del explosivo ANFO (ANFO=100) en lugar de TNT se puede escribir como sigue:

**Tabla 1.20.** Cálculo del tamaño medio de la fragmentación con el uso de Sanfo

Descripción	Formulación	Condición	Observaciones
Tamaño Medio Fragmentación	$\bar{X} = A * \left(\frac{V_o}{Q_t}\right)^{0,8} * Q_t^{1/6} \left(\frac{Sanfo}{115}\right)^{-19/30}$	$\frac{V_o}{Q_e} = 1/a$  $\bar{X} = A * K^{0,8} * Q_e^{1/16} \left(\frac{115}{Sanfo}\right)^{18/30}$	Qe = Masa del explosivo utilizado en función de Sanfo ( kg)

Fuente: (Ojeda, 2007)

**Tabla 1.21.** Factor A según varios Elaborado pores

Tipo de Roca	A (1)	A(2)
Dura , altamente fracturada	10	
Dura , débilmente fracturada	10 a 30	
Rocas débiles	30	
Cualquier roca		8 a 12
<b>Según:</b> Kuznetsov : A1 Cunninghan A2		

Fuente: (Ojeda, 2007)

### 1.2.8.1. Índice de rigidez “I<sub>r</sub>”

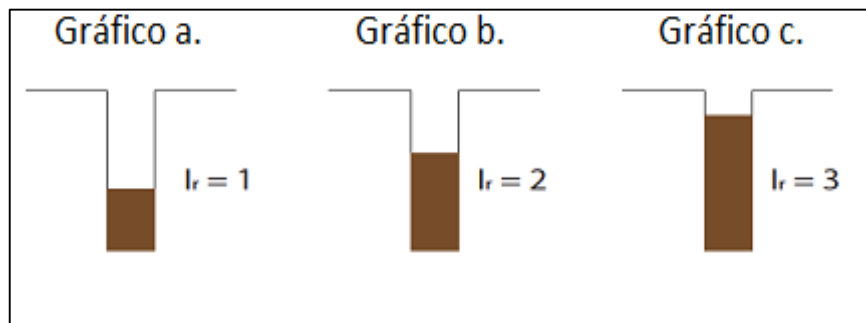
Este índice nos sirve para medir la calidad de la fragmentación del producto de la voladura (Tabla 1.22).

**Tabla 1.22.** Cálculo del Índice de Rigidez

Formulación	Condiciones	Comentarios	Gráfico	Observaciones
$I_r = \frac{L_{tal}}{B}$	$I_r < 2$ : La masa será rígida muy difícil de romper.	Mala fragmentación	1.30a	B = Ancho del tunel (m)
	$I_r = 2$	Fragmentacion aceptable	1.30b	
	$I_r > 2$	Fragmentacion es buena - Se consigue disminuyendo B o aumentando L <sub>tal</sub>	1.30c	

Fuente: (Ojeda, 2007)

**Gráfico 1.35.** Índice de rigidez



Fuente: (Ojeda, 2007)

### 1.2.8.2. Marcación de la zona de disparo

Como se mencionó anteriormente se requiere en el frente de trabajo marcar la ubicación de las distintas perforaciones, con sus respectivas cargas de explosivos para conseguir la excavación en las dimensiones calculadas, después de cada voladura se debe volver a marcar la zona de disparo y se debe tomar en cuenta la información topográfica que se dispone (coordenadas) para determinar el rumbo y la inclinación de la excavación, la simbología adoptada es: (Rojas, 2009).



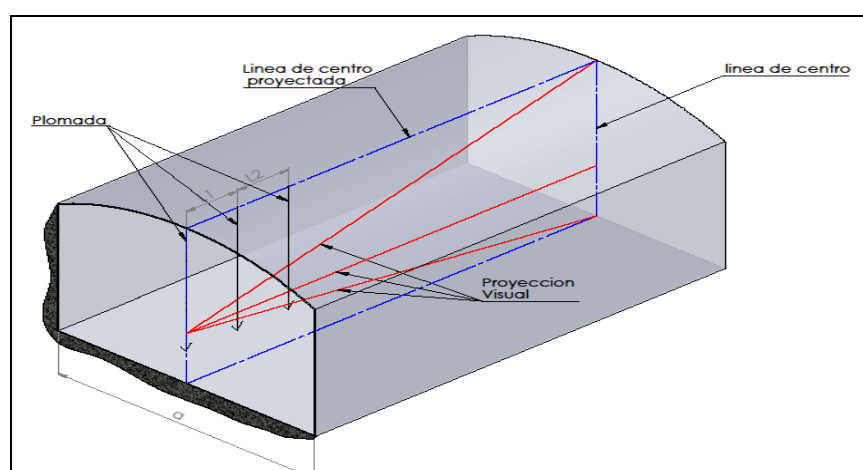
#### 1.2.8.4. Eje de túnel:

La línea del eje de túnel es una línea de referencia que se proyecta según el avance de la excavación del túnel, y sirve para controlar que la excavación del túnel no gire a los lados y se mantenga según el trazado topográfico horizontal diseñado. Esta línea se consigue, colocando en el punto más alto de la bóveda (eje del túnel) tres plomadas que se encuentran alineadas colocadas, al inicio de la perforación, un punto medio y al final del avance de la perforación ver Gráfico 1.37: (Rojas, 2009).

Con la ubicación de estas dos líneas en el frente de excavación; de acuerdo a la longitud del túnel podemos seccionarlo y abrir varios frentes de trabajo (ventanas) y deberá coincidir el final de la excavación de un tramo con el inicio de la excavación del otro tamo: (Rojas, 2009).

Una vez marcado estas líneas, de acuerdo a la geometría del túnel se procede al marcado del frente de perforación, colocando puntos de referencia: (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.37.** Línea del eje de túnel



Fuente: (Rojas, 2009)

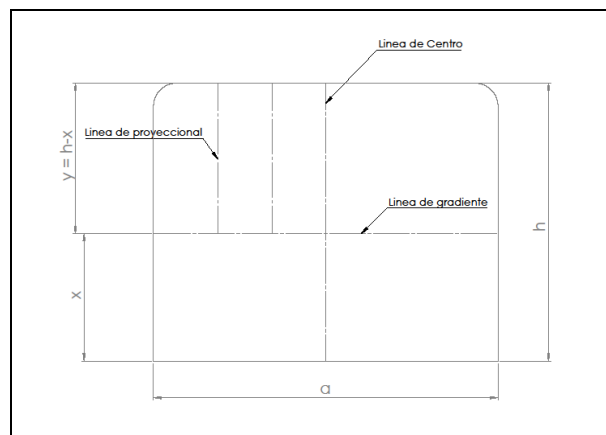
#### 1.2.8.4.1. Techo horizontal:

Como se puede ver en el Gráfico 1.38, se debe marcar:

- el eje del túnel
- la línea de gradiente de hastial a hastial de 1 a 1,5m desde el piso

Sobre la línea de gradiente, marcar las líneas de proyección. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.38.** Puntos de referencia en un techo Horizontal



**Fuente:** (Rojas, 2009)

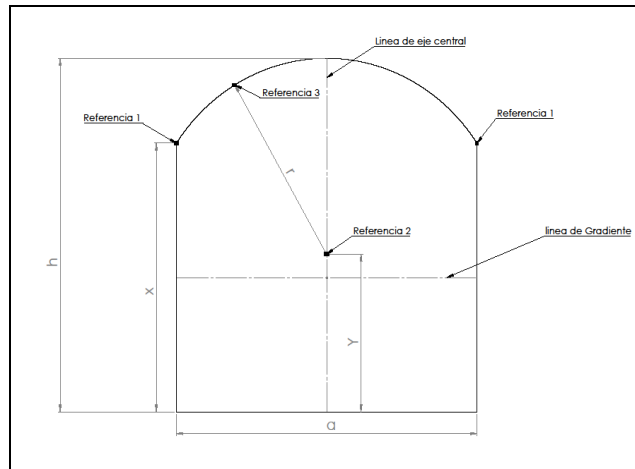
#### 1.2.8.4.2. Techo circular:

Como se puede ver en el Gráfico 1.39 se debe marcar;

- El eje del túnel
- El alto de los hastiales desde el piso (ref. 1) para indicar el inicio y final del radio ,
- El centro del círculo  $(h-a/2)$  desde el piso (ref. 2)

El radio de la bóveda  $(h-y)$  (ref. 3) desde la referencia 2. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.39.** Puntos de referencia en un techo Circular.



**Fuente:** (Rojas, 2009)

#### 1.2.8.5. Trazado del eje del túnel

La idea de construir un túnel es, vencer rápidamente un obstáculo para lo cual el trazado debe ser rectilíneo y de doble pendiente. (Gráfico 1.40).

“Si el túnel ese para el desarrollo de la vía, en planta tiene forma curvilínea, tipo recodo o espiral Gráfico 1.41, El perfil de tales túneles siempre es de una sola pendiente.” (Sosa, 1990).

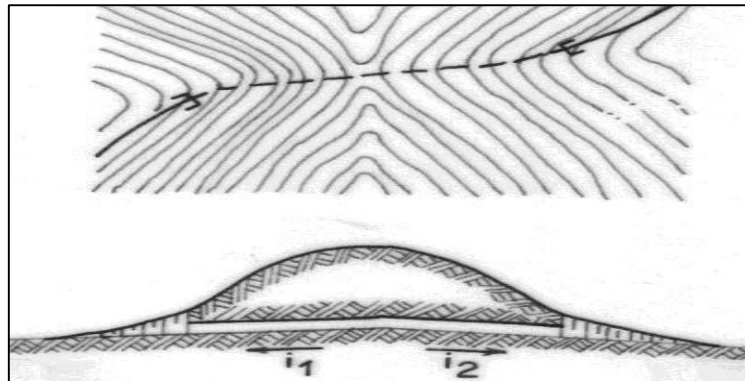
Las condiciones de diseños geométricos mínimas, se resumen en la Tabla 1.23

**Tabla 1.23.** Parámetros geométricos mínimos de diseño.

<b>Radio Permitido (m)</b>	<b>condiciones del terreno</b>	<b>pendiente permitida %</b>
máximo 400	normales	2000<=3000
mínimo 250	difíciles	2000<=3000

**Fuente:** (Sosa, 1990)

**Gráfico 1.40.** Vista en Planta y en perfil del trazado de un túnel para atravesar una montaña



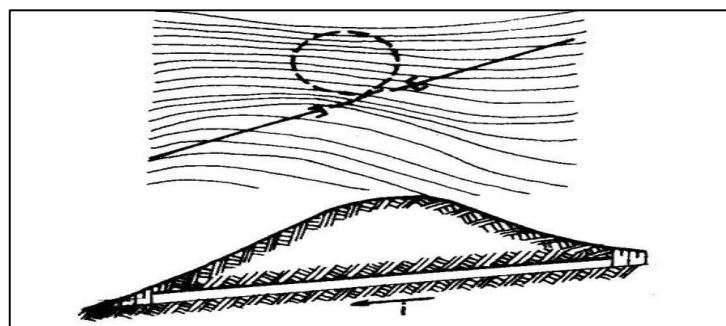
**Fuente:** (Sosa, 1990)

### 1.2.9. Tipos de Explosivos

Explosivo es un compuesto químico que al cambiar de temperatura desarrolla una reacción exotérmica inmediata, liberando gran cantidad de gas, altas temperaturas y presión. (Sena Leite, 2013).

Un explosivo está constituido por bases explosivas de consistencia líquida o sólida que, al sufrir un cambio de temperatura (producto de un choque, fricción), se descompone en gases con la liberación de una gran cantidad de calor. (Sena Leite, 2013).

**Gráfico 1.41.** Planta y perfil de un túnel en espiral para el desarrollo de una vía.



**Fuente:** (Sosa, 1990)

De acuerdo a la consistencia y componentes con los cuales son fabricados los explosivos conocidos son:

#### *1.2.9.1. Dinamitas*

Están incluidas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y existen varios tipos como: nitroglicerina dinamita, dinamita amoniacal de alta y baja densidad. (Sena Leite, 2013).

#### *1.2.9.2. Geles*

Tienen una consistencia plástica y una alta densidad, se fabrican a partir de nitrocelulosa y nitroglicerina existe: el straight gel, gel amoniacal y los semi-geles; las principales características se puede visualizar en la tabla 1.17<sup>a</sup>. (Sena Leite, 2013).

#### *1.2.9.3. Agentes explosivos*

Son mezclas de combustibles y oxidantes que requiere de explosivos para inicializar su reacción, los más usados son: los agentes explosivos secos como el ANFO y las lechadas explosivas, las principales características se los puede visualizar en la Tabla 1.24, (Sena Leite, 2013).

**Tabla 1.24.** Características principales de los agentes explosivos.

Características	Agentes Explosivos ANFO	Lechadas explosivas
Densidad	0,75 a 0,95	1,1 a 1,6
Composición	94% Nitrato de Amonio 6% Diésel	Nitrato de Amonio en solución acuosa
Ventajas	Bajo costo Fácil cargar Es fluido y llena los espacios lo que garantiza un uso eficiente del explosivo	El rendimiento es mejor al ANFO , porque La velocidades de detonación y densidades son mayores que los agentes explosivos

**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

### *1.2.10. Control de las vibraciones*

Las vibraciones que se generan por las voladuras se transmiten por el terreno y de acuerdo a su magnitud pueden causar daños de distinta intensidad en edificios y estructuras próximas al túnel así como, a la roca circundante y al revestimiento; si el nivel de vibraciones fuera menor a lo permitido, se podría aumentar la carga de explosivo progresivamente hasta llegar a los límites máximos permitidos.

En una voladura donde existe más de un detonador, la carga máxima por retardo es la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones y si el tiempo de retardo entre los disparos es mayor, el efecto de las vibraciones disminuye. (Borges, 2004).

La simple caída de un objeto en el suelo genera una propagación de vibraciones en todas las direcciones y actúa sobre todos los objetos próximos, con distintas amplitudes de vibración que dependen de varios factores: cantidad de energía liberada, distancia entre el origen del evento y el punto de evaluación, resistencia dinámica de las estructuras, propiedades disipadoras del terreno involucrado. (Borges, 2004).

### *1.2.10.1. Tipos de ondas*

La energía generada por el evento se trasmite a través de ondas, las mismas que de acuerdo, al medio por el cual se propagan se clasifican en: (Borges, 2004).

#### *1.2.10.1.1. Electromagnéticas*

No necesitan un medio material para propagarse: luz, sonido, rayos X. (Borges, 2004).

#### *1.2.10.1.2. Mecánicas*

Necesitan un medio material para propagarse: el sonido, energía sísmica. (Borges, 2004).

Estos tipos de ondas de acuerdo al sentido de su propagación se clasifican en:

##### *1.2.10.1.2.1. Ondas Superficiales (P)*

La vibración de las partículas se trasmite de manera horizontal por cualquier tipo de medio o terreno (Gráfico 1.41). (Borges, 2004).

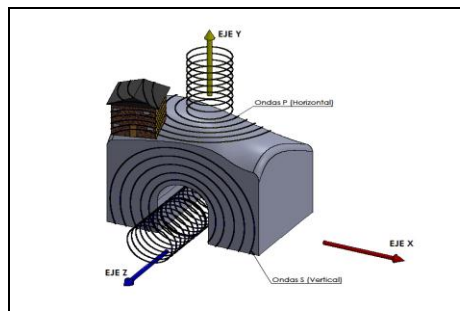
##### *1.2.10.1.2.2. Ondas Transversales (S)*

La vibración de las partículas se trasmite de manera vertical, la intensidad es menor que las ondas P y no se trasmite por fluidos. (Gráfico 1.42). (Borges, 2004).

### 1.2.10.1.2.3. Ondas R (R)

La vibración de las partículas se transmite por la superficie de la tierra con amplitudes que disminuyen exponencialmente con la profundidad. (Borges, 2004).

**Gráfico 1.42.** Propagación de las ondas en una voladura



Por este motivo tiene interés el estudio de la ley que rige la propagación de las ondas sísmicas y los valores máximos de vibración admisibles en cada proyecto. (Borges, 2004).

La Velocidad Pico de Partícula, que se define como la velocidad máxima que alcanzan las partículas del terreno al vibrar por acción de la onda sísmica, es el factor que se debe tener en cuenta para contrarrestar los efectos de la vibración (Tabla 1.25). (Borges, 2004).

Distintos estudiosos han elaborado sus propias conclusiones, respecto de los daños que causa la velocidad de la partícula y se muestra en el Gráfico 1.44, de igual manera existen distintas normas europeas bajo cuyos estándares se puede realizar el control de las vibraciones: (Borges, 2004).

Norma alemana DIN 4150, Norma española UNE 22-381-93, Norma Francesa 23.7.1986, Norma Suiza SN 640312, Norma Portuguesa NP 2074.

**Tabla 1.25.** Ley de propagación de la partícula.

Formulación	Significado	Valoración
$V = K (D / Q^\alpha)^\beta$	V = Velocidad pico de la partícula ( mm / seg )	
	D = Distancia ( m )	
	Q = Carga de explosivo en cada intervalo de retardo ( kg )	
	K = Constante empírica que oscila entre	200 y 40
	$\beta$ = Factor empírico que oscila entre	- 1,4 y - 1,6
	$\alpha$ = Factor empírico que oscila entre	0,33 y 0,66

**Fuente:** (Borges, 2004)

Del análisis de estas normas se llega a la conclusión que la norma DIN 4150 es la más exigente (tabla 19b).y las distancias mínimas recomendadas entre la zona de voladura y las edificaciones bajo estas normas son:

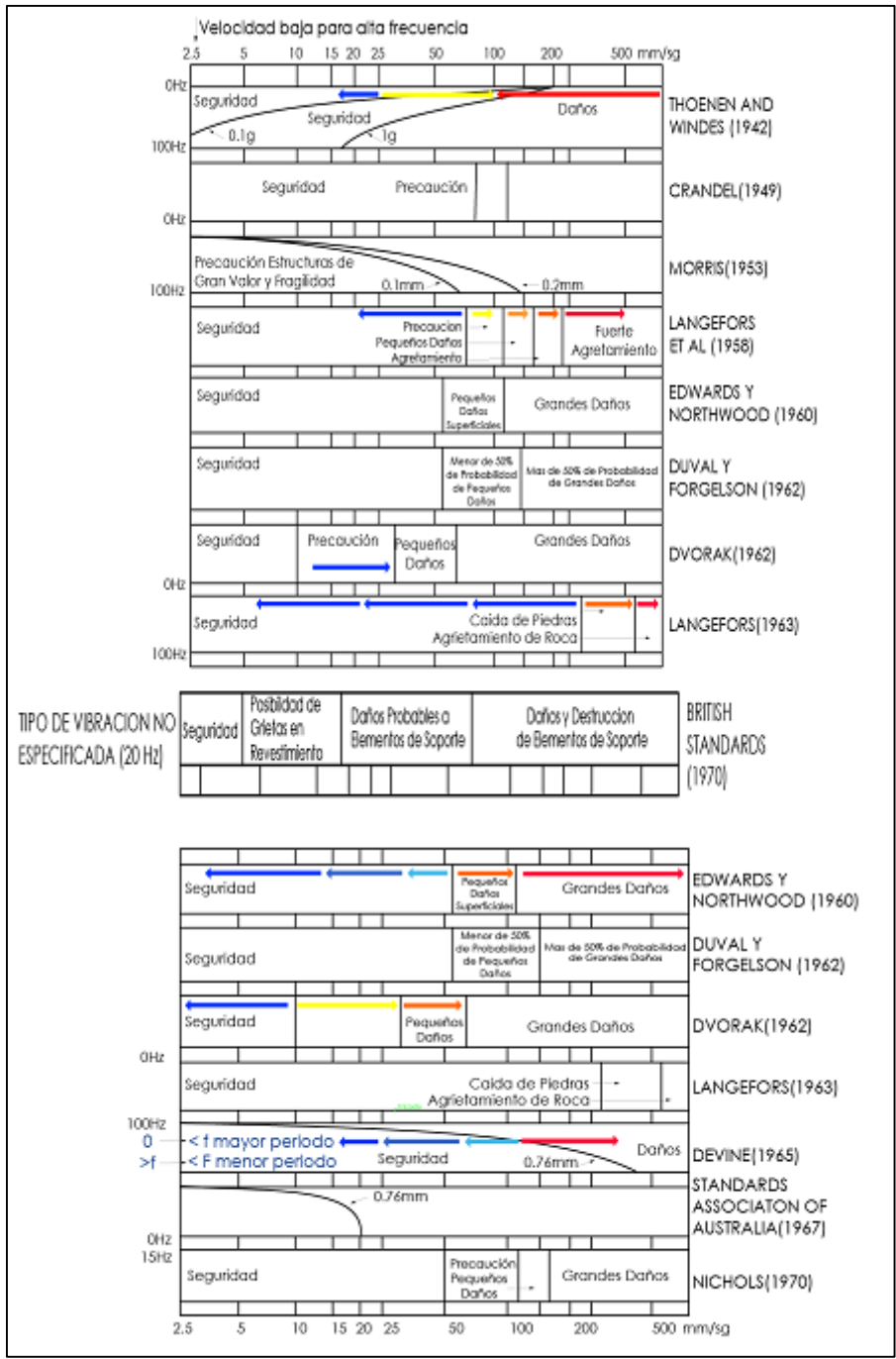
- Edificaciones industriales: 29.04 mts.
- Edificaciones residenciales: 49.54 mts. (Borges, 2004).

**Gráfico 1.43.** Norma alemana DIN 4150 sobre control de vibraciones.

frecuencia ( Hz)	Velocidades mm/s			
	<10	10 a 50	50 a 100	cualquiera
<b>Tipo de Estructura</b>				pisos altos edif.
Industriales	20	20 a 40	40 a 50	40
Habitacionales	5	5 a 15	15 a 20	15
Edificaciones delicadas	3	3 a 8	8 a 10	8

**Fuente:** (Borges, 2004)

**Gráfico 1.44.** Estudios de daños causados por velocidad de la partícula



Fuente: (Rojas, 2009)

### *1.2.10.2. Reducción de los Niveles de Vibración*

Una manera de controlar el nivel de vibraciones es diseñar la malla de tiro con patrones de retardo (Gráfico 1.45), esto es:

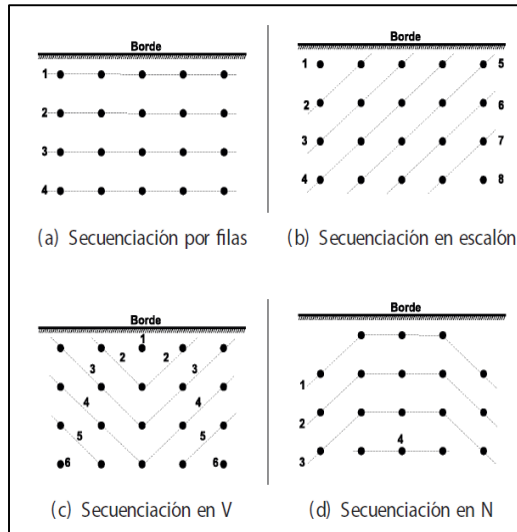
Crear el espaciamiento de tiempo entre los disparos de una secuencia de tiro y se lo consigue con la utilización de detonadores eléctricos, no eléctricos o cordón detonante (Foto 1.9) (Sena Leite, 2013).

Esta operación de retardo en el disparo consigue que el explosivo, este más confinado produciendo más cantidad de energía, con menor cantidad de explosivo y aumentando el grado de fracturamiento de la roca. (Sena Leite, 2013).

Reducir la carga por retardo “carga/retardo” para tener la fragmentación deseada con un nivel de fragmentación mínimo (0.3 a 0.6 kg/ms). Esto se consigue aumentando el número de barrenos (Sena Leite, 2013).

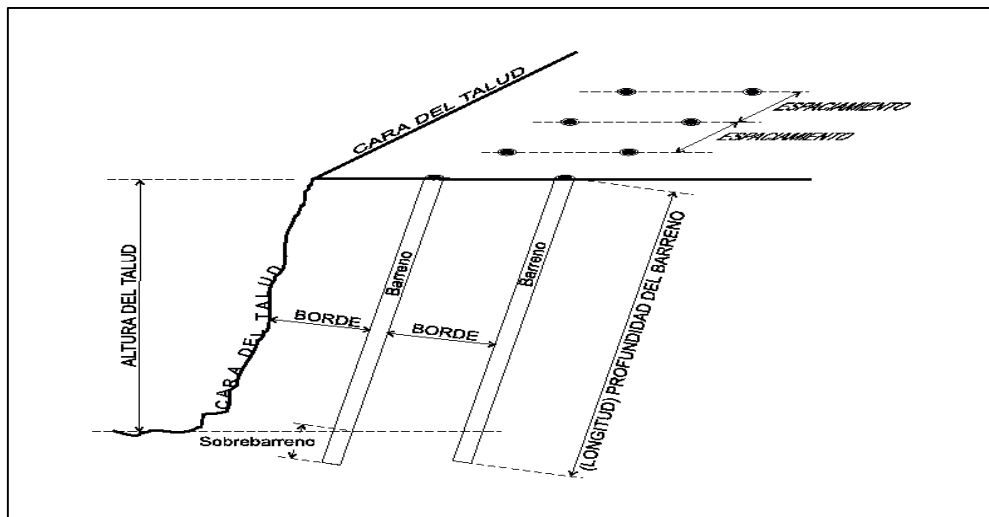
En el caso de voladuras superficiales, una manera de reducir los niveles de vibración es, disminuyendo la distancia de la primera fila de barrenos hacia el borde del talud (Gráfico 1.46); esto permite conseguir que se reduzca la duración del confinamiento y se genere menos vibraciones del terreno (porque se reduce el área del terreno) y más energía se convierte en ondas acústicas. (Sena Leite, 2013).

**Gráfico 1.45. Patrones de mallas.**



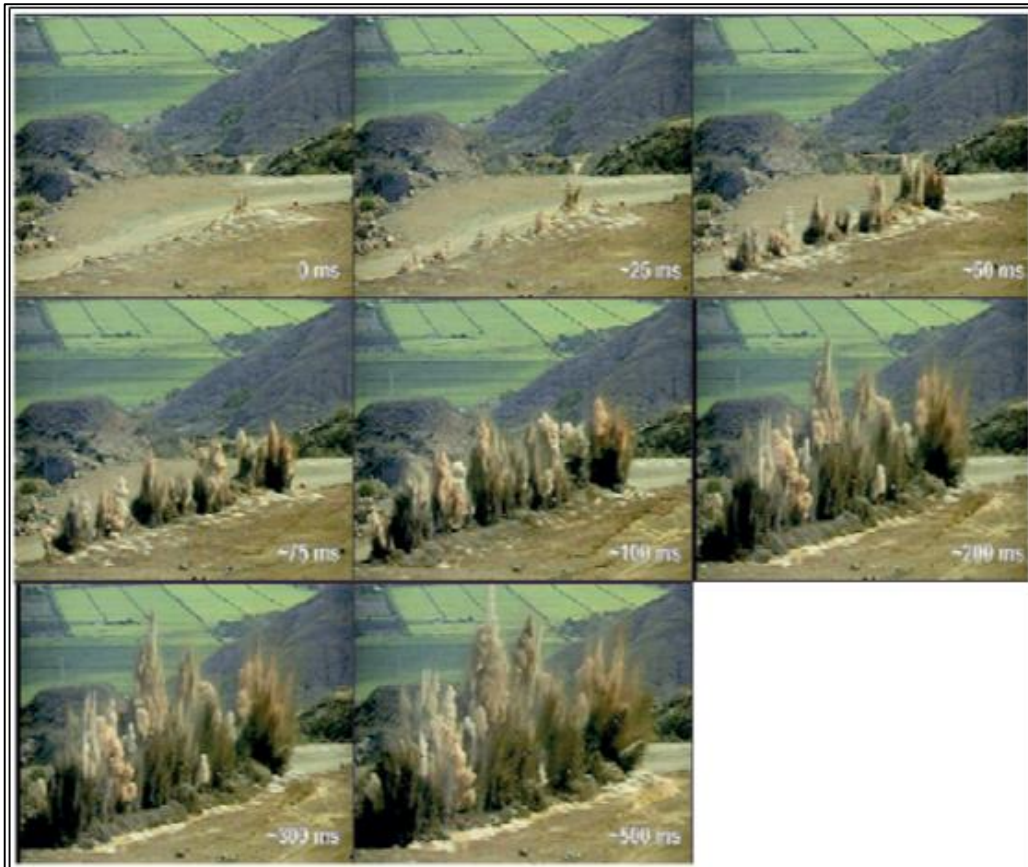
**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

**Gráfico 1.46. Distancia de la primera fila de barrenos al borde del talud.**



**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

**Foto 1.9.** Secuencia de voladura en una mina



**Fuente:** (Sena Leite, 2013)

### 1.3. Sostenimiento

La realización de la excavación produce un ajuste tensional en el terreno y este debe equilibrarse con la colocación de un conjunto de elementos para contribuir a la estabilización del terreno (Foto 1.10). (López, 2016)

**Foto 1.10.** Modificación de trazado de la vía de Ferrocarril río Chan Chan..



**Nota:** RQD 25 a 50% utilización de cerchas cada 90 cm, pernos, y hormigón lanzado.

La técnica más común de sostenimiento, es el uso de pernos de anclaje; que consiste en anclar en el interior de la roca una barra de acero, que aporta una resistencia a la tracción al coher las roca que presentan discontinuidades o fallas; confinando así al macizo rocoso. (López, 2016).

De esta forma se aprovecha las características mecánicas propias de las rocas, facilitando así, su sostenimiento que ha sido alterado en su estado natural, debido a una excavación a cielo abierto o subterráneo. (López, 2016).

En caso que la calidad del macizo rocoso lo requiera, se usa adicionalmente cerchas de acero y una capa de hormigón lanzado para estabilizarlo. (López, 2016).

De acuerdo a las condiciones particulares del macizo rocoso: meteorización, presencia de agua, vibraciones por cargas de trabajo; el sostenimiento debe hacerse de manera inmediata. Frente a esta necesidad si se requiere utilizar pernos de anclaje, se debe utilizar resina poliéster como elemento para pegar el acero (perno de anclaje) en la roca, porque el fraguado empieza a los 4 minutos y a las dos horas tenemos el 30% de la resistencia esperada. (López, 2016).

En ambientes secos, donde no se generen vibraciones, y el sostenimiento no se requiera que sea inmediato especialmente en operaciones mineras, la lechada de

cemento es muy utilizada por su bajo costo y los resultados son muy satisfactorios para pegar el acero en la roca. (López, 2016).

### *1.3.1. Clasificación de rocas*

En obras de ingeniería civil, la clasificación de las rocas está orientada a tener una idea preliminar de la calidad del macizo rocoso y su variabilidad para determinar la necesidad de usar soportes para estabilizar la perforación; para lo cual, los fundamentos empíricos ayudan mucho en la toma de decisiones. (López, 2016).

Un macizo rocoso en la forma natural como se presentan las rocas, está definido por la roca y su estructura, que a su vez contendrá planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues, y otros caracteres estructurales. (López, 2016).

Desde la perspectiva mecánica, el diseño de la perforación en el macizo rocoso tiene como objetivo final, el controlar el desplazamiento de la roca alrededor de sí misma. (López, 2016).

Los desplazamientos que más importan y se deben tener en cuenta son: la fracturación de la roca sana, deslizamientos de bloques a través de fallas geológicas, debido a la separación de estratos se puede producir flexión en la bóveda y muros de la estructura, o roturas inestables debido a la liberación de energía potencial. (López, 2016).

Estas posibles respuestas de la roca, definen los componentes de una metodología para sentar las bases geotécnicas del diseño de excavaciones, la misma que busca los siguientes objetivos: (López, 2016)

- De la manera más exacta, estandarizar las propiedades de resistencia y deformabilidad del macizo rocoso que rodea a la excavación o del entorno cercano. (López, 2016).
- Mediante ensayos de laboratorio apropiados y observaciones, determinar discontinuidades que están dentro del área de la excavación. (López, 2016).

- Medir la presión del agua en el área de la excavación, debido a que la presencia de ésta, en fisuras, puede originar deslizamiento de bloques siguiendo planos de debilidad estructural. (López, 2016).

#### *1.3.1.1. Según Terzaghi*

El ingeniero alemán Karl von Terzaghi, en 1946 propuso un modo sencillo de clasificar a las rocas en base a su experiencia, en la construcción de túneles ferrocarrileros con refuerzo en los Alpes y de acuerdo al tipo de roca, propone un tipo de sostenimiento para la estabilidad del macizo rocoso, que se indica en el cuadro siguiente que en la ejecución del proyecto, es muy útil para tomar decisiones rápidas (Tabla 1.26). Adicionalmente en esta tabla se ha añadido el concepto del RQD, que nos refuerza la toma de decisión, porque se basa en estudios reales del macizo rocoso. (López, 2016)

Las fotografías Foto 1.12, Foto 1.13, Foto 1.14, Foto 1.15 y Foto 1.16 nos permiten visualizar los distintos macizos rocosos que Terzaghi, los clasifica en varios tipos de rocas y con la lectura de la Tabla 1.26 se entiende porque el sostenimiento sugerido.

Tabla 1.26. Clasificación de Rocas.

TIPO	NOMBRE	DESCRIPCION DE CARACTERISTICAS TÍPICAS	RQD	METODO DE PERFORACION	CARGA ROCA (m)	REFORZAMIENTO		
						PARA TUNELES DE 6 A 12M	CERCHA	PERNOS
I	ROCA DURA INTACTA	No tiene fisuras ni ramaleos Cuando se rompe lo hace a través de roca sana debido al daño que se hace con el uso de explosivos puede haber desprendimiento de láminas del techo horas o días después de la voladura		TOPO CONVENCIONAL	0	NO	NO	NO
II	ROCA DURA ESTRATIFICADA	Está constituida por estratos individuales con poca o ninguna resistencia de separación El estrato puede o no estar debilitado por grietas transversales	>90	TOPO CONVENCIONAL	(0 A 0.2)*B	OCASIONAL ,CERCHA LIGERA	OCASIONAL	
III	ROCA MEDIANAMENTE FISURADA	Tienen fisuras y ramaleos , pero los bloques esta embonados e íntimamente ligados		TOPO CONVENCIONAL	(0 A 0.4)*B	CERCHA LIGERA CADA 1,5 A 2M	OCASIONAL SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1,5 A 2M	OCASIONAL , APLICACIÓN LOCAL DE 2 O 3" DE ESPESOR
		Las paredes verticales no necesitan refuerzo En este tipo de roca puede presentarse el chasquido y el desprendimiento			(0.3 A 0.6)*B	CERCHA LIGERA CADA 1,5 A 2M	OCASIONAL SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1,5 A 2M	OCASIONAL , APLICACIÓN LOCAL DE 2 O 3" DE ESPESOR
IV-V	ROCA AGRIETADA EN BLOQUES	Está constituida por fragmentos de rocas químicamente intactas, pero enteramente separadas unas de otras y pesimamente conectadas	>75	TOPO CONVENCIONAL	(0 A 0.4)*B	CERCHA LIGERA CADA 1,5 A 2M	OCASIONAL SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1,5 A 2M	OCASIONAL , APLICACIÓN LOCAL DE 2 O 3" DE ESPESOR
		Se requiere refuerzos laterales			(0.3 A 0.6)*B	CERCHA LIGERA CADA 1,5 A 2M		OCASIONAL SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1,5 A 2M
VI-VII	ROCA TRITURADA	Tiene la apariencia de material triturado , químicamente es inalterada	>50	TOPO CONVENCIONAL	(0.4 A 1)*B	CERCHA LIGERA CADA 1,5 A 2M	SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1,2 A 2M	OCASIONAL , APLICACIÓN LOCAL DE 2 O 4" DE ESPESOR EN EL TECHO
		Si se encuentra bajo el nivel freático se comporta como arena saturada			(0.6 A 1)*B	CERCHA LIGERA CADA 1,2 A 1,5M	OCASIONAL SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1, A 2M	OCASIONAL , APLICACIÓN LOCAL DE 4" DE ESPESOR CLAVE Y LOS HASTIALES
VIII-IX	ROCA COMPRESIBLE	Avanza lentamente en el túnel sin cambio perceptible del volumen	>25	TOPO CONVENCIONAL	(1.0 A 1.6)*B	CERCHA MEDIA PESADA CADA 1 A 1,5M	SEGÚN UNA CUADRICULA DE 0,5 A 1M	4 A 6" DE ESPESOR CLAVE Y HASTIALES COMBINADA CON PERNOS
		Un pre requisito para ser comprimible es un alto porcentaje de microscópicas o sub -microscópicas partículas de minerales arcillosos o micas de baja expansividad			(1.3 A 2)*B	CERCHA CIRCULAR PESADA CADA 0,5 A 1M	SEGÚN UNA CUADRICULA DE 0,5 A 1M	6" DE ESPESOR O MAS CLAVE Y HASTIALES COMBINADA CON PERNOS
X	ROCA EXPANSIVA	Avanza en el túnel debido a su propia expansión , esto se debe a la presencia de minerales arcillosos como la montmorillonita	<25	TOPO CONVENCIONAL	(1.6 A 2.2)*B	CERCHA CIRCULAR PESADA CADA 0.5M	SEGÚN UNA CUADRICULA DE 0,5 A 1M	6" DE ESPESOR TODA LA SECCION
					(2 A 2.8)*B	CERCHA CIRCULAR PESADA CADA 0.5M	SEGÚN UNA CUADRICULA DE 1M	6" DE ESPESOR TODA LA SECCION

Fuente: (J. López, 2007)

RQD (Rock Quality Designation):

Según Deere et al., 1967, el RQD es un coeficiente, que nos indica la calidad de la roca masiva in situ, en función de una muestra de perforación y del grado de fracturación que existe en ese macizo rocoso, (ecuación 1.12):

$$RQD = \frac{\sum \text{Pedazos de muestra} > 10\text{cm} \times 100}{\text{longitud total de la muestra}}$$

Ec. 1.12

En campo se procede de la siguiente manera: se extrae un testigo de 54.7mmx1500mm de largo, se suma todos los trozos del testigo, mayores a 10cm y se divide para la longitud total del testigo por cien (Foto 1.11). (López, 2016).

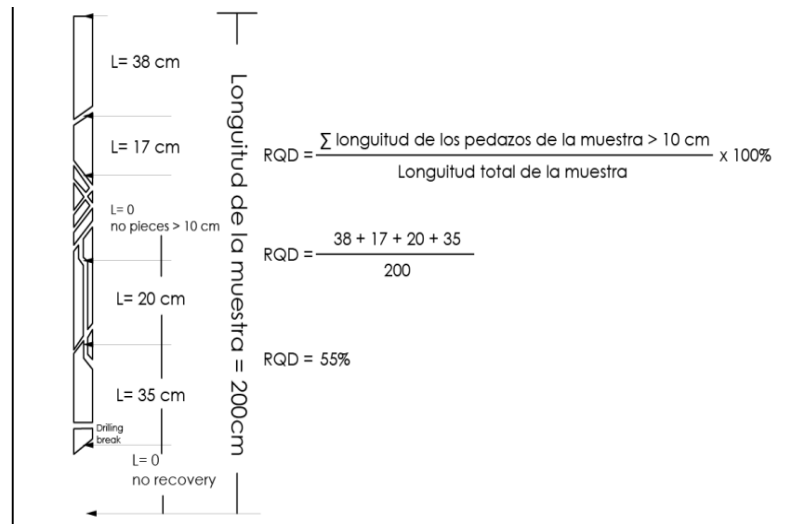
Este método es evidente cuando tenemos rocas ígneas, pero no tan claro para el caso de rocas sedimentarias y metamórficas. Nos permite visualizar la existencia de fracturas, planos de deslizamiento, tipo de roca; la calidad de la roca se expresa en la siguiente interpretación de resultados de la siguiente Tabla 1.27. (López, 2016).

**Foto 1.11.** Testigo extraído de un macizo rocoso.



En el Gráfico 1.47 se ha esquematizado un ejemplo como se calcula el índice RQD, que nos indica que es una roca de clase media según la caracterización que se muestra en la Tabla 1.27.

**Gráfico 1.47. Rock Quality Designation.**



**Fuente:** (Ojeda, 2007)

**Tabla 1.27. Valoración del macizo según el índice RQD.**

RQD	CALIDAD DE LA ROCA
0-25%	MUY MALA
25-50%	MALA
50-75%	MEDIANA
75-90%	BUENA
90-100%	EXCELENTE

**Fuente:** (J. López, 2007)

A partir del índice **R.Q.D** se ha establecido correlaciones con la clasificación propuesta por Terzaghi y se puede realizar recomendaciones, para el dimensionamiento de sostenimiento en excavaciones subterráneas (Tabla 1.26

### 1.3.1.2. RMR – (Rock Mass Rating) Clasificación del Macizo Rocosó

Esta clasificación fue desarrollada por Bieniawski en 1973 y establece una relación del parámetro RMR con:

Dureza de la roca, RQD- Rock Quality Designation (Designación de la Calidad de la Roca), Frecuencia y alteración de las fracturas, Fuerzas en la Masa Rocosa in Situ. Filtraciones de agua Tabla 1.28. (López, 2016).

En la Tabla 1.29 se resume la clasificación de Bieniawski y se realiza recomendaciones de sostenimiento.

**Tabla 1.28.** Clasificación del macizo rocoso y sugerencias de sostenimiento.

I	MUY BUENA	81-100	Sin sostenimiento Pernos puntuales $L = 1.4 + (0.18 \times A)$
II	BUENA	61-80	Puntuales $L = 1.4 + (0.18 \times A)$
III	NORMAL	41-60	Pernos - Esp. 1.5, $L = 1.8 + (0.18 \times A)$ , Shotcrete 50mm
IV	MALO	21-40	Shotcrete 100mm, Pernos – Esp. 1m, $L = 2 + (0.18 \times A)$
V	MUY MALO	< 20 Arcos	Shotcrete 150mm, Pernos– Esp. 1m, $L = 3 + (0.18 \times A)$

**Fuente:** (López,J, 2007:512)

L = longitud del perno en m

A= ancho del túnel en m

**Tabla 1.29.** Índice RMR en relación a distintos parámetros.

1	Resistencia del material rocoso intacto	Índice de resistencia por ensayo de carga puntual	> 10 MPa	4-10MPa	2-4MPa	1-2MPa	Para estos órdenes bajo es preferible utilizar el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia a compresión uniaxial	> 250 MPA	100-250MPa	50-100MPa	25-50MPa	5-25MPa	1-5MPa	1MPa
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Separación entre fracturas		>2M	0.6-2M	200 - 600MM	60 - 200MM	<60MM		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las fracturas		Superficies muy rugosas Sin continuidad Sin salto Labios sanos Sin meteorizar	Superficie débilmente rugosa Apertura <1mm Labios meteorizados	Superficie débilmente rugosa Apertura <1mm Labios meteorizados	Superficie con señales de deslizamiento o relleno < 5mm. De espesor. O apertura 1-5mm	Relleno blando >5mm. Continua	>5mm. De espesor o apertura	
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua freática	Caudal en 10m. De túnel	Ninguno	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>25 l/min		
		Pres. agua frac/tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Seco	Mojado	Húmedo	Goteando	Manando		
	Valoración		15	10	7	4	0		

Fuente: (López,J, 2007:512)

### 1.3.1.3. Índice de la Calidad del Túnel - Q Index

En el año de 1974 Barton, Lien y Lunde dieron a conocer esta clasificación basada en el índice Q, que se expresa en la ecuación 1.13 y está en función de parámetros que se definen en la Tabla 1.30, e introduce el término de Diámetro Equivalente (Dc) ecuación 1.14 y en función de este parámetro propone (Gráfico 1.48) colocación de pernos de anclaje de acuerdo a la zona de clasificación del macizo rocoso. (López, 2016).

Diámetro equivalente:

$$Dc = \frac{A}{ESR}$$

*Ec. 1.13*

RQD= es el índice indicado anteriormente

J<sub>n</sub>= es el índice de diaclasado que tiene en cuenta la cantidad de fracturas (Tabla 1.34)

J<sub>r</sub>= es el índice de rugosidad y toma en cuenta el relleno, continuidad (Tabla 1.33)

J<sub>a</sub>= es el índice de alteración (Tabla 1.35)

J<sub>w</sub>= es un coeficiente reductor por la presencia de agua en el macizo (

Tabla 1.36)

SFR= es un factor de reductor que tiene en cuenta el estado de tensión del macizo (Stress Reduce Factor). Tabla 1.37

Diámetro Equivalente:

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

Ec. 1.14

En donde:

A (m): ancho del Túnel      ESR: Tabla 1.38

**Tabla 1.30.** Rango de variación de cada parámetro para definir Q.

R.Q.D	0 a 100
Jn	0.5 a 20
Jr	0.5 a 4
Ja	0.75 a 20
Jw	0.05 a 10
SFR	a 20

**Fuente:** (López,J, 2007:512)

En función del Índice Q (Tabla 1.31) se puede determinar el esfuerzo que ejerce el macizo rocoso sobre la bóveda y los hastiales y con la ayuda del proceso de cálculo que se muestra en la Tabla 1.32 se determina los distintos elementos de sostenimiento del túnel. (López, 2016).

**Tabla 1.31.** Clasificación del Índice Q según la calidad de la roca.

Descripción	Variación
Roca Excepcionalmente Mala	0.001a 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01a 0.1
Roca Muy Mala	0.1a 1.0
Roca Mala	1a 4
Roca Media	4a 10
Roca Buena	10a 40
Roca Muy Buena	40a 100
Roca Extremadamente Buena	100a 400
Roca Excepcionalmente Buena	400a 1000

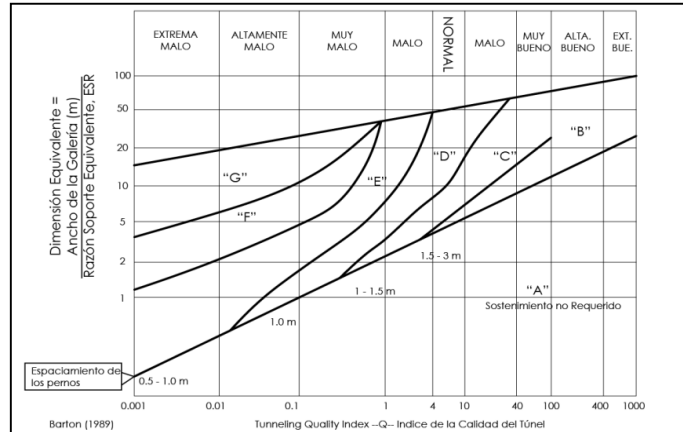
Fuente: (López,J, 2007:512)

**Tabla 1.32.** Determinación de esfuerzos en la estructura del túnel en función del Índice Q. ANÁLISIS DE ESFUERZOS.

DESCRIPCION	BOVEDA	HASTIALES	OBSERVACIONES
$F_B(Kg/m^2)$	$F_B = \frac{2}{Jr} \times \phi^{-1/3}$		
$F_B(Kg/m^2)$	$F_B = \frac{2}{3} Jr^{-1/2} \times Jn^{-1}$		SI EL # FRACCIONES ES $\leq$ A 3
$F_A(Kg/m^2)$		$F_A = \frac{2}{Jr} \times k^{-1/3}$	SI $Q > 10 \Rightarrow K = 5Q$
$F_A(Kg/m^2)$		$F_A = \frac{2}{Jr} \times k^{-1/3}$	SI $0,1 < Q < 10 \Rightarrow K = 2,5Q$
$F_A(Kg/m^2)$		$F_A = \frac{2}{Jr} \times k^{-1/3}$	SI $Q < 0,1 \Rightarrow K = Q$

Fuente: (López,J, 2007:512)

**Gráfico 1.48.** Zona del Gráfico Sostenimiento Recomendado .



**Fuente:** (López,J, 2007:512)

Zona "A" Sostenimiento no requerido

Zona "B" Pernos puntuales a 1.5 - 3 m

Zona "C" Pernos instalados sistemáticamente a 1.0 - 1.5 m

Zona "D" Pernos y Shotcrete, Pernos a 1 m

Zona "E" Pernos y Shotcrete con Fibras, Pernos a 0.5 - 1.0 m

Zona "F" Arcos de Acero, Shotcrete con Fibras > 15 cm, Pernos 0.5 - 1.0 m

Zona "G" Arcos de Acero y Concreto

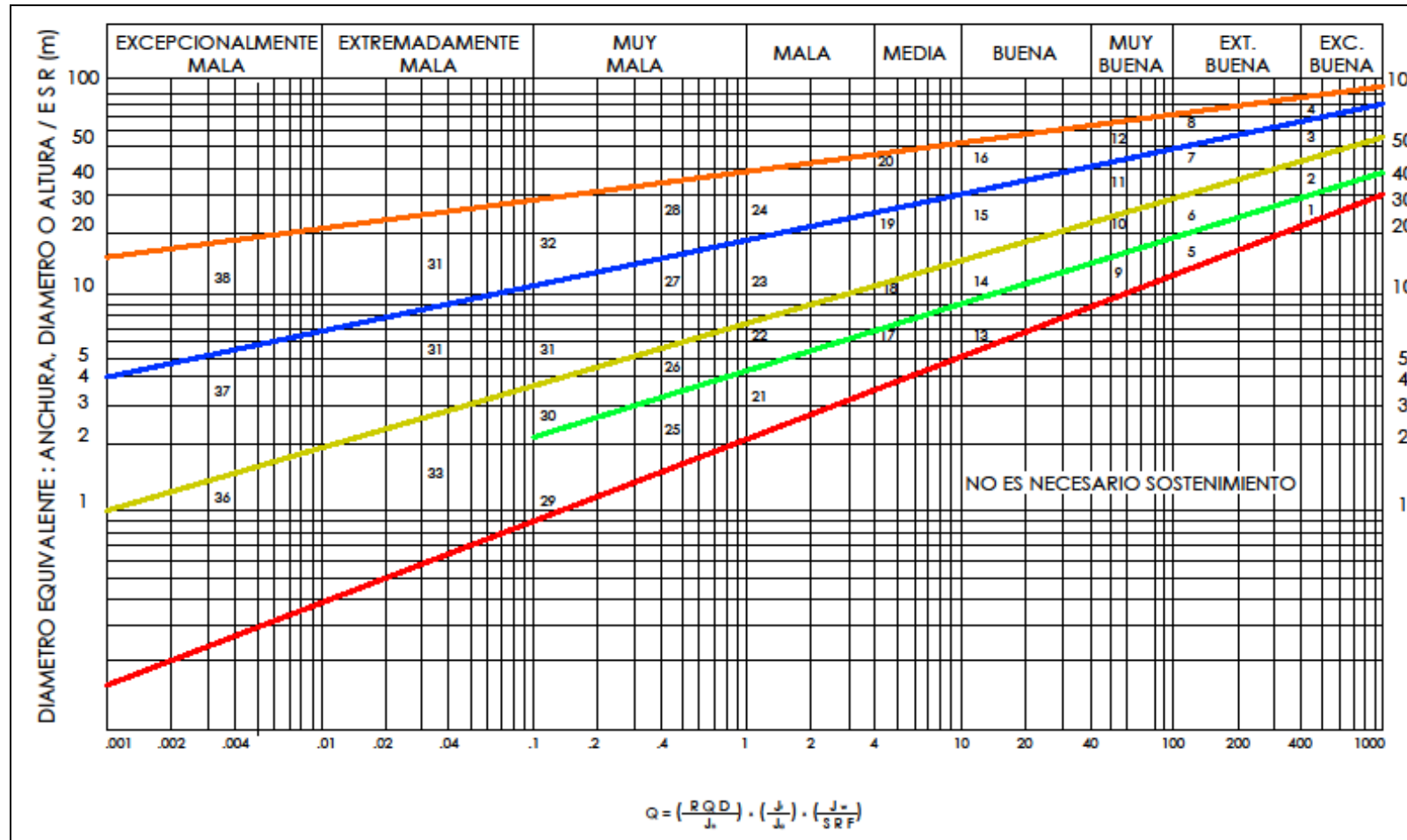
Además propone Moreno Tallón 1980 que: cuando el  $D_c$  es igual a la ecuación 1.15:

$$D_c = 2 * Q^{0.4}$$

*Ec. 1.15*

El área que está bajo esa línea, no necesita sostenimiento (Gráfico 1.49).

**Gráfico 1.49.** Clasificación de 38 tipos de sostenimiento en función del índice Q.



Fuente: (López,J, 2007:512)

**Tabla 1.33. Índice Rugosidad Jr.**

a) Labios de la fractura en contacto		
b) Labios de la fractura en contacto después de 10cm de cizallamiento		
Superficie y forma de las fracturas		Jr
A	Fracturas discontinuas	4
B	Rugosa o irregular , ondulada	3
C	Lisas , ondulada	2
D	Espejo de falla , ondulada	1,5
E	Rugosa o irregular , plana	1,5
F	Lisa ,plana	1,0
G	Espejo de falla , plana	5,0
NOTA : Las descripciones se refieren a los rasgos a pequeña y media escala, por este orden		
c) Sin contacto entre labios cuando hay cizallamiento		
H	Zona conteniendo espesor suficiente de minerales arcillosos para impedir el contacto entre labios	1,0
J	Espesor de material arenoso, o zona triturada , suficiente para impedir el contacto entre los labios	1,0
NOTAS: Anadir 1.0 si el principal espaciamento de la familia de fracturas dominantes es mayor que 3.0 m. Jr = 0,5 puede ser utilizado para fallas planas con espejo que presentan lineaciones, conviniendo que las lineaciones están orientadas según el mínimo esfuerzo.		

**Fuente:** (Barton, 1988)

**Tabla 1.34. Índice Diaclasado Jn.**

A	Roca masiva o con pocas fracturas	0,5-1,0
B	Una familia de diaclasas	2,0
C	Id. con otras diaclasas ocasionales	3,0
D	Dos familias de diaclasas	4,0
E	Id. con otras diaclasas ocasionales	6,0
F	Tres familias de diaclasas	9,0
G	Id. con otras diaclasas ocasionales	12
H	Cuatro o más familias roca muy fracturada	15
J	Roca Triturada	20
<b>NOTAS:</b> Para intersecciones usar 3xJn En boquillas utilizar 2xJn		

**Fuente:** (Barton, 1988)

**Tabla 1.35. Índice de Alteración Ja.**

a Labios en Contacto		J <sub>a</sub>	(aprox)
A	Sano, duro, no blando, relleno impermeable, p.e. cuarzo o epidota	0,75	
B	Labios inalterados , superficie solamente tenida	1,0	25° - 35°
C	Labios ligeramente alterados. No están revestidos de minerales	2,0	25° - 30°
D	Revestimiento de limos arcillosos o arenas arcillosas , pequeñas fracciones de arcilla (no plástica)	3,0	20° - 25°
E	Revestimiento de minerales arcillosos , blandos o de baja fricción 4,0 80-160	4,0	8° - 16°
b Labios en contacto después de un cizallamiento de 10cm			
F	Partículas arenosas , arcilla , roca desintegrada 4,0 25°-30°	4,0	25° - 30°
G	Rellenos de minerales arcillosos , no blandos , fuertemente sobre consolidados (continuos, pero <5mm, espesor mínimo)	6,0	16° - 24°
H	Relleno de minerales arcillosos , con sobre consolidación media o baja (continuos pero < 5mm , de espesor mínimo)	8,0	12° - 16°
J	Relleno de arcilla expansiva, p.e . montmorillonita (continuos pero < 5mm. de espesor mínimo) El valor de J <sub>a</sub> depende del porcentaje de arcilla expansiva, tamaño de la partícula y acceso del agua, etc.	8.0 - 12	6° - 12°
c ) Sin contacto entre labios cuando hay cizallamiento			
K, L, M	Zonas o bandas de roca disgregada o machacada y arcilla	8.0 - 12	6° - 12°
N	Zona o bandas de arcilla limosa y arcilla arenosa	5,0	6° - 24°
O, P, Q	Zona o bandas continuas y gruesas de arcilla	10, 13 o 13-20	6° - 24°

**Fuente:** (Barton, 1988)

**Tabla 1.36.** Índice reductor por la presencia de agua (Jw).

A	Excavaciones secas o con caudal pequeño pe<5 l/min	1	<1
B	Caudal o presión media, ocasionalmente lavado de rellenos de fracturas.	0,56	1,25
C	Caudal importante a presión alta, en roca competente con fracturas limpias.	0,5	2,5-10
D	Caudal importante o presión alta, considerable lavado del relleno de fracturas.	0,33	2,5-10
E	Caudal excepcionalmente alto o presión de agua decreciente con el tiempo.	0,2-0,1	>10
F	Caudal excepcionalmente alto o presión alta mantenida sin decrecimiento notorio.	0,1-0,05	>10
<p>NOTAS :los factores C a F son estimaciones groseras incrementar Jw si hay instalado drenaje</p>			

**Fuente:** (Barton, 1988)

**Tabla 1.37. Índice reductor por tensión (SRF).**

<b>a) Zonas débiles que al interceptar la excavación , puede causar desunión de masa rocosa en el túnel</b>				
A	Presencias múltiples de zonas débiles conteniendo arcilla o roca químicamente disgregada , mucha roca circundante suelta , excavación algo profunda			10
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca químicamente disgregada (profundidad de la excavación $\leq 50m$ )			5
C	Zonas débiles aisladas , conteniendo arcilla o roca disgregada químicamente disgregada (profundidad de excavación $\geq 50m$ )			2,5
D	Abundantes zonas débiles en roca competente (arcilla), roca circundante suelta (algo profunda)			7,5
E	Zonas débiles aisladas en roca competente (arcilla)(profundidad de excavación $\leq 50m$ )			5
F	Zonas débiles aisladas en roca competente (arcilla)(profundidad De excavación $\geq 50m$ )			2,5
G	Fracturas abiertas desunidas , fracturación densa o terrones de azúcar			5
NOTA : Reducir estos valores del SFR en un 25%- 50% si zonas débiles notorias influyen pero no interceptan la excavación				
<b>b) Roca competente, problemas tensionantes en la roca</b>				
H	Tensión baja cerca de la superficie	>200	>13	2,5
J	Tensión media	200-10	13-0,66	1,0
K	Tensión alta, estructura apretada ( usualmente favorable a la estabilidad puede ser favorable para la estabilidad del labio de la fractura)	10-5	0,66-0,33	0,5-2,0
L	Roca medianamente fracturada ( roca masiva)	5.0-2,5	0,33-0,16	5-10
H	Roca altamente fracturada (roca masiva)	<2,5	<0,16	10-20
NOTA: Para campos de tensiones originales fuertemente anisotrópicos ( si se han medido) : Cuando $5 \leq F1 / F \leq 10$ reducir Fc y FT a $0.8F_c$ y $F_t$ Cuando $F1/F3 > 10$ , reducir Fc y Ft a $0,6F_c$ respectivamente Siendo Fc : resistencia a la compresión simple Ft:: resistencia a la tracción, F1,F2 : tensiones principales, En unos pocos casos , considerados favorables , cuando la cobertura es menor que el espesor de la bóveda , se aconseja incrementar SFR de 2,5 a 5 ( ver H)				
<b>c) Roca fluuyente : flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de una presión alta de la roca</b>				
I	Presión de fluencia moderada 5-10			5.0 - 10
O	Alta presión de fluencia 10-20			10-20
<b>d) Roca expansiva : actividad química de hinchamiento dependiente de la presencia de agua</b>				
P	Presión de hinchamiento moderada 5-10			5-10
R	Presión de hinchamiento alta 10-15			10-15

Fuente: (Barton, 1988)

**Foto 1.12.** Acceso a Casa de Maquinas Central Hidroeléctrica San Francisco.



**Foto 1.13.** Margen derecho del río Pastaza, descarga de agua central



**Foto 1.14.** Corte carretera ingreso a Baños, puente las Juntas.



**Foto 1.15.** Salto del Fraile, Lima, Perú.



**Foto 1.16.** Ingreso a la laguna del Quilotoa, Zumbagua, Ecuador.



#### 1.3.1.4. Clasificación de rocas según ISRM

Según la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) se estudia al macizo rocoso con las discontinuidades y sus características particulares, en la Tabla 1.38 se establecen una clasificación según las discontinuidades, cualquier

corte, fisura, grieta que exista en el macizo rocoso. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

### *1.3.2. Análisis de esfuerzos de acuerdo a distintas características del macizo rocoso*

Según la teoría de Rabcewicz “el proceso de reacomodo de esfuerzos alrededor de una excavación subterránea es mecánico, progresivo y generalmente ocurre en cuadro fases:

- a. **Primera Fase:** se inicia deformaciones en el techo, piso, paredes, previo a la rotura del perfil de excavación.
- b. **Segunda Fase:** se inicia el movimiento con la formación de cuñas que tienden a introducirse en el túnel por la parte lateral, originando esfuerzos de corte en la superficie de Mohr.
- c. **Tercera Fase:** se inicia en la convergencia en el último tramo excavado, se produce roturas en el piso, y techo del túnel.
- d. **Cuarta Fase:** se produce presiones de estrangulamiento por la intensidad de los movimientos laterales hacia la zona protegida, ocasionando derrumbes dentro del túnel. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

Los esfuerzos que se generan en un punto de excavación en un macizo rocoso inalterado están en relación con el peso de los estratos superiores y con la historia geológica del macizo; esta genera cuatro tipos de esfuerzos en función de la morfología, la geología, la estratificación del terreno y la presencia de agua en la excavación. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

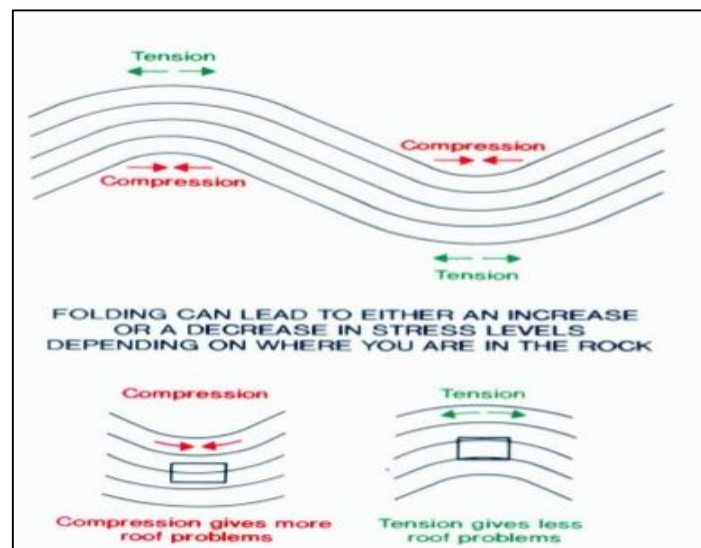
#### *1.3.2.1. Estado de esfuerzos en relación a la morfología del terreno*

Cuando la excavación lo realizamos en un anticlinal y un sinclinal, respectivamente se puede observar en el Gráfico 1.50:

- Que el techo está sometido a esfuerzos de tensión y el piso a esfuerzos de compresión. Con el método adecuado de excavación, esta situación nos permite estabilidad en los trabajos porque tanto el techo y las paredes están estables.

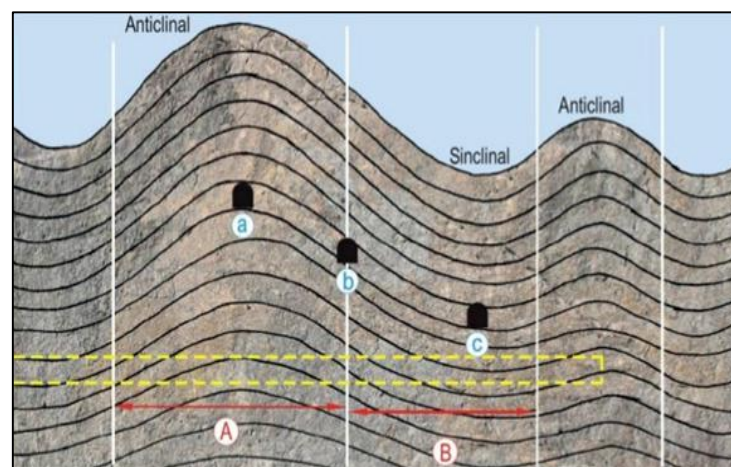
Que el techo está sometido a esfuerzos de compresión y el piso a esfuerzos de tensión. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016)

**Gráfico 1.50.** Esfuerzos inducidos por el plegamiento.



Fuente: (González, 2010)

**Gráfico 1.51.** Ubicación del eje de la excavación.



Fuente: (González, 2010)

**Tabla 1.38.** Clasificación del macizo rocoso según ISRM.

DESCRIPCIÓN	TIPO ROCA	CARACTERÍSTICAS	DESCRIPCIÓN	ESPACIAMIENTO
1. Número de familias de Discontinuidades	Clase I Clase II Clase III Clase IV Clase V Clase VI Clase VII Clase VIII Clase IX	* Masivo, Discontinuidades ocasionales * Una familia de discontinuidades * Una familia de discontinuidades más otras ocasionales * Dos familias de discontinuidades * Dos familias de discontinuidades más otras ocasionales * Tres familias de discontinuidades * Tres familias de discontinuidades más otras ocasionales * Cuatro o más familias de discontinuidades * Brechificado		
2. Número de familias de Discontinuidades		Sólido Masivo Con bloques / estratos Fracturado Muy Fracturado	Muy separadas Separadas Med. Separadas Próximos Muy próximos	> 2 m 0,6 - 2 m 0,2 - 0,6 m 0,06 - 0,2 m > 0,06 m
3. Grado de apertura de las Discontinuidades		* Muy Cerradas * Cerradas * Parcialmente abiertas * Abiertas * Moderadamente Ancha * Ancha * Muy Ancha * Extremadamente Ancha		d < 0,1 mm 0,1 < d < 0,25 mm 0,25 < d < 0,5 mm 0,5 < d < 2,5 mm 2,5 < d < 10 mm 10mm < d 1 < d < 10 cm 10 < d < 100 cm
4. Longitud de la Continuidad		* Muy baja continuidad * Baja continuidad * Continuidad Media * Alta Continuidad * Muy Alta Continuidad		L < 1 m 1 < L < 3 m 3 < L < 10 m 10 < L < 20 m 20 m < L
5. Grado de Meteorización	I II III IV V VI	* Fresco * Ligeramente Meteorizado * Moderadamente Meteorizado * Altamente Meteorizado * Completamente Meteorizado * Suelo Residual		* No aparecen signos de meteorización. * La de coloración indica alteración del material rocoso y de las superficies de discontinuidad. Todo el conjunto rocoso está decolorado por meteorización. * Menos de la mitad del macizo rocoso aparece descompuesto y / o transformado en suelo. La roca fresca o decolorada aparece como una estructura continua o como núcleos aislados. * Más de la mitad del macizo rocoso aparece descompuesto y / o transformado en suelo. La roca fresca o decolorada aparece como una estructura continua o como núcleos aislados. * Todo el macizo rocoso aparece descompuesto y / o transformado en suelo. Se conserva la estructura original del macizo rocoso. * Todo el macizo rocoso se ha transformado en un suelo. Se ha destruido la estructura del macizo y la fibrosa del material.
6. Tamaño de los Bloques y del grado de fracturación			Bloques muy grandes Bloques grandes Bloques de tamaño med. Bloques pequeños Bloques muy pequeños	< 1 1 - 3 3 - 10 10 - 30 > 30

Fuente: (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016)

Debido a la inestabilidad que los esfuerzos de compresión generan en el techo, debe utilizarse el método de excavación adecuado y utilizar elementos de sostenimiento de manera inmediata para garantizar que el túnel no colapse. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

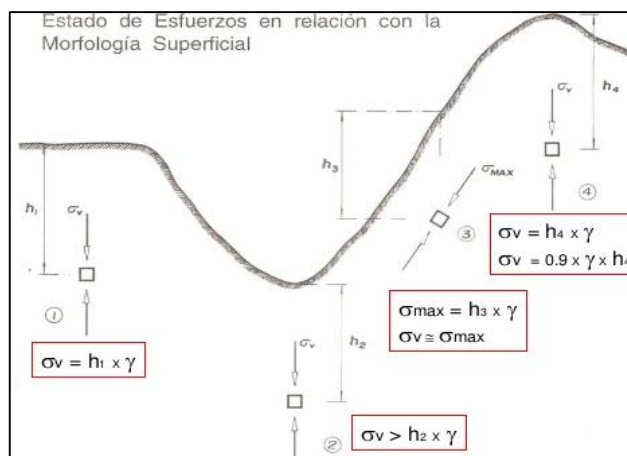
En el Gráfico 1.51 mostrado con anterioridad, al analizar el trazado de la excavación (líneas amarillas); una parte atraviesa la zona de los anticlinales (A) y la otra la zona de los sinclinales (B), vemos que la zona B es una zona que presenta dificultad en la excavación porque existe mayor probabilidad que se produzcan derrumbes. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

Condiciones regulares:

- a. Condiciones desfavorables
- b. Condiciones muy desfavorables
- A. Tramo de galería favorable
- B. Tramo de galería desfavorable

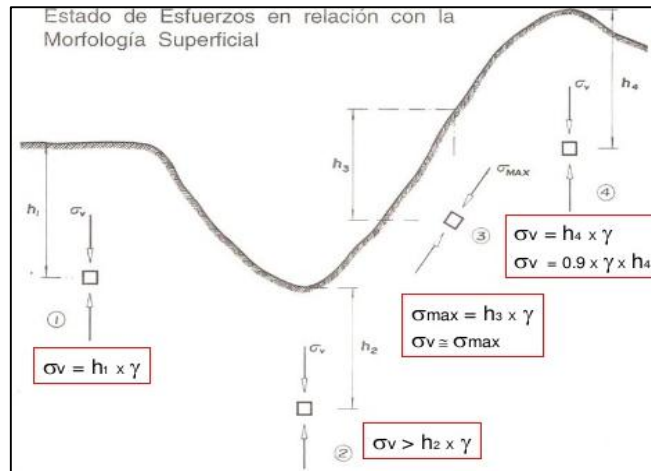
Del análisis del Gráfico 1.53 se puede resumir en la Tabla 1.39, el esfuerzo que el macizo rocoso ejerce sobre la excavación, en cada una de las posiciones indicadas.

**Gráfico 1.52.** Esfuerzos máximos y mínimos según la morfología superficial del terreno.



Fuente: (González, 2010)

**Gráfico 1.53.** Esfuerzos máximos y mínimos según la morfología superficial del terreno.



Fuente: (González, 2010)

**Tabla 1.39.** Esfuerzos del Macizo Rocosó en varias posiciones.

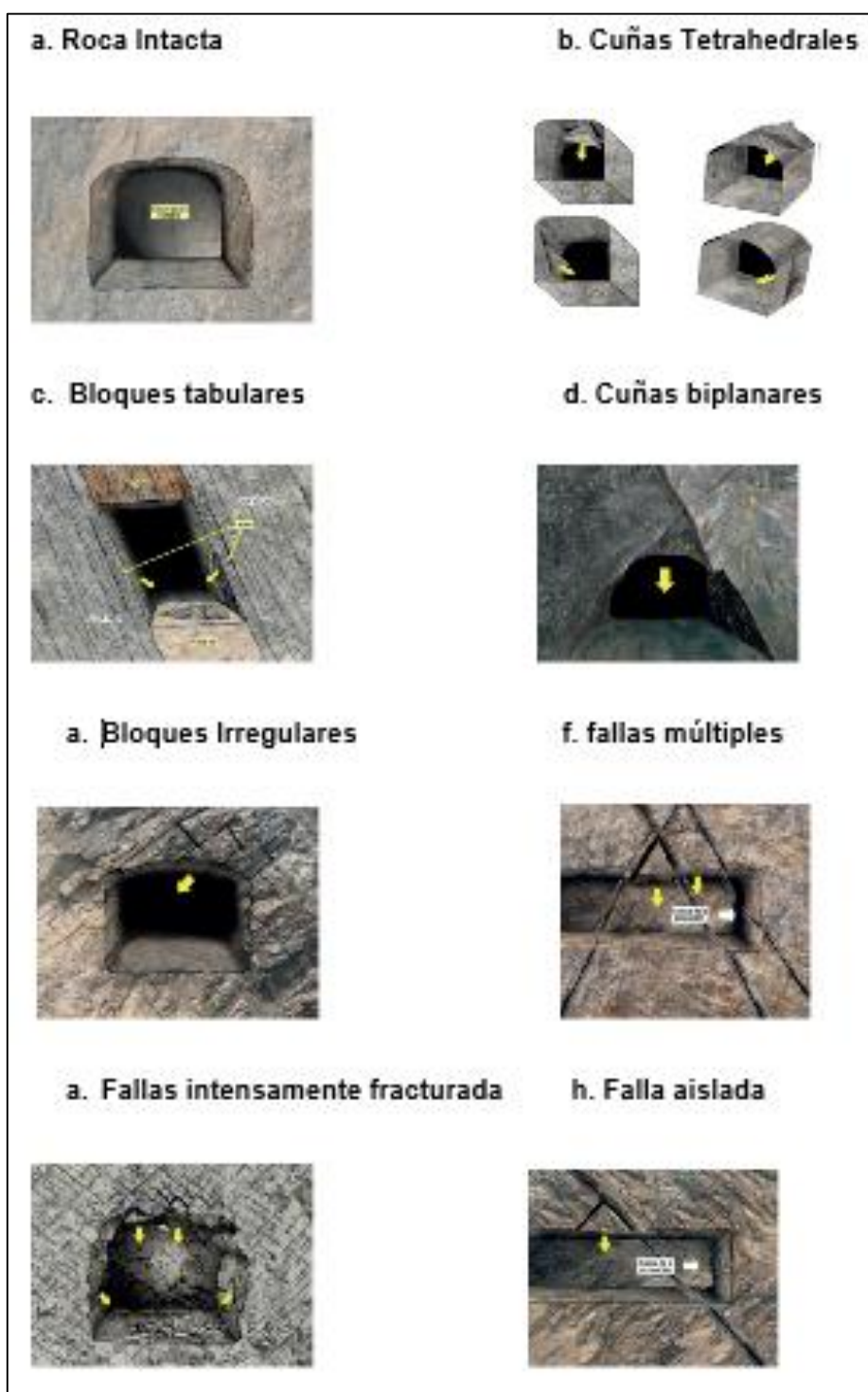
ESFUERZO	POSICIÓN 1	POSICIÓN 2	POSICIÓN 3	POSICIÓN 4	OBSERVACIONES
$F = \text{kg} / \text{cm}^2$	$F_v = h_1 \times \gamma$	$F_v = h_2 \times \gamma$	$F_{max} = h_3 \times \gamma$ $F_v = F_{max}$	$F_v = h_4 \times \gamma$ $F_v = 0,9 \times \gamma \times h_4$	$\gamma$ = densidad de la roca ( $\text{kg} / \text{cm}^3$ ) $F_v$ = esfuerzo vertical ( $\text{kg} / \text{cm}^2$ ) $h$ = profundidad de la excavación (m)

Fuente: (González, 2010)

### 1.3.2.2. Estado de esfuerzos en relación a la estructura geológica del terreno

De acuerdo a la estructura geológica del macizo rocoso (Gráfico 1.44) se tendrá que definir el elemento de sostenimiento a utilizar y decidir el método más adecuado de excavación de tal manera de garantizar la seguridad de los trabajadores de los obreros y evitar que el túnel colapse. (Barton, 1988)

**Gráfico 1.54.** Estructura geológica del terreno.



Fuente: (González, 2010)

**a. Roca Intacta:** ante la presencia de este tipo de roca no se requiere ningún tipo de elemento de sostenimiento. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**b. Cuñas Tetrahedrales:** la presencia de estas cuñas en cualquier sección de la excavación puede generar movimiento de la cuña hacia la excavación, para lo cual se requiere utilizar algún elemento de sostenimiento de manera sistemática para garantizar la seguridad de la excavación. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**c. Bloques tabulares:** las discontinuidades son aproximadamente paralelas a las paredes y al techo del túnel, en este caso se deberá colocar cerchas para impedir el movimiento del bloque hacia la excavación. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**d. Cuñas biplanares:** el rumbo de las cuñas bipolares son paralelas al eje de excavación y puede moverse hacia la excavación; se deberá colocar elementos de sostenimiento. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**e. Bloques Irregulares:** la falla y caída de los bloques del macizo rocoso puede producirse por efecto del peso propio; se deberá colocar elementos de sostenimiento. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**f. Fallas múltiples:** dependiendo del área de excavación se abarcará los distintos tipos de fallas que se presentan en el macizo rocoso generando movimiento de los bloques del macizo rocoso hacia la excavación; se deberá colocar varios tipos de elemento de sostenimiento (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

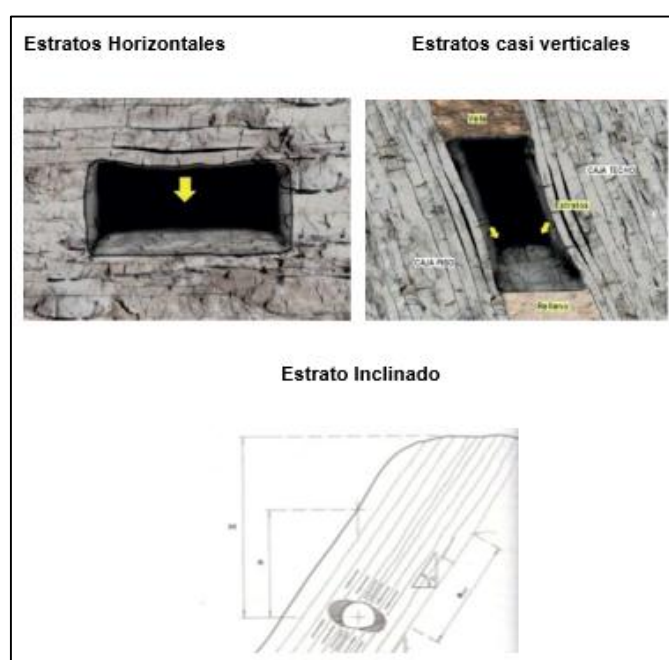
**g. Fallas intensamente fracturadas:** el alto grado de fracturamiento del macizo rocoso, puede ocasionar el colapso total de la excavación por el desprendimiento de las pequeñas piezas que quedan sueltas, esto obliga a establecer cuidadosamente un método de excavación y utilizar algunos tipos de elementos de sostenimiento. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**h. Falla aislada:** según la sección de excavación, el plano de falla del macizo rocoso puede coincidir en cualquier lugar del túnel, el tipo de sostenimiento a usarse deberá considerarse en campo. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

### 1.3.2.3. Estado de esfuerzos en relación a la estratificación del macizo rocoso

Cuando la posición de los estratos son horizontales o verticales estos tienden a debilitarse y caen por el peso propio hacia la excavación; para controlar este movimiento debe colocarse algún elemento de soporte. . (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**Gráfico 1.55.** Posición de los estratos.



**Fuente:** (González, 2010)

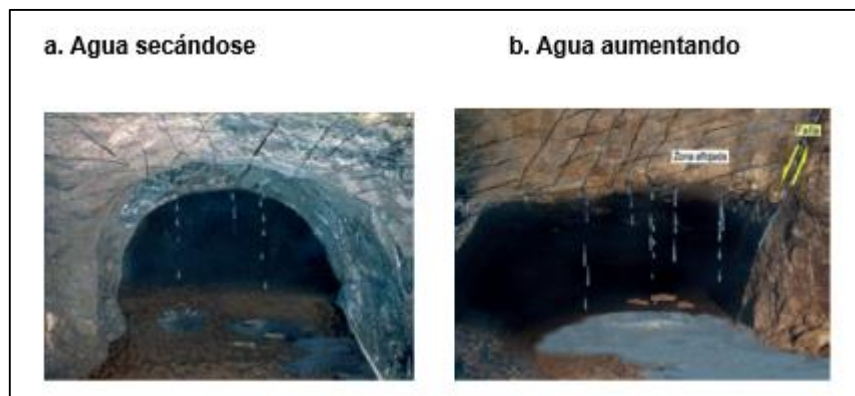
### 1.3.2.4. Presencia de agua en la excavación

El agua puede actuar como lubricante en los planos de falla y acelerar el aflojamiento de las rocas débiles y ocasionar el deslizamiento de las mismas. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

Si la zona es seca y empieza aparecer humedad en la excavación, significa que existe un aumento de esfuerzos y puede producirse el colapso del túnel. (Gráfico 1.56), entonces se debe colocar elementos de sostenimiento.

Pero si la zona de excavación es húmeda y empieza a secarse, significa que el macizo rocoso está llegando a una estabilización. (Gráfico 1.46), entonces no se debe colocar elementos de sostenimiento. (Universidad Politécnica de Catalunya., 2016).

**Gráfico 1.56.** Presencia de agua en la excavación.



**Fuente:** (González, 2010)

### 1.3.3. Elementos de sostenimiento

El objetivo principal del diseño de los sistemas de refuerzo para una excavación subterránea es ayudar al macizo rocoso a soportarse, evitar caída de rocas y prevenir accidentes a personas, maquinaria y materiales.

De acuerdo a la clasificación de rocas según Terzagui (tabla 1.20) para una roca tipo IV, nos recomienda, utilizar cerchas, pernos, loza de hormigón (foto 1.17). Entonces se procederá a diseñar estos elementos para garantizar la estabilidad de la perforación. (López, 2016).

### 1.3.3.1. Pernos de anclaje

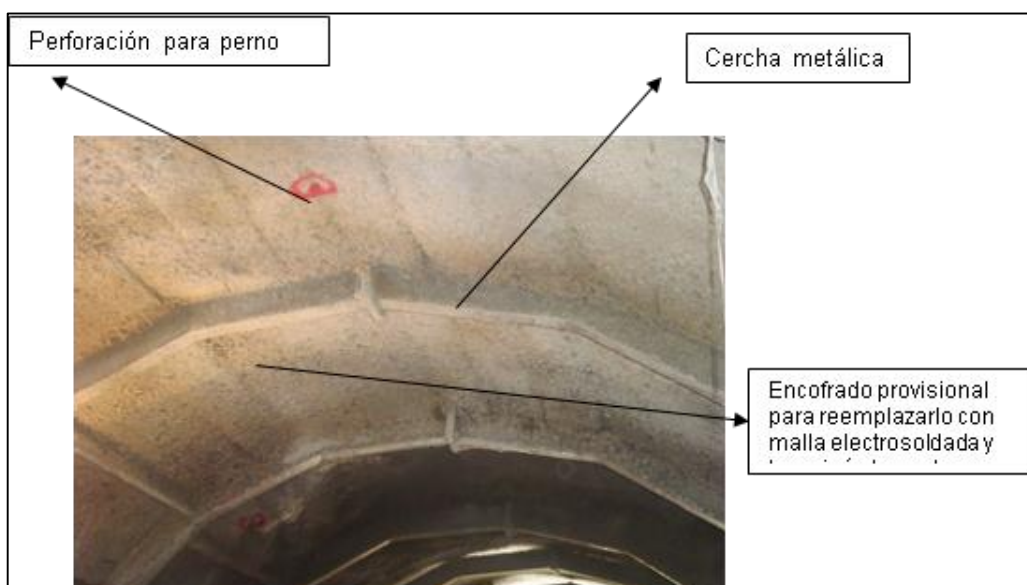
Se clasifican según su uso en: pernos de anclaje para obras subterráneas y sujeción de taludes, y pernos de anclaje para sujeción de máquinas. (López, 2016).

En el presente estudio nos referiremos a los más utilizados en obras subterráneas y taludes.

Se utiliza pernos de anclaje para coser las discontinuidades del macizo rocoso y confinarlo, para lo cual se debe conocer, cual es el plano de falla o la superficie de rotura para dimensionar la longitud del perno (Gráfico 1.57 y Gráfico 1.58). En el caso de taludes y túneles los pernos se deben colocar perpendiculares a la dirección de la falla (Gráfico 1.59). (Torres, 2004).

La estabilidad que genera un perno de anclaje al macizo rocoso, debe considerarse de manera global (cuando se utiliza una pantalla de pernos para estabilizar un talud), pero lo primero es el análisis del equilibrio individual que un perno genera, en el macizo rocoso o el suelo del talud a estabilizar (gráficos Gráfico 1.60 Gráfico 1.61 Gráfico 1.62). (Torres, 2004).

**Foto 1.17.** Variante de túnel para ferrocarril, sector río Chan Chan..

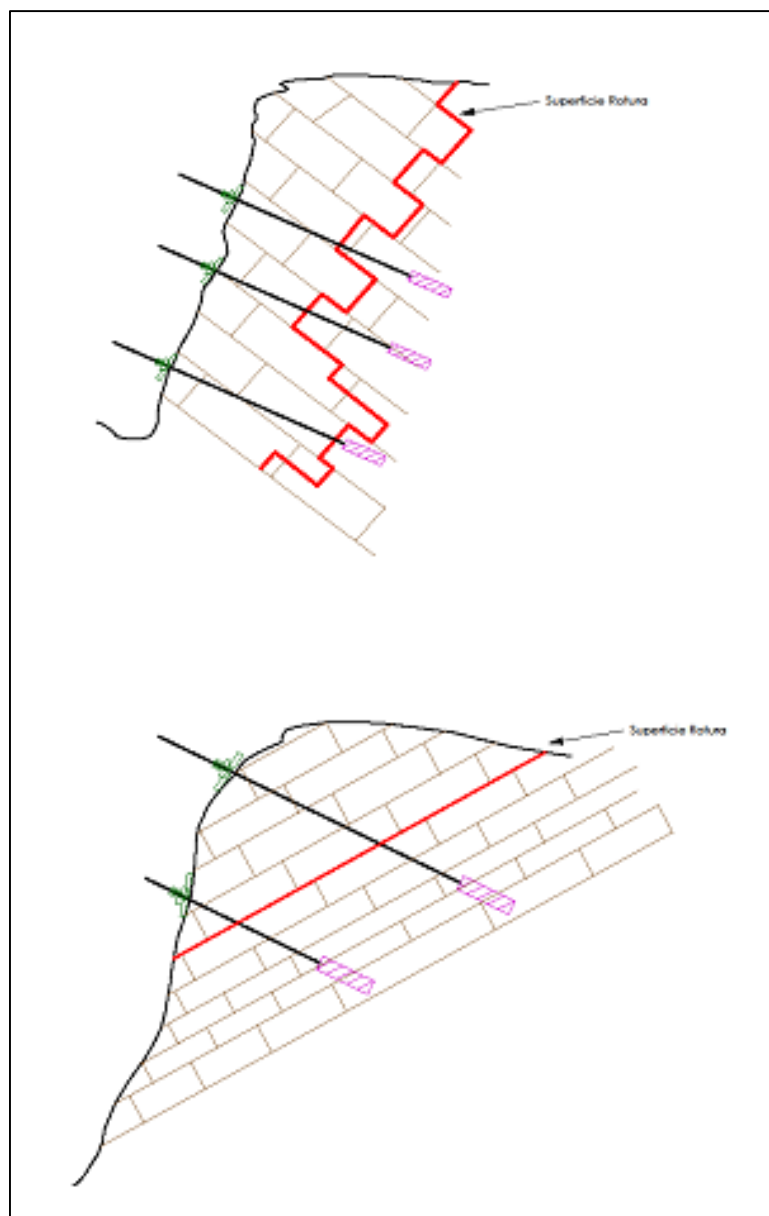


Esto implica analizar:

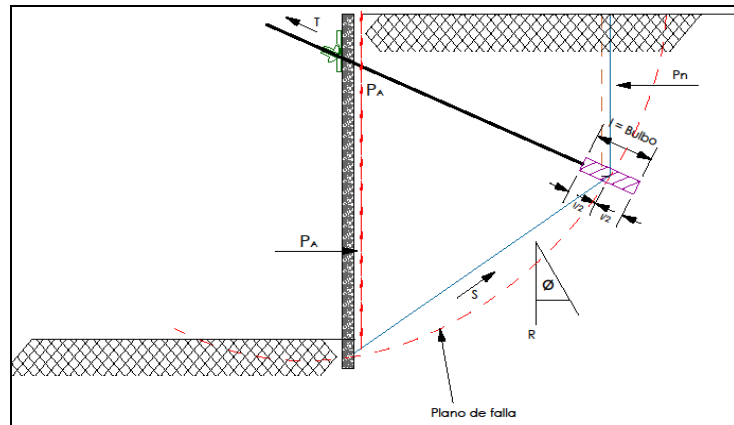
Si la longitud del perno de anclaje cose el plano de falla o la superficie de rotura.

Si la calidad del material utilizado y el diámetro del perno son suficiente para contrarrestar el movimiento del macizo rocoso. (Torres, 2004).

**Gráfico 1.57.** Superficie de rotura en un talud de un macizo rocoso.

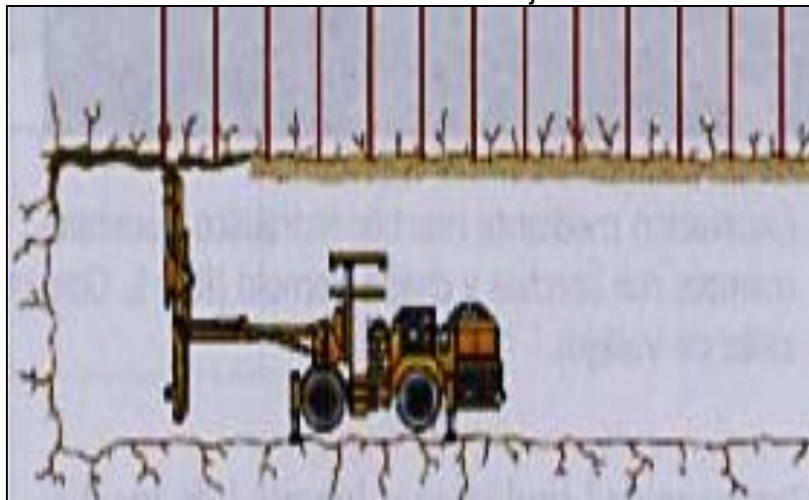


**Gráfico 1.58.** Superficie de rotura en un talud de un suelo.



**Fuente:** (Torres, 2004)

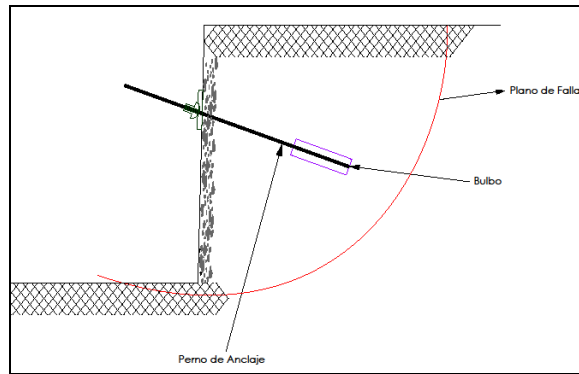
**Gráfico 1.59.** Pernos de anclaje en un túnel.



**Fuente:** (Ojeda, 2007)

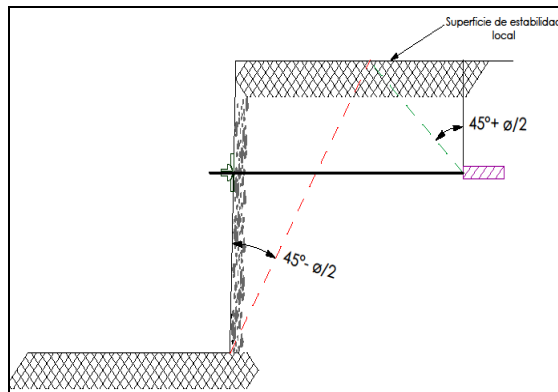
Si la longitud del bulbo es suficiente para evitar el deslizamiento del perno en el terreno. (Torres, 2004).

**Gráfico 1.60.** Longitud de anclaje no cose el plano de falla.



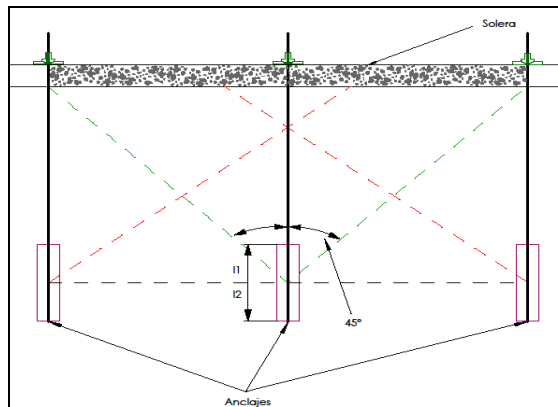
**Fuente:** (Torres, 2004)

**Gráfico 1.61.** Inestabilidad local.



**Fuente:** (Torres, 2004)

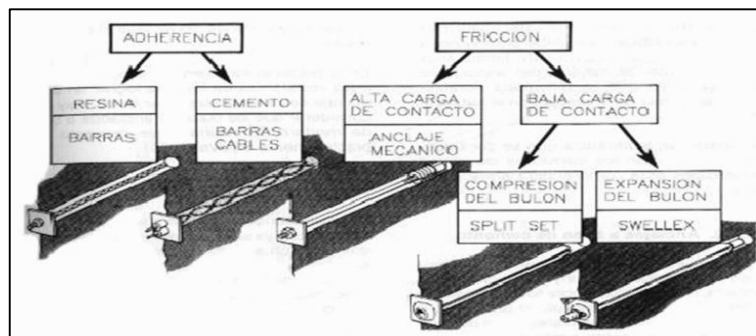
**Gráfico 1.62.** Interacción entre bulbos.



**Fuente:** (Torres, 2004)

Se los clasifica según la manera como trabaja por adherencia o por fricción (Gráfico 1.63) y en el caso que trabajan por adherencia se dividen en activos o pasivos.

**Gráfico 1.63.** Clasificación de pernos de anclaje.



**Fuente:** (Universidad de los Andes Venezuela, 2016)

#### 1.3.3.1.1. Pernos de anclaje por adherencia

**a. Activo:** cuando se trata de coser el macizo rocoso , en la punta del perno de anclaje que se introduce (Foto 1.8), se debe generar un bulbo de anclaje (para resistir la fuerza de tensado que se trasmite de la placa y tuerca al macizo rocoso), que se puede generar con cartuchos de cemento o cartuchos de resina poliéster, el resto del perno debe quedar libre para así generar una fuerza de tensado que varía de 6 a 15 toneladas, la misma que es generada por el bulbo. (Gráfico 1.64).

Luego del tensado se puede inyectar en el resto del perno lechada de cemento con la finalidad de dar protección anticorrosiva al perno. (Red ULA, 2016).

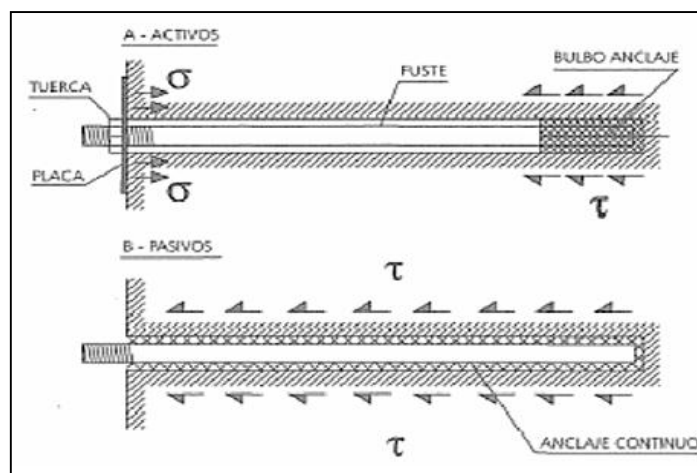
**Foto 1.18.** Bulbo de resina recubriendo al perno de anclaje.



**Nota:** Ensayo con una longitud de perforación de 15cm.

**b. Pasivo:** cuando se trata de confinar el macizo, se coloca cartuchos de cemento o resina poliéster a lo largo de toda la longitud del perno de anclaje (Foto 1.19), de tal manera que sea la roca la que se deforme y esta constituya el principal elemento de soporte del túnel, (Gráfico 1.64). (Red ULA, 2016).

**Gráfico 1.64.** Perno de Anclaje activo y pasivo.



**Fuente:** (López, 2016)

Para ambos casos el espacio hueco que queda entre la barra del perno y las paredes de la perforación, se rellena con un mortero que, al fraguar, debe asegurar la adherencia suficiente para formar un solo conjunto entre la barra y el terreno; de tal manera que el perno anclado posee una rigidez muy superior a la del terreno circundante, llegando a producirse la rotura del mismo.

Para garantizar la correcta posición del perno dentro de la perforación se utiliza separadores, de tal manera, que se garantiza que la formación del bulbo sea de diámetro uniforme

**Foto 1.19.** Perno de anclaje en varilla helicoidal rosca izquierda

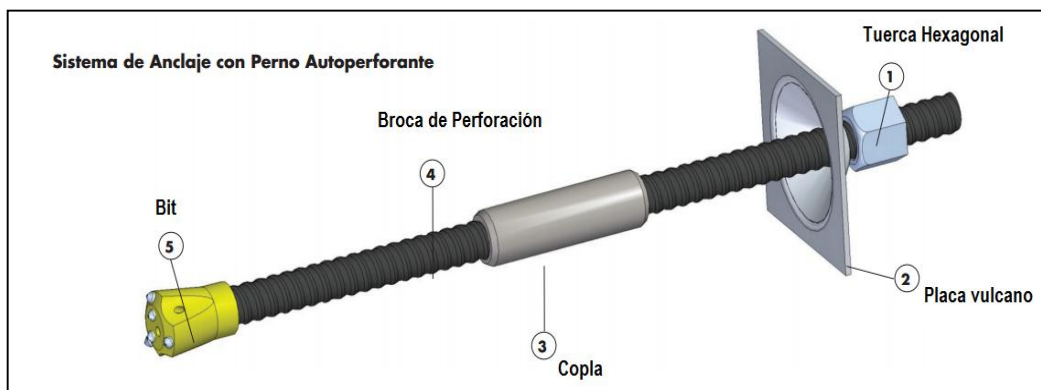


El mortero utilizado puede ser en base de resina y en base de cemento.

El mortero de resina poliéster se ofrece en forma de cartucho (salchicha), está compuesta de material inerte granular (sílice), resina poliéster (Ligante) y un catalizador (hace la función del agua en un mortero y al mezclarse inicia el fraguado), que está incluido en el mismo cartucho de la resina, pero en un compartimento separada.

El mortero en base de cemento se consigue mediante una inyección clásica de lechada, que se utiliza sobre todo cuando los pernos superan una longitud de unos 6m (Gráfico 1.65), o mediante cartuchos de cemento. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.65.** Barra helicoidal perforada.



Fuente: (Unifer, 2016)

Cuando la longitud del perno de anclaje supera la longitud comercial de la varilla, se utilizan uniones o manguitos, los mismos que bajo ningún motivo deben colocarse en la zona del bulbo. (Rojas, 2009).

De acuerdo al material usado en el perno de anclaje se dividen en:

- a. Barras de acero corrugado y fibra de vidrio: (Rojas, 2009).

En la Tabla 1.40 se muestra las características mecánicas de los materiales usados para pernos de anclaje

**Tabla 1.40.** Características mecánicas de los pernos de anclaje.

DATOS	TIPOS DE MATERIALES			
	ACERO AEH 500	ACERO AEH 500	Dywida g	Fibra de Vidrio
Carga Acero Mpa	500	500	1080	
Diámetro del acero (mm)	25	32	20	22
Resistencia Tracción Mpa				1000
Resistencia Corte Mpa				315.3
Carga Rotura (Kn)	245	400	283	
Deformación Máxima	15%	15%	10%	
Peso kg/ml	3.85	6.31	2.6	0.75
Diámetro Perforación	32	40	35+-3	30

Fuente: (Rojas, 2009)

b. Cables de acero: trabaja como un anclaje activo y se usa mucho para longitudes mayores a 12m, porque como es flexible no presenta dificultad en colocarse en la Tabla 1.41, se resume las características mecánicas del cable de acero. (Rojas, 2009).

**Tabla 1.41.** Características Mecánicas del cable de acero usado para anclaje.

DATOS	Cable acero
Carga Acero Mpa	1770
Diámetro del acero (mm)	28
Carga Rotura (Kn)	500
Deformación Máxima	3%
Peso kg/ml	3.1
Diámetro Perforación	35

Fuente: (Rojas, 2009)

#### 1.3.3.1.2. Pernos de anclaje por fricción

Este tipo de perno es de uso temporal, su fijación es por medios mecánicos (golpe), tacos de expansión (Gráfico 1.65), se agrupan según la presión de contacto: (Rojas, 2009).

a. Alta presión de contacto: el anclaje se logra con un taco metálico de expansión que se introduce en el fondo de la perforación y en el cual ingresa el perno de anclaje cuyo extremo esta roscado para ser introducido en el taco metálico , el perno se tensa con la tuerca y placa del otro extremo del perno , su uso se restringe exclusivamente a la minería porque con el tiempo la superficie de contacto del taco con la roca tiende a debilitarse , las características mecánicas de este tipo de perno se muestra Tabla 1.42. (Rojas, 2009).

**Tabla 1.42.** Capacidad de carga de perno de anclaje.

DESCRIPCION	DATOS
Calidad del acero Mpa	700
Diámetro del Perno mm	16
Carga de Soporte Kn	140
Diámetro de Perforación mm	35-38

**Fuente:** (Rojas, 2009)

b. Baja presión de contacto: en este grupo están los pernos que se introducen a golpe que son los Split set, formado por un tubo partido longitudinalmente tipo cuña, de acero de 2 o 3mm de espesor soldado como cabeza una placa, de diámetro superior a la perforación en que va a ser anclado, al golpearle ingresa en el barreno y va deformándose (se cierra) esto genera el anclaje con la roca, la longitud máxima es de 2J, 1m. (Rojas, 2009).

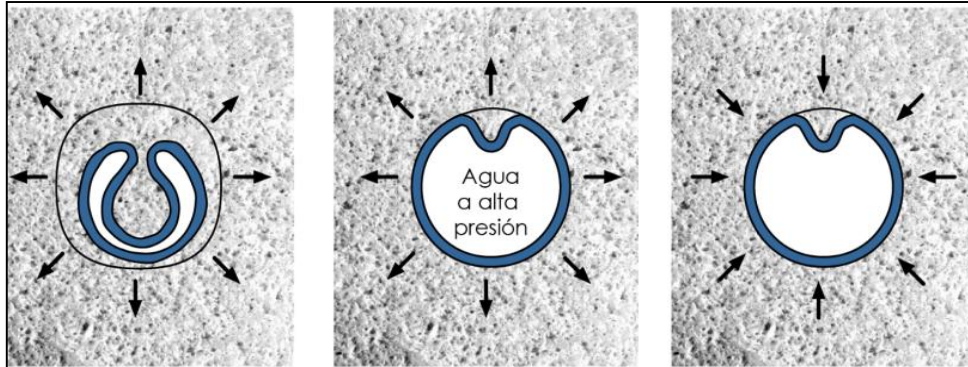
Los pernos Swellex, desarrollados por Atlas Copco, están constituidos por un doble tubo de lámina delgada, que se infla con agua a presión una vez introducido en la perforación; para adaptarse a la superficie lateral del terreno, generando así fricción con las paredes de la perforación. (Gráfico 1.66)

El ciclo de colocación de un perno Swellex es el siguiente:

- 1° El perno es introducido en la perforación
- 2° Se inyecta agua a alta presión hasta dilatar el tubo
- 3° Se libera la presión de agua y la roca luego se contrae.

Los distintos tipos de pernos Swellex se muestran en la Tabla 1.43, que a la hora de la toma de decisiones pueden ayudar. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.66.** Pernos de anclaje por fricción



**Tabla 1.43.** Características mecánicas de los pernos Swellex.

DATOS	TIPOS		
	Swellex	Super Swellex	Yielding Swellex
Diámetro del Perno (mm)	27	36	27
Carga Rotura (Kn)	110	220	95
Deformación Máxima	15%	15%	15%
Peso kg/ml	2	3.9	2
Diámetro Perforación	35-38	45-48	35-38

Fuente: (Rojas, 2009)

*1.3.3.1.3. Determinación de la longitud de Pernos, espesor del hormigón, longitud sin hormigón*

Según Barton, el espesor del hormigón, la longitud de los pernos de anclaje, y la distancia sin revestir en el frente del túnel se resume en la Tabla 1.44

**Tabla 1.44.** Resumen de cálculo de pernos de anclaje, espesor hormigón.

DISTANCIA REVESTIR FRENTE (m)	SIN EN EL	ESPESOR HORMIGON (cm)			OBSERVACIONES
			BOVEDA	HASTIALES	
$F = (m)$	$F = 2 \times \phi^{0.66}$				
$t = (lm)$		$t = \frac{F \times R}{F_c}$			Fc: esfuerzo de compresión del hormigón simpes
LONGITUD PERNO ANCLAJE (m)			$L = \frac{2X0.15XA}{ESR}$	$L = \frac{2X0.15N}{ESR}$	H= ALTO TUNEL A= ANCHO DEL TUNEL ESR= TABLA 1.32

Fuente: (López,J, 2007:512)

**Tabla 1.45.** Valores del ESR para distintos tipos de excavación.

ITEM	Tipo de excavación	valor ESR
A	Minas abiertas temporalmente	3 a 5
B	Minas abiertas permanentemente	1.6
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles pequeños de carreteras y ferrocarriles, túneles de acceso	1.3
D	Centrales eléctricas subterráneas, túneles grandes de carretera y ferrocarril, cavernas de defensa civil, intersecciones, boquillas	1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, pabellones deportivos y de servicio	0.8

Fuente: (López,J, 2007:512)

#### 1.3.3.1.4. Cálculo para determinar la sección de la barra de anclaje y el bulbo de anclaje y la cantidad de pernos por metro cuadrado

En la Tabla 1.46 se ha elaborado el proceso de cálculo para dimensionar la sección del perno, la longitud del bulbo de anclaje y la densidad de pernos por metro cuadrado que se debe utilizar.

**Tabla 1.46.** Proceso de cálculo de la sección, bulbo de un perno de anclaje .

DESCRIPCIÓN	TIPO DE ANCLAJE		CARTUCHOS		CONDICIONES	OBSERVACIONES
	Permanente (k)	Provisional (k)	CEMENTO	RESINA		
Carga Nominal Mayorada $P_{Nd} = KP_N$	1,5	1,2			* Tomar la mayor de la carga obtenida, el realizar el cálculo de estabilidad global. * La carga obtenida en el cálculo de los estados límites de servicio sin mayoración.	$P_N =$ Carga nominal de cada anclaje
Tensión Admisible del Acero	$P_{Nd} / A_s \leq f_r / 1,30$ $P_{Nd} / A_s \leq f_y / 1,15$	$P_{Nd} / A_s \leq f_r / 1,25$ $P_{Nd} / A_s \leq f_y / 1,10$				$A_s =$ Sección del Tirante tabla 33d $f_r =$ Límite de rotura del acero del tirante $f_y =$ Límite elástico del acero del tirante
Comprobación del deslizamiento del tirante dentro del bulbo	Formulación $\frac{P_{Nd}}{(L_b \cdot P_r)} \leq \frac{T_{lim}}{1,2}$		$T_{lim} = 6,9 (f_r / 22,5)^{1,2}$ Adherencia límite entre el tirante y la lechugata expresada en MPa $f_c =$ Esfuerzo a compresión a los 28 días del cartucho de cemento	$T_{lim} =$ Esfuerzo max. al corte, de la roca. Tabla 22 a		$L_b =$ Longitud de cálculo del bulbo $P_r =$ Perímetro Nominal del Tirante $= 2 \sqrt{\pi \cdot A_s}$
Comprobación de la seguridad frente al arrancamiento del bulbo	$\frac{P_{Nd}}{(\pi \cdot \varnothing_n \cdot L_b)} \leq a_{adm}$					$a_{adm} =$ Adherencia admisible frente al deslizamiento o arrancamiento del terreno que rodea el bulbo o roca (kg/cm <sup>2</sup> ) $\varnothing_n =$ Diámetro nominal del bulbo o diámetro de la perforación (mm)
Longitud del bulbo ( Longitud de anclaje )  Cálculo de número de pernos por unidad de superficie	$L_b = \frac{S \cdot P_{Nd}}{(a_{adm} \cdot \pi \varnothing_n)}$ $n = \frac{S \cdot L \cdot \rho}{f_r \cdot A_s}$				El espaciamiento mínimo entre pernos para que no se crucen los conos de influencia: gráfico 48c. Es igual al diámetro del cono de influencia; gráfico 53a.	$S =$ Factor de seguridad = 2 $L =$ Longitud del tirante $\rho =$ Densidad de la roca $n = \frac{\# \text{pernos}}{m^2}$
Adherencia Admisible Bulbo	SUELOS		ROCAS			
	- Ensayos de Investigación $a_{adm} = \frac{c^1}{F_{2c}} + \sigma^1 \cdot \frac{tg \varphi^1}{F_{2\varphi}}$		Cuando se trate de rocas poco alternadas, grado III ó menor según ISRM, y para anclajes con inyección única global IU, podrá considerarse la adherencia límite indicada en la tabla 33 c. $a_{adm} = \frac{a_{lim}}{F_3}$			$c^1 =$ Cohesión efectiva del terreno en el contacto terreno-bulbo. $\varphi^1 =$ Ángulo de rozamiento interno efectivo del terreno en el contacto terreno-bulbo. $\sigma^1 =$ Presión efectiva del terreno en el centro del bulbo más una tercera parte de la presión de inyección aplicada. $F_{2c} = 1,60;$ Coeficiente de minoración de la cohesión. $F_{2\varphi} = 1,35;$ Coeficiente de minoración de la fricción. $F_3 =$ Tabla 33b

Fuente: (Seguridad Minera, 2012)

El código ACI 318-02 APENDICE D, establece que el área del acero del perno se puede calcular según la Tabla 1.47.

**Tabla 1.47.** Cálculo del área del acero del perno de anclaje según El código ACI 318-02 APENDICE D.

DESCRIPCIÓN	FORMULACIÓN	CONDICIONES		OBSERVACIÓN
		ACERO DÚCTIL	OTROS ACEROS	
Área del perno de anclaje (m <sup>2</sup> )	$A_s = \frac{U_n}{(\theta * n * f_{ut})}$	$\theta = 0,75$	$\theta = 0,65$	$n = 1$ $U_n = 1,4 * P_n \text{ kg/cm}^2$ $f_{ut} = 1,9 f_y \text{ kg/cm}^2$

Fuente: (American Institute of Steel Construction, 2002)

La norma AISC 360-05 (Tabla 1.48), habla de la calidad de los aceros y la sección del acero que se debe utilizar para pernos de anclaje.

Cuando se calcula la cantidad de pernos de anclaje que se debe poner por metro cuadrado se debe considerar que la longitud del bulbo calculada, es el radio del círculo de influencia del área del anclaje (porque se genera una cuña de rotura de 45 grados), entonces se expresa que: se coloca un perno de anclaje por el área del círculo de la cuña de rotura, esto se puede visualizar en el Gráfico 1.67, además se aclara que la longitud del bulbo en este caso por existir una grieta no es lo mismo que la longitud total del perno de anclaje (García, 2005).

El diseño geométrico de la pantalla de pernos debe garantizarnos la estabilidad global de la estructura, talud o túnel Gráfico 1.68.

**Tabla 1.48. Norma AISC 360-05 aplicable al material**

Norma aplicable al material	Grado o tipo	Diámetro (In.)	Resistencia a la tracción, para el diseño, fut (ksi)	Resistencia a la tracción min. (ksi)	Tensión de fluencia, min		Alargamiento, min		Reducción del área min (%)
					ksi	método	%	longitud	
AWS D 1.1 <sup>2</sup>	B	01/02/2001	60	60	50	0,20%	20	2 in.	50
ASTM A 307 <sup>3</sup>	A	≤ 4	60	60	-	-	18	2 in.	-
	C	≤ 4	58	58-80	36	-	23	2 in.	-
ASTM A 354 <sup>4</sup>	BC	≤ 4	125	125	109	0,20%	16	2 in.	50
	BD	≤ 4	125	150	130	0,20%	14	2 in.	40
ASTM A 449 <sup>5</sup>	1	≤ 1	120	120	92	0,20%	14	4 D	35
		1 - 1-1/2	105	105	81	0,20%	14	4 D	35
		≥ 1-1/2	90	90	58	0,20%	14	4 D	35
ASTM F 1554 <sup>6</sup>	36	≤ 2	58	58-80	36	0,20%	23	2 in.	40
	55	≤ 2	75	75-95	55	0,20%	21	2 in.	30
	100	≤ 2	125	125-150	105	0,20%	15	2 in.	45

1. Los materiales listados son los que habitualmente se utilizan para los anclajes en hormigón. Aunque se puede utilizar otros materiales (por ejemplo acero ASTM A 193 para aplicaciones de alta temperatura acero ASTM A 320 para aplicaciones de baja temperatura), para las aplicaciones normales se prefieren materiales listados. Los materiales para bulones de acero estructural tales como los aceros ASTM A 325 Y ASTM A 490, normalmente no se consiguen en las longitudes que se requieren en las aplicaciones para anclaje en hormigón.

2. AWS D1 1-00 Structural Welding code – Steel. Esta especificación abarca los pernos de cabeza soldados o los pernos con gancho soldado (sin rosca) Ninguna de las otras especificaciones listadas abarca los pernos soldados.

3. ASTM A 307-00 Standard Specification for Carbon Steel Bolts and Studs 60.000 psi Tensile Strength. Este es un material habitualmente utilizado para los anclajes en hormigón. El Grado A corresponde a los bulones y pernos con cabeza. El Grado C corresponde a los bulones (pernos sin cabeza ya sean rectos o doblados y equivale a acero ASTM A 36. Observar que aunque no hay un requisito sobre la reducción del área, se puede considerar que el acero ASTM A 307 es un elemento de acero dúctil. La definición de Elemento de acero dúctil de la sección D.1 del código dice: Los elementos de acero que satisface los requisitos de ASTM A 307 se debe considerar dúctiles.

4. ASTM A 354 -01 Standard Specification for Quenched and Tempered Alloy Steel Bolts, Studs and Other Externally Threaded Fasteners. La Resistencia del Grado BD equivale a la del ASTM A 490.

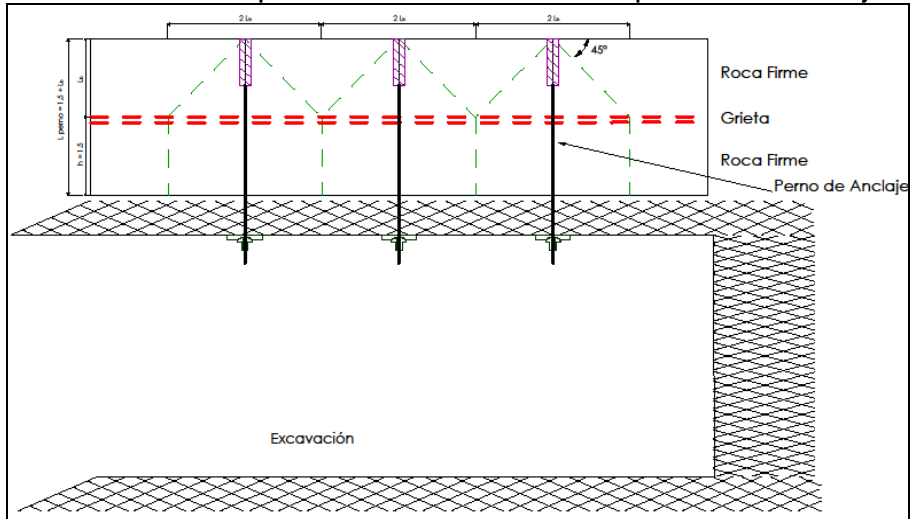
5. ASTM A 449 -00 Standard Specification for Quenched and Tempered Steel Bolts and Studs ASTM A325 hace referencia a esta especificación para los bulones de anclaje "equivalentes".

6. ASTM F 1554 – 99 Standard Specification for Anchor Bolts. Esta especificación abarca los bulones de anclajes rectos y doblados con y sin cabeza de tres grados diferentes de Resistencia. Se puede conseguir anclajes con diámetros menores que 4 in. Pro los requisitos sobre reducción del área varían para los anclajes de menos de 2 in.

**Fuente:** (American Institute of Steel Construction, 2002)

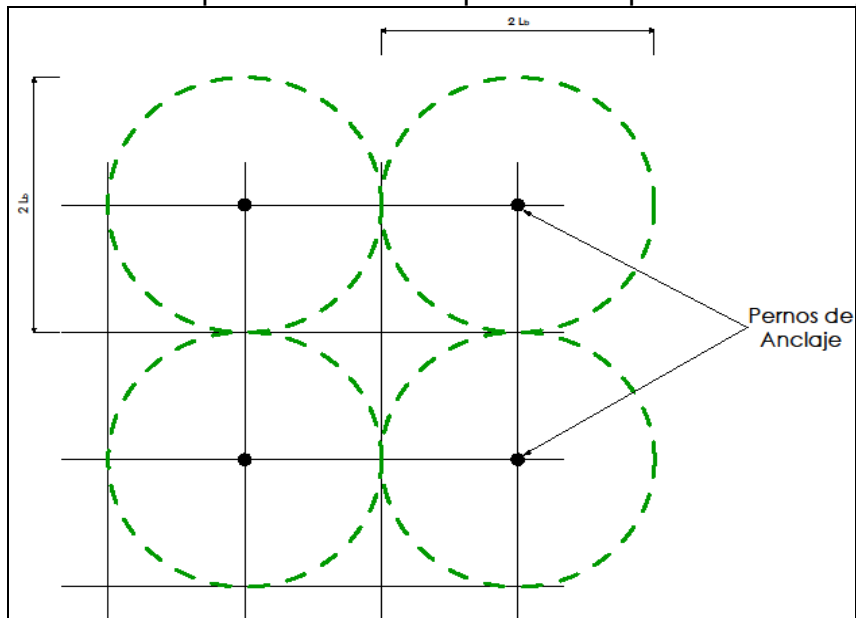
El diseño geométrico de la pantalla de pernos de anclaje debe garantizarnos la estabilidad global de la estructura, talud o túnel (Gráfico 1.68.) (Alonso, 2001)

**Gráfico 1.67.** Espaciamiento mínimo entre pernos de anclaje.



Fuente: (Alonso, 2001; García, 2005)

**Gráfico 1.68.** Implantación de una pantalla de pernos de anclaje .



### 1.3.3.1.5. Recomendaciones para colocar pernos de anclaje

De acuerdo a la experiencia se recomienda que el diámetro de la broca de perforación sea 10 o 15 mm mayor (Tabla 1.49) que el diámetro de la barra de anclaje. Si el diámetro de la broca de perforación aumenta, se deben utilizar más cartuchos de resina o cemento y se emplea más tiempo en colocar el perno, y esto no garantiza que los resultados sean óptimos (Carpdiem, 2012).

**Tabla 1.49.** Brocas de perforación recomendadas según el diámetro de la varilla .

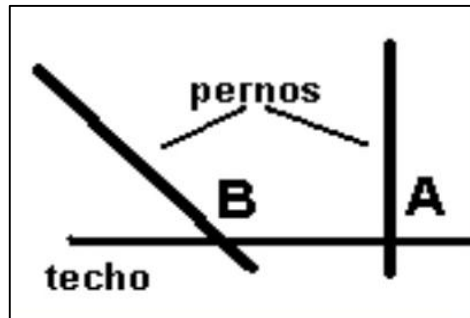
Díametro Perno Helicoidal (mm)	Díametro Broca de Perforación (mm)
25 mm	35 y 40
32 mm	32 y 36
19 mm	29 y 34

**Fuente:** (Carpdiem, 2012)

El Perno de anclaje debe colocarse con un ángulo desde 45 a 90 grados con respecto a la superficie (

Gráfico 1.69) esto garantiza que el perno trabaje entre el 70% al 100% de la carga de diseño, la placa de ajuste debe ir pegada a la roca, esto mejora la fortificación de la roca (Gráfico 1.70) (Rojas, 2009)

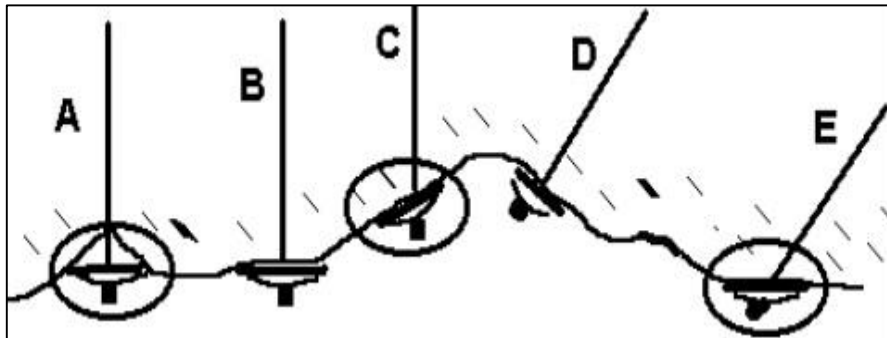
**Gráfico 1.69.** Ubicación del perno respecto a la superficie.



Fuente: (Rojas, 2009)

En el Gráfico 1.70 la posición B y D cumple con estas recomendaciones, la posición A, C, E no cumple con estas recomendaciones. (Rojas, 2009).

**Gráfico 1.70.** Posición de los pernos de anclaje para tener una buena fortificación.



Fuente: (Rojas, 2009)

#### 1.3.3.1.6. Cartuchos de resina

Como ya se mencionó anteriormente, para pegar el acero en la roca se requiere de un producto que los una, este puede ser una lechada de cemento, un cartucho de cemento o un cartucho de resina (Foto 1.20).

El cartucho de resina está dosificado y empacado en forma de un cilindro de hasta 500mm de largo, y responde al concepto de un mortero polímero porque está compuesto de un componente A, que se forma por la mezcla de un

agregado fino como es el sílice, y el ligante: la resina poliéster; el componente B, es un líquido encapsulado en una ampolleta de vidrio, constituido por una mezcla de cobalto, estireno y Merck peróxido, que al mezclarse con el componente A forma una pasta viscosa que empieza a gelificar desde los 4 minutos. (Gil, 2012).

**Foto 1.20.** Cartucho resina lenta 30x500mm, Fabricación nacional.



#### *1.3.3.1.6.1. Características técnicas del cartucho de resina poliéster*

De la hoja técnica de la resina poliéster que ofrece Joce Cía Ltda., dice:

a) Esfuerzo de arrancamiento a tracción directo en roca, con perforación de 50mm diámetro y perno de anclaje de acero estriado de 25 mm de diámetro. Anclado 14cm a las 24 horas y temperatura de 18,8°C: 64.7kg/ cm<sup>2</sup>.

b) Propiedades Densidad: 1.8 Kg/dm<sup>3</sup> (20°C)

- Gran adherencia a roca, hormigón y acero
- Gran rapidez de colocación y de fraguado
- Gran capacidad de anclaje en corto periodo
- Material tixotrópico

- Gran resistencia mecánica y química.
- La resina ya curada o procesada es resistente a los ácidos y álcalis entre 2 a 10 pH
- No presente ningún debilitamiento aun estando sumergido en agua.
- Presenta un anclaje indefinido.
- Reduce costos de mano de obra.
- Completamente curada o procesada la resina es más fuerte que la roca y que la mayoría de los otros materiales en los cuales es usada.
- La resina procesada es resistente a la distorsión provocada por calentamiento hasta 100°C.
- La instalación no es afectada y su fuerza no disminuye, siempre que la resina y su envoltura estuvieran a una temperatura de 10°C en el momento de su instalación.
- El tiempo de gelidificación o estado plástico antes de endurecer, está indicado para cada tipo. No se hace referencia a fraguado inicial y final por ser muy breve los periodos entre uno y otro el cual puede variar desde 1 minuto hasta 15 minutos.

c) Campos de aplicación:

En faenas mineras:

- Sostenimiento de galerías
- Soporte inmediato cuando cesa el corte y relleno en aperturas o perforaciones de rocas.
- Refuerzo de pilares, aperturas o perforaciones y pasos de la mina o mineral en bruto.
- Soporte permanente de huecos dinamitados, estaciones de trituradoras y vías de tracción.
- Calzas para elevar taladros, soportes de roca, engrasadoras y fijación de toda otra maquinaria de minería.

En obras civiles:

- Obras subterráneas.
- Sostenimiento de túneles.
- Consolidación de taludes.

Modo de empleo:

Efectuar la perforación hasta una profundidad igual al largo del perno, considerando que la parte roscada de éste, quede fuera de la perforación y la punta del perno debe ser cortante, en forma de diámetro bisel.

Limpiar la perforación lo mejor posible, preferentemente mediante aire comprimido.

Se inserta a los cartuchos de anclaje en la perforación, calculando un exceso de volumen de resina entre un 10 – 20% con el fin de cubrir irregularidades o grietas en la perforación.

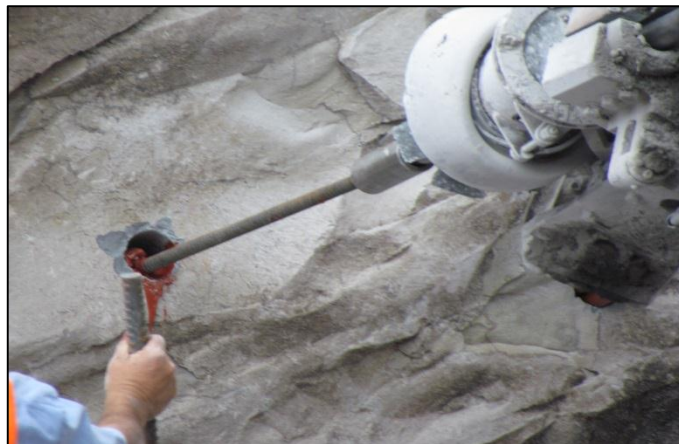
Se inserta el perno rotándolo mecánicamente a través de los cartuchos para que los rompa y se produzca la mezcla entre la resina y catalizador. El perno se puede rotar con el mismo equipo con se efectuó la perforación.

Una vez que el perno llegue al fondo de la perforación, se recomienda seguir rotando por unos 90 – 100 segundos, asegurando tener una buena mezcla de los componentes del cartucho de anclaje". (Foto 1.21, Foto 1.22).

**Foto 1.21.** Colocación manual de resina en la perforación donde será colocado el perno de anclaje.



**Foto 1.22.** Batido de la resina.



**Nota:** Batido de la resina, mientras se introduce la varilla de anclaje con la ayuda del jumbo.

Cuando la temperatura del ambiente es menor a  $< 10^{\circ} \text{C}$  se debe aumentar el tiempo de la rotación por lo menos un 30%.

*Recomendaciones:*

Una vez terminada la faena, se recomienda limpiar las herramientas con solvente del tipo acetona.

*Almacenamiento:*

Los cartuchos de resina poliéster no deben ser expuestos a la luz solar las cajas no deben ser colocadas mayor a 3 filas (Foto 1.23).

*Precauciones de manipulación:*

Durante la manipulación de cualquier tipo de producto químico, evite el contacto directo con los ojos, piel y vías respiratorias.

Se recomienda protegerse utilizando guantes de goma y anteojos de seguridad.

En caso de contacto con los ojos, lavar inmediatamente con abundante agua manteniendo los párpados abiertos. A la vez, se recomienda lavarse las manos antes de ingerir alimentos.”

**Foto 1.23.** Almacenamiento de resina en cajas apilables en no mas de 3 unidades.



*1.3.3.1.6.2. Cálculo para determinar la cantidad de cartuchos de resina para el anclaje de un metro de perno anclaje*

En la Tabla 1.50 se resume el proceso de cálculo para determinar el número de cartuchos que se debe poner por cada metro línea de perno de anclaje.

**Tabla 1.50.** Resumen de cálculo de la cantidad de cartuchos de resina para el anclaje de un metro de perno anclaje.

DESCRIPCIÓN	FORMULACIÓN	OBSERVACIÓN ( mm )	EJEMPLO
Cantidad de cartuchos de resina en un metro de anclaje	$n = \frac{(\varnothing^2 - d^2) * 1000}{(E \cdot d_1^2)}$	$\varnothing$ = Diámetro perforación. $d$ = Diámetro de perno. $E$ = Longitud del cartucho $d_1$ = Diámetro del cartucho.	$\varnothing = 50$ $d = 25$ $E = 500$ $d_1 = 30$ $n = 4.17$ número de cartuchos por metro lineal de perno de anclaje.

Fuente: (Carpdiem, 2012)

Del ejemplo que se plantea, 4.17 significa que es la cantidad de cartuchos de resina de las características indicadas por metro lineal de perno, si el perno es de tres metros de longitud la cantidad de cartuchos será 12.51 unidades se colocará 12 unidades porque habría un desperdicio de 0.49 unidades.

Para clarificar la importancia del diámetro de la broca de perforación en el consumo de resina, se ha tabulado en la Tabla 1.51 varios diámetros

**Tabla 1.51.** Cantidad de resina utilizada para varilla 25mm y perforación recomendada y utilizada en el presente estudio .

Datos fijos	Diámetro Perforación mm	Cantidad resina- m
diam varilla = 25mm	38	1.6
diam cartucho = 32mm	50	3.66
longitud cartucho =500mm	90	14.6

Al analizar los resultados de la Tabla 1.51 se puede ver claramente que el diámetro de perforación sugerido en la Tabla 1.50 nos da como resultado el menor consumo de cartuchos de resina por metro de perforación.

Al colocar el perno de anclaje en una perforación que no es la sugerida según la Tabla 1.50, la holgura que queda entre la varilla y la perforación en el macizo rocoso (Foto 1.24) ocasiona que para, conseguir una mezcla homogénea de la resina con el catalizador, se requiera más tiempo de batido del perno de anclaje;

esto ocasiona utilizar más tiempo equipo para colocar el perno, lo cual lo hace antieconómico.

**Foto 1.24.** Colocación de cartuchos de resina en una perforación de 90mm.



*1.3.3.1.6.3. Procedimiento para colocar pernos de anclaje y cartuchos de resina.*

El procedimiento de colocación de resina y perno es de la siguiente manera:

- Señalar en la excavación subterránea o talud, el sitio donde se debe perforar para colocar el perno cuyo diámetro y longitud el estudio geotécnico lo ha determinado; con la ayuda de una “pata de avance “o un jumbo se procede a perforar con una broca 15mm de diámetro mayor que el diámetro del perno.
- Limpiar con una manguera de aire o de agua, los residuos de la perforación e introducir en la perforación el cartucho de resina taconeando con un palo, con el siguiente criterio:
  - Resina rápida hasta un tercio de la longitud total desde el fondo de la perforación.
  - Resina lenta el tercio medio de la perforación.
  - Resina rápida el tercio final de la perforación.
- Colocar el perno de anclaje en la pata de avance o en el jumbo en lugar de la broca de perforación proceder a introducirlo (ingresa girando como si fuera la

broca), cuando el perno ya ha llegado al final de la perforación, mantener durante un minuto adicional “batiendo” la mezcla.

Como el perno ingresa en la perforación rotando, al tocar el cartucho de resina, el componente B que esta encapsulado en una ampolleta de vidrio se rompe, y al mezclarse con el componente A forma una pasta viscosa que empieza a fraguar; esta pasta cubre completamente al perno de anclaje.

### 1.3.3.1.7. Protección anticorrosiva en los pernos

“Todos los elementos de acero sometidos a tracción deben ser protegidos de la corrosión durante su vida útil”. (Artesanal, 2016).

**Tabla 1.52.** Protección anticorrosiva para los pernos de anclaje.

Descripción	Anclados Provisionales	Anclados Definitivos
<b>Zona de Bulbo</b>	Tirante rodeado de lechada de cemento con 10mm de recubrimiento	* Un tubo corrugado de plástico conteniendo el tirante, con vaina estanca entre la lechada de cemento que protege el tirante y la inyección del bulbo. El espesor mínimo de lechada entre tirante y tubo será de 5mm. * Un tubo corrugado de plástico conteniendo el tirante, preinyectado con lechada de cemento. El espesor mínimo de lechada entre tirante y tubo será de 5mm. * Dos tubos concéntricos corrugados conteniendo el tirante, preinyectados, la zona central y el espacio anular, con un producto viscoso de protección o con lechada de cemento. El espesor mínimo de recubrimiento será de 5mm.
<b>Zona libre</b>	* Cada tendón, o la barra, rodeado de una vaina de plástico terminada en una junta estanca. * Cada tendón, o la barra, rodeado de una vaina de plástico rellena de material anticorrosión. * Todos los tendones rodeados por un tubo de plástico relleno de material anticorrosión.	* Una Vaina de plástico por tendón, rellena de un producto viscoso de protección. Más A, B ó C de la relación siguiente * Una vaina de plástico por tendón, rellena de lechada de cemento. Más A ó B * Una vaina de plástico común al tirante, rellena de lechada de cemento. Más B de la relación siguiente A) Un tubo de plástico común al tirante, relleno de producto viscoso anticorrosión B) Un tubo de plástico común al tirante, con los extremos soldados y estancos a la humedad C) Un tubo de plástico común al tirante, relleno de lechada de cemento
<b>Enlace entre cabeza y zona libre</b>	Un tubo de plástico solidario a la placa que recubra el tubo o vainas de la zona libre.	Un tubo metálico, o de plástico, estanco y solidario a la placa del anclaje. Se unirá de forma estanca, o se emplearán juntas tóricas, al tubo de plástico exterior de la zona libre. Se rellenará de lechada de cemento o un producto viscoso de protección.
<b>Cabeza</b>	Revestimiento no fluido formado de productos anticorrosión ( con o sin caperuza metálica o de plástico), y sin que afecte a los elementos de bloqueo. En zonas de riesgo frente agresiones mecánicas se recomienda proteger la cabeza con la caperuza metálica o de plástico.	Caperuza metálica revestida o galvanizada, de 3mm de espesor mínimo de pared, o caperuza rígida de plástico, de al menos 5mm de espesor de pared, fijada a la placa de apoyo. Se rellenará de un producto viscoso contra la corrosión y junta de estanqueidad.

Fuente: (Seguridad Minera, 2012)

### 1.3.3.2. Cerchas

Las cerchas son estructuras de acero fabricadas en varilla de construcción o en perfiles IPN, UPN, HEB que tiene la geometría del túnel y se colocan para dar estabilidad a la excavación; en el caso de los perfiles IPN, UPN, HEB estos son fabricados en forma poligonal (tramos rectos cortos, para conseguir el perfil del

túnel) o barolado (el perfil es curvado según la geometría deseada). (Foto 1.25, Foto 1.26).

**Foto 1.25.** Cercha metálica de 2 tramos IPN 100 Central hidroeléctrica la Victoria.



**Foto 1.26.** Cerchas Revestidas con malla electrosoldada central hidroeléctrica la Victoria.



De acuerdo al método de excavación adoptado para el túnel, la fabricación de las cerchas se lo hace en dos o más tramos y la decisión de fabricar barolada o de manera poligonal, depende de la maquinaria que disponga en la obra o la región donde se ejecute la obra.

#### *1.3.3.2.1. Cálculo de Cerchas*

El diseño de las estructuras de sostenimiento para un túnel es un campo especializado, y es distinto al diseño de otras estructuras civiles.

La manera de diseñar este tipo de estructuras debe adaptarse a cada situación debido a que la información geológica del macizo rocoso que se obtiene mediante ensayos especializados u observaciones en el sitio no es uniforme:

De acuerdo a la clasificación basada en índice Q podemos obtener el valor de la presión que se ejerce sobre la bóveda y los hastiales y se expresan en la Tabla 1.32.

De acuerdo a la posición de la excavación respecto a la morfología del terreno los esfuerzos sobre la excavación se pueden calcular según la Tabla 1.39.

Con las cargas obtenidas anteriormente se procede a calcular la cantidad de acero necesaria y determinar el perfil metálico que cumpla con ese requerimiento, de igual manera para el espaciamiento entre cercha y cercha nos apoyamos en la Tabla **1.26**.

#### *1.3.3.3. Malla electro soldada*

El uso de la malla electro soldada nos permite estabilizar y trabajar con seguridad en un macizo rocoso con alta meteorización y conjuntamente con el uso de los pernos de anclaje nos permite tener una superficie de soporte lo suficientemente fuerte para prevenir desprendimientos y caídas de rocas de tamaño pequeño. (Artesanal, 2016).

Si al conjunto; malla, pernos le aplicamos hormigón lanzado tenemos un elemento estructural de gran capacidad de carga para evitar los deslizamientos y movimientos superficiales del macizo rocoso; pero absorbe impactos. (Artesanal, 2016).

La malla electro soldada es muy fácil de maniobrar, su comercialización se lo realiza en planchas generalmente de 2,5x6m y su capacidad de absorber esfuerzos de tensión depende de las condiciones de sujeción (Foto 1.27) y No del diámetro y separación de las varillas. (Artesanal, 2016).

La malla electro soldada debe ir pegada a la roca y el traslape debe ser de tres cuadros, el perno en el traslape debe colocarse en la mitad de los tres cuadros (Foto 1.28), la cantidad de pernos que se utilice para colocar la plancha de malla, depende del proceso de cálculo indicado en la Tabla 1.46. (Artesanal, 2016).

**Foto 1.27.** Conjunto Malla-Pernos de anclaje colocados en la pared de una excavación



**Fuente:** (Artesanal, 2016)

**Foto 1.28.** Colocación del perno de anclaje en el traslape de las mallas.

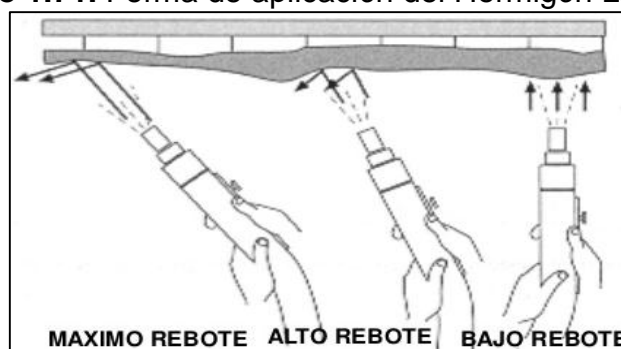


**Fuente:** (Artesanal, 2016)

#### 1.3.3.4. Revestimiento

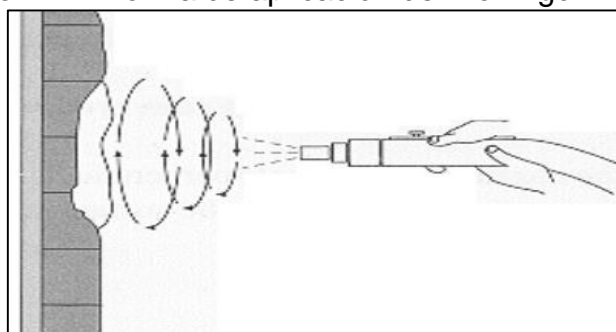
De acuerdo al uso que se destine la obra y a la calidad de acabado se coloca un revestimiento, y se coloca una vez que la excavación ha sido estabilizada por el sostenimiento, entonces la función estructural del revestimiento es ofrecer un margen de seguridad adicional a la obra. Este revestimiento se lo realiza con hormigón lanzado y su utilidad se lo mencionó en el punto 1.3.3.3, adicionalmente previene el deterioro de la roca, la manera de aplicarlo (Gráfico 1.71 y Gráfico 1.72) sella las discontinuidades y grietas producidas por la voladura (López, 2016).

**Gráfico 1.71.** Forma de aplicación del Hormigón Lanzado.



Fuente: (López, 2016)

**Gráfico 1.72.** Forma de aplicación del Hormigón Lanzado.



Fuente: (López, 2016)

#### 1.3.3.4.1. Hormigón Lanzado (Shotcrete)

Esta tecnología permite proyectar un mortero que contiene agregados finos (Tabla 1.53) y un alto porcentaje de cemento (a este mortero se lo conoce como gunita). Existen dos métodos de aplicación para el shotcrete: vía seca y el de vía húmeda. (López, 2016).

Aplicación vía seca: se coloca la mezcla de cemento y arena en una máquina, y la misma se transporta por mangueras mediante la utilización de aire comprimido; el agua necesaria para la hidratación es aplicada en la boquilla. (López, 2016).

Aplicación vía húmeda: se preparan las mezclas con toda el agua necesaria para hidratarlas, y se bombean en equipos especiales a través de las mangueras. La proyección del material se efectúa mediante la aplicación de aire comprimido a la boquilla. El diseño por metro cubico de la mezcla de hormigón lanzado se indica en la Tabla 1.53. La calidad de los agregados se describe en la Tabla 1.54. (López, 2016).

**Tabla 1.53.** Diseño de la Mezcla.

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	
Cemento	9 - 10 bolsas ( 42.5 kg. c / u )	
Agregado ( 8 mm )	1 m <sup>3</sup>	
Relación Agua Cemento	Mezcla Seca	Mezcla Húmeda
	0.3 - 0.5	0.4 - 0.6
Acelerante	3.5 - 3.7 Galones / m <sup>3</sup>	

**Fuente:** (López, 2016)

**Tabla 1.54.** Calidad de los materiales para hormigón lanzado.

MATERIALES	CALIDAD	FORMA	HUMEDAD	OBSERVACIÓN
AGREGADOS	<ul style="list-style-type: none"> <li>* Limpios</li> <li>* Resistentes</li> <li>* Duros</li> <li>* Cumplir las normas del concreto convencional</li> </ul>	Se prefieren redondeados a los de trituración ó chancados, ya que se reduce el rebote.	La óptima está entre 3% a 6%; para vía seca.	<ul style="list-style-type: none"> <li>* Deben cumplir las mismas normas que regulen el concreto convencional.</li> <li>* Exige gradaciones finas.</li> <li>* Gradaciones gruesas obstruyen equipos e incrementan el rebote.</li> <li>* Gradaciones muy finas no generan mucha adherencia y también cae.</li> </ul>
FIBRAS DE REFUERZO	<ul style="list-style-type: none"> <li>* Debe cumplir con los requisitos de la norma ASTM A 820 - Tipo I, ya que este tipo de fibra es la única diseñada para reemplazar la malla electrosoldada.</li> <li>* Debe poseer anclajes mecánicos en los extremos, la relación longitud / diámetro debe ser igual ó mayor de 45.</li> <li>* El acero debe tener bajo contenido de carbono.</li> </ul>			

Fuente: (López, 2016)

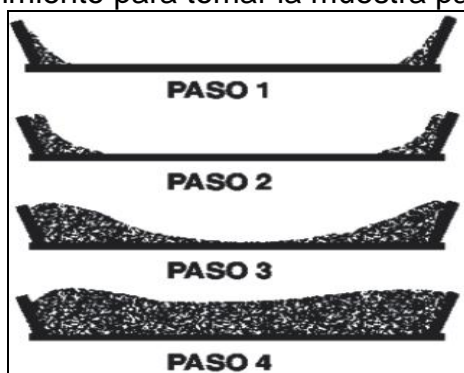
La características que se espera del hormigón lanzado se describe en la Tabla 1.55. El control de calidad se lo realiza mediante la prueba de placas, que consiste en tomar una muestra de una placa de hormigón de 60x60cm (Gráfico 1.73) de 10 cm de espesor y someterle a un esfuerzo de compresión.

**Tabla 1.55.** Características del hormigón lanzado.

INDICADORES	DESCRIPCIÓN
ESTRUCTURA INTERNA	Estructura interna consta de agregados más finos y mayor cuantía de cemento.
ADHERENCIA	Excelente adherencia a soporte (limpio, y saturado con superficie seca.)
CONTRACCIÓN	Mayor contracción por secado en razón a la alta cuantía de cemento
APLICACIÓN	La proyección forma poros aislados que mejoran resistencia a congelamiento y deshielo.
COLOCACIÓN	Al colocarse por capas interrumpe continuidad de fisuras.
PERMEABILIDAD	Baja permeabilidad y baja absorción.

Fuente: (López, 2016)

**Gráfico 1.73.** Procedimiento para tomar la muestra para la prueba de placa.



Fuente: (López, 2016)

Las ventajas y desventajas de utilizar por cualquiera de las dos maneras el hormigón lanzado, se las resume en la Tabla 1.56

**Tabla 1.56.** Ventajas y desventajas de hormigón lanzado, vía húmeda o vía seca.

FACTORES	MEZCLA SECA		MEZCLA HUMEDA
EQUIPO	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Bajos costos de inversión</li> <li>- Mantenimiento simple y poco frecuente</li> <li>- Difícil de limpiar.</li> <li>- Equipo compacto y adaptable en túneles con espacios limitados</li> </ul>		<ul style="list-style-type: none"> <li>- Mayor costo de inversión</li> <li>- Rinde mayor producción.</li> <li>- Más fácil de limpiar.</li> <li>- Consume 60% menos de aire comprimido</li> </ul>
MEZCLA	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Se hace frecuentemente en el sitio de trabajo o se lleva la mezcla seca preparada.</li> <li>- No hay buen control de la relación agua-cemento.</li> <li>- La mezcla puede ser transportada grandes distancias.</li> </ul>		<ul style="list-style-type: none"> <li>- La dosificación de la mezcla es más precisa dado que el agua forma parte de esta.</li> <li>- Mejor control de la relación agua-cemento.</li> <li>- En largas distancias la mezcla puede fraguar.</li> </ul>
RENDIMIENTO	<ul style="list-style-type: none"> <li>- En promedio 5m<sup>3</sup>/hora.</li> </ul>		<ul style="list-style-type: none"> <li>- En promedio de 2 a 10 m<sup>3</sup>/hora, con manipulador mecánico puede alcanzar 20 m<sup>3</sup>/hora.</li> </ul>
REBOTE	SOLERAS	2% a 7%	0% a 5%
	VERTICALES	5% a 10%	2% a 7%
	SOBRE CABEZA	10% a 20%	5% a 15%

(Continúa)

(Continuación)

FACTORES	MEZCLA SECA	MEZCLA HUMEDA
CALIDAD	<ul style="list-style-type: none"><li>- Alta resistencia de bido al ratio bajo entre agua-cemento.</li><li>- La mezcla depende de la adición del agua que es regulada por el operador manualmente.</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>- Ratio agua-cemento, es alto.</li><li>- Mezcla homogénea.</li></ul>
VELOCIDAD DE IMPACTO	<ul style="list-style-type: none"><li>- Alta, buena adhesión y fácil de aplicar en bóvedas.</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>- Adecuado para el trabajo en minería.</li></ul>
ADITIVOS	<ul style="list-style-type: none"><li>- En polvo para agregar a la mezcla seca.</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>- Generalmente líquido, se mezcla con el agua.</li></ul>
POLVO	<ul style="list-style-type: none"><li>- Alta producción de polvo, puede ser reducida teniendo el agregado con una humedad promedio de 5 a 6%.</li><li>- Da buenos resultados en zonas con poca agua.</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>- Muy poco polvo y mejor visibilidad.</li><li>- En zonas con agua no pega la mezcla.</li></ul>
DISTANCIA APLICACIÓN	1 - 2 Mts	Hasta 3 Mts

Fuente: (Rojas, 2009)

El espesor del hormigón se puede calcular según se indica en la Tabla 1.43.

### 1.3.3.5. Gelidificación

La gelidificación es el proceso de endurecimiento de una resina poliéster que con la ayuda de un catalizador y un acelerador; del estado viscoso inicial pasa a un estado de gel. (Gil, 2012).

Durante este proceso se produce una reacción exotérmica, cuya temperatura y tiempo de curado se puede diseñar combinando, la proporción adecuado del acelerador (cobalto) y el catalizador (peróxido), la reacción se produce a la temperatura ambiente y llega a un pico de temperatura que se debe controlar, no sea una temperatura muy alta de tal manera que el tiempo de maduración de la resina disminuya y esta, alcance las propiedades físicas, mecánicas y químicas en el menor tiempo posible.

La gelidificación de los cartuchos de resina es más rápido cuando la temperatura ambiente excede los 12.7° C, y más lenta cuando la temperatura es inferior a 12.7 C. (gráfico 1.56). (Gil, 2012).

En este proceso de endurecimiento se definen tres tiempos o momentos:

#### 1.3.3.5.1. *Tiempo de Gelidificación*

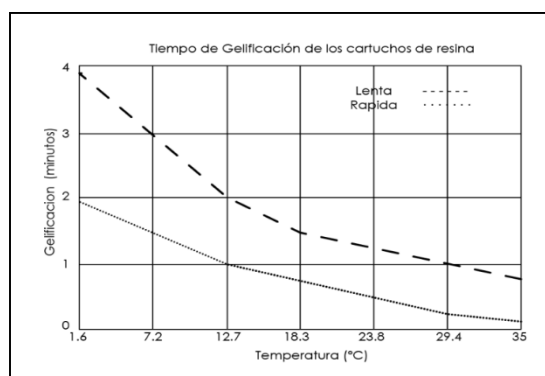
Es el tiempo que transcurre desde que se añade el catalizador hasta que se forma un gel, en este momento la mezcla pierde trabajabilidad. (Gil, 2012).

#### 1.3.3.5.2. *Tiempo de Endurecimiento*

Es el tiempo en el cual la resina está suficientemente dura para poder retirarse del molde (en el caso de fabricación de piezas). (Gil, 2012).

#### 1.3.3.5.3. *Tiempo de Maduración*

Es el tiempo en el cual la mezcla alcanza su máxima dureza, resistencia química y estabilidad, este proceso puede durar varias horas o días. (Gil, 2012).



Fuente: (Gil, 2012)

## CAPÍTULO 2. ENSAYOS

Los tiempos de realización de los ensayos propuestos en el laboratorio fueron: treinta minutos, dos horas, cuatro horas y veinticuatro horas; estos tiempos, están orientados a conocer la capacidad de carga que la resina poliéster bicomponente va adquiriendo en función del tiempo, tomando como medida de comparación las veinticuatro horas, con el fin de establecer un porcentaje de carga esperada para cada tiempo indicado y lograr establecer ciclos de trabajo en el ajuste de los pernos de anclaje.

Además, los ensayos de compresión y tensión en la resina que se realizaron en el laboratorio, están orientados a obtener información y establecer parámetros comparativos para realizar control de calidad de la resina polyester bicomponente de fabricación nacional.

Los ensayos de tracción, realizados en campo a las veinticuatro horas, para distintas longitudes de anclaje de: 30, 45, 90cm; nos permitieron conocer, el comportamiento de la capacidad de carga de tracción en relación a la longitud de anclaje.

### **2.1. Ensayos de tracción conjunto roca acero y resina polyester bicomponente**

Para realizar el ensayo de tracción del conjunto roca-acero-resina en el laboratorio, se procedió de la siguiente manera:

- Moldear de forma cúbica la roca, de aproximadamente 40cm de lado, en una de las caras extraer un núcleo de aproximadamente 15cm de profundidad y un diámetro de 5cm.

Se seleccionó un granito de excelente calidad, según la clasificación de Terzaghi (Tabla 1.26) corresponde a una roca Tipo I; sin fracturas con un RQD 100%

(Tabla 1.27) con el fin, que durante el ensayo no falle la roca y se logre medir la carga de tracción del conjunto.

- Utilizar varilla corrugada de acero de 60cm de longitud , en este estudio el acero fue tipo A42 GRADO60 de diámetro 25mm y límite de fluencia de 4218 kg/cm<sup>2</sup> (véase Tabla 1.48)
- Separar los componentes del cartucho de resina de su empaque, en un recipiente de plástico de boca ancha colocar el componente A (masa de resina y sílice ) y el contenido del componente B ( líquido ), y con la ayuda de una espátula mezclar los componentes por el lapso de un minuto, hasta obtener una pasta viscosa.
- Colocar la varilla de acero en el fondo de la perforación de la roca y con esta pasta resultante, llenar el espacio vacío entre la varilla y la roca; la varilla debe estar colocada equidistante en la perforación de la roca y de forma perpendicular a la cara de la roca.

El tiempo de fraguado inicial, es el tiempo transcurrido desde la obtención de la pasta viscosa hasta cuando la varilla puede sostenerse sin necesidad de algún apoyo (Foto 2.1)

- El tiempo de ensayo, es el tiempo transcurrido desde cuando la varilla se sostiene sin ningún apoyo, hasta cuando el conjunto roca- acero- resina, es sometido al esfuerzo de tracción en la prensa universal.

**Foto 2.1.** Fraguado final de conjunto roca acero.



#### *2.1.1. Ensayo de Tracción en el conjunto roca, acero, resina a los treinta minutos*

Se procedió de acuerdo al procedimiento indicado en el punto 2.1 y después de treinta minutos de haber empezado la gelidificación del mortero, el conjunto fue sometido a cargas de tracción y se obtuvieron los resultados que se indican en la Tabla 2.1.

#### *2.1.2. Ensayo de Tracción en el conjunto roca, acero, resina a las dos horas.*

Se procedió de acuerdo al procedimiento indicado en el punto 2.1 y después de dos horas de haber empezado la gelidificación del mortero, el conjunto fue sometido a cargas de tracción y se obtuvieron los resultados que se indican en la Tabla 2.2.

#### *2.1.3. Ensayo de Tracción en el conjunto roca acero a las cuatro horas*

Se procedió de acuerdo al procedimiento indicado en el punto 2.1 y después de cuatro horas de haber empezado la gelidificación del mortero, el conjunto fue sometido a cargas de tracción y se obtuvieron los resultados que se indican en la Tabla 2.3.

#### *2.1.4. Ensayo de Tracción en el conjunto roca acero y resina a las veinticuatro horas*

Se procedió de acuerdo al procedimiento indicado en el punto 2.1 y después de veinticuatro horas de haber empezado la gelidificación del mortero, el conjunto fue sometido a cargas de tracción y se obtuvieron los resultados que se indican en la Tabla 2.3

Al ser sometido el conjunto roca- resina – acero a cargas de tracción se observan que en unos casos:

- La roca se rompía y la barra de acero estaba recubierta por la resina , formando un bulbo
- La varilla se desprendía de la resina
- La varilla se desprendía con un bulbo de resina.

En esta investigación a estos resultados se ha denominado tipo de falla (véase Foto 2.2 y **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**) y se ha clasificado de la siguiente manera:

**Falla 1:** la varilla de anclaje se desprende de la resina.

**Falla 2:** se desprende la varilla de la roca, con un bulbo de resina.

**Foto 2.2.** Control de calidad de resina realizado con un gato hidráulico





### *2.1.5. Ensayo de Tracción en el macizo rocoso para distintas longitudes de anclaje a las veinticuatro horas*

Se realiza con la finalidad de conocer la longitud mínima efectiva de anclaje, para que, la carga de tracción sea igual a la carga de rotura del acero.

El macizo rocoso sobre el cual se trabajó, está ubicado en la vía a Papallacta y es una roca andesita dura intacta de muy buena calidad de calidad excelente RQD 100% (véase Tabla 1.27), véase **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia..**

El acero y resina utilizados en estas pruebas de campo son de las mismas características utilizadas en el laboratorio.

El diámetro de la perforación en la roca fue de 90cm y se le realizó con un jumbo (véase Foto 2.4).

**Foto 2.3.** Perforaciones en Macizo rocoso, longitud de anclaje 30, 45 cm.



**Foto 2.4.** Perforaciones en Macizo rocoso , longitud de anclaje 90 cm.



Para la extracción de todos los perno de anclaje de distintas longitudes se utilizó un gato hidráulico (véase Foto 2.5) que se encuentra calibrado (anexo 1).

**Foto 2.5.** Prueba de extracción de pernos.



En la Foto 2.6 se muestra el dial de la bomba del gato hidráulico que , el momento que falla el anclaje , deja de subir; con ese valor se elabora lo que será las tablas Tabla 2.5 , Tabla 2.6 y Tabla 2.7 con la tabla de calibración ilustrada en la sección anexos, ponemos la fuerza de carga equivalente en kg.

**Foto 2.6.** Dial de bomba de gato hidráulico.



**Tabla 2.1.** Determinación de la resistencia a la tracción conjunto roca y en resina bicomponente a los 30 minutos.

TIEMPO DE ROTURA 30 MINUTOS

fecha 20/04/201  
 preparación 3  
 fecha rotura 21/04/201  
 3

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	9,1	9,2	9,3	11,4	11,5	12	2	2,15	2,3	4
T final	9,15	9,25	9,35	11,45	11,55	12,05	2,05	2,2	2,35	4,05
Tiempo fraguado min	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Longitud de anclaje (mm)	160	160	160	160	160	160	160	160	160	160
Diámetro varilla (mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Diámetro Perforación (mm)	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Tipo roca	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito
Área de contacto entre resina y acero (cm <sup>2</sup> )	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33
Carga Rotura (kg)	5490	6227	5755	5358	6884	5899	5094	5226	6555	5623
Tipo de falla	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

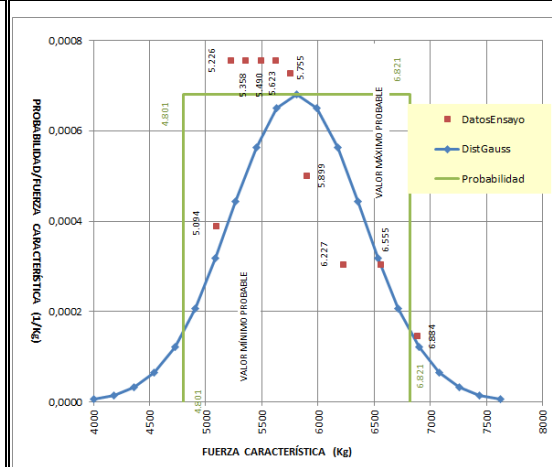
Tipo de Falla	
Falla 1	Se desprende la varilla de la resina
Falla 2	Se desprende la resina de la roca

RESUMEN		Esfuerzo kg/cm <sup>2</sup>		FORMULARIO		
		Esf 1	Esf2	C. Prom.	$\sum_1^n \frac{carga}{n}$	Des. Est. $\sqrt{\frac{\sum  x - x_{prom} ^2}{n}}$
Carga Promedio (kg)	5811	46	23			
Carga Característica (kg)	4801	38	19	C. Carac.	$C_{prom} - Abs(Fuerza\ sigma - C_{prom})$	
Desviación Estándar	585,87			Alfa	$\frac{(C_{prom} - C_{carac})}{Desv\ Standard}$	
Alfa	1,72			Esf 1	esfuerzo de adherencia resina- varilla	
				Esf2	esfuerzo de adherencia roca- resina	

Gráfico 2.1. Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a los 30 minutos.

ANÁLISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA					
Carga promedio (kg)	5810.98	Probabilidad requerida	92.00%	Valores mínimo y Máximo probable	
Resist.prom.(kg/ cm <sup>2</sup> )	49.33	fila	46	Min. Prob.	4800.52 0 1.37624
Desviación estándar	585.82	Prom. +/- sigma	6821.44		4800.52 0.000681
Alfa	1.725	Fuerza +/-	5810.98 +/- 1010.46	Max. Prob.	6821.44 0.000681
		Fuerza característica	4800.52		6821.44 0

Carga Ordenada (Kg)	Fuerza Min.	Fuerza Max.	Dist. Normal	Dist. Normal	Área Probab.	Dist. C/Prob.
	4000		Dist. Normal	Dist. Normal		
5093.67	4000.00		0.000322	5.7276E-06	-0.49892	0.000388
5225.90	4181.10		0.000414	1.4199E-05	-0.49712	0.000756
5358.13	4362.20		0.000505	3.1991E-05	-0.49294	0.000756
5490.36	4543.29		0.000586	6.551E-05	-0.48411	0.000756
5622.59	4724.39		0.000647	0.00012192	-0.46713	0.000756
5754.82	4905.49		0.000678	0.00020623	-0.43742	0.000726
5898.50	5086.59		0.000673	0.00031704	-0.39004	0.000500
6226.89	5267.69		0.000529	0.00044298	-0.32122	0.000305
6555.28	5448.78		0.000304	0.00056252	-0.23017	0.000305
6883.67	5629.88		0.000127	0.00064922	-0.12045	0.000145
	5810.98			0.000681	0.00000	
	5992.08			0.00064922	0.12045	
	6173.18			0.00056252	0.23017	
	6354.28			0.00044298	0.32122	
	6535.37			0.00031704	0.39004	
	6716.47			0.00020623	0.43742	
	6897.57			0.00012192	0.46713	
	7078.67			6.551E-05	0.48411	
	7259.77			3.1991E-05	0.49294	
	7440.86			1.4199E-05	0.49712	
	7621.96			5.7276E-06	0.49892	



**Tabla 2.2.** Determinación de la resistencia a la tracción conjunto roca y en resina bicomponente a las dos horas

**TIEMPO DE ROTURA DE 2 HORAS**

fecha preparación 05/03/2013

fecha rotura 05/03/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	8,25	8,35	8,45	9	11,1	2,35	3	3,15	3,3	3,5
T final	8,3	8,4	8,5	9,05	11,15	2,4	3,05	3,2	3,35	3,55
Tiempo fraguado min	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14
Longitud de anclaje (mm)	160	160	160	160	160	160	160	160	160	160
Diámetro varilla (mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Diámetro perforación (mm)	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Tipo roca	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito
Área de contacto entre resina y acero (cm <sup>2</sup> )		125,664	125,66	125,66	125,664	125,664		125,66		125,664
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	251,328								251,328	
Carga Rotura (kg)	9691	9700	9710	9720	10050	10060	10207	10057	10660	9685
Tipo de falla	2	1	1	1	1	1	1	1	2	1

RESUMEN		Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
		Esf 1	Esf2
Carga Promedio (kg) 1	9899	78,77	39,39
Carga Promedio (kg) 2	10176	80,98	40
Carga Característica (kg) 1	9668	77	38
Carga Característica (kg) 2	9043	72	36
Desviación Estándar 1	214		
Desviación Estándar 2	685		
Alfa 1	1,07		
Alfa 2	1,65		

FALLA	
tipo 1	tipo 2
9685	9691
9700	10660
9710	
9720	
10050	
10057	
10060	
10207	
Fuerza sigma	
Fsigma1	Fsigma2
10129	11308,6

**Gráfico 2.2.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a las dos horas, falla tipo 1

**ANÁLISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA PARA FALLA TIPO 1**

Carga promedio (kg)		Probabilidad		Valores mínimo y Máximo probable	
9898.63		92.00%		Min. Prob.	9667.84
Resist.prom.(kg/ cm <sup>2</sup> )	84.02	fila	49		0
Desviación estándar	214.38	Prom + sigma	10129.41		0.001856
Alfa	1.077	Fuerza +/-	9898.63	+/- 230.79	0.001856
		<b>Fuerza característica</b>	<b>9667.84</b>		0

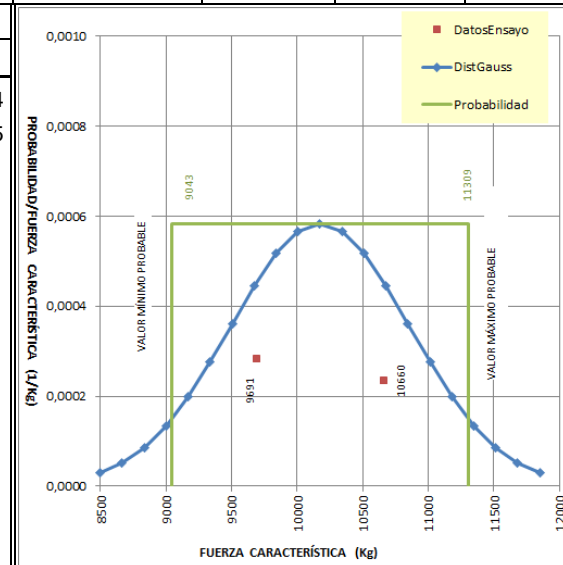
  

Carga Ordenada (Kg)		Fuerza Min. 9250		Área Probab.		Dist C/Prob.	
	Dist. Normal	F. compresión	Dist. Normal				
9685.00	0.001133	9200.00	9.1965E-06	-0.40788	0.004173		
9700.00	0.001211	9264.86	2.3548E-05	-0.40681	0.010417		
9710.00	0.001264	9329.73	5.5022E-05	-0.40427	0.012500		
9720.00	0.001315	9394.59	0.00011732	-0.39868	0.006439		
10050.00	0.001450	9459.45	0.00022825	-0.38747	0.009118		
10057.00	0.001416	9524.31	0.00040525	-0.36692	0.029762		
10060.00	0.001402	9589.18	0.00065656	-0.33249	0.021259		
10207.00	0.000661	9654.04	0.00097067	-0.27972	0.000419		
		9718.90	0.00130951	-0.20577			
		9783.76	0.0016121	-0.11101			
		9848.62	0.00181099	0.00000			
		9913.49	0.00185646	0.11894			
		9978.35	0.00173659	0.23547			
		10043.21	0.00148235	0.33986			
		10108.08	0.00115465	0.42538			
		10172.94	0.00082072	0.48945			
		10237.80	0.00053233	0.53333			
		10302.66	0.00031507	0.56081			
		10367.53	0.00017017	0.57655			
		10432.39	8.3869E-05	0.58479			
		10497.25	3.7719E-05	0.58873			

**Gráfico 2.3.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a las dos horas, falla tipo 2.

**ANALISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA PARA FALLA TIPO 2**

Carga promedio (kg)	10175.67	Probabilidad requerida	92.00%	Valores mínimo y Máximo probable			
Resist.prom.(kg/ cm <sup>2</sup> )	43.19	fila	83	Min. Prob.	9042.71	0	1.31976
Desviación estándar	684.95	Prom +/- sigma	11308.62		9042.71	0.000582	
Alfa	1.654	Fuerza +/- Fuerza característica	10175.67	+/- 1132.96	Max. Prob.	11308.62	0.000582
			<b>9042.71</b>			11308.62	0
Carga Ordenada (Kg)	Dist. Normal	Fuerza Min.	8500	Área Probab.	Dist. C/Prob.		
		F. compresión	Dist. Normal				
9691.33	0.001166	8500.00	2.9218E-05	-0.49254	0.000284		
10660.00	0.000003	8667.57	5.1592E-05	-0.48577	0.000235		
		8835.13	8.5805E-05	-0.47426			
		9002.70	0.00013442	-0.45581			
		9170.27	0.00019833	-0.42793			
		9337.83	0.00027565	-0.38822			
		9505.40	0.00036084	-0.33489			
		9672.97	0.00044492	-0.26738			
		9840.53	0.00051673	-0.18681			
		10008.10	0.00056527	-0.09616			
		10175.67	0.00058244	0.00000			
		10343.23	0.00056527	0.09616			
		10510.80	0.00051673	0.18681			
		10678.36	0.00044492	0.26738			
		10845.93	0.00036084	0.33489			
		11013.50	0.00027565	0.38822			
		11181.06	0.00019833	0.42793			
		11348.63	0.00013442	0.45581			
		11516.20	8.5805E-05	0.47426			
		11683.76	5.1592E-05	0.48577			
		11851.33	2.9218E-05	0.49254			



**Tabla 2.3.** Determinación de la resistencia a la tracción conjunto roca y en resina bicomponente a las cuatro horas.

TIEMPO DE ROTURA DE 4 HORAS

fecha preparación 21/03/2013

fecha rotura 21/03/2013

Muestra	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	11,1	11,2	11,25	1,1	1,2	1,3	3	3,1	3,2	3,3
T final	11,15	11,25	11,3	1,15	1,25	1,35	3,05	3,15	3,25	3,35
Tiempo fraguado min	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Longitud de anclaje (mm)	160	160	160	160	160	160	160	160	160	160
diámetro perforación (mm)	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
Diámetro varilla( mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Tipo roca	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito
Área de contacto entre resina y acero (cm <sup>2</sup> )	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66	125,66
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33	251,33
Carga Rotura (kg)	11067	11048	11082	11065	11045	11061	11080	11073	11060	11066
Tipo de falla	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

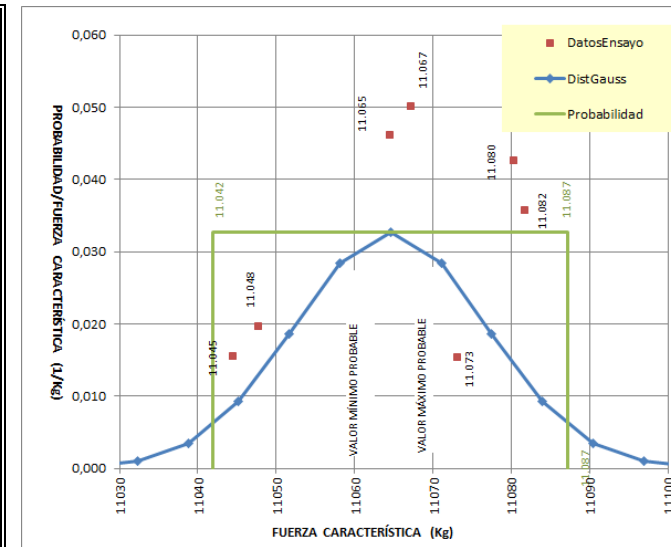
RESUMEN		Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
		Esf 1	Esf2
Carga Promedio (kg) 1	11065	88,0	44,0
Carga Característica (kg) 1	11042	87,9	43,9
Desviación Estándar 1	12,07		
Alfa 1	1,87		

FALLA	
tipo 1	
11045	
11048	
11060	
11061	
11065	
11066	
11067	
11073	
11080	
11082	
Carga sigma	
11087	

**Gráfico 2.4.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a los cuatro horas.

ANÁLISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA					
Carga promedio (kg)	11064,58	Probabilidad requerida	92,00%		
Resist. Prom.(kg/ cm <sup>2</sup> )	93,92	fila	44		
Desviación estándar	12,22	Prom +/- sigma	11087,19		
Alfa	1,850	Fuerza +/-	11064,58	+/- 22,61	
		Fuerza característica	11041,97		
				Valores mínimo y Máximo probable	
				min Prob	11041,97 0 1,47569158
					11041,97 0,03263574
				Max Prob	11087,19 0,03263574
					11087,19 0

Carga Ordenada (Kg)	Dist. Normal	Fuerza Min. 11000		Área Prob.	Dist. C/Prob.
		F. compresión	Dist. Normal		
11044.50	0.008468	11000.00	2.8384E-08	-0.50000	0.015630
11047.70	0.012579	11006.46	4.0234E-07	-0.50000	0.019625
11060.20	0.030607	11012.92	4.3142E-06	-0.49998	0.129000
11060.60	0.030951	11019.37	3.4994E-05	-0.49986	0.137821
11064.50	0.032635	11025.83	0.00021472	-0.49905	0.046154
11066.00	0.032416	11032.29	0.00099664	-0.49514	0.075000
11067.20	0.031895	11038.75	0.0034994	-0.48062	0.050141
11073.10	0.025598	11045.21	0.00929475	-0.43931	0.015419
11080.30	0.014275	11051.66	0.01867534	-0.34899	0.042659
11081.70	0.012240	11058.12	0.02838489	-0.19704	0.035710
		11064.58	0.03263574	0.00000	
		11071.04	0.02838489	0.19704	
		11077.50	0.01867534	0.34899	
		11083.95	0.00929475	0.43931	
		11090.41	0.0034994	0.48062	
		11096.87	0.00099664	0.49514	
		11103.33	0.00021472	0.49905	
		11109.79	3.4994E-05	0.49986	
		11116.24	4.3142E-06	0.49998	
		11122.70	4.0234E-07	0.50000	
		11129.16	2.8384E-08	0.50000	



**Tabla 2.4.** Determinación de la resistencia a la tracción en conjunto roca, resina bicomponente a las veinticuatro horas

**TIEMPO DE ROTURA 24 HORAS**

fecha preparación 18/04/2013

fecha rotura 19/04/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	2,5	3,1	3,2	3,35	3,5	4,05	4,2	4,35	5	5,1
T final	2,55	3,15	3,25	3,4	3,55	4,1	4,25	4,4	5,05	5,15
Tiempo fraguado min	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Longitud de anclaje (mm)	160	160	160	160	160	160	160	160	160	160
Diámetro perforación (mm)	50	50	50	50	50	50	50	50	50	50
diámetro varilla( mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Tipo roca	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito	granito
Área de contacto entre resina y acero (cm <sup>2</sup> )		125,66	125,66	125,66		125,66	125,66		125,66	
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	251,33				251,33			251,33	251,33	251,33
Carga Rotura (kg)	10500	14533	15748	14320	12827	14011	15814	15945	17127	17198
Tipo de falla	2	1	1	1	2	1	1	2	2	2

RESUMEN	Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
	Esf 1	Esf2
Carga Promedio (kg) 1	14885	118,45
Carga Promedio (kg) 2	14719	117,13
Carga Característica (kg) 1	13460	107
Carga Característica (kg) 2	9588	76
Desviación Estándar 1	839	
Desviación Estándar 2	2951	
Alfa 1	1,70	
Alfa 2	1,74	

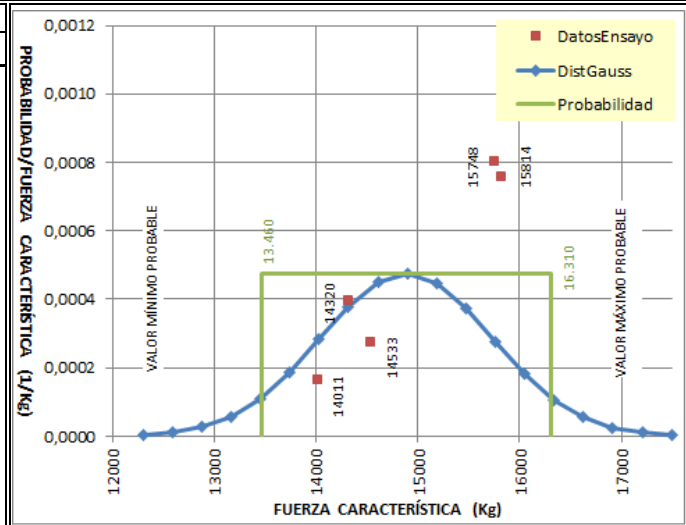
FALLA	
tipo 1	tipo 2
14011	10500
14320	12827
14533	15945
15748	17127
15814	17198
Carga sigma	
Csigma1	Csigma2
16310,1	19850,3

**Gráfico 2.5.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a los veinticuatro horas falla tipo 1

**ANÁLISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA PARA FALLA TIPO 1**

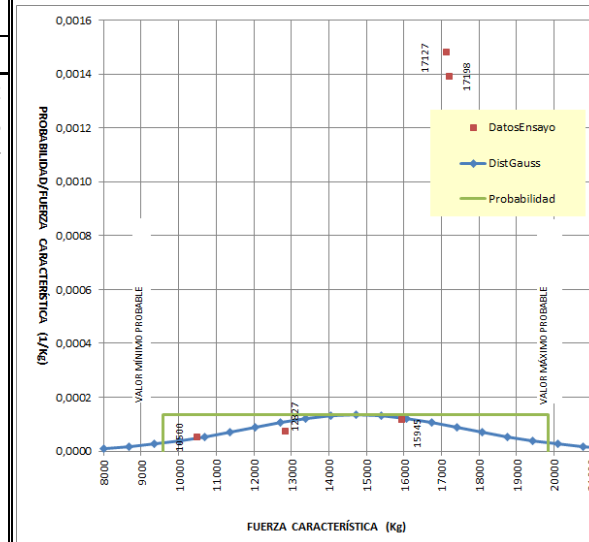
<b>Carga promedio (kg)</b>	14885.18	<b>Probabilidad requerida</b>	<b>92.00%</b>	<b>Valores mínimo y Máximo probable</b>			
<b>Resist.prom.(kg/ cm<sup>2</sup>)</b>	126.35	<b>fila</b>	45	Min. Prob.	13239.63	0	1.56473565
<b>Desviación estándar</b>	839.02	<b>Prom + sigma</b>	16530.73			0.00047544	
<b>Alfa</b>	1.961	<b>Fuerza +/-</b>	14885.18			0.00047544	
<b>Carga característica</b>		<b>Fuerza</b>	<b>13239.63</b>			0	

<b>Carga Ordenada (Kg)</b>		<b>Fuerza Min 12000</b>			
	Dist. Normal	F. compresión	Dist. Normal	Área Prob.	Dist. C/Prob.
14010.50	0.000276	12300.00	4.1265E-06	-0.63720	0.000165
14320.2	0.000379	12588.52	1.1222E-05	-0.63499	0.000396
14533.0	0.000435	12877.04	2.7114E-05	-0.62946	0.000276
15748.3	0.000280	13165.55	5.8205E-05	-0.61715	0.000803
15813.9	0.000258	13454.07	0.00011101	-0.59274	0.000759
		13742.59	0.00018812	-0.54959	
		14031.11	0.00028322	-0.48159	
		14319.63	0.00037886	-0.38608	
		14608.14	0.00045026	-0.26647	
		14896.66	0.00047544	-0.13293	
		15185.18	0.00044604	0.00000	
		15473.70	0.00037179	0.11798	
		15762.22	0.00027534	0.21133	
		16050.73	0.00018117	0.27719	
		16339.25	0.00010591	0.31860	
		16627.77	5.5009E-05	0.34182	
		16916.29	2.5385E-05	0.35341	
		17204.81	1.0408E-05	0.35858	
		17493.32	3.7914E-06	0.36063	
		17781.84	1.2271E-06	0.36135	
		18070.36	3.5285E-07	0.36158	



**Gráfico 2.6.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto a las dos horas, falla tipo 2.  
ANÁLISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA PARA FALLA TIPO 2

<b>Carga promedio (kg)</b>	14719,50	<b>Probabilidad requerida</b> 92,00%  <b>fila</b> 85  <b>Prom + sigma</b> 19850,83  <b>Fuerza +/-</b> 14719,50 +/- 5131,33  <b>Fuerza característica</b> 9588,17	<b>Valores mínimo y Máximo probable</b>			
<b>Resist. Prom.(kg/ cm<sup>2</sup>)</b>	62,47		Min. Prob	9588,17	0	1,38756161
<b>Desviación estándar</b>	2950,65			9588,17	0,0001352	
<b>Alfa</b>	1,739		Max. Prob	19850,83	0,0001352	
<b>Carga característica</b>				19850,83	0	
<b>Carga Ordenada (Kg)</b>		<b>Fuerza Min</b> 8000				
	Dist. Normal	F compresión	Dist Normal	Área Probab.	Dist C/Prob	
10500,0	0,000049	8000,00	1,0112E-05	-0,48832	0,000052	
12827,4	0,000110	8671,95	1,6551E-05	-0,47936	0,000075	
15945,1	0,000124	9343,90	2,572E-05	-0,46516	0,000117	
17126,7	0,000097	10015,85	3,7948E-05	-0,44377	0,001481	
17198,3	0,000095	10687,80	5,316E-05	-0,41316	0,001391	
		11359,75	7,0706E-05	-0,37155		
		12031,70	8,9291E-05	-0,31779		
		12703,65	0,00010706	-0,25182		
		13375,60	0,00012188	-0,17490		
		14047,55	0,00013174	-0,08969		
		14719,50	0,0001352	0,00000		
		15391,45	0,00013174	0,08969		
		16063,40	0,00012188	0,17490		
		16735,35	0,00010706	0,25182		
		17407,30	8,9291E-05	0,31779		
		18079,25	7,0706E-05	0,37155		
		18751,20	5,316E-05	0,41316		
		19423,15	3,7948E-05	0,44377		
		20095,10	2,572E-05	0,46516		
		20767,05	1,6551E-05	0,47936		
		21439,00	1,0112E-05	0,48832		



**Tabla 2.5.** Ensayo de tracción pared de roca, acero y resina bicomponente, anclaje 30 cm

TIEMPO DE ROTURA DE 24 HORAS LONGITUD DE ANCLAJE 30 CM

Fecha preparación 30/09/2015

Fecha rotura 01/10/2015

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	2.5	3.1	3.2	3.35	3.5	4.05	4.2	4.35	5	5.1
T final	2.55	3.15	3.25	3.4	3.55	4.1	4.25	4.4	5.05	5.15
Tiempo Fraguado	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Longitud de anclaje (mm)	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300
Diámetro perforación (mm)	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90
Diámetro varilla (mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Tipo roca	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita
Área de contacto entre resina y varilla (cm <sup>2</sup> )	235.62	235.62	235.62	235.62	235.62	235.62	235.62	235.62	235.62	235.62
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	848.23	848.23	848.23	848.23	848.23	848.23	848.23	848.23	848.23	848.23
LECTURA DIAL (psi)	5975	5800	5850	5900	5950	5967	5875	5912	5750	5950
Carga Rotura (kg)	18602	18058	18213	18359	18524	18577	18291	18651	17903	18379
Tipo de falla	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
<b>RESUMEN</b>		<b>Esfuerzo kg/ cm<sup>2</sup></b>								
		<b>Esf. 1</b>	<b>Esf. 2</b>							
Carga Promedio (kg)	18356	77.9	21.6							
Carga Característica (kg)	18087	76.8	21.3							
Desviación Estándar	245.75									
Alfa	1.09									

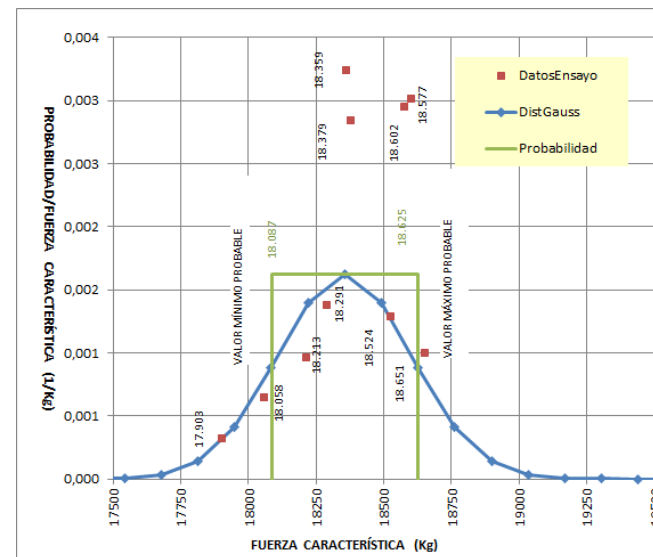
NOTA : LA LECTURA DEL DIAL DE LA BOMBA HIDRAULICA UTILIZADA PARA LA EXTRACCION DE LOS PERNOS SE TRANSFORMA A KG SEGÚN LA TABLA DE CALIBRACION ANEXO 1

**Gráfico 2.7.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto, a los veinticuatro horas, anclaje 30cm.

**ANALISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA**

<b>Carga promedio (kg)</b>	18355,73	<b>Probabilidad requerida</b>	92,00%	<b>Valores mínimo y Máximo probable</b>			
<b>Resist. Prom.(kg/ cm<sup>2</sup>)</b>	77,90	<b>fila</b>	44	min Prob	18086,95	0	0,87267867
<b>Desviación estándar</b>	245,75	<b>Prom +/- sigma</b>	18624,52	Max Prob	18086,95	0,00162339	
<b>Alfa</b>	1,094	<b>Fuerza +/-</b>	18355,73 +/- 268,78		18624,52	0,00162339	
		<b>Fuerza característica</b>	18086,95		18624,52	0	

Carga Ordenada (Kg)	Dist. Normal	Fuerza Min. 17000			
		F. compresión	Dist Normal	Área Probab.	Dist C/Prob
17903,00	0,000297	17000,00	3,9954E-10	-0,50000	0,000325
18058,23	0,000780	17135,57	7,1985E-09	-0,50000	0,000644
18213,49	0,001373	17271,15	9,5664E-08	-0,49999	0,000966
18291,17	0,001568	17406,72	9,3773E-07	-0,49992	0,001384
18358,75	0,001623	17542,29	6,78E-06	-0,49940	0,003240
18378,75	0,001616	17677,87	3,6158E-05	-0,49649	0,002844
18524,06	0,001284	17813,44	0,00014223	-0,48440	0,001292
18576,79	0,001083	17949,01	0,00041269	-0,44678	0,002955
18601,70	0,000984	18084,59	0,00088322	-0,35893	0,003014
18651,38	0,000787	18220,16	0,00139423	-0,20455	0,001004
		18355,73	0,00162339	0,00000	
		18491,31	0,00139423	0,20455	
		18626,88	0,00088322	0,35893	
		18762,45	0,00041269	0,44678	
		18898,02	0,00014223	0,48440	
		19033,60	3,6158E-05	0,49649	
		19169,17	6,78E-06	0,49940	
		19304,74	9,3773E-07	0,49992	
		19440,32	9,5664E-08	0,49999	
		19575,89	7,1985E-09	0,50000	
		19711,46	3,9954E-10	0,50000	



**Tabla 2.6** Ensayo de tracción pared de roca, acero y resina bicomponente, anclaje 45 cm.

**TIEMPO DE ROTURA DE 24 HORAS LONGITUD DE ANCLAJE 45 CM**

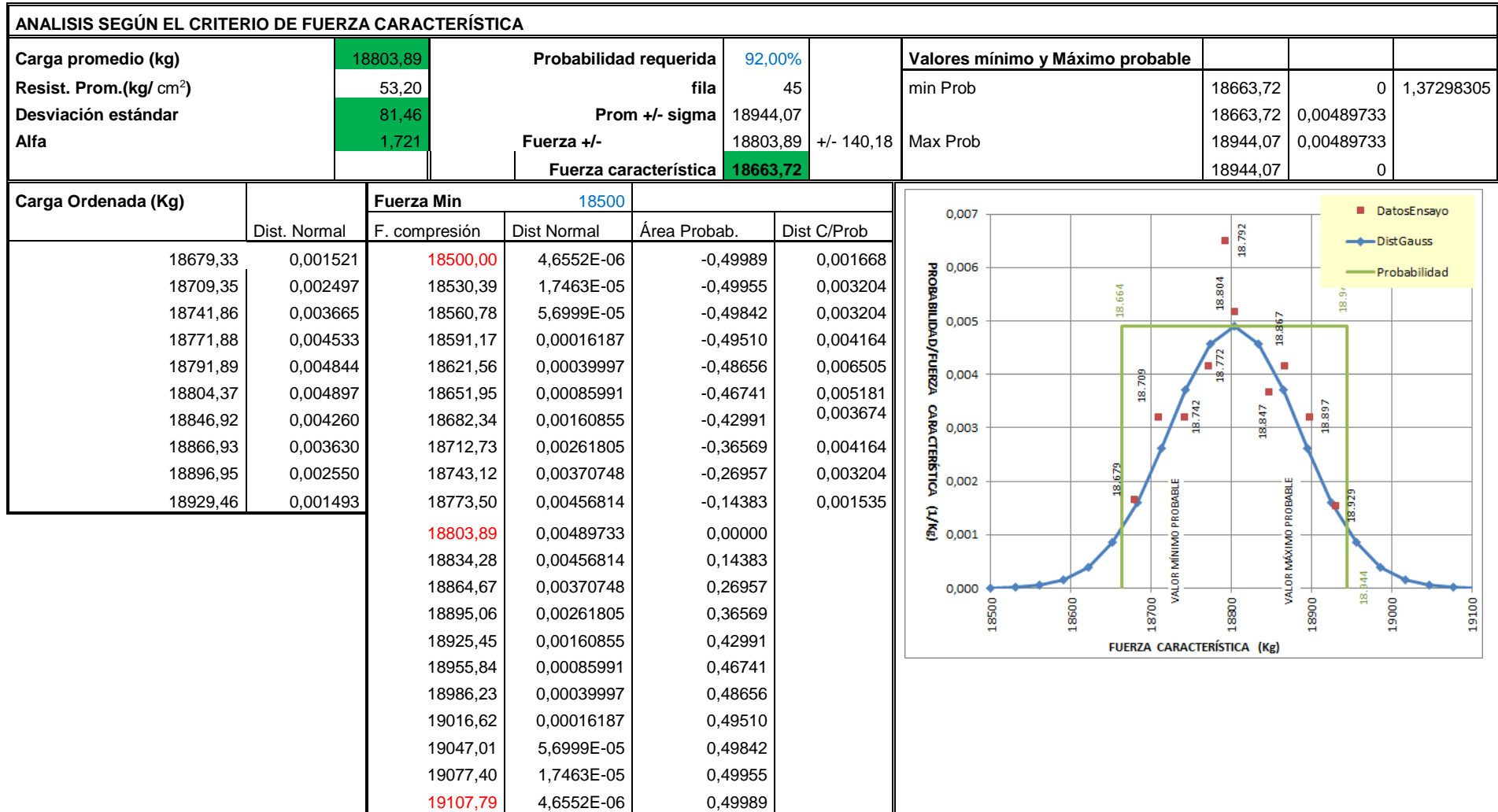
fecha preparación 30/09/2015

fecha rotura 01/10/2015

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	9.1	9.2	9.3	11.4	11.5	12	2	2.15	2.3	4
T final	9.15	9.25	9.35	11.45	11.55	12.05	2.05	2.2	2.35	4.05
Tiempo fraguado	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Longitud de anclaje (mm)	450	450	450	450	450	450	450	450	450	450
Diámetro perforación( mm)	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90
Diámetro varilla( mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Tipo roca	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita
Área de contacto entre resina y varilla (cm <sup>2</sup> )	353.4	353.4	353.4	353.4	353.4	353.4	353.4	353.4	353.4	353.4
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3	1272.3
LECTURA DIAL (psi)	6040	6060	6065	6020	6010	6030	6035	6080	6070	6000
Carga Rotura (kg)	18804	18867	18847	18742	18709	18772	18792	18929	18897	18679
Tipo de falla	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

RESUMEN		Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
		Esf 1	Esf 2
Carga Promedio (kg)	18804	53.2	14.8
Carga Característica (kg)	18716	53.0	14.7
Desviación Estándar	81.46		
Alfa	1.08		

**Gráfico 2.8.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto, a los veinticuatro horas, anclaje 45cm



**Tabla 2.7.** Ensayo de tracción pared de roca, acero y resina bicomponente, anclaje 90 cm.

**DETERMINACION DE LA RESISTENCIA A LA TENSION CONJUNTO ROCA Y EN RESINA BICOMPONENTE**

Fecha preparación 30/09/2015

Fecha rotura 01/10/2015

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	8.25	8.35	8.45	9	11.1	2.35	3	3.15	3.3	3.5
T final	8.3	8.4	8.5	9.05	11.15	2.4	3.05	3.2	3.35	3.55
Tiempo fraguado MIN	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14
Longitud de anclaje (mm)	900	900	900	900	900	900	900	900	900	900
Diámetro perforación (mm)	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90
Diámetro varilla (mm)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Tipo roca	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita	andesita
Área de contacto entre resina y varilla (cm <sup>2</sup> )	706.86	706.86	706.86	706.86	706.86	706.86	706.86	706.86	706.86	706.86
Área de contacto entre resina y roca (cm <sup>2</sup> )	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70	2544.70
LECTURA DIAL (psi)	6020	6250	6200	6040	6020	6020	6080	6150	6175	6190
Carga Rotura (kg)	18800	19305	19179	18804	18795	18790	18929	19054	19117	19148
Tipo de falla	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

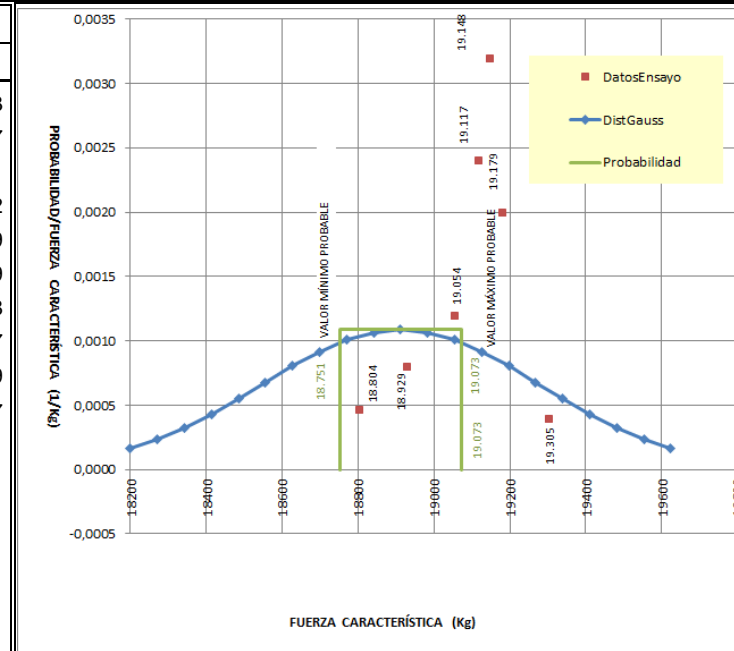
RESUMEN	Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
	Esf 1	Esf 2
Carga Promedio (kg)	18992	7.5
Carga Característica (kg)	18751	7.4
Desviación Estándar	367.54	
Alfa	0.40	

**Gráfico 2.9.** Cálculo de la Carga Característica de Tracción del conjunto, a los veinticuatro horas, anclaje 90cm.

**ANALISIS SEGÚN EL CRITERIO DE FUERZA CARACTERÍSTICA**

<b>Carga promedio (kg)</b>	18912.15	<b>Probabilidad requerida</b>	92.00%	<b>Valores mínimo y Máximo probable</b>			
<b>Resist.prom.(kg/ cm<sup>2</sup>)</b>	26.87	<b>fila</b>	50	min Prob	18751.21	0	0.34938368
<b>Desviación estándar</b>	367.54	<b>Prom +/- sigma</b>	19073.09	Max Prob	18751.21	0.00108543	
<b>Alfa</b>	0.438	<b>Fuerza +/-</b>	18912.15 +/- 160.94		19073.09	0.00108543	
		<b>Fuerza característica</b>	18751.21				

Carga Ordenada (Kg)		Fuerza Min 18200			
		F compresión	Dist. Normal	Área Probab.	Dist. C/Prob
18790,00	0,001027	18200,00	0,0001661	-0,47329	0,010003
18795,00	0,001032	18271,21	0,00023728	-0,45893	0,009937
18000,00	0,000050	18342,43	0,00032648	-0,43886	-0,000001
18804,10	0,001040	18413,64	0,00043265	-0,41183	0,000462
18929,20	0,001084	18484,86	0,00055223	-0,37676	0,000799
19054,30	0,001007	18556,07	0,00067888	-0,33292	0,001199
19116,85	0,000929	18627,29	0,00080383	-0,28012	0,002398
19148,13	0,000883	18698,50	0,00091671	-0,21886	0,003197
19179,40	0,000833	18769,72	0,00100692	-0,15036	0,001999
19304,50	0,000614	18840,93	0,00106525	-0,07658	0,000397
		18912,15	0,00108543	0,00000	
		18983,36	0,00106525	0,07658	
		19054,58	0,00100692	0,15036	
		19125,79	0,00091671	0,21886	
		19197,01	0,00080383	0,28012	
		19268,22	0,00067888	0,33292	
		19339,44	0,00055223	0,37676	
		19410,65	0,00043265	0,41183	
		19481,87	0,00032648	0,43886	
		19553,08	0,00023728	0,45893	
		19624,30	0,0001661	0,47329	



## 2.2. Ensayos de compresión

Para la ejecución de este ensayo de compresión de morteros se ha seguido el procedimiento de la norma ASTM C109 /ASTM 109M, y esto se lo aplicó en los distintos tiempos de ensayo que se propone en este estudio.

Se utilizó esta norma que corresponde a morteros de cemento por las siguientes razones:

El cartucho de resina polyester está compuesta por el componente A (carga de sílice y resina polyester) y el componente B (líquido acelerador del fraguado), al mezclarse los componentes A y B, da lugar a una reacción exotérmica que hace que la mezcla empiece a fraguar. Como el ligante es un polímero la mezcla resultante es un mortero polimérico.

La preparación de la briqueta se realizó de la siguiente manera:

- Cortar el empaque plástico del cartucho de la resina y el componente A y B verter en un recipiente boca ancha para proceder a batirlo hasta obtener una pasta viscosa.
- Colocar la pasta viscosa en las briquetas hasta llenarlas, cuando la pasta haya alcanzado el fraguado inicial se puede vaciar de los moldes (Foto 2.7, Foto 2.8).
- Los moldes obtenidos, antes de ensayarse, deben ser identificados, pesados, medidos como dice la norma ASTM C109 /ASTM 109M (Foto 2.9).
- El tiempo de ensayo es, el tiempo transcurrido desde que la pasta se gelifica hasta cuando se somete a la carga de rotura. (Foto 2.10)

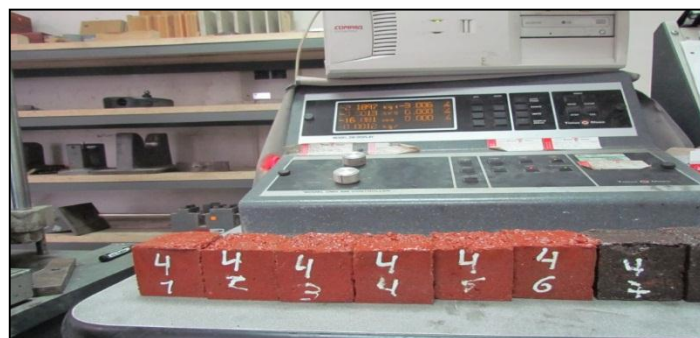
**Foto 2.7.** Preparación de la muestra para el ensayo de compresión



**Foto 2.8.** Vaciado del Molde



**Foto 2.9.** Toma de datos antes del ensayo



**Foto 2.10.** Muestras después del ensayo de compresión



*2.2.1. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a los treinta minutos*

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de compresión, la carga de compresión se lo aplicó a los treinta minutos, los resultados se encuentran tabulados en la Tabla 2.8.

*2.2.2. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a las dos horas*

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de compresión, la carga de compresión se lo aplicó a las dos horas, los resultados se encuentran tabulados en la Tabla 2.9.

*2.2.3. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a las cuatro horas*

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de compresión, la carga de compresión se lo aplicó a las cuatro horas, los resultados se encuentran tabulados en la Tabla 2.10.

#### *2.2.4. Ensayo de compresión de la resina bicomponente a las 24 horas*

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de compresión, la carga de compresión se lo aplicó a las veinticuatro horas, los resultados se encuentran tabulados en la Tabla 2.11.

**Tabla 2.8.** Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente, a los 30 minutos

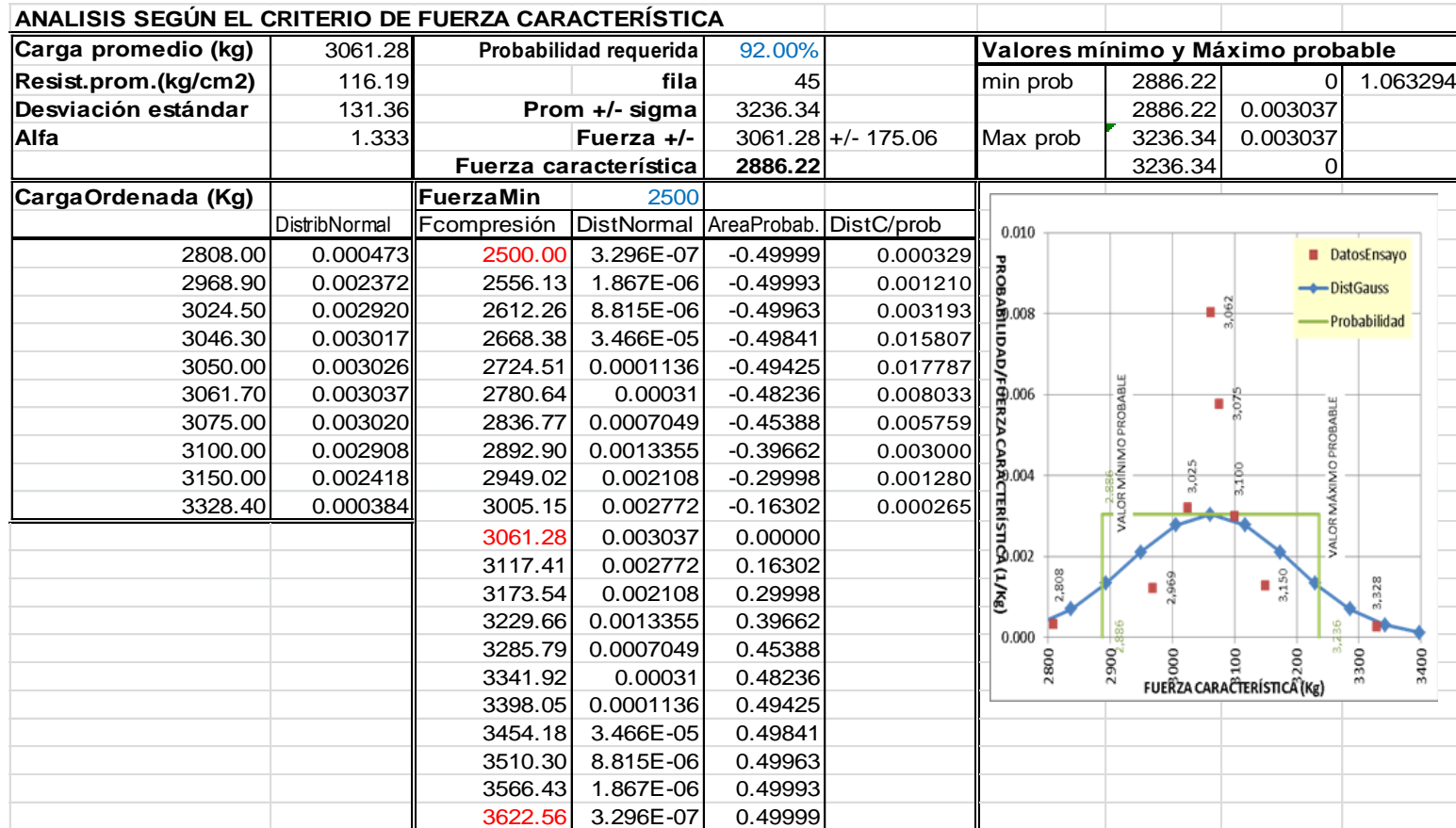
**TIEMPO DE ROTURA 30 MINUTOS**

Fecha 30/04/201  
 preparación 3  
 Fecha rotura 30/04/201  
 3

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	11,2	11,2	11,2	11,2	11,2	11,2	11,2	11,2	11,2	11,2
T final	11,35	11,35	11,35	11,35	11,35	11,35	11,35	11,35	11,35	11,35
Tiempo fraguado min	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
Tipo resina	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	51,3	51	51,5	51,52	51	51	51	52	51,6	51,5
Dimensión (mm)	51	51	51	51	51	51,6	52	51	51,6	52
Dimensión (mm)	51	51	51	51	51	51,6	52	51	51,6	52
Área (cm²)	26,163	26,01	26,265	26,275	26,01	26,32	26,52	26,52	26,63	26,78
Volumen (cm³)	133,43 1	132,65	133,95	134,00	132,65	135,7 9	137,9 0	135,25	137,39	139,2 6
Masa (gr)	256,6	250,6	269,1	268,9	249,5	268,6	255,1	255,0	265,0	265,0
Peso unitario (gr/cm³)	1,9	1,9	2,0	2,0	1,9	2,0	1,8	1,9	1,9	1,9
Carga (kg)	3025	3046	3062	3328	2969	2808	3075	3150	3050	3100

RESUMEN		Esfuerzo kg/cm2		FORMULARIO	
		Esf. 1		C. Prom.	Des. Stan.
Carga Promedio (kg)	3061	116,2		$\sum_1^n \frac{carga}{n}$	$\sqrt{\frac{\sum  x - x_{prom} ^2}{n}}$
Carga Característica (kg)	2886	109,5		C. Carac	$C_{prom} - Abs(Fuerza\ sigma - C_{prom})$
Desviación Estándar	131,36			Alfa	$\frac{(C_{prom} - C_{carac})}{Desv\ Standard}$
Alfa	1,33				

**Gráfico 2.10.** Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a los treinta minutos.



**Tabla 2.9.** Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente, a las dos horas

**TIEMPO DE ROTURA DOS HORAS**

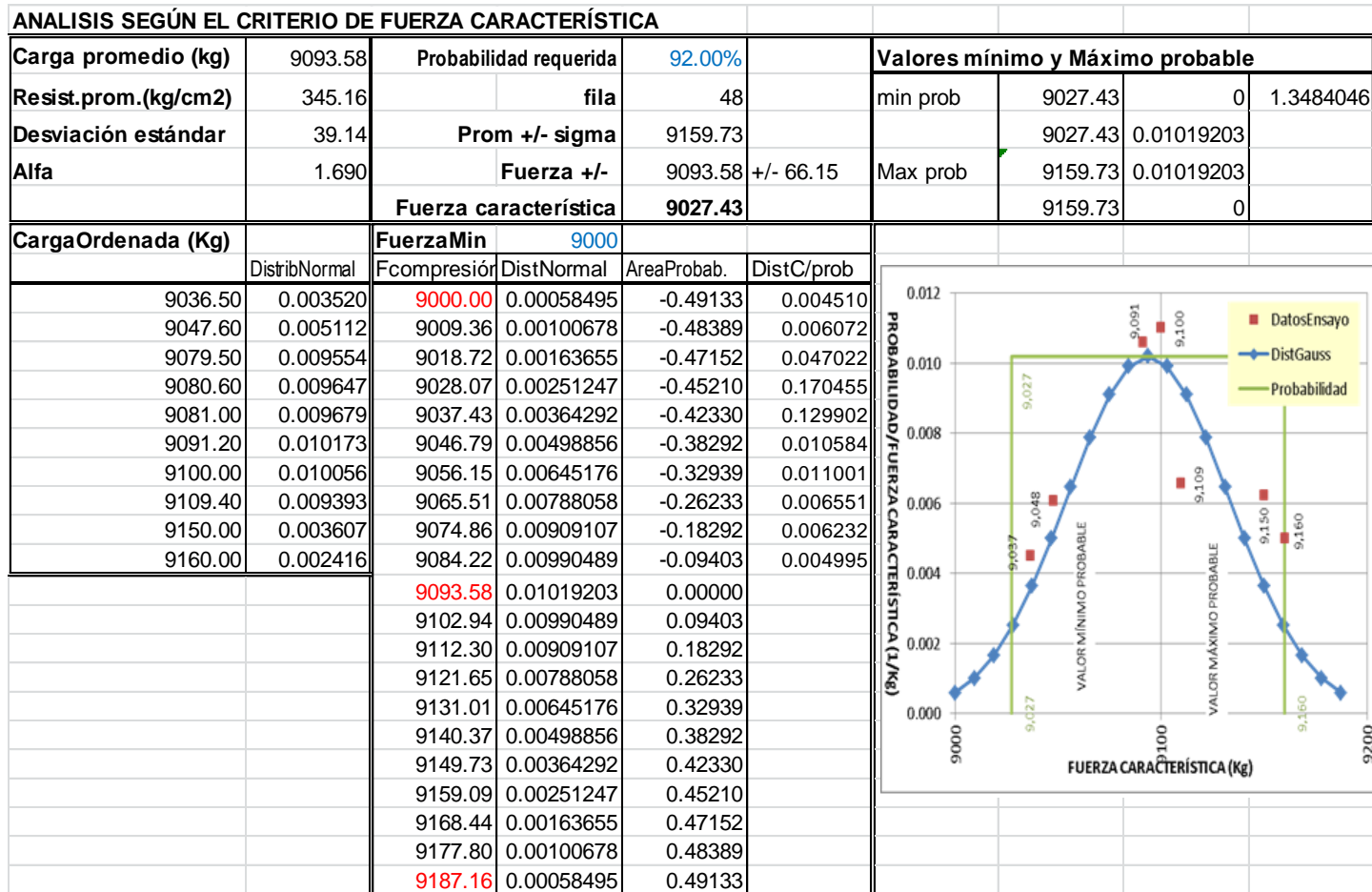
Fecha preparación 30/04/2013

Fecha rotura 30/04/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2
T final	11.35	11.35	11.35	11.35	11.35	11.35	11.35	11.35	11.35	11.35
Tiempo fraguado min	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
Tipo resina	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta	Lenta
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	51.3	51	51.5	51.52	51	51	51	52	51.6	51.5
Dimensión (mm)	51	51	51	51	51	51.6	52	51	51.6	52
Dimensión (mm)	51	51	51	51	51	51.6	52	51	51.6	52
Área (cm <sup>2</sup> )	26.163	26.01	26.265	262.7 52	26.01	26.316	26.52	26.52	26.626	26.78
Volumen (cm <sup>3</sup> )	133.43	132.65	133.95	134.0 0	132.65	135.79	137.90	135.25	137.39	139.26
Masa (gr)	256.62	250.58	269.1	268.8 9	249.5	268.58	255.1	254.95	265	265
Peso unitario (gr/ cm <sup>3</sup> )	1.9	1.9	2.0	2.0	1.9	2.0	1.8	1.9	1.9	1.9
Carga (kg)	9160	9080	9150	9048	9100	9109	9037	9081	9091	9081

RESUMEN		Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
		Esf 1	
Carga Promedio (kg)	434	67.1	
Carga Característica (kg)	395	61.1	
Desviación Estándar	22.36		
Alfa	1.72		

**Gráfico 2.11.** Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a las dos horas



**Tabla 2.10.** Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente, a las cuatro horas

**TIEMPO DE ROTURA CUATRO HORAS**

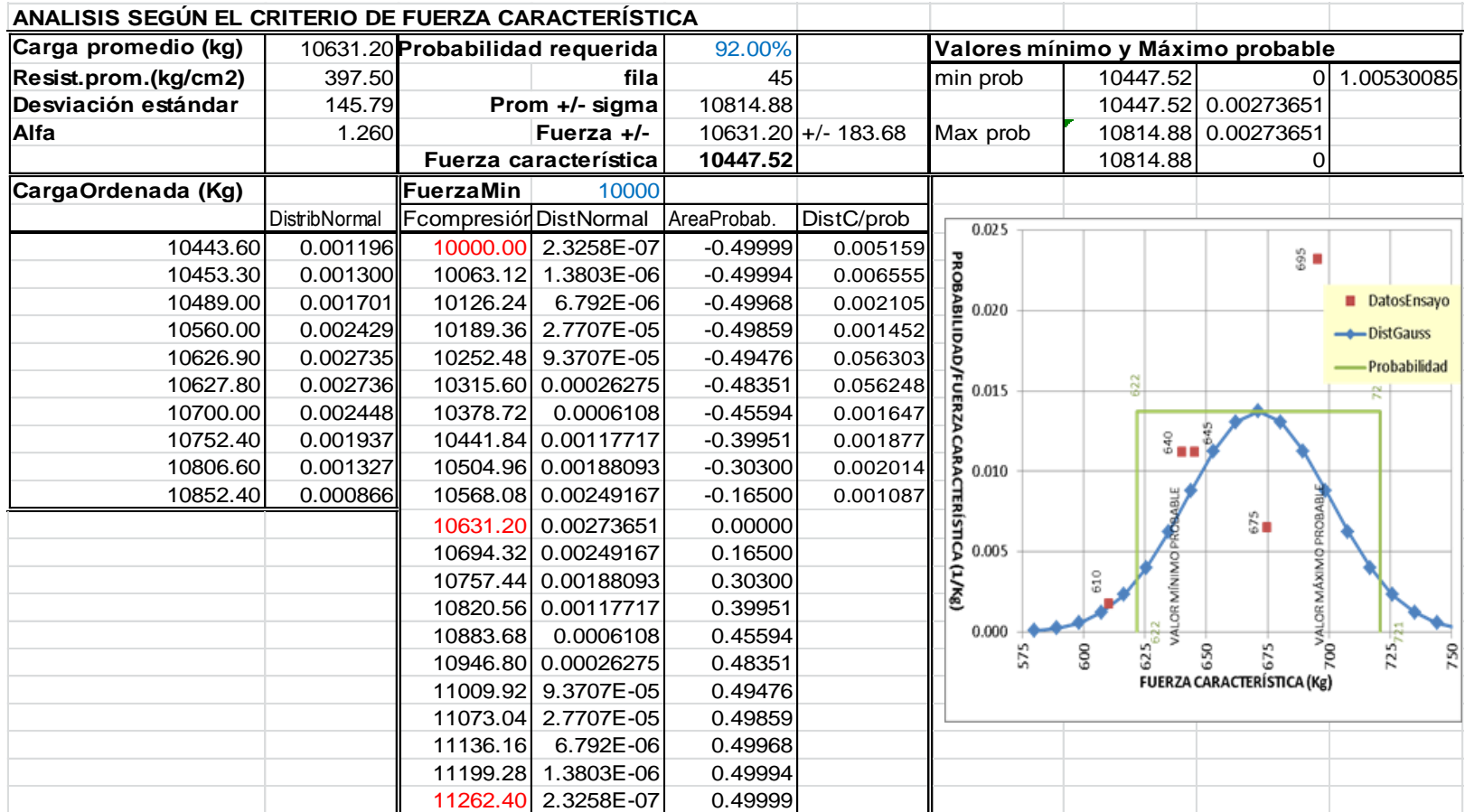
Fecha preparación 08/05/2013

Fecha rotura 09/05/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	2.3	2.3	2.3	2.34	2.34	2.34	2.38	2.38	2.38	2.42
T final	2.5	2.5	2.5	2.58	2.58	2.58	2.62	2.62	2.62	2.66
Tiempo fraguado min	20	20	20	24	24	24	24	24	24	24
Tipo resina	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	51	52	52	52	51.6	51	52	52	51.6	52
Dimensión (mm)	51	52	52	52	51.6	51	52	52	51.6	52
Dimensión (mm)	51	52	51	51	52	52	51	52	52	52
Área (cm <sup>2</sup> )	26.01	27.04	27.04	27.04	26.63	26.01	27.04	27.04	26.63	27.04
Volumen (cm <sup>3</sup> )	132.65	140.61	137.90	137.90	138.45	135.25	137.90	140.61	138.45	140.61
Masa (gr)	244.20	242.42	277.38	263.65	239.99	275.34	254.59	268.43	253.09	242.42
Peso unitario (gr/ cm <sup>3</sup> )	1.84	1.72	2.01	1.91	1.73	2.04	1.85	1.91	1.83	1.72
Carga (kg)	10628	10444	10752	10807	10627	10700	10852	10489	10453	10560

RESUMEN		Esfuerzo kg/ cm <sup>2</sup>	
		Esf 1	
Carga Promedio (kg)	10631	397.4	
Carga Característica (kg)	10448	390.5	
Desviación Estándar	145.79		
Alfa	1.26		

Gráfico 2.12. Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a las cuatro horas.



**Tabla 2.11.** Determinación de la resistencia a la compresión en resina bicomponente a las veinticuatro horas.

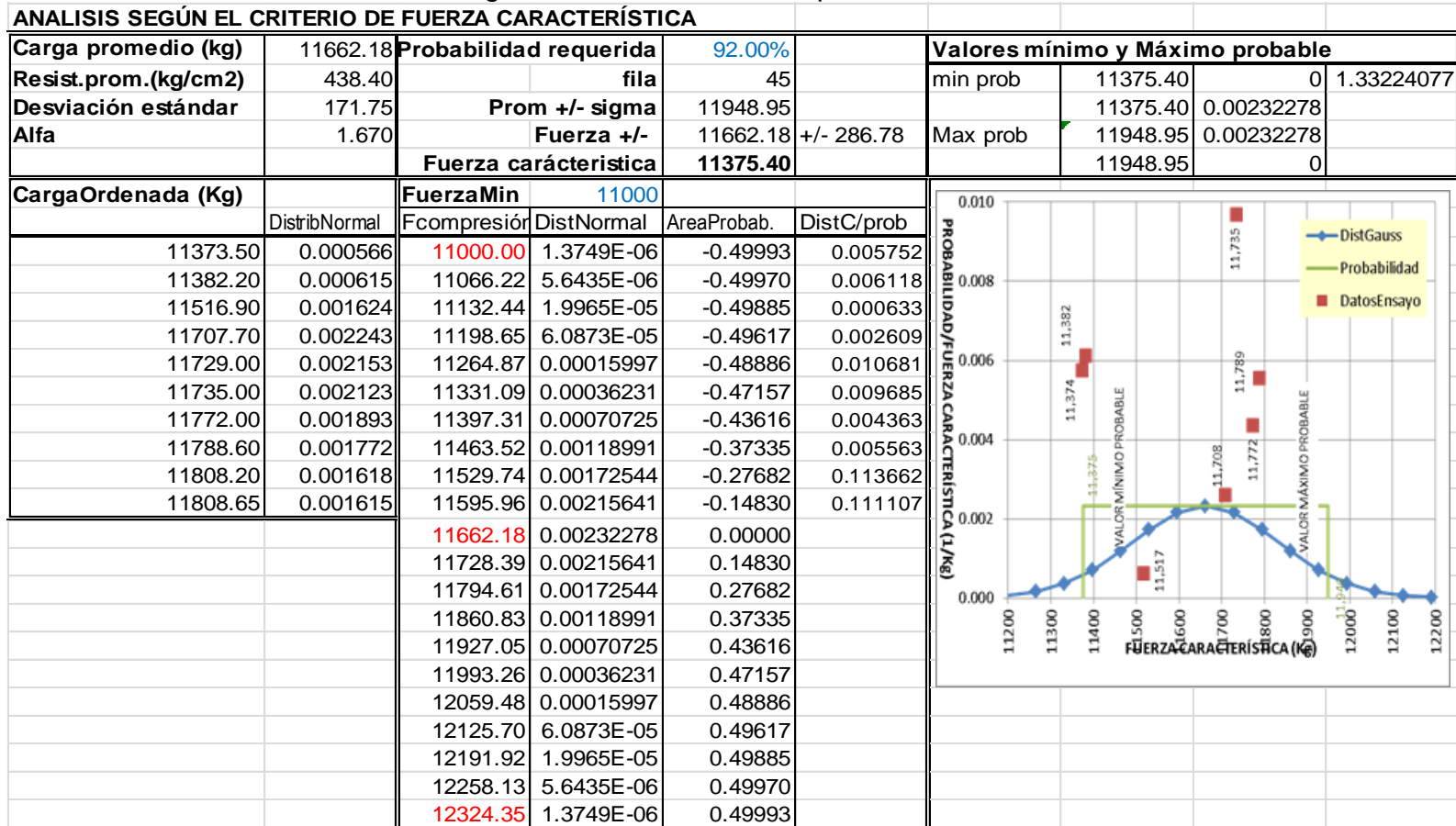
**TIEMPO DE ROTURA 24 HORAS**

Fecha preparación 30/04/2013

Fecha rotura 30/04/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	9.25	9.25	9.25	9.4	9.4	9.4	9.55	9.55	9.55	10
T final	9.4	9.4	9.4	9.55	9.55	9.55	10.1	10.1	10.1	10.15
Tiempo fraguado	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
Tipo resina	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	52	51.35	52	52.6	51	51	52	51	51.5	51.4
Dimensión (mm)	52	51.35	52	52.6	51	51	52	51	51.5	51.4
Dimensión (mm)	51.45	51	51	52.4	51	52	51.6	52	52	52.6
Área (cm <sup>2</sup> )	27.04	26.37	27.04	27.67	26.01	26.01	27.04	26.01	26.52	26.42
Volumen (cm <sup>3</sup> )	139.12	134.48	137.90	144.98	132.65	135.25	139.53	135.25	137.92	138.97
Masa (gr)	269.18	249.29	246.72	257.65	247.73	248.04	258.78	274.28	270.05	260.37
Peso unitario (gr/cm <sup>3</sup> )	1.93	1.85	1.79	1.78	1.87	1.83	1.85	2.03	1.96	1.87
Carga (kg)	11735	11729	11517	11789	11808	11382	11374	11708	11772	11809
<b>RESUMEN</b>			<b>Esfuerzo kg/ cm<sup>2</sup></b>							
			<b>Esf 1</b>							
Carga Promedio (kg)	11662		84.8							
Carga Característica (kg)	11042		80.2							
Desviación Estándar	12.27									
Alfa	1.85									

**Gráfico 2.13. Cálculo de la Carga Característica de Compresión de la resina, a las veinticuatro horas**



## 2.3. Ensayo de Tensión

Para la ejecución de este ensayo de tensión de morteros se ha seguido el procedimiento de la norma ASTM C1698, y esto se lo aplico a los distintos tiempos de ensayo que se propone en este estudio.

Como se explicó en el punto 2.2, se utilizó esta norma que corresponde a morteros de cemento porque la mezcla resultante es un mortero polímero.

Para preparar la briqueta se siguió el siguiente procedimiento:

- Cortar el empaque plástico del cartucho de la resina y los componentes A y B verter en un recipiente de boca ancha, para mezclarlos y obtener una pasta viscosa.
- Colocar la pasta viscosa en las briquetas hasta llenarlas, cuando la pasta haya alcanzado el fraguado inicial se puede vaciar de los moldes.
- Los moldes obtenidos, antes de ensayarse, deben ser identificados, pesados, medidos como dice la norma ASTM C1698
- El tiempo de ensayo es, el tiempo transcurrido desde que la pasta se gelifica hasta cuando se somete a la carga de rotura.

### 2.3.1. Ensayo de tensión de la resina a los treinta minutos

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de tensión, la carga de tensión se lo aplicó a los treinta minutos de haber empezado la gelidificación y los resultados se lo tabulan en la Tabla 2.12.

### 2.3.2. Ensayo de tensión de la resina a las dos horas

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de tensión, la carga de tensión se lo aplicó a las dos horas de haber empezado la gelidificación y los resultados se lo tabulan en la Tabla 2.13

### *2.3.3. Ensayo de tensión de la resina a las cuatro horas*

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de tensión, la carga de tensión se lo aplicó a las cuatro horas de haber empezado la gelidificación y los resultados se lo tabulan en la Tabla 2.14.

### *2.3.4. Ensayo de tensión de la resina a las veinticuatro horas*

Se realizó según el procedimiento indicado en el ensayo de compresión, la carga de tensión se lo aplicó a las cuatro horas de haber empezado la gelidificación y los resultados se lo tabulan en la Tabla 2.15.

**Tabla 2.12.** Determinación de la tensión en resina bicomponente a los 30 minutos.

TIEMPO DE ROTURA 30 MINUTOS

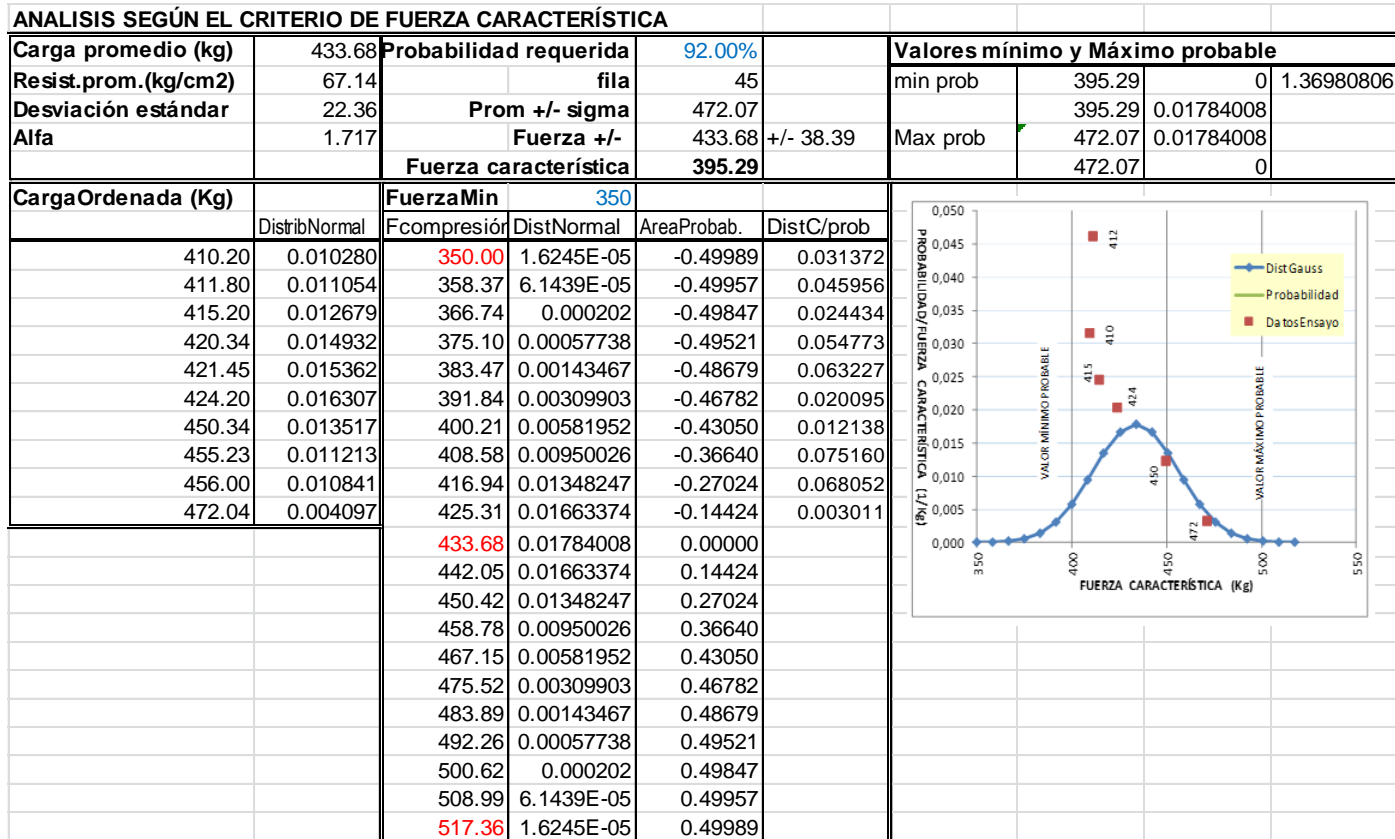
Fecha preparación 02/05/2013

Fecha rotura 02/05/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	16	16	16	16,15	16,15	16,15	16,3	16,3	16,3	16,3
T final	16,05	16,05	16,05	16,2	16,2	16,2	16,35	16,35	16,35	16,35
Tiempo fraguado min	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	24,50	25,00	24,80	25,00	25,10	24,85	24,95	24,98	24,97	26,00
Dimensión (mm)	26,70	27,20	25,80	24,95	25,20	25,30	27,20	26,70	24,50	25,00
Área (cm <sup>2</sup> )	6,54	6,80	6,40	6,24	6,33	6,29	6,79	6,67	6,12	6,50
Carga (kg)	410,20	411,80	415,20	420,34	421,45	424,20	450,34	455,23	456,00	472,04

RESUMEN		Esfuerzo kg/cm <sup>2</sup>		FORMULARIO	
		Esf. 1		C. Prom.	Des Stan
Carga Promedio (kg)	434	67,1		$\sum_{i=1}^n \frac{carga}{n}$	$\sqrt{\frac{\sum  x - x_{prom} ^2}{n}}$
Carga Característica (kg)	395	61,1		C. Carac	$C_{prom} - Abs(Fuerza\ sigma - C_{prom})$
Desviación Estándar	22,36			alfa	$\frac{(C_{prom} - C_{carac})}{Desv\ Standard}$
Alfa	1,72				

**Gráfico 2.14.** Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las treinta minutos



**Tabla 2.13.** Determinación de la tensión en resina bicomponente a las dos horas

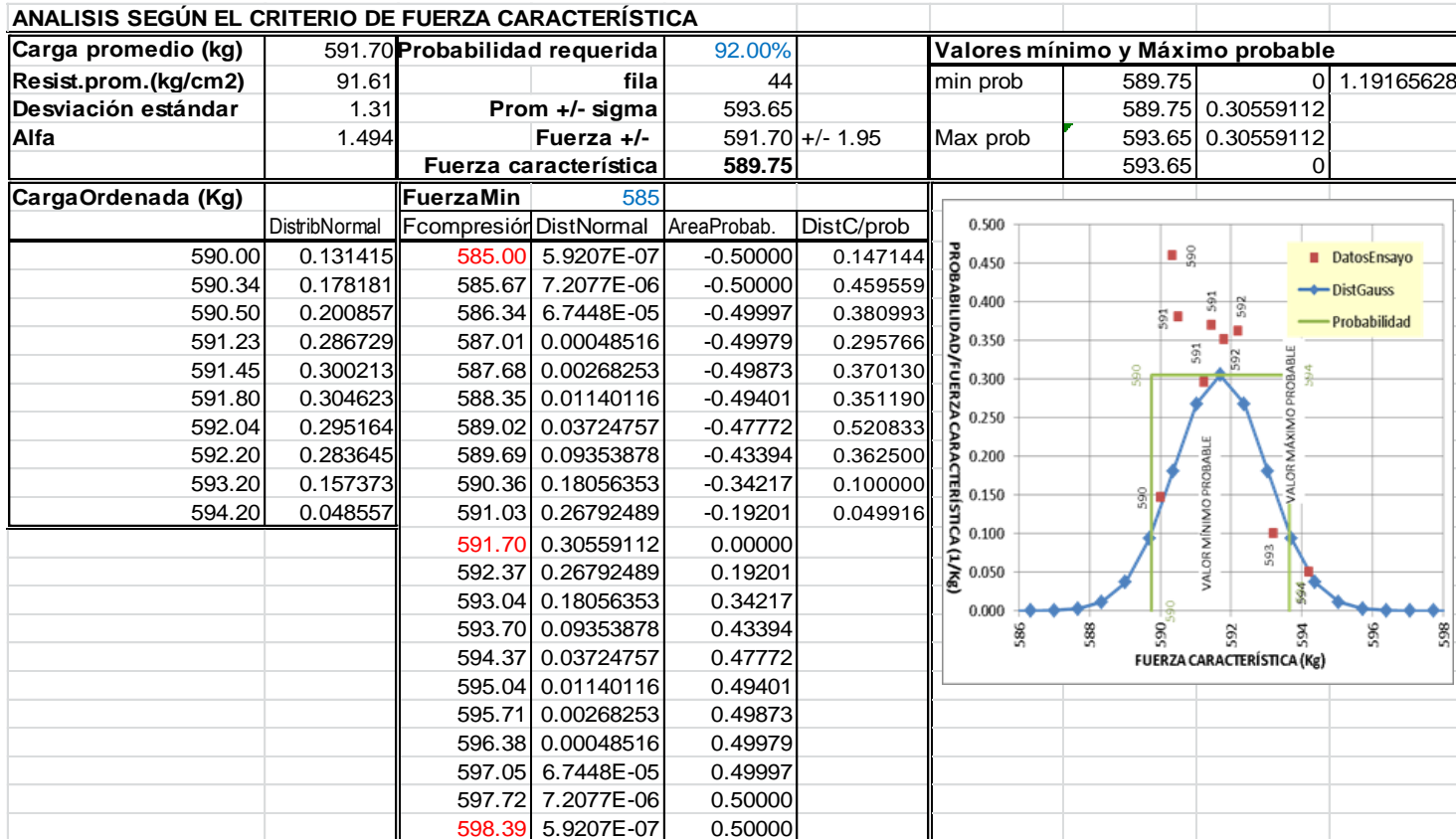
TIEMPO DE ROTURA 2 HORAS

Fecha preparación 02/05/2013

Fecha rotura 02/05/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	16	16	16	16.15	16.15	16.15	16.3	16.3	16.3	16.3
T final	16.05	16.05	16.05	16.2	16.2	16.2	16.35	16.35	16.35	16.35
Tiempo fraguado min	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura °C	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	24.50	25.00	24.80	25.00	25.10	24.85	24.95	24.98	24.97	26.00
Dimensión (mm)	26.70	27.20	25.80	24.95	25.20	25.30	27.20	26.70	24.50	25.00
Área (cm <sup>2</sup> )	6.54	6.80	6.40	6.24	6.33	6.29	6.79	6.67	6.12	6.50
Carga (kg)	592	592	593	590	591	594	591	591	590	592
<b>RESUMEN</b>		<b>Esfuerzo kg/ cm<sup>2</sup></b>								
		<b>Esf 1</b>								
Carga Promedio (kg)	592	91.5								
Carga Característica (kg)	590	91.2								
Desviación Estándar	1.31									
Alfa	1.49									

Gráfico 2.15. Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las dos horas



**Tabla 2.14.** Determinación de la tensión en resina bicomponente a las cuatro horas.

TIEMPO DE ROTURA 4 HORAS

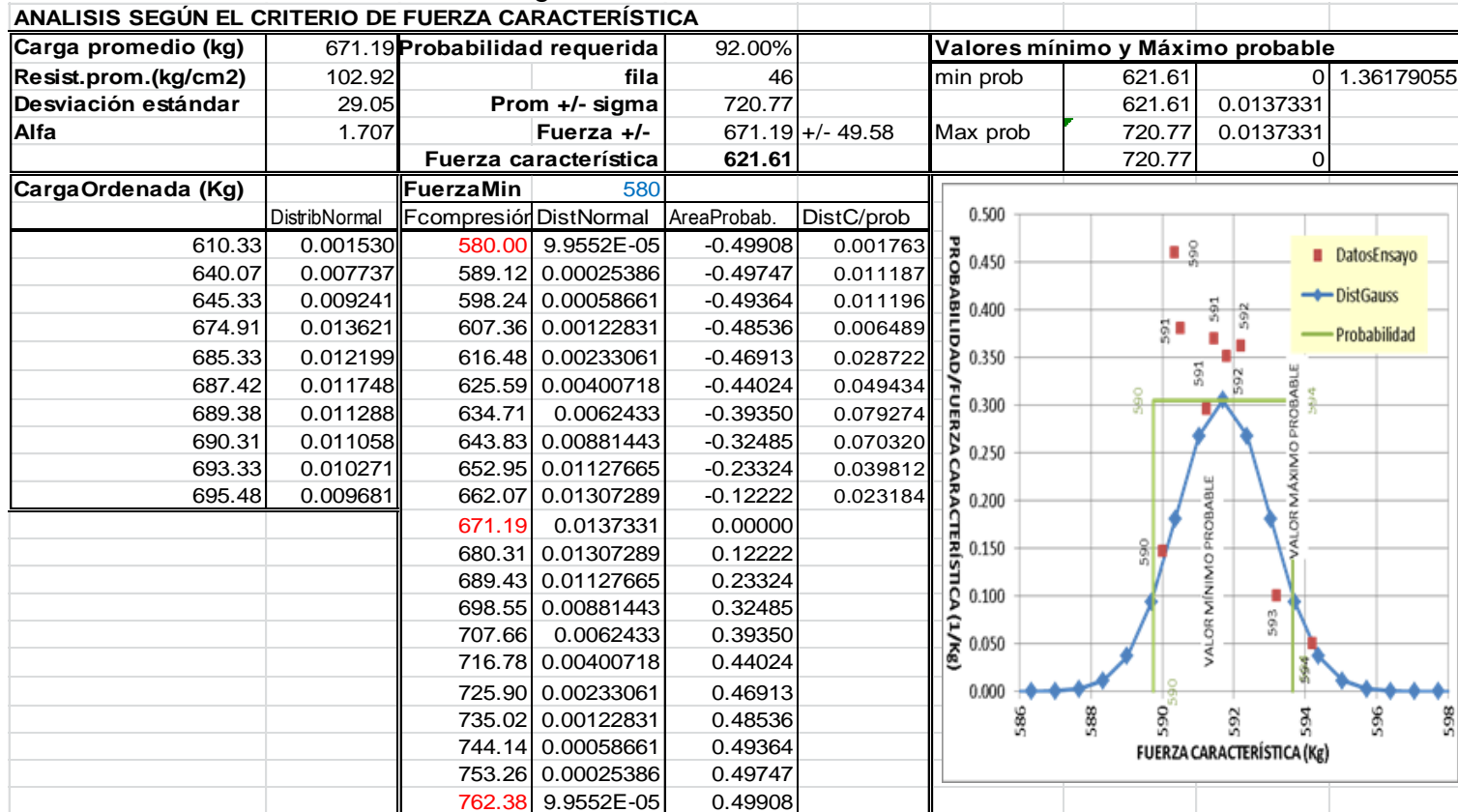
Fecha preparación 09/05/2013

Fecha rotura 09/05/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	10.1	10.1	10.1	10.1	10.1	10.1	10.1	10.1	10.1	10.1
T final	10.2	10.2	10.2	10.2	10.2	10.2	10.2	10.2	10.2	10.2
Tiempo fraguado	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Tipo resina	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta	lenta
Temperatura	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	24.95	24.90	24.80	25.00	25.00	24.95	24.95	24.98	24.97	26.00
Dimensión (mm)	25.70	27.20	25.80	25.95	27.20	25.50	27.20	26.70	24.50	25.00
Área cm <sup>2</sup>	6.41	6.77	6.40	6.49	6.80	6.36	6.79	6.67	6.12	6.50
Carga (kg)	640.07	610.33	645.33	689.38	674.91	687.42	690.31	685.33	693.33	695.48
<b>RESUMEN</b>			<b>Esfuerzo kg/ cm<sup>2</sup></b>							
			<b>Esf 1</b>							
<b>Carga Promedio (kg)</b>	671		102.8							
<b>Carga Característica (kg)</b>	622		95.2							
<b>Desviación Estándar</b>	29.05									
<b>Alfa</b>	1.71									

Elaborado por: José Pío Ceballos Meji

**Gráfico 2.16.** Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las cuatro horas.



**Tabla 2.15.** Determinación de la tensión en resina bicomponente a las 24 horas

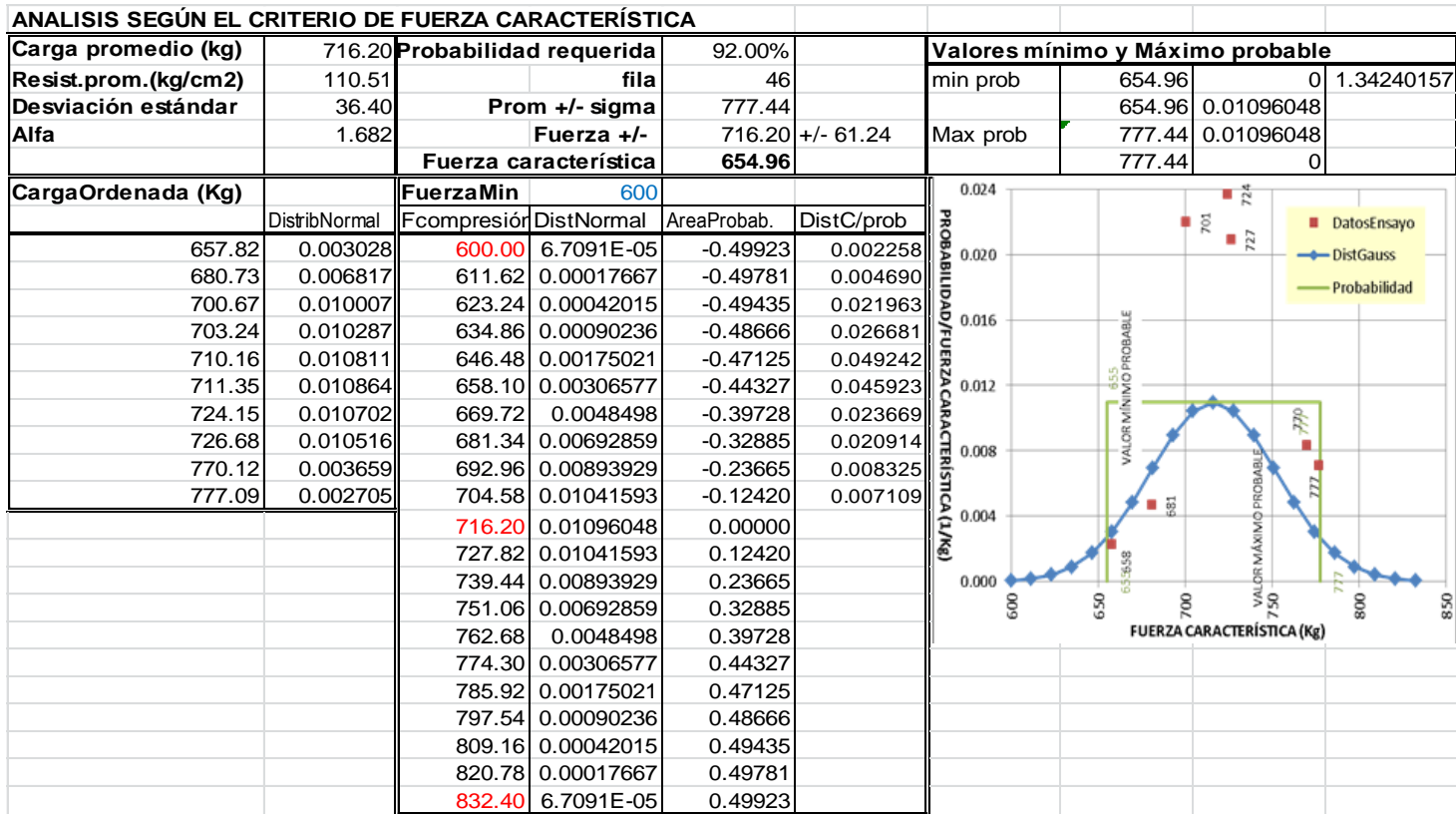
TIEMPO DE PRUEBA 24 HORAS

Fecha preparación 08/05/2013

Fecha rotura 09/05/2013

Muestra No	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
T inicial	8.3	8.3	8.3	9	9	9	9.2	9.2	9.2	9.3
T final	8.35	8.35	8.35	9.05	9.05	9.05	9.25	9.25	9.25	9.35
Tiempo fraguado	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Tipo resina	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida	rápida
Temperatura	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
Dimensión (mm)	24.90	25.00	24.96	25.00	25.02	24.98	24.95	24.99	25.00	24.99
Dimensión (mm)	25.70	26.00	25.80	25.50	25.60	25.40	26.90	26.70	25.50	26.50
Área cm <sup>2</sup>	6.40	6.50	6.44	6.38	6.41	6.34	6.71	6.67	6.38	6.62
Carga (kg)	681	658	777	770	727	703	701	724	710	711
<b>RESUMEN</b>			<b>Esfuerzo kg/ cm<sup>2</sup></b>							
			<b>Esf 1</b>							
<b>Carga Promedio (kg)</b>		716		110.4						
<b>Carga Característica (kg)</b>		655		101.0						
<b>Desviación Estándar</b>		36.40								
<b>Alfa</b>		1.68								

Gráfico 2.17. Cálculo de la Carga Característica de Tensión de la resina, a las veinticuatro horas



## CAPÍTULO 3. RESULTADOS

Para el análisis de los resultados se utilizó el criterio que se utiliza para evaluar la calidad del hormigón, debemos esperar un tiempo luego de haber concluido la producción, para considerar que el proceso productivo ha llegado a su fin. La evaluación de los resultados finales está en función, de los procesos de control, supervisión y ajuste durante la producción y colocación del hormigón (Gráfico 3.1). Para evaluar los resultados de las pruebas de resistencia, debemos utilizar métodos estadísticos, los mismos que nos reafirman criterios y especificaciones de diseño. Al colocar los resultados de las pruebas en un gráfico de frecuencias se conforma una curva que es un patrón similar a la distribución normal de frecuencias o campana de Gauss. (Sánchez de Guzmán, 2011).

Según este criterio de control de calidad del hormigón, al utilizar la media aritmética se obtendrá datos que la mitad serán menores y la otra mitad serán mayores al promedio (ecuación 3.1), (Sánchez de Guzmán, 2011).

$$X_{prom} = \Sigma \frac{Xi}{N}$$

Ec. 3.1

Dónde:

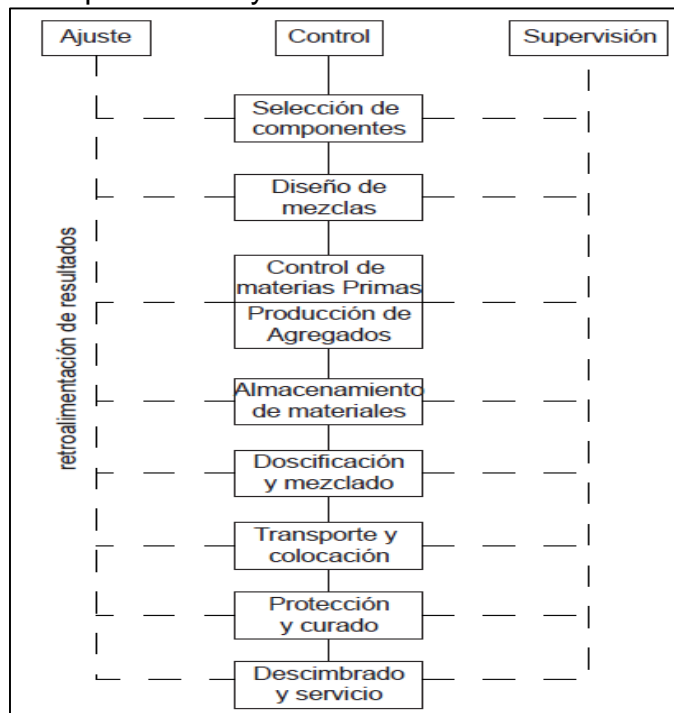
***X<sub>prom</sub>***: media aritmética

***X<sub>i</sub>***: cada uno de los valores que se analiza

***N***: es el número de valores que se analiza.

Cuando mayor sea la diferencia en valor absoluto entre ***X<sub>prom</sub> - X<sub>i</sub>***, mayor es la dispersión y mayor es la desviación estándar (*u*) (ecuación 3.2), lo cual reafirma que esta es una medida de la dispersión de los resultados. (Sánchez de Guzmán, 2011).

**Gráfico 3.1.** Esquema de los procesos de supervisión, control y ajuste, durante la producción y colocación del concreto



Fuente: (Sánchez de Guzmán, 2011)

$$v = \sqrt{\frac{\sum \left( X_i - \left( \frac{\sum X_i}{N} \right) \right)^2}{(N - 1)}}$$

Ec. 3.2

Con el conocimiento del promedio y la desviación estándar se puede trazar la curva de distribución normal. Esta curva nos indica que el 68.27% de los datos están comprendidos dentro de  $X_{prom} \pm v$ , de los cuales el 15,87% de los datos es inferior a  $X_{prom} - v$ , y el 15.87% de los datos es superior a  $X_{prom} + v$ . (Sánchez de Guzmán, 2011).

Una manera de comparar el grado de fidelidad de los resultados es, utilizar la ecuación 3.3, que nos mide el coeficiente de variación (**V**). . (Sánchez de Guzmán, 2011).

$$V = 100 \left( \frac{u}{X_{prom}} \right)$$

*Ec. 3.3*

Si un conjunto de datos sigue una distribución normal, el conjunto de promedios de n pruebas consecutivas, sigue una distribución normal, con el mismo valor promedio y con un coeficiente de variación (**Vn**) menor que el de los ensayos individuales y se resume en la ecuación 3.4. (Sánchez de Guzmán, 2011).

$$Vn = \frac{V}{\sqrt{n}}$$

*Ec. 3.4*

Los resultados de los ensayos de tracción en el conjunto roca-acero-resina, compresión y tensión en el mortero para tiempos de treinta minutos, dos horas, cuatro horas y veinticuatro horas se resumen en la siguiente Tabla 3.1, donde consta la fuente de la tabla donde se obtuvieron los datos:

**Tabla 3.1.** Resumen y Análisis de Resultados de los Ensayos realizados a 30 minutos, dos, cuatro y veinticuatro horas.

Ensayos de Compresión						
Método de análisis	Carga 100% (kg)	carga 0,5 horas	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla Fuente
Media aritmética	11662	3061	9094	10631	11662	2.10,2.11
Fuerza Característica 92%	11375	2886	9027	10448	11375	2.12,2.13
Ensayos de Tensión						
Método de análisis	Carga 24 horas (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Media aritmética	716	433	592	671	716	2.14,2.15
Fuerza Característica 92%	655	395	590	622	655	2.16,2.17
Ensayos de tracción Falla tipo 1						
Método de análisis	Carga 24 horas (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Media aritmética	14885	5811	9855	11065	14885	2.1,2.2
Fuerza Característica 92%	13240	4801	9668	11043	13240	2.4,2.5
Ensayos de Tracción Falla Tipo 2						
Método de análisis	Carga 24 horas (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Media aritmética			10175,7		14719,5	2.3,2.6
Fuerza Característica 92%			9042,71		9588,17	
Esfuerzo de Compresión en el Ensayo kg/ cm <sup>2</sup>						
Método de análisis		carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Área cm <sup>2</sup>		26,16	26,16	26,16	26,16	2.10,2.11
Media aritmética		117	348	406	446	2.12,2.13
Fuerza Característica 92%		110	345	399	435	
Esfuerzo de Tensión en el Ensayo kg/ cm <sup>2</sup>						
Método de análisis		carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Área cm <sup>2</sup>		6,54	6,54	6,54	6,54	2.14,2.15
Media aritmética		66	91	103	109	2.16,2.17
Fuerza Característica 92%		60	90	95	100	

Continúa

**Continuación**

<b>FALLA TIPO 1</b>						
<b>Esfuerzo de Tracción Resina-Varilla kg/ cm<sup>2</sup></b>						
Método de análisis		carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Área cm <sup>2</sup>		127,67	127,67	127,67	127,67	2.1,2.2
Media aritmética		46	77	87	117	2.4,2.5
Fuerza Característica 92%		38	76	86	104	
<b>Esfuerzo de Tracción Resina-Roca kg/ cm<sup>2</sup></b>						
Método de análisis		carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Área cm <sup>2</sup>		251,33	251,33	251,33	251,33	2.1,2.2
Media aritmética		23	39	44	59	2.4,2.5
Fuerza Característica 92%		19	38	44	53	
<b>FALLA TIPO 2</b>						
<b>Esfuerzo de Tracción Resina-Varilla kg/ cm<sup>2</sup></b>						
Método de análisis		carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Área cm <sup>2</sup>			127,67		127,67	2.3,2.6
Media aritmética			80		115	
Fuerza Característica 92%			71		75	
<b>Esfuerzo de Tracción Resina-Roca kg cm<sup>2</sup></b>						
Método de análisis		carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Área cm <sup>2</sup>			251,33		251,33	2.3,2.6
Media aritmética			40		59	
Fuerza Característica 92%			36		38	
<b>Porcentaje de Carga esperada para cada tiempo de ensayo con respecto a las 24 horas</b>						
<b>Ensayos de Compresión</b>						
Método de análisis	Carga 100% (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla Fuente
Media aritmética	11662	26%	78%	91%	100%	2.10,2.11
Fuerza Característica 92%	11375	25%	79%	92%	100%	2.12,2.13
<b>Ensayos de Tensión</b>						
Método de análisis	Carga 24 horas (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Media aritmética	716	60%	83%	94%	100%	2.14,2.15
Fuerza Característica 92%	655	60%	90%	95%	100%	2.16,2.17

Continúa

Continuación

Ensayos de Tracción Falla Tipo 1						
Método de análisis	Carga 24 horas (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Media aritmética	14885	39%	66%	74%	100%	2.1,2.2
Fuerza Característica 92%	13240	36%	73%	83%	100%	2.4,2.5
Ensayos de Tracción Falla Tipo 2						
Método de análisis	Carga 24 horas (kg)	carga 30 minutos	carga 2 horas	carga 4 horas	carga 24 horas	Tabla
Media aritmética	14720		69%		100%	2.3,2.6
Fuerza Característica 92%	9588		61%		100%	

En la Tabla 3.2 se resume los resultados de los ensayos de tracción de la varilla de anclaje a las veinticuatro horas, para longitudes de 30, 45 y 90 cm.

**Tabla 3.2.** Resumen de los ensayos de Tracción de la varilla a distintas longitudes de anclaje, a las veinticuatro horas

Varias longitudes de anclaje (cm)					
Método de análisis	16	30	45	90	Tabla Fuente
Media aritmética	11662	18356	18804	18992	3.1,2.7
Fuerza Característica 92%	11375	18087	18716	18751	2.8,2.9
Esfuerzo de Tracción Resina-Varilla kg/ cm <sup>2</sup>					
Área cm <sup>2</sup>	127,67	239,39	359,08	718,17	3.1,2.7
Media aritmética	91	77	52	26	2.8,2.9
Fuerza Característica 92%	89	76	52	26	
Esfuerzo de Tracción Resina-Roca kg/ cm <sup>2</sup>					
Área cm <sup>2</sup>	452,39	848,23	1272,35	2544,70	3.1,2.7
Media aritmética	26	22	15	7	2.8,2.9
Fuerza Característica 92%	25	21	15	7	
Porcentaje de incremento de carga mientras aumenta la longitud de anclaje					
Media aritmética	11662	157%	161%	163%	
Fuerza Característica 92%	11375	159%	165%	165%	

### 3.1. Análisis de resultados de los ensayos de tracción en el conjunto roca–acero-resina

- Al graficar los datos de la Tabla 3.1, para el grupo de falla 1, se puede establecer una curva de tendencia (Gráfico 3.1), la misma que responde a una ecuación logarítmica (ecuación 3.5) que permite proyectar el comportamiento de la carga para tiempos mayores a veinticuatro horas.

$$Y=2127.6\ln(x)+7261.3$$

*Ec. 3.5*

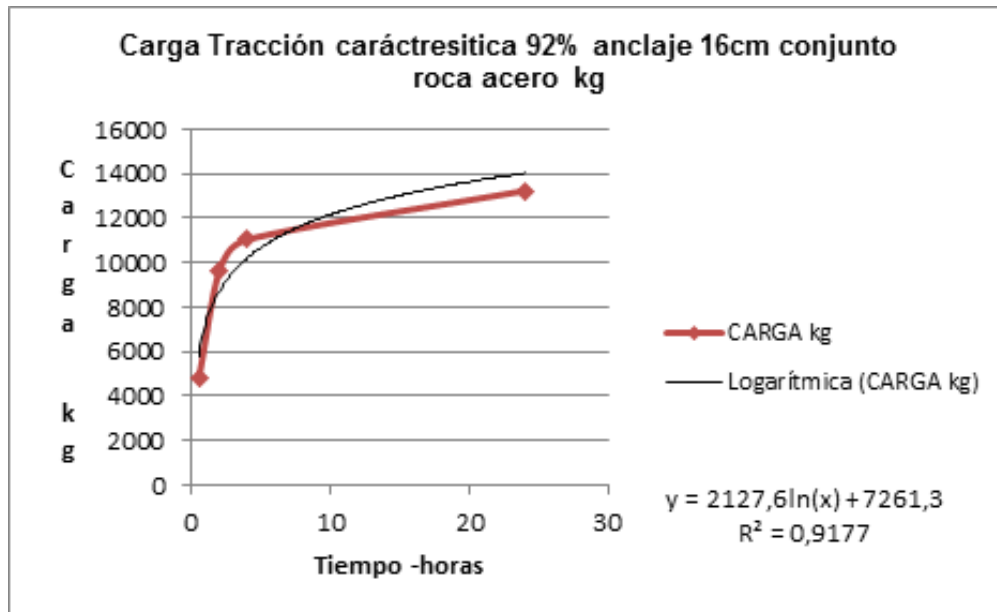
- Al analizar la ecuación 3.5 para tiempos mayores a las veinticuatro horas; la resistencia a la tracción se incrementa en un 139% a los 8 días, a los 32 días en un 162%, y luego de ese tiempo tiende a estabilizarse (véase Tabla 3.3). A este tiempo la carga proyectada de la resina mediante la ecuación 3.5 es igual a la carga nominal del acero utilizado en el ensayo.
- De igual manera al comparar el esfuerzo de adherencia entre la resina y la varilla y, la roca y resina, se observa que el primero es el 1.97 mayor que el segundo.
- Al analizar los datos de la Tabla 3.1 para el ensayo de Tracción cuando se produce la falla tipo 2, se observa que esto se produce a las dos horas con dos sucesos (véase Tabla 2.2) y a las veinticuatro horas con cinco sucesos (véase Tabla 2.4); como el caso de las veinticuatro horas tiene más sucesos, se observa que el esfuerzo de adherencia entre la resina y la varilla para la falla 1 es mayor al esfuerzo de adherencia entre la resina y la varilla para la falla 2 en un 37% (104-75 kg/ cm<sup>2</sup> respectivamente) y existe una variación de un 39% (75-38 kg/ cm<sup>2</sup> respectivamente) para el caso que se desprende el bulbo de resina de la roca en el caso de la falla 1 y falla 2.

**Tabla 3.3.** Proyección de Carga de Tracción del conjunto para tiempos mayores a veinticuatro horas  $Carga=2127.6*ln*(tiempo)+7261.3$

DESCRIPCIÓN	Tiempo						
	horas				Ecuación	días	
	0.5	2	4	24			16
Carga Característica kg	4801	9668	11043	13240	3.5	18447	21397
<b>Porcentaje de Carga Esperada, respeto 24 horas</b>							
Carga Característica	36%	73%	83%	100%		139%	162%
<b>Esfuerzo de Adherencia kg/ cm<sup>2</sup> Resina -Varilla</b>							
Área de adherencia cm <sup>2</sup>	127.7	127.7	127.67	127.7		127.67	127.67
Característica	38	76	86	104		144	168
<b>Esfuerzo de Adherencia kg/ cm<sup>2</sup> Roca- Resina</b>							
Área de adherencia cm <sup>2</sup>	251.33	251.33	251.33	251.33		251.33	251.33
Característica	19	38	44	53		73	85
<b>Carga Rotura Nominal del Acero (kg )</b>							
Esfuerzo Acero Gr60 tipo42 kg/ cm <sup>2</sup>	4212	4212	4212	4212		4212	4212
Esfuerzo Acero Gr150 kg/ cm <sup>2</sup>	10544	10544	10544	10544		10544	10544
Área acero 25mm- cm <sup>2</sup>	5.07	5.07	5.07	5.07		5.07	5.07
Carga Rotura Nominal Acero Grado60	21343	21343	21343	21343		21343	21343
Carga Rotura Nominal Acero Grado150	53427	53427	53427	53427		53427	53427

- Al analizar la capacidad de carga que el conjunto roca-varilla-resina va adquiriendo respecto a las veinticuatro horas , se observa en la Tabla 3.1 que esto es: 36, 73, 83% a los treinta minutos , dos horas y cuatro horas respectivamente.

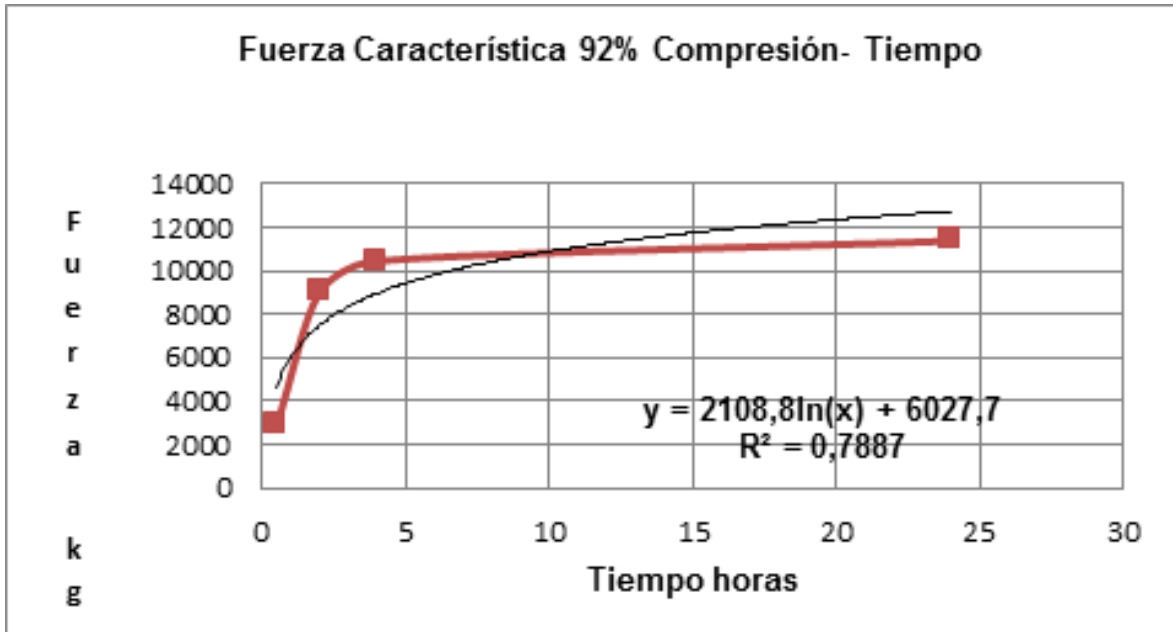
**Gráfico 3.2.** Curva de tendencia Carga Tracción Característica conjunto roca - acero para anclaje de 16cm



### 3.2. Análisis de resultados de los ensayos de Compresión en el mortero de resina.

- Al graficar los datos de la Tabla 3.1, se puede establecer una curva de tendencia (Gráfico 3.3), la misma que responde a una ecuación logarítmica (ecuación 3.6) que permite proyectar el comportamiento de la carga para tiempos mayores a veinticuatro horas.

**Gráfico 3.3.** Curva de tendencia Carga de Compresión en mortero de Resina



$$Y = 2108.8\ln(x) + 6027.7$$

Ec. 3.6

- Al analizar la ecuación 3.6 para tiempos mayores a veinticuatro horas se obtiene la tabla 3.4 donde se observa que la resina a los 58 días adquiere la capacidad de carga similar a la carga nominal de rotura del acero utilizado en el ensayo.

**Tabla 3.4.** Proyección de Carga de Compresión en el mortero de resina para tiempos mayores a veinticuatro horas  $Carga=2108.8*\ln(\text{tiempo})+6027.7$

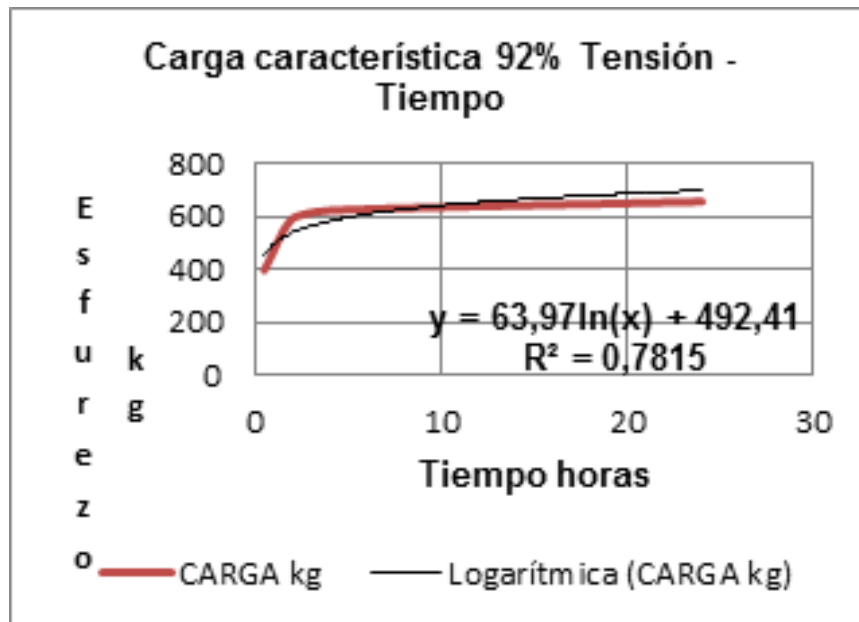
Tiempo en días				1	ecuación	8	32	40	50	58
Tiempo horas	0.5	2	4	24		192	768	960	1200	1392
<b>Carga kg</b>										
Característica 92%	2886	9027	10448	11375	3.6	17165	20103	20575	21048	21363
<b>% Incremento de Carga</b>										
Característica 92%	25%	79%	92%	100%		151%	177%	181%	185%	188%
<b>Esfuerzo de compresión kg/ cm<sup>2</sup></b>										
Área cm <sup>2</sup>	26.4	26.4	26.35	26.35		26.35	26.35	26.35	26.35	26.35
Esfuerzo Característico	110	343	396.5	431.7		651.4	762.91	780.8	798.8	810.73

- Al analizar la capacidad de carga a la compresión que el mortero de resina va adquiriendo a los treinta minutos, dos horas, cuatro horas, con respecto a las veinticuatro horas, se observa que aumenta del 25, 79, y 92% respectivamente (véase Tabla 3.4); y a los cincuenta y ocho días ha aumentado el 188%

### 3.3. Análisis de resultados de los ensayos de Tensión en el mortero de resina.

- Al graficar los datos de la Tabla 3.1, se puede establecer una curva de tendencia (Gráfico 3.4), la misma que responde a una ecuación logarítmica (ecuación 3.7) que permite proyectar el comportamiento de la carga para tiempos mayores a veinticuatro horas.

**Gráfico 3.4.** Curva de tendencia Carga de Tensión en mortero de Resina



$$Y = 63.9 \ln(x) + 492.41$$

Ec. 3.7

- Al analizar la ecuación 3.7 para tiempos mayores a veinticuatro horas se obtiene la Tabla 3.5 donde se observa que el crecimiento de la capacidad de carga de la resina a partir de las veinticuatro horas es casi constante.

**Tabla 3.5** Proyección de Carga de Tensión en el mortero de resina para tiempos mayores a veinticuatro horas  $Carga = 63.9 * \ln(\text{tiempo}) + 492.41$

<b>Tiempo en días</b>				1	<b>ecuación</b>	8	50	18250	32120	51100
<b>Tiempo horas</b>	0.5	2	4	24		192	1200	438000	770880	1226400
<b>Carga kg</b>										
<b>Característica 92%</b>	395	590	622	655	<b>3.7</b>	696	829	946	1323	1389
<b>% Incremento</b>										
<b>Característica 92%</b>	60%	90%	95%	100%		106%	127%	144%	202%	212%
<b>esfuerzo de tensión kg/ cm²</b>										
<b>Área cm²</b>	6.46	6.46	6.46	6.46		6.46	6.46	6.46	6.46	6.46
<b>Característico 92%</b>	61.1	91.3	96.3	101.4		107.7	128.3	146.4	204.8	215.0

Al analizar la Tabla 3.5 se observa que la capacidad de carga a la tensión de la resina en los períodos de treinta minutos, dos horas, cuatro horas, aumenta con respecto a las veinticuatro horas en : 60,90, y 95% respectivamente.

### 3.4. Análisis de resultados de los ensayos de Tracción para distintas longitudes de anclaje.

- Al graficar los datos de la Tabla 3.2 se obtiene una curva (Gráfico 3.5) cuya tendencia responde a una ecuación logarítmica (ecuación 3.8) , en la cual se puede ver que a medida que aumenta la longitud de anclaje aumenta considerablemente la capacidad de carga o la adherencia entre el acero y la resina.

$$Y=2467.2\ln(x)+8542,4$$

Ec. 3.8

**Tabla 3.6.** Proyección de la Carga de Tracción para longitudes de anclaje mayores a 90cm.

Anclaje cm	16	30	45	90	ecuación	181	210
<b>CARGA kg</b>	14236	18087	18664	18751	<b>3.8</b>	21365	21735
<b>Esfuerzo adherencia entre resina y acero kg/ cm<sup>2</sup></b>							
Área de adherencia cm <sup>2</sup>	127.67	239.39	359.08	718.17		1444.32	1675.73
Esfuerzo adherencia kg/ cm <sup>2</sup>	111.5	75.6	52.0	26.1		14.8	13.0
<b>Esfuerzo adherencia entre roca y resina kg/ cm<sup>2</sup></b>							
Área de adherencia cm <sup>2</sup>	251.3	6768.6	10152.9	20305.8		40837.3	47380.2
Esfuerzo adherencia kg/ cm <sup>2</sup>	56.64	2.67	1.84	0.92		0.52	0.46
<b>Porcentaje de aumento de la Carga de Tracción con respecto a la longitud de anclaje de 16cm</b>							
Carga 24 horas	100%	127%	131%	132%		150%	153%
<b>Porcentaje de decremento de los esfuerzos de adherencia según la longitud de anclaje</b>							
Adherencia Resina - Acero	100%	68%	47%	23%		13%	12%
Adherencia Roca - Resina	100%	5%	3%	2%		1%	1%
<b>Carga de rotura nominal del Acero G60 Tipo 42</b>							
Área del acero 25mm cm <sup>2</sup>	5.07	5.07	5.07	5.07		5.07	5.07
Esfuerzo Fluencia kg/ cm <sup>2</sup>	4212	4212	4212	4212		4212	4212
Carga Nominal Rotura kg	21343	21343	21343	21343		21343	21343

- Al analizar la ecuación 3.8 para longitudes de anclaje, mayores a 90 cm se observa que, a los 181 cm de longitud de anclaje la capacidad de carga del conjunto es similar a la carga nominal de rotura del Acero A42 Grado 60 (Tabla 1.48); y a partir de esa longitud la capacidad de carga de la resina tiende a estabilizarse (véase Tabla 3.5).
- Se observa en la Tabla 3.5 que cuando el conjunto roca –resina – acero alcanza la carga de rotura nominal del acero, el esfuerzo entre la resina y varilla es de  $14.8 \text{ kg/cm}^2$  y el esfuerzo entre la roca y resina es  $0.52 \text{ kg/cm}^2$

**Foto 3.1.** Imagen donde se evidencia que falla el acero en este caso la rosca



### 3.5. Análisis de la reacción exotérmica de la resina poliéster

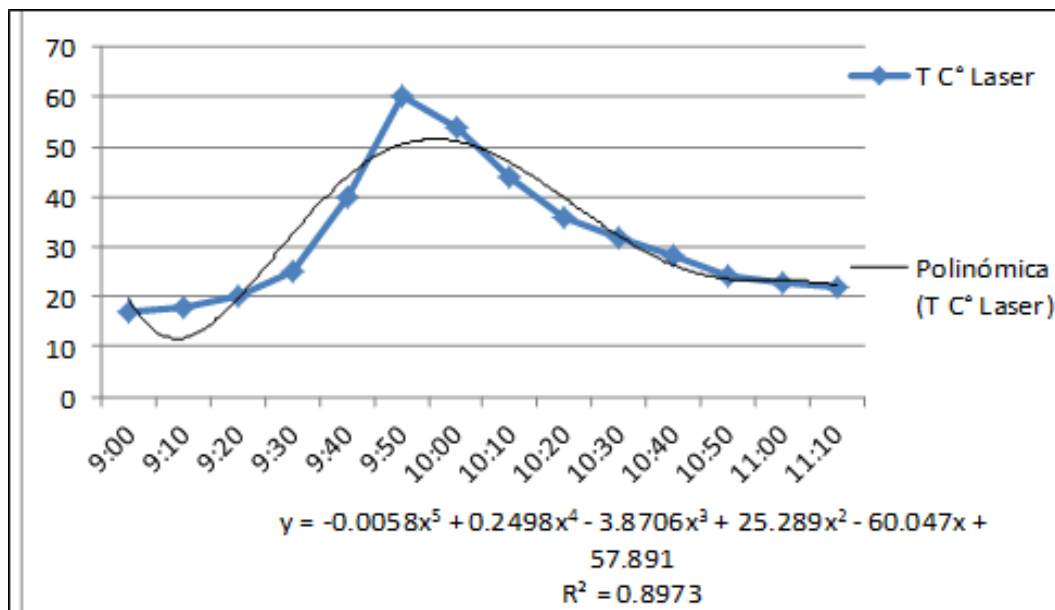
Para complementar el conocimiento del comportamiento de la resina en función del tiempo , se ha procedido a elaborar un gráfico (Gráfico 3.5) del pico térmico desde que inicia la reacción del componente A y el componente B , hasta que la temperatura se estabiliza nuevamente y se observa que :

- A los treinta minutos de haber iniciado la reacción, la temperatura sube a 25 grados
- A la hora de haber iniciado la reacción, la temperatura máxima alcanza los 60 grados.
- A las dos horas de haber iniciado la reacción la temperatura baja a los 25 grados, para luego llegar a la temperatura ambiente.

En este período de dos horas que dura la reacción exotérmica, la capacidad de carga de la resina aumenta de la siguiente manera:

- Carga de Tracción del conjunto: 66 al 73%.
- Carga de Compresión resina: 78 al 79%
- Carga de Tensión: 83 al 89%

**Gráfico 3.5** Análisis de la Reacción exotérmica del mortero de resina poliéster



## CAPÍTULO 4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 4.1. Conclusiones

De acuerdo a los resultados obtenidos en los ensayos de tracción del conjunto roca-acero-resina efectuados en el laboratorio y campo, según los procedimientos y condiciones propuestos en el Capítulo 2; se llegó a las siguientes conclusiones:

- Se puede observar, que el esfuerzo de adherencia entre la varilla de acero y la resina (falla tipo I), aumenta en función del tiempo de fraguado de la resina, **hasta llegar al valor característico de 168 Kg/cm<sup>2</sup>**, donde la carga de tracción del conjunto es igual a la carga de fluencia nominal del acero, y esto sucede con un tiempo de fraguado de 32 días; sin embargo, para efectos de cálculo de la longitud de anclaje del perno, se recomienda usar un **valor de esfuerzo de adherencia no mayor a 104 Kg/cm<sup>2</sup>** (véase Tabla 3.1).
- De lo anterior, se puede deducir que el **factor de seguridad calculado es de 1,62**.
- En este mismo análisis se puede observar, que los valores correspondientes a los anteriores en lo que concierne con el **esfuerzo de adherencia resina-roca, son de 85 y 53 Kg/cm<sup>2</sup> respectivamente**.
- Como el esfuerzo de adherencia de 168kg/cm<sup>2</sup> entre la resina y el acero genera, que el anclaje falle por la rotura del acero, **se concluye que la resina poliéster nacional bicomponente es de buena calidad** y se puede recomendar su uso en las obras civiles.
- Revisando los resultados de la Tabla 3.1, y siguiendo el criterio de la fuerza característica; se observa que, **a los 30 minutos la carga máxima es el 36%, a las dos horas el 73%, a las cuatro horas el 83% de la carga esperada a las veinticuatro horas; cuyo valor, representa el 100% de la carga de Trabajo**.

- La información anterior, es de gran utilidad dentro del proceso constructivo in situ; por cuanto, nos permite establecer el máximo torque de ajuste en la tuerca del perno de anclaje; ajuste que se ejecuta dentro de los tiempos analizados, con lo que se garantiza, que el anclaje del perno no falle por exceso de carga.
- Cuando se desprende el bulbo de resina y acero de la roca, el esfuerzo de adherencia resina-roca característico por falla, **es de 36 kg/cm<sup>2</sup> a las dos horas**, (véase tabla 3.1), y el esfuerzo de adherencia que se genera en este caso, entre **la resina y la varilla es de 71 kg/cm<sup>2</sup>**;
- se observa que estos valores indicados, **son menores a los obtenidos cuando se produce el desprendimiento de la varilla de la resina, y estos son 38 kg/cm<sup>2</sup> y 76 kg/cm<sup>2</sup>**, respectivamente
- Si se compara el valor del esfuerzo de adherencia, **cuando se produce el desprendimiento de la varilla de la resina, con el esfuerzo de adherencia que este genera, entre la roca y la resina, se observa que existe una relación de dos a uno en los valores**; de lo que se deduce, es que en condiciones normales, **el anclaje no debería fallar por desprendimiento del bulbo resina-varilla.**
- Para una **longitud de anclaje de 181cm**, la carga de tracción característica del conjunto, es igual a la carga de rotura nominal de la varilla de acero (véase Tabla 3.5); esta será la longitud mínima del perno de anclaje
- Para la longitud mínima del perno de anclaje, el esfuerzo de adherencia entre el acero y la resina es de 14.79 kg/ cm<sup>2</sup>, la carga de tracción ha crecido en un 50% respecto de la carga para un anclaje de 16cm (véase Tabla 3.5)
- La **longitud de diseño de un perno de anclaje es 271.5cm**, producto de longitud de anclaje mínimo por un factor de seguridad de 1.5.
- Del análisis de la Tabla 3.3 (**Proyección de Carga de Tracción del conjunto para tiempos mayores a veinticuatro horas** ) y la Tabla 3.5 (**Proyección de la Carga de Tracción para longitudes de anclaje mayores a 90cm** ), se concluye que un anclaje de 16cm falla por rotura de la varilla a los 16 días y , un anclaje de 181cm falla por rotura de la varilla, a las veinticuatro horas

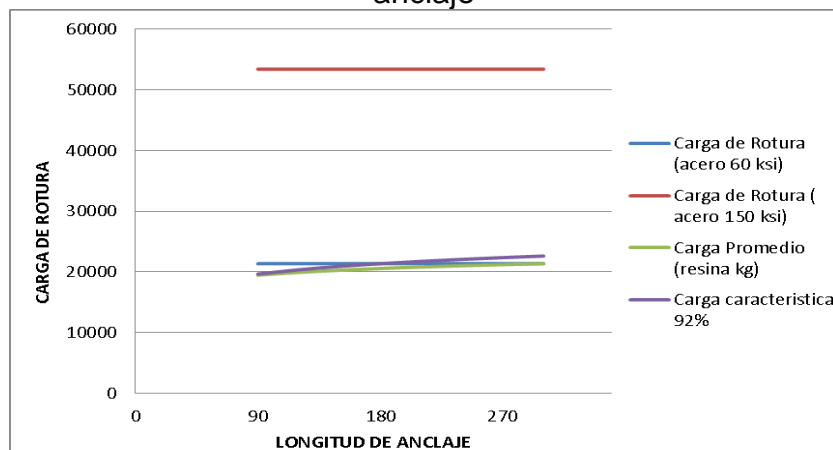
- En el caso que el perno de anclaje una varias discontinuidades del macizo rocoso (Gráfico 1.54), la longitud del perno de anclaje se resume en la Tabla 4.1.

**Tabla 4.1** Longitud mínima de un perno de anclaje que une varias discontinuidades

Tiempo de Trabajo	Longitud de anclaje cm		Espaciamiento	Definición términos
	Sugerido	Calculado	Sugerido cm	
24 horas	$181+(l_1+...l_n)+k$	tabla 1.31	362	l1: espesor estrato 1
				ln: espesor estrato n
				k: longitud del gato hidráulico para ensayo tracción
32 horas	$16+(l_1+...l_n)+k$	tabla 1.31	32	

- Al graficar los datos de la Tabla 3.5, longitud de anclaje y las carga: tracción del conjunto para distintas longitudes de anclaje y la carga nominal de rotura del acero , se obtiene un gráfico donde se evidencia que para una longitud de anclaje de 181cm, las dos cargas son iguales

**Gráfico 4.1.** Crecimiento de Carga de Tracción en función de la longitud de anclaje



- Los resultados obtenidos de los ensayos de compresión y tensión efectuados en el laboratorio según el procedimiento y las condiciones propuestas

en el capítulo 2.2 y 2.3 se basan en que, la masa viscosa obtenida de la mezcla del componente A y el componente B del cartucho de resina, es un mortero polimérico.

- Los datos obtenidos en laboratorio para los ensayos tracción de compresión y tensión (véase Tabla 3.1) nos permite establecer un patrón de comportamiento de la resina en función del tiempo propuesto en este estudio; concluyéndose que, en obra se puede realizar indistintamente uno de los tres tipos de ensayos para cualquier tiempo propuesto en el estudio , y al comparar con los resultados obtenidos en laboratorio, tener la certeza de que la resina es de buena calidad, debido a que la carga de tracción del conjunto será igual a la de rotura del acero en un determinado tiempo.
- **La reacción exotérmica de la resina dura aproximadamente dos horas** (véase Gráfico 3.4), en este período la capacidad de **carga de tracción, compresión, y tensión aumenta, un 73%, 79%, y 89% respectivamente** (véase Tabla 3.1); En el caso de que se apliquen cargas mayores a las permitidas: el anclaje fallaría y el mortero tendría un comportamiento distinto al esperado.

## 4.2. Recomendaciones.

- Se recomienda para conocer mejor las propiedades mecánicas y químicas de la resina poliéster, realizar ensayos de tracción para longitudes mayores a 90 cm y así verificar la fiabilidad de los datos obtenidos de la proyección de las ecuaciones de tendencia; así como, realizar ensayos químicos para verificar la información del fabricante, respecto de las características de gelidificación de la resina en presencia de agua, la misma que tiene una pH fuera de los rangos indicados
- Realizar un estudio del **pH** del agua, en caso de presencia de agua durante la perforación del túnel, previo a la utilización de la resina, porque de acuerdo a la

ficha técnica del producto, esta se ve afectada cuando el agua tiene un **pH** fuera de los rangos 2 y 10.

- Realizar ensayos in situ para longitudes de anclaje mayores a 90cm hasta 181cm para verificar los resultados obtenidos con las ecuaciones de tendencia establecidas con el criterio de promedio y fuerza característica.
- Realizar ensayos in situ, variando la calidad de la roca, y el diámetro de la varilla de acero, para establecer una correlación, con el método de cálculo de la longitud del perno de anclaje que propone Bieniawski (véase Tabla 1.44) y Barton (véase Tabla 1.28)


## BIBLIOGRAFÍA

- Alonso, A. (2001). *Madrid*. Recuperado el 20 de Noviembre de 2016, de Pernos en Rocas: <https://www.google.com/url?sa=t&rct=j&q=&esrc=s&source=web&cd=2&cad=rja&uact=8&ved=0ahUKEwjo8aWx8ZvOAhVIIR4KHRsSCKAQFggmMAE&url=http%3A%2F%2Fwww.fomento.es%2FNR%2Frdonlyres%2F13F15DA8-5568>
- Artesanal, M. (2016). *Pernos de Anclaje de Roca*. Recuperado el 15 de Diciembre de 2016, de [http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download\\_wiki\\_attachment.php?attId=1202](http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=1202)
- Barton, N. (1988). *Rock Mass Classification and Tunnel Reinforcement Selection Using the Q-System, Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP 984*. American Society for Testing and Materials.
- Borges, J. (2004). *Universidad Central de Venezuela*. Recuperado el 10 de Noviembre de 2016, de Monitoreo, estudio y analisis de vibraciones asociadas al uso de voladuras con explosivos en los trabajos de ejecución del tunel carrizalito de la linea del metro Los Teques: [https://www.researchgate.net/publication/49183267\\_Monitoreo\\_estudio\\_y\\_analisis\\_de\\_vibraciones\\_asociadas\\_al\\_uso\\_de\\_voladuras\\_con\\_explosivos\\_en\\_los\\_trabajos\\_de\\_ejecucion\\_del\\_tunel\\_Carrizalito\\_de\\_la\\_linea\\_del\\_Metro\\_de\\_Los\\_Teques](https://www.researchgate.net/publication/49183267_Monitoreo_estudio_y_analisis_de_vibraciones_asociadas_al_uso_de_voladuras_con_explosivos_en_los_trabajos_de_ejecucion_del_tunel_Carrizalito_de_la_linea_del_Metro_de_Los_Teques)
- Carpdiem. (2012). Recuperado el 22 de Noviembre de 2016, de [http://www.cdiem.cl/wp-content/uploads/2012/08/Catalogos/Pernos/Guia para anclaje de pernos/Resin\\_grouted\\_rockbolts\\_sp\\_Jan09\\_F.pdf](http://www.cdiem.cl/wp-content/uploads/2012/08/Catalogos/Pernos/Guia para anclaje de pernos/Resin_grouted_rockbolts_sp_Jan09_F.pdf)
- Civileks. (2016). *Métodos de perforación de túneles*. Recuperado el 06 de Noviembre de 2016, de <http://civilgeeks.com>: <http://civilgeeks.com/2011/09/22/metodos-de-perforacion-de-tuneles>
- Construcción. (2016). *Métodos de Perforación de Túneles*. Recuperado el 06 de Noviembre de 2016, de <http://civilgeeks.com>: <http://civilgeeks.com/2011/09/22/metodos-de-perforacion-de-tuneles>
- Construmática. (2016). *Obras Subterráneas. Riesgos y Medidas Preventivas*. Recuperado el 05 de Noviembre de 2016, de Construmática.com: [http://www.construmatica.com/construpedia/Categor%C3%ADa:Obras\\_Subterr%C3%A1neas.\\_Riesgos\\_y\\_Medidas\\_Preventivas](http://www.construmatica.com/construpedia/Categor%C3%ADa:Obras_Subterr%C3%A1neas._Riesgos_y_Medidas_Preventivas)
- Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos de Barcelona. (s.f.). *Historia de los túneles y su evolución histórica*. Recuperado el 05 de Noviembre de 2016, de <https://www.etcg.upc.edu/>: <https://www.etcg.upc.edu/asg/TiMR/descargas/01Historia.pdf>
- García, S. (2005). *Anclajes en Rocas*. Madrid.

- Gil, A. (2012). *Guía de manejo de resinas*. Recuperado el 15 de Noviembre de 2016, de Resinas de Poliester: Guía de Manejo: [http://www.eafit.edu.co/servicios/centrodelaboratorios/infraestructura/laboratorios/Documents/Guia de manejo de resinas.pdf](http://www.eafit.edu.co/servicios/centrodelaboratorios/infraestructura/laboratorios/Documents/Guia%20de%20manejo%20de%20resinas.pdf)
- González, J. (2010). *Métodos de excavación de túneles mediante perforación y voladura*. Recuperado el 02 de Noviembre de 2016, de <https://www.scribd.com/doc/112760804/Metodos-de-excavacion-de-tuneles-mediante-perforacion-y-voladura>
- Huancayo. (2003). IV CONEINGEMMET. *IV congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geo ciencias*. Obtenido de Huancayo. (2003). IV CONEINGEMMET. . IV congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geo ciencias.
- López, G. (2016). Recuperado el 08 de Noviembre de 2016, de Elementos de Sostenimiento: [http://www.academia.edu/16605110/06\\_ELEMENTOS\\_DE\\_SOSTENIMIENTO](http://www.academia.edu/16605110/06_ELEMENTOS_DE_SOSTENIMIENTO)
- Ojeda, R. (2007). *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. Recuperado el 15 de Noiembre de 2016, de <http://www.monografias.com/trabajos-pdf4/disenomallasperforacionyvoladurasubterranea/disenomallas>
- Red ULA. (2016). Obtenido de Universidad de los Andes Venezuela: <http://www.webdelprofesor.ula.ve/>
- Rojas, S. (2009). Túneles. En d. d. Facultad de Ingeniería. Venezuela: Universidad de los Andes.
- Sánchez de Guzmán, D. (2011). *Tecnología del Concreto y del Hormigón*.
- Sena Leite, F. (2013). *Desarrollo de una herramienta para diseño de voladuras en túneles*. Recuperado el 02 de Noviembre de 2016, de Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas: [http://oa.upm.es/16237/1/PFC\\_FRANCISCO\\_SENA\\_LEITE.pdf](http://oa.upm.es/16237/1/PFC_FRANCISCO_SENA_LEITE.pdf)
- Sosa, H. (1990). Fundamentos sobre Excavación de Túneles., (págs. 01-94). Recuperado el 08 de Noviembre de 2016, de <http://www.pcinteligencia.com/cigmipa/images/excavaciontuneles.pdf>
- Torres, L. (2004). Recuperado el 15 de Noviembre de 2016, de Capacidad de los pernos en Roca. Perú.: <http://www.slideshare.net/Paokast/capacidad-deanclajedelospernosderoca>
- Universidad de la Coruña. (2010). *Túneles*. Obtenido de <https://www.udc.es/>
- Universidad de los Andes Venezuela. (2016). Obtenido de <http://www.webdelprofesor.ula.ve/>
- Universidad Politécnica de Catalunya. (2016). Recuperado el 07 de Noviembre de 2016, de Tema 5: El Macizo Rocoso.: [http://www2.etcg.upc.edu/asg/engeol/pdf\\_files/5.1\\_5.2\\_txt.pdf](http://www2.etcg.upc.edu/asg/engeol/pdf_files/5.1_5.2_txt.pdf)

## **Anexos**

## Anexo 1: Tabla de calibración del Gato hidráulico



**Pontificia Universidad Católica del Ecuador**  
LABORATORIO DE MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN

Venezuela y Av. 12 de Octubre  
Telf.: 593 299 1529 • Fax: 593 299 1624  
Facultad de Ingeniería Civil  
Calle: 19870 49430  
Quito-Ecuador  
LMC-PUCE@puce.edu.ec  
www.puce.edu.ec

**ÁREA DE RESISTENCIA DE MATERIALES**  
**INFORME DE ENSAYO**  
**CARTA DE VERIFICACIÓN**

**SOLICITA:** Jose Cía Ltda.  
**CIUDAD:** QUITO

**RECEPCIÓN:** .....

**HCJA:** 1 de 1  
**EQUIPO:** BOMBA HIDRAULICA  
**MARCA:** POWER TEAM  
**MODELO:** A  
**NUMERO DE SERIE:** 29109K 34490  
**CAPACIDAD:** 10000 PSI / 700 BAR  
**TEMP. AMBIENTAL:** 20°C

**FECHA DE RECEPCIÓN DE MUESTRA:** 09/02/2015  
**FECHA DE EMISIÓN:** 15/02/2015

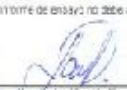
**CARGA**

CARGA (PSI)	DIAMETRO			PROMEDIO	ERROR
	TEST 1 (PSI)	TEST 2 (PSI)	TEST 3 (PSI)		
500	2347	2309	2336	2330.33	1.01
1000	3522	3510	3606	3576.00	0.99
1500	5161	5128	5132	5133.67	1.00
2000	6345	6210	6286	6283.67	1.01
2500	8217	8007	8285	8211.00	1.00
3000	9508	9707	9659	9631.33	1.00
3500	10906	11178	11039	11052.33	0.99
4000	12385	12388	12225	12299.67	1.01
4500	14000	14367	14236	14207.67	1.00
5000	15516	15338	1536	15582.67	0.99
5500	17015	17206	17152	17125.67	1.00
6000	18525	18721	18632	18619.33	1.00
6500	19750	20180	19932	19937.00	0.99
7000	21917	22125	21935	22005.33	0.99
7500	25124	25222	22992	22975.33	1.01
8000	24838	23991	24153	24227.33	1.01
8500	26206	26206	25012	26081.67	1.00
9000	27482	28511	28548	28507.00	1.00
9500	28365	27525	27952	28215.67	1.01
10000	25091	28570	29970	28377.00	1.00


**DESCARGA**

CARGA (PSI)	DIAMETRO			PROMEDIO	ERROR
	TEST 1 (PSI)	TEST 2 (PSI)	TEST 3 (PSI)		
10000	29381	28570	29970	28977.00	1.00
7500	22301	22015	21926	22292.00	1.00
5000	14265	14301	14523	14345.67	1.00
2500	8150	8348	8325	8311.00	1.00

**OBSERVACIONES:** El dial Marca hasta los 10000 PSI  
**NOTA:** Este informe de ensayo no debe ser reproducido parcialmente

  
 Ing. Javier Alvarado El  
 Responsable de Área





Solidarios en la construcción, excelencia en la calidad.