

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO CON
PERNOS HELICOIDALES EN TÚNEL DE DESVÍO DEL RÍO DE
LA PRESA ANGOSTURA DEL PROYECTO MAJES-SIGUAS II**

ETAPA

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. FAUSTINO CARBAJAL VILCA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE SOSTENIMIENTO CON
PERNOS HELICOIDALES EN TÚNEL DE DESVÍO DEL RÍO DE
LA PRESA ANGOSTURA DEL PROYECTO MAJES-SIGUAS II
ETAPA**

TESIS PRESENTADA POR:

Bach. FAUSTINO CARBAJAL VILCA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

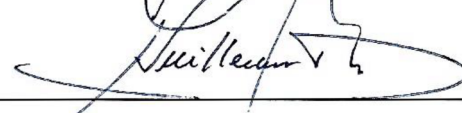
APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

PRESIDENTE:



Ing. ARTURO RAFAEL CHAIÑA RODRIGUEZ

PRIMER MIEMBRO:



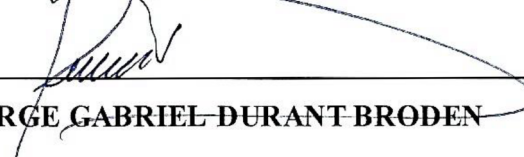
Ing. AMILCAR GIOVANNY TERAN DIANDERAS

SEGUNDO MIEMBRO:



M.Sc. LUCIO RAUL MAMANÍ BARRAZA

DIRECTOR / ASESOR:



D. Sc. JORGE GABRIEL DURANT BRODEN

ÁREA : Ingeniería de Minas

TEMA: Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales

FECHA DE SUSTENTACION: 27 DE MAYO DEL 2019

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a aquellas personas que siempre me apoyaron para lograr terminar la carrera de Ingeniería de minas.

A mis hijos Victor y Fausto, a mis hermanos Alí, Ciro, Waldir y Bil.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la Empresa Constructora las Pampas de Sigwas S.A. por haberme acogido y a la vez brindarme la oportunidad de realizar el presente trabajo de investigación.

A la Universidad Nacional del Altiplano Puno, por brindar su casa de estudios y la oportunidad de realizar mis estudios universitarios.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por lo que me ha transmitido los conocimientos y las experiencias compartidas de los docentes para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

A mis padres, por el apoyo incondicional y sacrificio realizado a lo largo de mis estudios universitarios.

A Dios por concederme la vida, por el apoyo incondicional para poder concluir mis estudios superiores.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	3
AGRADECIMIENTO	4
ÍNDICE GENERAL	5
ÍNDICE DE FIGURAS	9
ÍNDICE DE TABLAS	10
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS.....	12
RESUMEN	13
ABSTRACT.....	14
I. INTRODUCCIÓN	15
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	18
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	19
1.2.1. PREGUNTA GENERAL	19
1.2.2. PREGUNTAS ESPECÍFICAS	19
1.3. PLANTEAMIENTO DE HIPÓTESIS	19
1.3.1. HIPÓTESIS GENERAL	19
1.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	19
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	20
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	23
1.5.1. OBJETIVO GENERAL	23
1.5.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	23
1.6. LIMITACIONES DEL ESTUDIO	23
1.7. VIABILIDAD DEL ESTUDIO.....	23
II. REVISIÓN DE LITERATURA.....	25
2.1. ANTECEDENTES DE INVESTIGACIÓN.....	25
2.2. BASES TEÓRICAS	27

2.2.1. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS	27
2.2.2. RMR (BIENIAWSKI 1973, 1989).....	28
2.2.2.1. RESISTENCIA COMPRESIÓN UNIAXIAL DEL MATERIAL ROCOSO INTACTO	29
2.2.2.2. ASIGNACIÓN DE CALIDAD DE ROCA (RQD)	30
2.2.2.3. ESPACIADO DE DISCONTINUIDADES	33
2.2.2.4. CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES.	34
2.2.2.5. CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA	35
2.2.3. ESTIMACIÓN DEL RMR.....	37
2.3. SOSTENIMIENTO ACTIVO	40
2.3.1. PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO DE LOS PERNOS.....	40
2.3.1.1. EFECTO CUÑA.....	40
2.3.1.2. EFECTO VIGA	40
2.3.1.3. EFECTO COLUMNA.....	41
2.3.1.4. EFECTO ARCO	42
2.3.2. PERNOS DE ANCLAJE MECÁNICO	42
2.3.3. PERNOS COMBINADOS	43
2.3.4. PERNOS CON INYECCIÓN COMPLETA.....	44
2.3.5. PERNOS SWELLEX	45
2.3.6. PERNOS AUTO PERFORANTES.....	45
2.4. MÉTODO SUGERIDO PARA DETERMINAR LA RESISTENCIA DEL ANCLAJE DE UN PERNO DE ROCA (PULL TEST).....	46
2.4.1. APARATOS	47
2.4.2. PROCEDIMIENTO	50
2.4.2.1. PREPARACIÓN DEL SITIO	50
2.4.3. ENSAYO.....	52
2.4.4. CÁLCULOS	53
2.4.5. REPORTE DE RESULTADOS	54

2.5. COSTO DE PRODUCCIÓN	54
2.5.1. ELEMENTOS DEL COSTO DE PRODUCCIÓN	55
2.5.1.1. MATERIA PRIMA	55
2.5.1.2. MANO DE OBRA.....	55
2.5.2. TIPOS DE MANO DE OBRA.....	56
2.5.2.1. COSTOS INDIRECTOS	56
2.5.3. CLASIFICACIÓN DE COSTOS	56
2.5.3.1. COSTOS DIRECTOS	57
2.5.3.2. COSTOS INDIRECTOS	57
III. MATERIALES Y MÉTODOS	59
3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO	59
3.2. VÍAS DE COMUNICACIÓN Y ACCESO	60
3.3. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN	60
3.4. NIVEL DE INVESTIGACIÓN	60
3.5. PROCEDIMIENTO DE INVESTIGACIÓN	60
3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.....	62
3.7. VARIABLES	63
3.8. MATERIALES	64
3.9. RECOLECCIÓN DE DATOS E INSTRUMENTOS	64
IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	66
4.1. GEOLOGÍA Y GEOTECNIA.....	66
4.1.1. DISEÑO HIDRÁULICO	71
4.1.2. DISEÑO TUNELERO	74
4.1.2.1. REPORTE DE CAMPO DIARIO	77
4.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE TALADROS PARA LA INSTALACIÓN DE PERNOS HELICOIDALES EN EL TÚNEL DE DESVÍO.....	83
4.2.1. MÉTODO CONSTRUCTIVO DEL TÚNEL	83

4.2.2. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES	84
4.2.2.1. PERNO HELICOIDAL DE 32 MM Y 25 MM	84
4.2.2.2. INYECCIÓN DE MORTERO DE CEMENTO	85
4.2.2.3. RESINA	85
4.2.2.4. REQUERIMIENTO DE CONSTRUCCIÓN	86
4.2.2.5. EQUIPOS	88
4.2.2.6. CONTROL Y ACEPTACIÓN DE LOS TRABAJOS	88
4.2.3. REPLANTEO DE DISEÑO ACTUAL	90
4.3. REDUCCIÓN DE LOS TIEMPOS PARA OPTIMIZAR LOS COSTOS	98
4.3.1. EQUIPOS DE COLOCACIÓN DE SOSTENIMIENTO Y FORTIFICACIÓN PROPUESTO	98
4.3.2. ESTUDIO DEL PLAZO CONSTRUCTIVO DEL TÚNEL DE DESVÍO	100
4.3.2.1. COLOCACIÓN DE PERNOS	102
4.3.2.2. RENDIMIENTOS REALES	103
4.3.3. IDENTIFICACIÓN DE LOS PRINCIPALES PROBLEMAS Y SUS CONSECUENCIAS	106
4.3.4. PROPUESTAS DE MEJORA	107
4.3.5. APLICACIÓN DE LAS PROPUESTAS	107
4.3.6. EVALUACIÓN DE COSTOS	110
IV. CONCLUSIONES	118
V. RECOMENDACIONES	119
VI. REFERENCIAS	120
ANEXOS	122

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo	32
Figura N° 2: Efecto cuña	40
Figura N° 3: Efecto viga	41
Figura N° 4: Efecto columna	41
Figura N° 5: Efecto arco	42
Figura N° 6: Perno de Anclaje mecánico.....	43
Figura N° 7: Perno helicoidal	44
Figura N° 8: Pernos Swellex.....	45
Figura N° 9: Perno autoperforante.....	46
Figura N° 10: Equipo de prueba de perno de roca.....	49
Figura N° 11: Ejemplo de gráfico de resultados de anclaje.....	53
Figura N° 12: Ubicacion de la obra Angostura.....	59
Figura N° 13: Geología de detalle en la zona de la cerrada y el embalse previsto en Angostura.....	67
Figura N° 14: Hidrograma de avenida considerado para el diseño de las obras de desvío.	71
Figura N° 15: Curva de capacidad del túnel	72
Figura N° 16: Laminación de la avenida de 100 años por el túnel de desvío.....	73
Figura N° 17: resina.....	85
Figura N° 18: Sección ST- I, II III Y IV.....	92
Figura N° 19: Pernos en zona de bóveda y hastiales vista en planta	92
Figura N° 20: Perno en zona de bóveda	93
Figura N° 21: Pernos en zona hastial vista en planta.....	93
Figura N° 22: ST-I.....	95
Figura N° 23: ST-II.....	96
Figura N° 24: ST-III	97
Figura N° 25: ST-IV	98
Figura N° 26: Espacio-Tiempo Túnel Desvío	101
Figura N° 27: Costos anteriores contra el nuevo	114
Figura N° 28: Costo por tramo del túnel de desvío	116
Figura N° 29: Comparacion de costos totales.....	117

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1: Resistencia del material rocoso intacto	29
Tabla N° 2: Correlación entre RQD y calidad de roca.	30
Tabla N° 3: Asignación de calidad de roca (RQD)	33
Tabla N° 4: Espaciado de discontinuidades.....	34
Tabla N° 5: Condiciones de discontinuidad	34
Tabla N° 6: Condiciones de agua subterránea	35
Tabla N° 7: Evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles.....	36
Tabla N° 8: Parámetros de diseño y propiedades de ingeniería del macizo rocoso	37
Tabla N° 9: Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al sistema RMR.....	38
Tabla N° 10: Hoja de datos de prueba de perno de roca.....	50
Tabla N° 11: Propiedades del macizo rocoso para las calidades que atravesará el túnel.	70
Tabla N° 12: valoración RMR	75
Tabla N° 13: Coeficiente de seguridad según calidad de roca	75
Tabla N° 14: medición de convergencias	76
Tabla N° 15: Principales características geotécnicas del Túnel de Desvío	83
Tabla N° 16: Maquinaria para la ejecución del túnel	99
Tabla N° 17: Plazo ejecución Túnel de Desvío Angostura	101
Tabla N° 18: Rendimiento teórico de sostenimiento con pernos.....	102
Tabla N° 19: Parámetros Geométricos del Túnel de Desvío	103
Tabla N° 20: Rendimiento reales de sostenimiento con pernos tomadas en campo....	104
Tabla N° 21: Comparación de rendimientos.....	104
Tabla N° 22: Datos de duración de sostenimiento con pernos	105
Tabla N° 23: Comparación de plazos de ejecución	106
Tabla N° 24: Nuevos rendimientos de sostenimiento con pernos tomadas en campo	107
Tabla N° 25: Nuevos rendimientos.....	108
Tabla N° 26: Nuevos datos de duración de sostenimiento con pernos	108
Tabla N° 27: Nuevos plazos	109
Tabla N° 28: Estructura de costo unitario de pernos $\varnothing 32\text{mm} \times 2\text{m}$	110
Tabla N° 29: Estructura de costo unitario de pernos $\varnothing 25\text{mm} \times 2\text{m}$	111

Tabla N° 30: Estructura de costo unitario de pernos $\varnothing 25\text{mm}$ x 3m.....	112
Tabla N° 31: Costo unitario comparativo con pernos helicoidales antes y después....	114
Tabla N° 32: Costo parcial por cada tramo del sostenimiento anterior con pernos.....	115
Tabla N° 33: Costo parcial por cada tramo del sostenimiento actual con pernos	115
Tabla N° 34: Costo comparativo del túnel de desvío con pernos helicoidales.....	116

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

ASTM	: American Society of Testing Materials.
C	: Cimbra.
c	: Cohesión.
D	: Grado de alteración del macizo rocoso.
E_{rm}	: Módulo de elasticidad del macizo rocoso.
Gr	: Grado.
ISRM	: International Society for Rock Mechanics
Mw	: Megawatt.
m	: Constante de Hoek-Brown.
P	: Perno.
RCS	: Resistencia a compresión simple.
RMR	: Rock Mass Rating.
RQD	: Rock Quality Designation.
SH	: Shotcrete (concreto lanzado a alta presión).
S1D	: Equipo de perforación frontal.
s	: Constante de Hoek-Brown.
TBM	: Tunnel Boring Machine.
US\$: Dólares americanos.
UCS	: Resistencia en compresión uniaxial de la roca intacta.
Φ	: Ángulo de rozamiento.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado optimización de costos de sostenimiento con pernos helicoidales en túnel de desvío del río de la presa Angostura del proyecto Majes-Siguas II etapa, desarrollado en la región meridional de la cordillera de Shila, y situado al extremo norte de la provincia de Caylloma, en la vertiente atlántica, pertenece a la cuenca del río Apurímac, sub cuencas de los ríos Vellile y Hornillos, entre las coordenadas de 71°38'14" longitud oeste; 15°10'37" latitud sur. La operación unitaria que mayor deficiencia tuvo en el sostenimiento del túnel fue la perforación de taladros de sostenimiento, por el deficiente rendimiento de máquinas Jackleg y da como resultado el ciclo promedio entre disparo sea de 14 horas, valor que representa un incremento mayor al 100% respecto del ciclo definido en la oferta técnica que es a 12 horas el ciclo completo. El objetivo principal es optimizar los costos de perforación e instalación de pernos helicoidales y los objetivos específicos es determinar el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales, replantear la malla de perforación de taladros e instalación de pernos helicoidales y reducir los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Siguas II. La metodología de trabajo de esta tesis siguió el siguiente procedimiento: Revisión de los estándares existentes de las operaciones unitarias y los principales problemas existentes en el desarrollo del túnel, control en campo de las operaciones unitarias deficientes, replanteo de diseño de la malla y distribución de los pernos helicoidales, implementación de equipo de perforación e instalación de pernos helicoidales, análisis de costos de la perforación e instalación de pernos helicoidales. Los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío se reduce en US\$/perno 5.80 y 3.61 en pernos de 32 y 25 mm de diámetro respectivamente, el costo total de sostenimiento anterior con pernos fue US\$ 78834.00 y el costo actual de sostenimiento con pernos es de US\$ 71445.61 estos resultados se traducen en un ahorro de 9.37% en costos netamente en el sostenimiento con pernos helicoidales que equivale a US\$ 7388.39 en la construcción del túnel de desvío del río de la presa de Angostura y de la misma forma el cumplimiento de ejecución en el tiempo programado que es de 127 días y se culminó en 124 días.

Palabras Clave: Optimización, costos, perforación, instalación, perno, túnel.

ABSTRACT

The present research work entitled maintenance cost optimization with helical bolts in the diversion tunnel of the Angostura dam of the Majes-Siguas II stage project, developed in the southern region of the Shila mountain range, and located at the northern end of the Caylloma province, on the Atlantic side, belongs to the Apurimac river basin, sub-basins of the Velille and Hornillos rivers, between the coordinates of $71^{\circ} 38'14''$ west longitude; $15^{\circ} 10'37''$ south latitude. The unit operation that had the greatest deficiency in the maintenance of the tunnel was the drilling of support drills, due to the poor performance of Jackleg machines and results in the average cycle between firing is 14 hours, a value that represents an increase greater than 100%. With respect to the cycle defined in the technical offer, the full cycle is 12 hours away. The main objective is to optimize the costs of drilling and installation of helical bolts and the specific objectives is to determine the design of support with helical bolts, rethink the drilling mesh of holes and installation of helical bolts and reduce the costs of support with helical bolts in the diversion tunnel of the Angostura Dam river of the Majes - Siguas II project. The work methodology of this thesis followed the following procedure: Review of the existing standards of unit operations and the main problems existing in the development of the tunnel, control in the field of poor unit operations, rethinking the design of the mesh and distribution of helical bolts, implementation of drilling equipment and installation of helical bolts, analysis of drilling costs and installation of helical bolts. The maintenance costs with helical bolts in the diversion tunnel are reduced by US \$ / bolt 5.80 and 3.61 in 32 and 25 mm diameter bolts respectively, the total cost of previous support with bolts was US \$ 78834.00 and the current cost of Bolt support is US \$ 71445.61. These results translate into a saving of 9.37% in costs, clearly in the support with helical bolts equivalent to US \$ 7388.39 in the construction of the bypass tunnel of the Angostura dam and the In the same way, the execution execution in the scheduled time is 127 days and is completed in 124 days.

Keywords: Optimization, costs, drilling, installation, bolt, tunnel.

I. INTRODUCCIÓN

El proyecto Especial Majes Sigwas ha sido declarado de Interés nacional y ejecución prioritaria para el año 2010 por Decreto de Urgencia 121-2009. Debe entenderse el interés nacional como bienestar general, moral y buenas costumbres. Este concepto forma parte de los denominados “conceptos jurídicos indeterminados”. Podría afirmarse que interés nacional alude al interés o bienestar general que el Estado debe procurar con su acción, y no así a los intereses particulares de un determinado grupo. Así lo ha expresado el Tribunal Constitucional cuando afirma que interés nacional quiere decir que los beneficios que depara la aplicación de la medida no pueden circunscribir sus efectos en intereses determinados, sino por el contrario, deben alcanzar a toda la comunidad. CESEL Ingenieros (2010).

La II Etapa del proyecto, comprende la construcción de la presa de Angostura de 1 140 Hm³ de capacidad neta, ubicada en la cuenca alta del río Apurímac; un túnel de derivación de 30 m³/s de capacidad y 16,507 km de largo, que deriva las aguas del embalse a la quebrada de Chalhuanca - afluente del río Colca, una toma en el río Sigwas y la conducción de las aguas hacia las pampas de Sigwas, para regar 38 500 ha. Posteriormente, comprende el aprovechamiento del recurso con fines de generación eléctrica a través de la construcción de centrales hidroeléctricas Lluta y Lluclla de 530 MW de potencia. La gestión de este proyecto está asociada a la promoción de la inversión privada y la optimización de la infraestructura hidráulica mayor existente.

El embalse abarcará las pampas de La Calera en el eje del río Apurímac y las pampas de Pusa Pusa en el eje del río Hornillos, la superficie de la cuenca captada asciende a 1 290 km², la zona de embalse está conformada por sedimentos litificados con características típicas de un fondo lacustre, lo que permitiría contar con condiciones favorables para la impermeabilización del embalse. CESEL Ingenieros (2010).

La represa estará ubicada en el lecho del río Apurímac, aguas abajo de la confluencia con el río Hornillos, estando su eje a 600 metros de dicha confluencia. La zona donde se ubica se denomina La Angostura y comprende una garganta natural (cañón) orientada en dirección Norte-Sur, conformada por los cerros Chirioca (izquierda) y Huaypune (derecha), la cual presenta buenas condiciones para el emplazamiento de la presa dada su geomorfología uniforme y simétrica, y su sección aparente en forma de “V”. Se ha estimado que para la construcción de la Presa se empleará 50 000 toneladas

de cemento, con una altura máxima de 102 m con una cota de coronación de 4217 msnm; la longitud de la corona alcanzará los 302 m, además contará con un aliviadero escalonado con una ojiva sin compuertas, que permitirá el rebose del agua sin afectar la estructura, tendrá un ancho de 50 m. La presa contará con estructura de descarga de fondo, estructuras de galerías de drenaje, estructuras del aliviadero, pozas de disipación de energía y ataguías, los cuales permitirán controlar el nivel del embalse y limpieza de los sedimentos, asegurando el funcionamiento del sistema de descarga de fondo y aliviando las subpresiones hidrostáticas, tanto en la base de la presa como en el concreto masivo de CCR (concreto compactado con rodillo). CESEL Ingenieros (2010).

Para construir la parte de la presa que está en el cauce, es preciso desviar el río para trabajar en seco desviando el río totalmente por un cauce artificial (túnel de desvío). La longitud total del túnel es 426 m atravesando un macizo rocoso de calidad buena-media. No se prevén riesgos geológico-geotécnicos significativos, aparte de la posibilidad de interceptar alguna zona alterada o falla y en los primeros metros de los portales, donde la roca suele estar más fracturada. Desde el punto de vista geométrico, el trazado en planta tiene una orientación sur-noreste y es una alineación recta con una curva a derechas de radio amplio en la salida. La pendiente longitudinal es del 1% constante y en sentido descendente hacia el norte. La sección transversal del túnel es en forma de baúl, es decir, bóveda circular y hastiales rectos. El ancho definitivo es de 3,0 m con una altura de 4,5 m. Se prevé el sostenimiento mediante concreto lanzado, pernos de anclaje pasivo y marcos metálicos y cerchas. Gobierno Regional de Arequipa (2016).

La caracterización o descripción cuantitativa del macizo rocoso para el diseño y construcción para una excavación es probablemente el elemento más importante en geomecánica. La necesidad de caracterizar la roca se percibe desde los puntos de vista de la economía, seguridad y obligaciones contractuales en la construcción de excavaciones subterráneas. Los macizos rocosos donde se realizan las obras subterráneas constituyen un medio discontinuo complejo cuyas características pueden cambiar bruscamente en el caso de obras lineales (túneles), suelen aparecer distintas litologías, cada una de ellas con sus propiedades mecánicas características, planos de discontinuidad de distintos orígenes, orientaciones y propiedades que complican el problema de definición de sostenimiento. Gobierno Regional de Arequipa (2016).

Se acepta que fue Terzaghi (1946) quien propuso la primera clasificación del terreno orientada a la construcción de túneles. Sus datos provenían de túneles sostenidos fundamentalmente por cerchas metálicas. A partir de los años 50 fue generalizándose la

utilización del empernado y el hormigón proyectado en la construcción de túneles para usos civiles. La clasificación de Lauffer de 1958 refleja perfectamente el uso combinado de cerchas, empernado y hormigón proyectado en la construcción de túneles en roca. Esta clasificación está, por otra parte, muy vinculada al surgimiento del Nuevo Método Austriaco (NATM) en Centroeuropa. Su utilización requiere, sin embargo, la experiencia directa en obra y es poco práctica en las fases de proyecto y anteproyecto. Gobierno Regional de Arequipa (2016).

El problema, Durante la ejecución del túnel de desvío del río de la Presa Angostura es el deficiente rendimiento de perforación e instalación de sostenimiento sistemático con pernos helicoidales con equipos Jackleg y esto refleja en mayores costos de construcción del túnel.

Toda empresa, compañía o corporación busca siempre mejorar su productividad a un menor costo, es decir busca optimizar sus procesos, y para ello necesita evaluar su situación actual y tomar medidas a corregir según lo encontrado. Este concepto aplica también a las unidades y proyectos mineros, la búsqueda de mejora continua, pero no siempre se eligen los caminos adecuados ni las metodologías apropiadas y por ello a largo plazo se evidencian problemas en la estructura central de las compañías, llevando a sobrecostos no deseados y a replanteos engorrosos.

El propósito de la tesis es demostrar que se puede optimizar un ciclo de trabajo en una construcción de túnel, utilizando metodologías basadas en la disciplina de Gestión de procesos que son poco utilizadas en el sector. La optimización recae sobre la necesidad de mejorar la productividad a un menor costo, no sin antes analizar a profundidad todos los procesos que conllevan a la obtención del producto final. Este es el caso de la construcción del túnel de desvío que se vió en la necesidad de encontrar soluciones a corto plazo para sus problemas de sostenimiento con pernos helicoidales.

El valor o importancia de esta decisión radica en la optimización de tiempos y costos en el sostenimiento con pernos helicoidales, alcanzar el bienestar y cumplimiento de trabajo en las fechas programadas de construcción, de la misma forma, con el presente trabajo de investigación se propone dar una solución a estos problemas, teniendo los recursos disponibles de sostenimiento dando un uso adecuado, eficiente y satisfactorio.

El objetivo general de este proyecto es optimizar los costos de perforación e instalación de pernos helicoidales en túnel de desvío, y los objetivos específicos es determinar el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales del túnel de desvío, replantear la malla de perforación de taladros e instalación de pernos helicoidales en el

túnel de desvío y reducir los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

El túnel de desvío del río de la presa Angostura tiene una longitud total de 425,95 m atravesando un macizo rocoso de calidad buena-media. No se prevén riesgos geológico- geotécnicos significativos. Desde el punto de vista geométrico, el trazado en planta tiene una orientación sur-noreste y es una alineación recta con una curva a derechas de radio amplio en la salida. La pendiente longitudinal es del 1% constante y en sentido descendente hacia el norte. La sección transversal del túnel es en forma de baúl. El ancho definitivo es de 3,0 m con una altura de 4,5 m. Se prevé el sostenimiento mediante concreto lanzado, pernos de anclaje pasivo y marcos metálicos y cerchas. El plazo estimado para la ejecución del túnel de desvío se estima en 10 meses. Para ello se ha realizado un estudio del plazo de ejecución de las obras, los condicionantes medioambientales, técnicos y climáticos.

Actualmente en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura, se viene realizando la perforación e instalación de pernos helicoidales con perforadoras Jackleg RN-250X, y durante la ejecución hay deficiencia en el tiempo de perforación e instalación de sostenimiento sistemático con pernos helicoidales, Como resultado hay pérdida de tiempos, costos elevados , dificultad en el avance del túnel, incumplimiento de entrega a Gobierno Regional de Arequipa en la fecha fijada, pago de la penalidad por incumplimiento de contrato.

Por consiguiente, se optó realizar la perforación para el sostenimiento con pernos helicoidales con el equipo jumbo Boomer S1D que es más eficiente en la percusión con una frecuencia de impacto de 2000 a 6000 golpes/min, una potencia de 6 a 80 Kw, mientras una perforadora Jackleg RN-250X que es de 2250 golpes/min, una potencia de 20 Kw. Dando así una mejora en tiempos y costos para el inyectado de pernos y esto refleja con el cumplimiento de avances programados.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. PREGUNTA GENERAL

¿Cómo optimizamos los costos de perforación e instalación de pernos helicoidales en túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II?

1.2.2. PREGUNTAS ESPECÍFICAS

¿Cómo determinamos el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales del túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II?

¿Cómo replanteamos la malla de perforación de taladros e instalación de pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II?

¿Cómo reducimos los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II?

1.3. PLANTEAMIENTO DE HIPÓTESIS

1.3.1. HIPÓTESIS GENERAL

Al aplicar un equipo mecanizado en el sostenimiento se optimizará los costos de perforación e instalación de pernos helicoidales en túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

1.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

Se determinará el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales del túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

Se replanteará la malla de perforación de taladros e instalación de pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II

Se reducirá los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El problema, Durante la ejecución del túnel de desvío del río de la Presa Angostura es la deficiencia en el tiempo de perforación e instalación de sostenimiento sistemático con pernos helicoidales con máquinas Jackleg, Como resultado hay pérdida de tiempos, costos, disminución en el avance del túnel, incumplimiento de entrega a Gobierno Regional de Arequipa en la fecha programada.

El Proyecto Majes-Sigvas, en su visión integral, fue concebido como un proyecto de desarrollo regional de propósitos múltiples basado en la regulación y derivación de recursos hídricos de las cuencas altas de los ríos Colca y Apurímac, para su uso racional en la irrigación de hasta 60 500 hectáreas de tierras nuevas en las Pampas de Majes y Sigvas en el departamento de Arequipa, así como el aprovechamiento hidroeléctrico del uso no consuntivo del agua.

La inversión es asociación público-privado, proyectado para la segunda etapa del proyecto con un financiamiento del estado peruano US \$ 282.280 y del concesionario US \$ 268.121 haciendo un total de US \$ 550.401 millones.

La importancia del proyecto Majes- Sigvas II es el Incremento de la producción agrícola en el sur del País mediante la irrigación de 7 mil ha en las pampas de Majes y 38 500 ha en las pampas de Sigvas, Incremento de la producción de energía eléctrica en la región mediante la construcción de las centrales hidroeléctricas de Lluclla y Lluta en Arequipa, Incremento de la producción y productividad del sector agroexportador por un monto de 360 millones de dólares al año, Generación de más de 400 mil empleos de manera directa e indirecta en las fases de construcción, operación y mantenimiento del Proyecto, Mejoramiento del nivel de vida de 300 mil habitantes en los valles de Majes y Sigvas.

El proyecto Majes- Sigvas II, comprende la construcción de la presa de Angostura de 1 140 Hm³ de capacidad neta, ubicada en la cuenca alta del río Apurímac; un túnel de

derivación de $30 \text{ m}^3/\text{s}$ de capacidad y 16 507 km de largo, que deriva las aguas del embalse a la quebrada de Chalhuanca afluente del río Colca, una toma en el río Sigwas y la conducción de las aguas hacia las pampas de Sigwas, para regar 38 500 ha en las pampas de Sigwas y 7 mil ha en las pampas de Majes, cabe resaltar que el recurso hídrico más importante del Proyecto Especial Majes Sigwas, proviene de la regulación del río Apurímac, el cual permitirá incorporar la producción de energía en por lo menos 560 Mw de potencia, a través de la construcción de centrales hidroeléctricas Lluta con 340 Mw de potencia y Lluella con 220 Mw de potencia. La gestión de este proyecto está asociada a la promoción de la inversión privada y la optimización de la infraestructura hidráulica mayor existente.

El embalse abarcará las pampas de La Calera en el eje del río Apurímac y las pampas de Pusa Pusa en el eje del río Hornillos, la superficie de la cuenca captada asciende a $1\,290 \text{ km}^2$, la zona de embalse está conformada por sedimentos litificados con características típicas de un fondo lacustre, lo que permitiría contar con condiciones favorables para la impermeabilización del embalse.

La represa estará ubicada en el lecho del río Apurímac, aguas abajo de la confluencia con el río Hornillos, estando su eje a 600 metros de dicha confluencia. La zona donde se ubica se denomina La Angostura y comprende una garganta natural (cañón) orientada en dirección Norte-Sur, conformada por los cerros Chirioca (izquierda) y Huaypune (derecha), la cual presenta buenas condiciones para el emplazamiento de la presa dada su geomorfología uniforme y simétrica, y su sección aparente en forma de “V”. Se ha estimado que para la construcción de la Presa se empleará 50 000 toneladas de cemento, con una altura máxima de 102 m con una cota de coronación de 4 217 msnm; la longitud de la corona alcanzará los 302 m, además contará con un aliviadero escalonado con una ojiva sin compuertas, que permitirá el rebose del agua sin afectar la estructura tendrá un ancho de 50 m.

El túnel de trasvase de las aguas del río Apurímac hacia la cuenca del Colca. Se inicia en la bocatoma ubicada aguas arriba de la presa, en el estribo derecho sobre el cerro Huaypune y desemboca en el río Chalhuanca, el cual es afluente del Colca. La longitud total del túnel es de 16 507 km, con una capacidad de $30 \text{ m}^3/\text{s}$, el diámetro hidráulico es de 4,5 m y algunos tramos serán revestidos para responder a las condiciones geológicas. El diseño del túnel contempla una división de dos tramos: El primer tramo lo constituye el túnel Pucará, con una longitud de 7 117 km; el segundo tramo llamado Trasandino, posee una extensión de 9 390 km. El túnel concluirá en el portal de salida ubicado a una

altitud de 4 168 msnm, que entrega sus aguas a una poza disipadora de presión y luego mediante un canal de concreto al río Chalhuanca. La construcción del túnel se desarrollará mediante el procedimiento de perforación TBM (Túnel Boring Machine), reduciendo así las pérdidas de carga y el costo de revestimiento, cabe indicar que las formaciones geológicas encontradas son favorables para el uso de maquinaria TBM. Adicionalmente, este procedimiento de perforación permite un avance mucho mayor que los métodos convencionales, (4 a 5 veces la del método convencional) y deja las paredes de la excavación sin las fisuras y fracturas que se provocan por los métodos de D & B (Drill & Blast). Según CESEL Ingenieros (2010).

El túnel de desvío del río de la presa Angostura tiene una longitud total de 425,95m atravesando un macizo rocoso de calidad buena-media. No se prevén riesgos geológico- geotécnicos significativos. Desde el punto de vista geométrico, el trazado en planta tiene una orientación sur-noreste y es una alineación recta con una curva a derechas de radio amplio en la salida. La pendiente longitudinal es del 1% constante y en sentido descendente hacia el norte. La sección transversal del túnel es en forma de baúl, es decir, bóveda circular y hastiales rectos. El ancho definitivo es de 3,0 m con una altura de 4,5 m. Se prevé el sostenimiento mediante concreto lanzado, pernos de anclaje pasivo y marcos metálicos y cerchas. El plazo estimado para la ejecución del túnel de desvío se estima en 10 meses. Para ello se ha realizado un estudio del plazo de ejecución de las obras, los condicionantes medioambientales, técnicos y climáticos. Según Gobierno Regional de Arequipa (2016)

Para alcanzar los resultados se ha realizado la perforación para el sostenimiento con un equipo jumbo Boomer S1D que es más eficiente en la percusión con una frecuencia de impacto de 2000 a 6000 golpes/min, una potencia de 6 a 80 Kw y un diámetro de perforación de 48 a 127 mm, mientras una perforadora Jackleg RN-250X que es de 2250 golpes/min, una potencia de 20 Kw y un diámetro de perforación de 22 a 45 mm. De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas del terreno, se cambió el diseño de sostenimiento sistemático con pernos helicoidales, se ha aumentado la longitud del perno y se dio un ángulo de 48° de inclinación de los pernos tanto en la zona de bóveda como en hastiales debido a la maniobrabilidad del brazo del jumbo en una sección de 3 x 4.5 m. En el trabajo realizado como la mecanización del sostenimiento con pernos helicoidales se obtuvo una ganancia de 2.03 horas por guardia y a la misma vez se redujeron los costos en 10.90% en pernos de 32 mm de diámetro y 7.09% en pernos de 25 mm de diámetro con longitud de 2m.

En cuanto a la utilidad metodológica, es de vital importancia porque se crea un instrumento, para aplicar en túneles de secciones menores y que servirá como referencia para trabajos futuros con similares características.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. OBJETIVO GENERAL

Optimizar los costos de perforación e instalación de pernos helicoidales en túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

1.5.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Determinar el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales del túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

Replantear la malla de perforación de taladros e instalación de pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II

Reducir los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío del río de la Presa Angostura del proyecto Majes – Sigvas II.

1.6. LIMITACIONES DEL ESTUDIO

El presente trabajo de investigación tiene sus limitaciones en el proceso de su ejecución, temporada de helada a 4200 msnm, congelamiento de tuberías de agua, reducción en el oxígeno de la atmosfera y esto se traduce en una ligera pérdida de potencia en los equipos.

1.7. VIABILIDAD DEL ESTUDIO

El presente trabajo de investigación está relacionado con la actividad minera y construcción, específicamente excavaciones subterráneas, las infraestructuras subterráneas es una fuente de desarrollo del país y por ende nuestra región, en el aspecto

económico, infraestructuras, responsabilidad social y su importancia a nivel nacional e internacional.

Conociendo su grado de importancia el trabajo ha sido viable para su desarrollo de acuerdo a nuevos métodos y avances tecnológicos de excavaciones subterráneas y para su ejecución se contó con recursos económicos y recursos humanos calificados y no calificados.

II. REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE INVESTIGACIÓN

Narvaez (2017), en su tesis: “Optimización de Costos en Sostenimiento con Pernos Helicoidales Usando Jumbo Retráctil en Pique Circular de la Unidad Minera Casapalca S. A., concluye, Utilizando el jumbo Axera J-15 retráctil, como equipo principal de sostenimiento se ha optimizado los costos unitarios de US\$ 23.60/perno a US\$ 19.28/perno, resultando una diferencia de costos de US\$ 4.32/perno.”

Arca & Lume (2012), en su tesis: “Análisis de Esfuerzos de los Pernos Hidrabolt para Estandarización Geomecánica en la Construcción de Chimeneas con Equipo Alimak STH-5E en Consorcio Minero Horizonte S. A. - 2012, concluye, el perno de más bajo costo por sostenido, es el Hydrabolt (14.8 \$/m²) y el de más alto costo es la Barra Helicoidal instalado con cartuchos de resina (50,67 \$/m²), con pernos de cinco pies sistematizados, de acuerdo a las condiciones y realidades encontradas en Consorcio Minero Horizonte.”

Umaña (2014), en su tesis: “Reducción y Optimización de Costos Operativos en Perforación y Voladura Minera Yanaquihua S. A. C., concluye, En sostenimiento la reducción del costo es 0.96 \$/TM es decir una reducción del costo de 69 120 \$ al año, debiéndose esta reducción principalmente al sostenimiento con perno splitset.”

Escalante (2017), en su tesis: “Mejoramiento del Sistema del Sostenimiento, con madera, mediante pernos split set y malla electro soldada en labores de explotación de la empresa “MACDESA” - Arequipa, concluye, La Minera aurífera Cuatro de Enero S.A. con el sostenimiento de cuadros de madera y puntales, en las labores de explotación utiliza un costo total de 20.27 U\$/TM y con el sistema de sostenimiento mecanizado de los pernos split set y malla electrosoldada utiliza un costo total de 19.04 U\$/TM de mineral, cuya diferencia es de 1.23 US\$/TM de mineral explotado.”

Melo (2013), en su tesis: “Reducción de los Costos Operativos en Mina, Mediante la Optimización de Estándares de las Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura

en la Compañía Minera Poderosa EJMAC S. A. C., concluye, En sostenimiento la reducción del costo es 0.96 \$/TM es decir una reducción del costo de 864 000 \$ al año, debiéndose esta reducción principalmente al sostenimiento con perno splitset en que se optimizo el rendimiento de la perforación con jumbo para empernado de 17 pernos/h a 19 pernos/h.”

Mendieta (2014), en su tesis: “optimización de los costos operativos en la unidad cerro chico, concluye que la implementación de sostenimiento mecanizado frente al convencional con cuadros es más económico en 1.9 \$/tn, de mayor productividad, de mayor confort y de mayor seguridad para los trabajadores dado que el sostenimiento se realiza con equipos bolter, putzmeister a diferencia de la colocación de cuadros de madera que exigen mayor esfuerzo físico para los trabajadores y mayor exposición al desprendimiento de rocas.”

Narvaez (2017), en su tesis: “Optimización de Costos en Sostenimiento con Pernos Helicoidales Usando Jumbo Retráctil en Pique Circular de la Unidad Minera Casapalca S. A., concluye, El jumbo Axera J-15 retráctil es más eficiente que el jumbo Bolter J-14, en la instalación de pernos hay una diferencia de 25 pernos instalados, el jumbo Bolter J-14 inyecta 16 pernos/hora, en cambio el jumbo Axera J-15 inyecta 25 pernos/hora haciendo una diferencia de 09 pernos inyectados/hora.”

Llanos (2010), en su tesis: “Reducción de tiempos operativos en la instalación de sostenimiento en la Mina Milpo Unidad Atacocha, con la aplicación del sistema mecanizado para incrementar la producción del mineral, concluye que con la aplicación de la tecnología de la productividad en el proceso de minado se incrementa con bastante facilidad, obteniéndose como resultado final, el incremento de tonelajes de fino para programar de mes a mes en las minas subterráneas.”

Echevarría (2015), en su tesis: “Estudio de Caso para la Optimización de las Operaciones Unitarias que Intervienen en la Excavación de los Túneles 2 y 3 del Proyecto Nuevo Nivel Mina con Pendientes de 22%, concluye, la demora en el proceso de sostenimiento y en particular el lechado de pernos, se produce debido a la mala coordinación de equipos de apoyo para este trabajo (equipo de levante) como así mismo

un inadecuado servicio de suministros de insumos para ejecutar esta actividad (cemento, agua, aditivos y pernos).”

Antunez (2010), en su tesis: “Sostenimiento con pernos empleando Jumbos electrohidráulicos de brazo retráctil en la mina Palca - Cía. Minera Santa Luisa, concluye que el uso de este tipo de sostenimiento, ha contribuido a la reducción de costos en cuanto al uso de materiales para sostenimiento y sobre todo una reducción en el tiempo que se demora en sostener una determinada área a comparación con el uso de la perforadoras manuales, lo cual trae como consecuencia que el avance de la excavación subterránea sea más fluida, mejorando de esta manera el ciclo de minado.”

Espinoza (2011), en su tesis “sostenimiento mecanizado en labores mineras en la compañía de minas Volcan S.A.A – unidad de producción Andaychagua, concluye que con respecto a la comparación de costos en algunos casos el sostenimiento mecanizado es conveniente, pero la instalación de los sostenimientos activos y pasivos son de mejor calidad.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

Durante las etapas preliminares de diseño de una excavación el uso de las clasificaciones de los macizos rocosos se puede considerar beneficioso para chequear toda la información que se considere importante sobre ellos, siempre que esta sea escasa y se conoce el estado tensional. Una excavación subterránea es una estructura muy compleja y con la ayuda de las herramientas teóricas se pueden construir modelos simplificados para estudiar la estabilidad de la excavación.

Las clasificaciones se han estado desarrollando desde que en 1879 Ritter formalizara un método empírico para determinar el sostenimiento requerido por los túneles. Se suelen usar, por ejemplo, para analizar la influencia de las discontinuidades estructurales o las tensiones que se originan alrededor de la excavación. Para considerar el sostenimiento inicial elegido para una excavación se pueden utilizar varias clasificaciones para ver la relación existente entre las condiciones del macizo y el

sostenimiento requerido y estimar la resistencia y deformación del macizo rocoso. Garrido Rodriguez (2003)

2.2.2. RMR (BIENIAWSKI 1973, 1989)

La valoración del macizo rocoso (Rock Mass Rating), introducido por Bieniawski (1976), es posiblemente la clasificación geomecánica más usada, inicialmente pensado para valorar la estabilidad y los soportes requeridos en túneles, ha resultado ser apto también para la valoración de la estabilidad en taludes. El RMR permite la obtención de la cohesión y ángulo de fricción, parámetros resistentes del criterio de Mohr-Coulomb. En las siguientes ecuaciones se muestran las relaciones entre RMR y los parámetros resistentes.

El RMR ha sufrido bastantes cambios para establecerse, para aplicar el sistema de clasificación geomecánica, un sitio dado debería estar dividido en un número de unidades geológicas estructurales en la cual haya una forma para cada tipo de macizo rocoso que es representado por una unidad geológica estructural separada. Son seis parámetros requeridos para una clasificación del RMR los cuales se describen a continuación.

- La resistencia a compresión simple de la roca matriz
- RQD
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condición de las discontinuidades
- Condición del agua
- Orientación de las discontinuidades

Se considera RMR básico a la suma algebraica de los valores RMR de los parámetros resistencia de compresión uniaxial, RQD, espaciamiento, condiciones de discontinuidad y presencia de agua.

Las calificaciones para los diferentes parámetros deben tener un rango en lugar de un solo valor. “Por lo general el RMR media aproximada es lo suficientemente bueno, ISO (Organización Internacional de Normalización) 12689 describe las definiciones

aceptadas internacionalmente para materiales de roca, discontinuidades y masas rocosas”
Bhawani & R. K. (2011).

2.2.2.1. RESISTENCIA COMPRESIÓN UNIAXIAL DEL MATERIAL ROCOSO INTACTO

La resistencia del material rocoso intacto debe ser obtenida de las muestras rocosas con diamantina de acuerdo a las condiciones del sitio. La calificación basada en UCS es la más preferida, el valor PH del agua subterránea podría afectar el UCS en condiciones saturadas. En la Tabla N° 1 se aprecia las diferentes resistencias compresivas y su calificación para el RMR.

Tabla N° 1: Resistencia del material rocoso intacto

Descripción cualitativa	Resistencia compresiva (MPa)	Resistencia de carga puntual (MPa)	Calificación
Extremadamente fuerte	>250	8	15
Muy fuerte	100 - 250	4 – 8	12
Fuerte	50 – 100	2 – 4	7
Medianamente fuerte	25 – 50	1 – 2	4
Débil	5 – 25	Uso de UCS es recomendado	2
Muy débil	1 – 5	Hacer	1
Extremadamente débil	<1	Hacer	0

FUENTE: Bhawani & R. K. (2011).

A la resistencia a la compresión del material rocoso inferior a 1,0 MPa, muchos materiales de roca se consideran como suelo. Bhawani+ & R. K. (2011).

2.2.2.2. ASIGNACIÓN DE CALIDAD DE ROCA (RQD)

DEERE ET (1967)

Jordá-Bordehore, Riquelme, Tomás, & Cano (2016) indica, el grado de fracturación de un macizo rocoso está relacionada con el número, espaciado y condiciones de las discontinuidades que afectan al macizo rocoso. La descripción de la fracturación del macizo rocoso puede llevarse a cabo a través del número de discontinuidades que afectan al macizo, del tamaño de los bloques, de la densidad de discontinuidades o del espaciado medio entre discontinuidades. No obstante, el índice de fracturación más empleado en la práctica es el RQD (Rock Quality Designation) Deere (1989).

El RQD fue definido por Deere en 1963. Fue propuesto como una clasificación del macizo rocoso. Se define como el porcentaje de testigo que se recupera en piezas enteras de 100 mm o más, del largo total del testigo. Para la determinación del RQD, la International Society for Rock Mechanics recomienda un diámetro de testigo de al menos NX (54,7 mm) recuperados con una perforadora de diamante de doble barril. Se calcula de acuerdo a la siguiente expresión:

$$RQD = \frac{100 \times \text{Suma de los trozos mayores de 100 mm}(\%)}{\text{Longitud del testigo}}$$

Sin embargo, existen otras metodologías alternativas para estimar su valor directamente en afloramientos sin necesidad de realizar sondeos. El RQD permite establecer la calidad del macizo rocoso según la Tabla N° 2.

Tabla N° 2: Correlación entre RQD y calidad de roca.

RQD (%)	CALIDAD
< 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buen

FUENTE: Deere (1989).

El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide. Si la frecuencia de fracturas aumenta, la valoración del RQD disminuye. Originalmente, el sistema de RQD fue desarrollado para taladros de perforación diamantina de diámetro mayor o igual a 54 mm. Sin embargo, las perforaciones de exploración comúnmente utilizan diámetros menores de perforación, tales como BQ y NQ (diámetros de 47.6 mm y 50.5 mm respectivamente). Aunque, los testigos de perforación diamantina menores son más propensos a sufrir fracturas inducidas a partir del proceso de perforación manipuleo, Hoek y Brown (2002) afirmó que los diámetros de testigos mencionados anteriormente (BQ y NQ) son apropiados para la recolección de datos geotécnicos.

El valor del RQD es la relación expresada como un porcentaje de la suma de todas las partes de longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación. El RQD se mide normalmente para cada corrida de perforación. Sin embargo, a veces este es registrado para distintas longitudes de taladro, como por ejemplo cada 10 m. Lo importante es medirlo dentro de un mismo dominio geotécnico que es definido por el tipo litológico.

A continuación, se muestran algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

- La longitud de testigo no recuperada debe ser incluida en la longitud total del testigo.
- Las fracturas a lo largo del eje del testigo no deben ser consideradas como fractura y por ende no deben afectar el cálculo del RQD.
- Las fracturas o roturas mecánicas o creadas por el manipuleo deben ser ignoradas.
- Las roturas inducidas por esfuerzos (“disking” del testigo) deben ser ignoradas en los cálculos.
- El RQD debe ser evaluado sobre testigos relativamente frescos (algunos pueden deteriorarse).
- Se deben considerar taladros perforados en diferente rumbo y buzamiento para tener una mejor representación del RQD.
- Evitar registrar como RQD 100% a una roca poco competente (roca muy alterada, panizo, etc.).

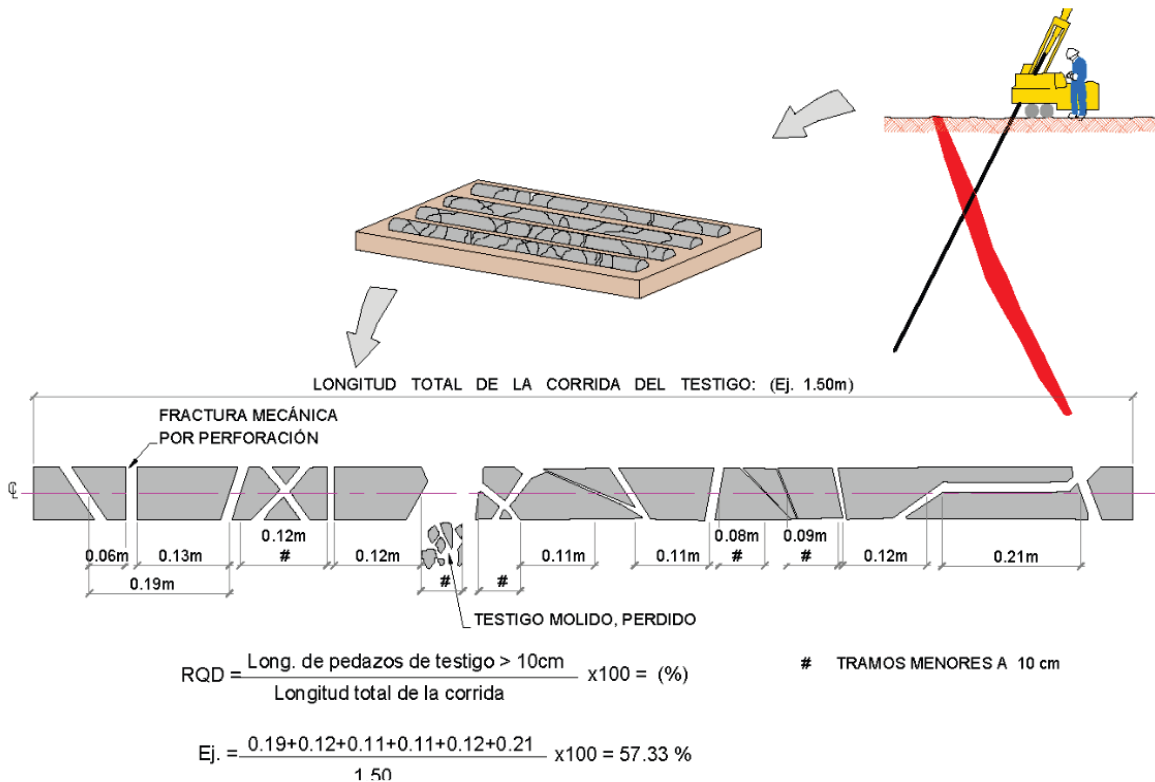


Figura N° 1: Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo

FUENTE: Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003).

El RQD debe considerarse como una estimación rápida y preliminar de las condiciones del macizo rocoso que deberá ser complementada posteriormente con métodos de clasificación de macizo rocoso más sofisticados según sea necesario.

Correlaciones del RQD.

Goel, Dwivedi, Viswanathan, & Rathore (2013), indica que, se tiene en conocimiento que existe dos métodos para obtener el RQD y son los que se presentan a continuación:

En el método indirecto, conteo de discontinuidades volumétricas. Cuando las muestras no son disponibles, el RQD puede ser estimado de un número de discontinuidades por unidad de volumen (J_v). Una relación usada para convertir J_v dentro

del RQD para macizos rocosos libres de arcilla es Palmstrom en 1982 mediante la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde J_v , representa el número total de discontinuidades por metro cubico o el conteo de discontinuidades volumétricas. Palmstrom (2005) propuso una nueva ecuación.

$$RQD = 110 - 2.5J_v$$

La nueva correlación probablemente da una correlación promedio más apropiado que la existente en, el anterior es representado por bloques largos o planos, mientras el ultimo es mejor usado para bloques de forma cubica Palmstrom (2005).

En la Tabla N° 3 se puede observar la calidad del RQD y su calificación para el RMR.

Tabla N° 3: Asignación de calidad de roca (RQD)

Descripción cualitativa	RQD (%)	Calificación
Excelente	90-100	20
Buena	75-90	17
Intermedio	50-75	13
Pobre	25-50	8
Muy pobre	<25	3

FUENTE: Palmstrom (2005).

2.2.2.3. ESPACIADO DE DISCONTINUIDADES

El termino discontinuidad se refiere a juntas, estratificación o foliación, zonas de corte, fallas menores y otras superficies de debilidad. La distancia linear entre dos discontinuidades adyacentes debe ser medido para todas las familias de discontinuidades. (...) La presencia misma de discontinuidades reduce la resistencia del macizo rocoso y su espaciado rige el grado de dicha reducción Bieniawski (1976). En la Tabla N° 2.4 se aprecia la descripción de las discontinuidades y su calificación para el RMR.

Tabla N° 4: Espaciado de discontinuidades.

Descripción	Espaciado (m)	Calificación
Muy amplio	> 2	20
Amplio	0.6 - 2	15
Moderado	0.2 - 0.6	10
Cerrado	0.06 - 0.2	8
Muy cerrado	< 0.06	5

FUENTE: Bieniawski (1976).

2.2.2.4. CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES.

Este parámetro incluye superficies de rugosidad de la superficie de discontinuidad, su apertura, longitud de continuidad, desgaste (meteorización) de la pared rocosa o planos de debilidad y material de relleno (cavidad). En la Tabla N° 5 se puede apreciar las condiciones de discontinuidades y su calificación.

Tabla N° 5: Condiciones de discontinuidad

Parámetro		Calificación			
Longitud de discontinuidad (persistencia/continuidad)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguno	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad de la superficie discontinua	Muy rugosa	Rugosa	Ligerament e rugosa	Lisa	Pulida
	6	5	3	1	0
Relleno (cavidad)		Relleno duro		Relleno suave	
	Ninguno	<5 mm	>5 mm	<5 mm	>5 mm

	6	4	2	1	0
Desgaste de la superficie discontinua	Sin desgaste	Ligeramente desgastado	Moderadamente desgastado	Altamente desgastado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

FUENTE: Bieniawski (1976)

2.2.2.5. CONDICIONES DE AGUA SUBTERRÁNEA

Para túneles, la cantidad de infiltración de agua subterránea en litros por minuto por cada 10 m de longitud del túnel debe ser determinada, o una condición general puede ser descrita como completamente seco, húmedo, mojado, goteo o flujo. En la Tabla N° 6 se aprecia las condiciones de agua subterránea y su calificación.

Cuando se encuentran condiciones de roca de calidad mixta en la roca excavada, tales como cuando buena calidad y mala calidad están presentes en un área expuesta, es esencial identificar la condición más crítica para la evaluación de los estratos rocosos. Esto significa que las características geológicas que son más importantes para fines de estabilidad tendrán una influencia predominante. Por ejemplo, una falla o una zona de corte en una roca de alta calidad desempeñarán un papel dominante, independientemente de la alta resistencia del material rocoso en los estratos circundantes.

Tabla N° 6: Condiciones de agua subterránea

Influencia por 10 m de longitud de túnel (L/min)	Ninguno	<10	10-25	25-125	>125
Cantidad de presión de agua en la discontinuidad hacia la tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
Descripción general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Gotean do	Con flujo
Calificación	15	10	7	4	0

FUENTE: Bieniawski (1976).

La sumatoria de los cinco parámetros extraídos de la clasificación del macizo rocoso nos dan el resultado de una calificación del macizo rocoso RMR básico, el cuál necesitará de una corrección en base a la estructura dominante del macizo y la dirección de la galería, es aquí donde se toma en cuenta la orientación de las discontinuidades.

AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES.

Para la orientación de discontinuidades se toma en cuenta a la familia principal y la orientación del eje del túnel. La influencia del rumbo y buzamiento de discontinuidades son consideradas con respecto a la dirección del túnel.

Para decidir si el rumbo y buzamiento son favorables o no favorables, se tiene que evaluar en base a la Tabla N° 7, que nos brinda una evaluación cuantitativa del efecto crítico de la orientación de discontinuidades respecto a los túneles.

Tabla N° 7: Evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles

Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel		Independiente del rumbo		
Avance con el buzamiento				Avance en contra del buzamiento		
Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	20°-45°	45°-90°	0°-20°
Muy favorable	Favorable	Regular	No favorable	Regular	Muy desfavorable	Regular
0	-2	-5	-10	-5	-12	-5

FUENTE: Bieniawski (1976)

2.2.3. ESTIMACIÓN DEL RMR

El RMR se debe determinar como una suma algebraica de las calificaciones para todos los parámetros dados en las tablas de cada parámetro, asimismo el ajuste de orientación de discontinuidades. “La voladura pesada genera nuevas fracturas, la experiencia sugiere aumentar 10 puntos para obtener el RMR de un macizo rocoso no perturbado.” Bhawani (2011). Sobre la base de valores RMR para estructura de ingeniería dada, la masa rocosa se clasifica en cinco clases como se puede apreciar en la Tabla N°8.

Tabla N° 8: Parámetros de diseño y propiedades de ingeniería del macizo rocoso

		RMR (clase de roca)				
N°	Parámetro/Propiedades del macizo rocoso	100-81 (I)	80-61 (II)	60-41 (III)	40-21 (IV)	<20 (V)
1	Clasificación del macizo rocoso	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
2	Tiempo promedio de autosostenido	20 años para 15 m de extensión	1 año para 10 m de extensión	1 semana para 5 m de extensión	10 horas para 2.5 m de extensión	30 minutos para 1 m de extensión
3	Cohesión del macizo rocoso (MPa)	>0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1
4	Angulo de fricción interna del macizo rocoso	>45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°
5	Presión permitida del sostenimiento (T/m ²)	600-440	440-280	280-135	135-45	45-30

FUENTE: Bieniawski (1976)

La clasificación geomecánica puede ser usado para estimar muchos parámetros útiles como la extensión sin sostenimiento (span), tiempo de auto sostenimiento, la presión del sostenimiento para una apertura subterránea, también puede ser usada para seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente.

Tabla N° 9: Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al sistema RMR

Clase de macizo rocoso		Excavación		Sostenimiento
Perno de roca (20 mm de diámetro)		Shotcrete convencional		Cimbras
Roca muy Buena RMR 81-100		Cara tope completa, 3m de avance		Generalmente no requiere sostenimiento, excepto pernos ocasionales
Roca Buena RMR 61-80	Cara completa; 1.0-1.5m de avance; sostenimiento completo a 20m desde la cara tope.	Colocado en la zona, pernos en la corona con 3 m de longitud, espaciados a 2.5m, con malla de alambre ocasional	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno
Roca intermedia RMR 41-60	Encabezado y banco; 1.5-3m avance en encabezado; inicio de sostenimiento después de cada voladura; sostenimiento	Pernos sistemáticos con 4m de longitud, espaciado 1.5-2m en la corona y paredes, con malla de	50-100mm en la corona y 30mm en los lados	Ninguno

	completo a 10m de la cara tope.	alambre en la corona		
Roca pobre RMR 21-40	Encabezado principal y banco; 1.0-1.5m de avance en el encabezado principal; instalación de sostenimiento al mismo tiempo que la excavación 10m de la cara tope.	Perno sistemático con 4-5m longitud, espaciado 1-1.5m en la corona y pared con malla de alambre	100-150mm en la corona y 100mm en los lados	Encostillado ligero a medio espaciado de 1.5m donde sea requerido
Roca muy pobre RMR<20	Múltiples desvíos; 0.5-1.5m de avance en el encabezado principal; instalación de sostenimiento al mismo tiempo que la excavación; shotcrete tan pronto sea posible después de la voladura.	Perno sistemático de 5-6m longitud, espaciado de 1-1.5m en la corona y paredes con malla de alambre; perno invertido	150-200mm en la corona, 150mm en los lados, 50 mm en la cara tope	Encostillado medio a pesado espaciado en 0.75m con revestimiento acerado y marchavantes si es necesario; cerrado inverso

FUENTE: Bieniwaski (1989).

2.3. SOSTENIMIENTO ACTIVO

2.3.1. PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO DE LOS PERNOS

2.3.1.1. EFECTO CUÑA

En roca masiva o levemente fracturada y en rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables.

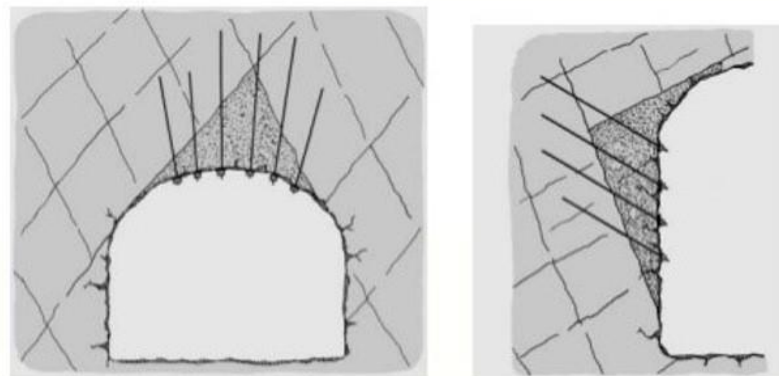


Figura N° 2: Efecto cuña

FUENTE: Sostenimiento en labores mineras subterráneas

2.3.1.2. EFECTO VIGA

En roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema de fracturas dominantes sub-horizontales, los pernos ayudan a minimizar la deflexión del techo (pandeamiento).

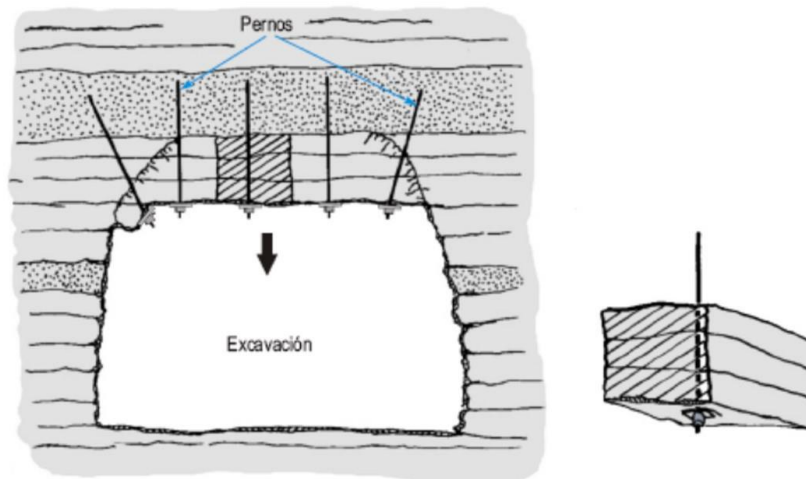


Figura N° 3: Efecto viga

FUENTE: Sostenimiento en labores mineras subterráneas

2.3.1.3. EFECTO COLUMNA

El concepto del “efecto viga” puede ser extendido al caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub-verticales (fracturas sub paralelas a la labor), generando el denominado “efecto columna”, para minimizar el pandeo de los bloques tabulares.

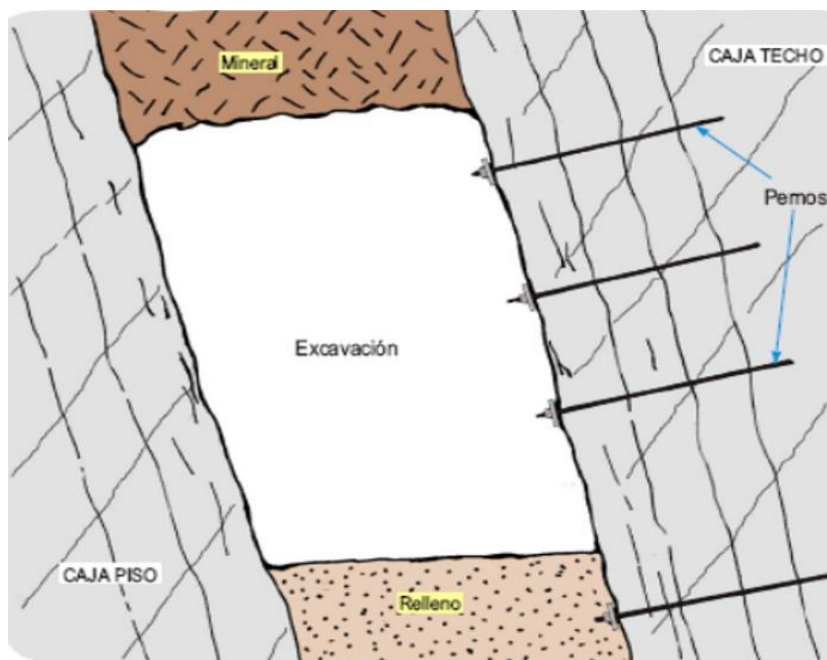


Figura N° 4: Efecto columna

FUENTE: Sostenimiento en labores mineras subterráneas

2.3.1.4. EFECTO ARCO

En roca fracturada e intensamente fracturada y/o débil, los pernos confieren nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación. Instalados en forma radial, los pernos en conjunto forman un arco rocoso que trabaja a compresión denominado “efecto arco”, el mismo que da estabilidad a la excavación.

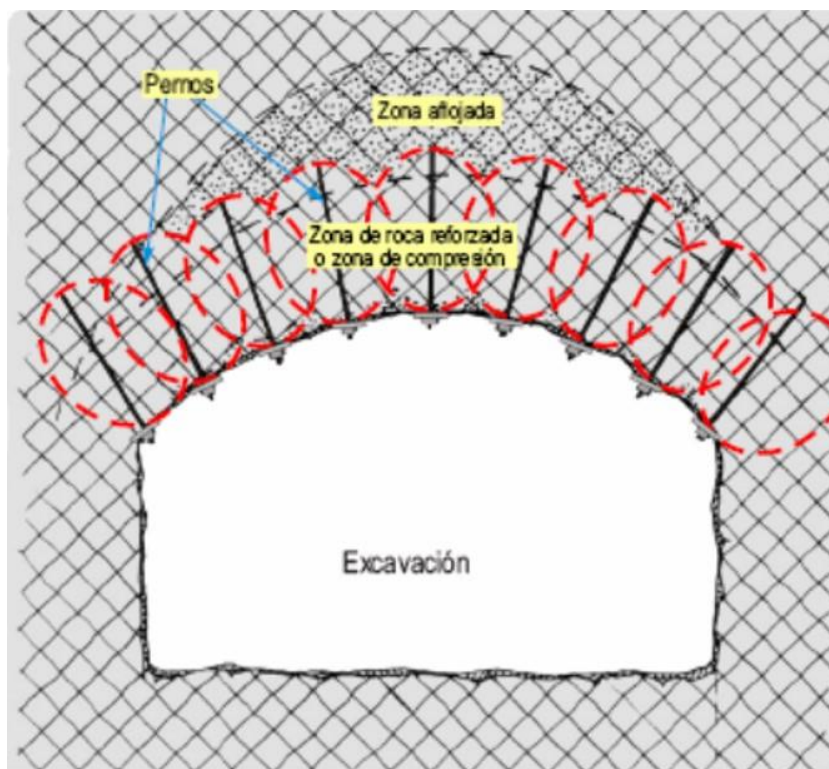


Figura N° 5: Efecto arco

FUENTE: Sostenimiento en labores mineras subterráneas

2.3.2. PERNOS DE ANCLAJE MECÁNICO

Un perno de anclaje mecánico, consiste en una varilla de acero usualmente de 16 mm de diámetro, dotado en su extremo de un anclaje mecánico de expansión que va al fondo del taladro. Su extremo opuesto puede ser de cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base que es plana o cóncava y una tuerca, para presionar la roca. Siempre y cuando la varilla no tenga cabeza forjada, se pueden usar varios tipos de placas de acuerdo a las necesidades de instalación requeridas.

Este tipo de pernos es relativamente barato. Su acción de reforzamiento de la roca es inmediata después de su instalación. Mediante rotación, se aplica un torque de 135 a 340 MN (100 a 250 lb/pie) a la cabeza del perno, el cual acumula tensión en el perno, creando la interacción en la roca.

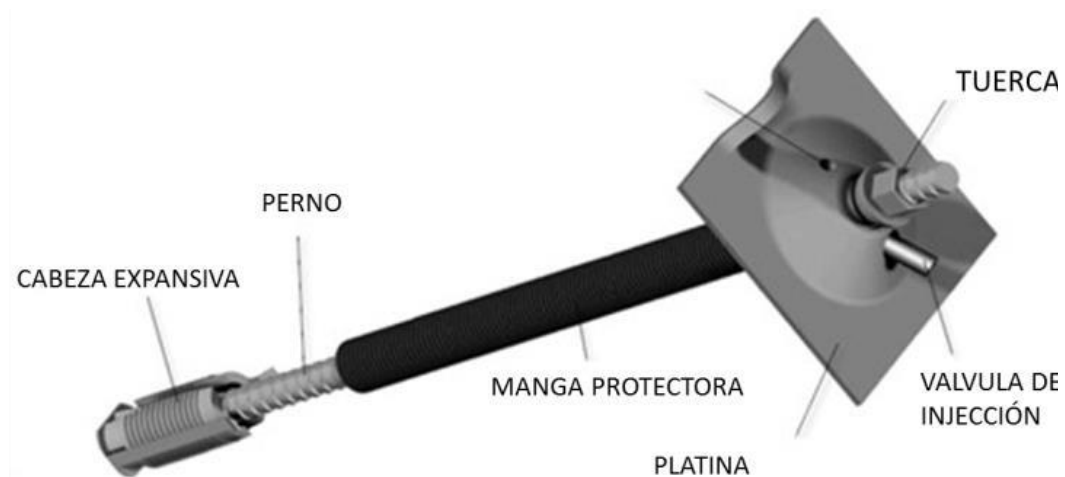
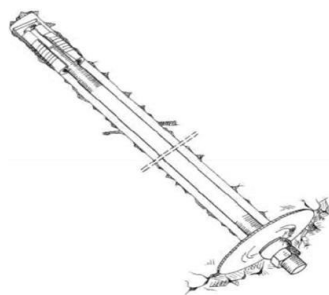


Figura N° 6: Perno de Anclaje mecánico

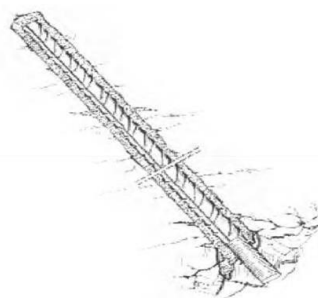
FUENTE: DSI Underground.

2.3.3. PERNOS COMBINADOS

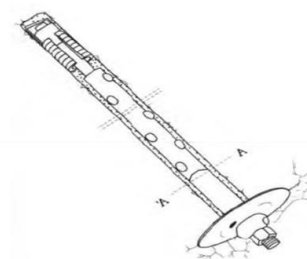
Combinación de pernos de roca que pueden ser inyectados completamente con lechada de cemento luego de su instalación. Los pernos de combinación de uso más común en los túneles escandinavos modernos son CT-bolt. Cuentan con una manga de polietileno el cual da la protección adicional CT-bolt de la corrosión. CT-bolt son anclados en el extremo anclado e inyectado posteriormente con lechada de cemento y son por lo tanto muy conveniente para el uso en la roca blanda o roca muy fracturada.



Anclaje final



Lechada de cemento



Perno Mecánico

FUENTE: DSI Underground.

2.3.4. PERNOS CON INYECCIÓN COMPLETA

en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal en construcciones civiles es de 22, 25 y 32 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 40')

La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.



Figura N° 7: Perno helicoidal

FUENTE: DSI Underground.

2.3.5. PERNOS SWELLEX

Está formado por un tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro. Éste es insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa o 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje.

Una vez expandido el tubo, se genera una tensión de contacto entre el tubo y la pared del taladro, produciendo dos tipos de fuerzas: una presión o fuerza radial perpendicular a su eje y una fuerza de rozamiento estático, en toda su longitud, cuya magnitud depende de la estructura de la roca y de la dimensión del taladro.

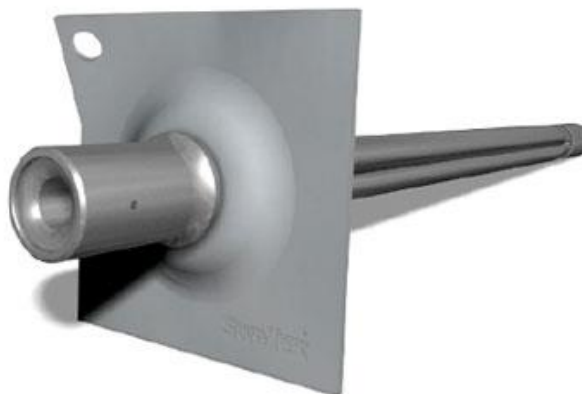


Figura N° 8: Pernos Swellex

FUENTE: DSI Underground.

2.3.6. PERNOS AUTO PERFORANTES

Se utilizan a veces en masa de roca muy débil o muy fracturada, a veces es muy difícil mantener el taladro limpio después de la perforación en un terreno fracturado, por lo que la instalación de pernos de anclaje normales es difícil o imposible. Ese problema

se puede evitar con los pernos auto perforantes, ya que no requiere un taladro previo para su instalación, sin embargo son caros debido a la broca de perforación en el extremo del perno no puede ser retenido Statens Vegvesen (2014). Estos pernos pueden ser usados como Spilling bar en zonas inestables.



Figura N° 9: Perno auto perforante

FUENTE: DSI Underground.

2.4. MÉTODO SUGERIDO PARA DETERMINAR LA RESISTENCIA DEL ANCLAJE DE UN PERNO DE ROCA (PULL TEST)

Según ISRM (1981). Este ensayo tiene por objetivo medir la resistencia a corto plazo de un perno de anclaje de roca instalado bajo condiciones de campo (NOTA 1). La resistencia se mide mediante un “pull test” en el cual el desplazamiento de la cabeza del perno se mide como función de la carga aplicada al perno para dar una curva carga – desplazamiento.

La prueba es usualmente empleada para la selección de pernos y también para el control de la calidad de los materiales y métodos de instalación (NOTA 2).

NOTA 1: Es esencial para poner a prueba anclajes bajo condiciones reales de campo. Es, sin embargo, admisible para seleccionar ubicaciones de ensayo seguras y convenientes, siempre que la roca y los métodos de instalación son idénticos a los encontrados en la utilización a gran escala de los pernos.

Si la roca es esquistosa, por ejemplo, los taladros para el ensayo deben ser perforados en el mismo ángulo con la esquistosidad como se había anticipado para la utilización del perno.

Si las condiciones de roca son variables, la roca debe ser clasificada y los ensayos realizados en roca de cada clase.

NOTA 2: La prueba tiene por objetivo medir el desempeño del anclaje y esto es posible solo si el perno, las roscas, las tuercas, y otros componentes son más resistentes que el anclaje. En algunas circunstancias, puede ser conveniente reforzar al perno o a las roscas para propósitos de la evaluación del anclaje. De lo contrario, si el perno es consistentemente más débil que el anclaje, puede ser preferible reemplazar el campo de prueba con un control de calidad de pernos y otros componentes en un laboratorio de pruebas. Las pruebas de control de laboratorio pueden además ser requeridas como suplemento a las pruebas de campo para la evaluación de componentes, por ejemplo, para su resistencia a la corrosión, calidad de materiales, y consistencia de dimensiones. Como mínimo se necesitan cinco pruebas para evaluar el anclaje en un dominio dado de roca y condiciones de instalación. Las pruebas son destructivas y no deben, en general, ser hechas sobre pernos que formen parte del sistema actual de soporte de roca.

2.4.1. APARATOS

El equipo para la instalación de la prueba de anclaje, incluye:

- a) Equipo para perforación y limpieza del taladro, de acuerdo con las especificaciones del fabricante para un desempeño óptimo del anclaje obtenido que estos sean compatibles con las condiciones de campo.

NOTA 3: Las especificaciones del fabricante para las dimensiones del taladro y el método de instalación deben ser chequeadas para la compatibilidad con las limitaciones

del sitio operacional antes de la prueba y si es compatible debe ser seguida muy de cerca en las pruebas.

- b) Equipo para la inspección y medición del taladro, anclajes, y pernos, por ejemplo: una lámpara, cinta de acero, calibradores internos y externos, y equipos para la medición de la cantidad de lechada, si se utiliza.
- c) Conjuntos de pernos de roca estándar según se suministren por los fabricantes de los pernos incluyendo anclajes para ser evaluados, lechada y materiales para la inyección de lechada (si se requiere), y equipo para la instalación de pernos de la manera recomendada por los fabricantes (NOTA 3).

Equipo para la aplicación de la carga al perno, como en la Figura N° 10, incluye:

- a) Un gato hidráulico con bomba manual y manguera de presión capaz de aplicar una carga mayor que la resistencia tanto del ancla como del perno a ser probado y un viaje de al menos 50 mm.
- b) Equipo para la transferencia de carga del gato al perno (NOTA 4). Un asiento esférico, arandelas biseladas, y/o cuñas debajo del gato se requieren para asegurar que la carga aplicada es coaxial con el perno.

NOTA 4: Algunos tipos de anclajes deben, esencialmente, ser tensionados durante su instalación, y esto debe ser evaluado usando una adecuada unidad de acoplamiento y uniendo la estructura para llevar carga del gato al perno (Figura N° 10a). Siempre que sea posible, sin embargo, los anclajes deben ser ensayados sin el pre-tensionamiento del perno, en cuyo caso se puede usar un conector de orificio central instalado sobre el perno. El arreglo mostrado en la figura también puede ser usado para probar los anclajes seleccionados en un sistema operativo de sostenimiento en algún momento después de su instalación, siempre y cuando ello no ponga en peligro el soporte en su totalidad. El porcentaje de la tensión remanente del perno aplicado inicialmente en el momento de la prueba puede estimarse a partir de la carga requerida para simplemente aflojar la placa frontal y arandelas.

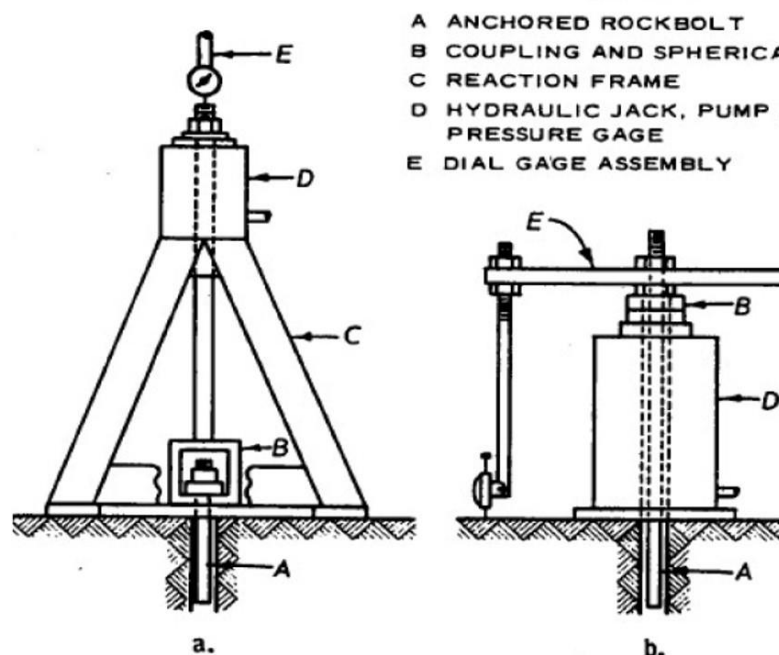


Figura N° 10: Equipo de prueba de perno de roca

FUENTE: ISRM (1962)

Equipo para la medición de carga y desplazamiento, incluye:

- a) Un dispositivo de medición de carga, por ejemplo: una celda de carga o un manómetro de presión hidráulico conectado a la bomba y calibrado en unidades de carga. La medición debe tener una precisión de 2 por ciento de la carga máxima alcanzada en la prueba. El dispositivo debe incluir un indicador de carga máxima.
- b) Equipo para la medición de desplazamiento axial de la cabeza del perno (recorrer al menos 50 mm y una precisión de 0.05 mm (NOTA 5)). Por ejemplo, un solo medidor de línea de medición directamente en la cabeza del perno se puede usar alternativamente, el desplazamiento se puede obtener como la media de dos o tres medidores espaciados equidistantes del perno como se muestra en la Figura N° 10b.

NOTA 5: Cuando se prueban los anclajes que, en funcionamiento, están destinados a proporcionar reacción para las cargas externas (ejm: sosteniendo los anclajes para grúas, cables de suspensión), el equipo de prueba debe ser diseñado de manera que fuerzas de reacción de prueba no se aplican más cerca que una longitud del perno de la perforación de anclaje.

2.4.2. PROCEDIMIENTO

2.4.2.1. PREPARACIÓN DEL SITIO

- a) El lugar (o lugares) de prueba se seleccionan para asegurar que las condiciones del macizo rocoso sean representativas de aquellas en las cuales los pernos operarán (ver NOTA 1).
- b) Los taladros son perforados conforme fueron especificados y en las ubicaciones convenientes para el ensayo (NOTAS 1 y 3). El frente rocoso que rodea cada taladro debe ser firme y plano, y el taladro debe ser perpendicular a la cara (+- 5 grados).

Tabla N° 10: Hoja de datos de prueba de perno de roca

	REGISTRO DE ENSAYO DE PULL TEST			Rev:
	NORMA ASTM D-4435			Fecha:
ACTIVIDAD:				
AREA INSPECCIONADA:				
FECHA DE ENSAYO:				
DATOS DEL EQUIPO TESADO			PERNOS	
Marca			Diámetro	
Modelo			Longitud	
N° Serie			Carga de Prueba	
Capacidad			Código de Perno	
Estructura			Fecha de Inyección	
EJECUCIÓN DE ENSAYO				
Carga (t)	Lectura Inicial (mm.)	Lectura Final (mm.)	Desplazamiento (mm.)	Desplazamiento Acumulado (mm.)



OBSERVACIONES:

	Inspector Calidad	Aprobado SE
Nombre y Cargo		
Fecha		
Firma		

FUENTE: Área de control de calidad del proyecto Majes-Siguas II.

- c) Los taladros y materiales de anclaje se inspeccionarán antes de su instalación, para asegurarse de que cumplen con las especificaciones. Los datos preliminares, ejm: las dimensiones medidas del taladro, perno, anclaje y el tipo (y condición) de la roca en el sitio de la prueba, serán registrados en una hoja de datos (ejm: Tabla N° 10).
- d) Los pernos serán instalados en la manera especificada (NOTA 3), registrando los detalles esenciales tales como el torque de instalación (si lo hay) y la fecha y momento de la instalación.

2.4.3. ENSAYO

- a) El equipo de carga se ensambla, teniendo cuidado de asegurarse que la dirección del pull sea axial al perno, que el equipo se siente firmemente sobre la roca, y que ninguna parte del perno o columna de lechada interferirá con la aplicación o la medición de la carga durante la prueba (NOTA 5).
- b) Se aplica una carga arbitraria inicial no superior a 5 kN (500 kgf) para tensar en el equipo. El equipo de desplazamiento se monta y comprueba.

NOTA 6: El sistema de medición del desplazamiento debe montarse de manera segura y los comparadores (dial gages) deben estar situados en roca firme plana; las placas de vidrio o de metal pueden, si es necesario, ser cementadas a la roca para proporcionar superficies lisas de medición perpendiculares al perno. Todo el equipo de medición (obligatoriamente) se debe chequear y calibrar en intervalos regulares para asegurarse de que los estándares de precisión requeridos por este “método propuesto” se mantengan.

- c) El anclaje se ensaya mediante el incremento de la carga hasta que un desplazamiento total mayor que 40 mm haya sido registrado, o hasta que el perno ceda o se fracture si esto ocurre primero.
- d) Las lecturas de carga y desplazamiento se toman en incrementos de aproximadamente 5-kN (500-kgf) carga o desplazamiento de 5 mm, lo que ocurra primero. La velocidad de aplicación de la carga debe estar en el rango de 5-10 kN /min. Las lecturas se toman solamente después de que tanto la carga y el desplazamiento se han estabilizado. Los tiempos requeridos para la estabilización deben ser registrados.

2.4.4. CÁLCULOS

- Los valores totales de desplazamiento se calculan conforme la prueba progresa, restando las lecturas iniciales de las lecturas adicionales, tomando las medias si se usa más de un medidor.
- Los datos de la prueba se plotean gráficamente como se muestra en la Figura N° 11. La resistencia del anclaje, definida como la máxima carga alcanzada en la prueba siempre que el propio perno no ceda o falle, se registra en esta gráfica. Si el perno cede o falla, la carga 'X' a la que esto ocurre es registrada, y la resistencia del anclaje se especifica como "desconocido, pero mayor que 'X'".

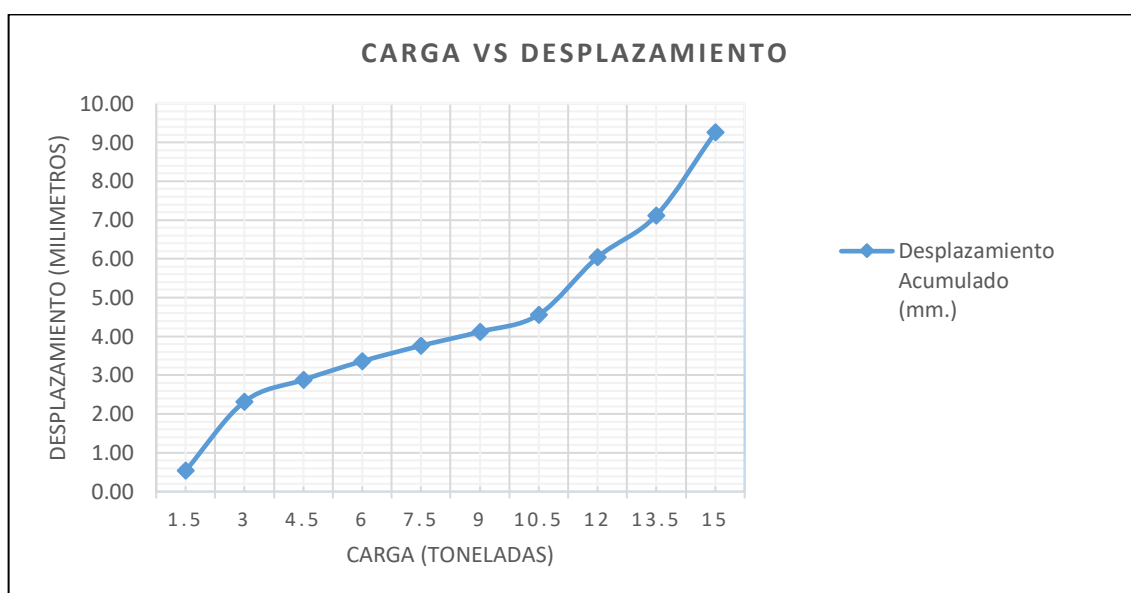


Figura N° 11: Ejemplo de gráfico de resultados de anclaje

FUENTE: Área de control de calidad del proyecto Majes-siguas II.

- El alargamiento (elongación) elástico del perno para una carga aplicada dada se puede calcular como:

Alargamiento para una carga P es igual a $(P \cdot L) / (A \cdot E)$

Donde L es la longitud (tensionada) sin lechada del perno + 1/3 de la longitud con lechada + longitud de la barra extensión utilizada; A es el área de la sección transversal del perno; y E es el módulo elástico del acero del perno.

Se dibuja una línea recta X-X para atravesar este punto y el origen de la gráfica carga-desplazamiento (Figura N° 11). Se trazan líneas las rectas Y-Y y Z-Z, en el debilitamiento especificado y las últimas cargas (ultimate loads) del perno. Una comparación de la curva real (del ensayo) con estas tres líneas permite una evaluación independiente del anclaje y del comportamiento del perno.

- d) Para la evaluación de los anclajes cementados (con lechada), los resultados de varios ensayos deben ser abstraídos y presentados gráficamente para mostrar la influencia del tiempo de curado del cemento y bonded length en la resistencia del anclaje.

2.4.5. REPORTE DE RESULTADOS

El reporte debe incluir las hojas de datos y los gráficos ilustrados en la tabla N° 10 y Figura N° 11 juntas, con todos los detalles de:

- a) Roca en la cual el anclaje fue evaluado.
- b) Los anclajes y el equipo asociado.
- c) Los taladros, incluyendo longitud, diámetro, método de perforación, rectitud, limpieza, sequedad y orientación.
- d) Método y tiempo de instalación.
- e) Método y tiempo de ensayo.
- f) Naturaleza de falla y otras observaciones pertinentes a los resultados del ensayo.

Si se requiere, el reporte puede también comparar el desempeño de los anclajes evaluados con un desempeño arbitrario aceptable establecido por un previo ensayo extensivo. La resistencia del anclaje, desplazamientos totales, y el desplazamiento por incremento de carga deben ser considerados cuando se hace esta comparación.

2.5. COSTO DE PRODUCCIÓN

Es la valoración monetaria de los gastos incurridos y aplicados en la obtención de un bien. Incluye el costo de los materiales, mano de obra y los gastos indirectos de fabricación cargados a los trabajos en su proceso. Se define como el valor de los insumos

que requieren las unidades económicas para realizar su producción de bienes y servicios; se consideran aquí los pagos a los factores de la producción: al capital, constituido por los pagos al empresario (intereses, utilidades, etc.), al trabajo, pagos de sueldos, salarios y prestaciones a obreros y empleados, así como también los bienes y servicios consumidos en el proceso productivo (materias primas, combustibles, energía eléctrica, servicios, etc.) Yancachacla Just (2017).

2.5.1. ELEMENTOS DEL COSTO DE PRODUCCIÓN

- Materia prima
- Mano de obra
- Costos indirectos
- Costos de producción

2.5.1.1. MATERIA PRIMA

Se define como materia prima todos los elementos que se incluyen en la elaboración de un producto. La materia prima es todo aquel elemento que se transforma e incorpora en un producto final. Un producto terminado tiene incluido una serie de elementos y subproductos, que mediante un proceso de transformación permitieron la confección del producto final.

La materia prima es utilizada principalmente en las empresas industriales que son las que fabrican un producto. Las empresas comerciales manejan mercancías, son las encargadas de comercializar los productos que las empresas industriales fabrican.

2.5.1.2. MANO DE OBRA

Se entiende por mano de obra el coste total que representa el montante de trabajadores que tenga la empresa incluyendo los salarios y todo tipo de impuestos que van ligados a cada trabajador. La mano de obra es un elemento muy importante, por lo tanto, su correcta administración y control determinará de forma significativa el costo final del producto o servicio.

2.5.2. TIPOS DE MANO DE OBRA

Mano de obra directa: es la mano de obra consumida en las áreas que tienen una relación directa con la producción o la prestación de algún servicio. Es la generada por los obreros y operarios calificados de la empresa.

- Mano de obra indirecta: Es la mano de obra consumida en las áreas administrativas de la empresa que sirven de apoyo a la producción y al comercio.
- Mano de obra de gestión: Es la mano de obra que corresponde al personal directivo y ejecutivo de la empresa.
- Mano de obra comercial: Es la mano de obra generada por el área comercial de la empresa y la constructora.

2.5.2.1. COSTOS INDIRECTOS

Son todos los costos que no están clasificados como mano de obra directa ni como materiales directos. Aunque los gastos de venta, generales y de administración también se consideran frecuentemente como costos indirectos, no forman parte de los costos indirectos de fabricación, ni son costos del producto.

EJEMPLOS DE COSTOS INDIRECTOS

- Mano de obra indirecta y materiales indirectos.
- Calefacción, luz y energía de fábrica.
- Arrendamiento del edificio de fábrica.
- Depreciación del edificio y del equipo de fábrica.
- Impuesto sobre el edificio de fábrica.

2.5.3. CLASIFICACIÓN DE COSTOS

Las clasificaciones son útiles para llamar la atención sobre el origen y el efecto de los costos que tienen algo que ver con el resultado final del Proyecto, en este capítulo estudiaremos dos formas de clasificar los costos: según su forma de imputación (por

objeto de gasto) y según su variabilidad productiva. En ambos casos los resultados finales son iguales, por lo tanto, el proyectista puede asumir cualquiera de ellos.

2.5.3.1. COSTOS DIRECTOS

Son aquellos costos de los recursos que se incorporan físicamente al producto final y a su empaque, ambos se comercializan conjuntamente. El costo directo también contempla las labores necesarias para el manipuleo y transformación de dichos recursos. Los costos directos se transfieren directamente al producto final y están constituidos por los siguientes rubros:

Materias Primas Directas: Son recursos materiales que en el proceso productivo se incorporan y transforman en una parte o en la totalidad del producto final. Por ejemplo, la harina es la materia prima del pan, la tela de la ropa, el acero de la maquinaria pesada, los materiales de construcción en una obra civil, etc.

Materiales Directos: Se refiere a todos aquellos artículos transformados que acompañan al producto final y no constituyen parte de él, pero son comercializados de manera conjunta, tal es el caso de los envases, envolturas, cajas de empaque y embalaje, etiquetas, accesorios, repuestos, etc.

Mano de Obra Directa: Es la fuerza de trabajo empleada para extraer, producir o transformar la materia prima en bien final. Esta partida consigna las remuneraciones, beneficios sociales, aportes destinados a la seguridad social, primas por horas extraordinarias y comisiones que perciben los trabajadores que ejecutan una labor directa para la transformación de la materia prima en artículos finales.

2.5.3.2. COSTOS INDIRECTOS

Son costos de los recursos que participan en el proceso productivo; pero que no se incorporan físicamente al producto final. Estos costos están vinculados al periodo productivo y no al producto terminado, entre ellos tenemos:

Materiales Indirectos: Son insumos que no se pueden cuantificar en el producto elaborado ni forman parte de él; pero sin su concurso no sería posible la Producción de bienes finales. Están constituidos por suministros que coadyuvan o influyen en la producción, por ejemplo, combustibles, lubricantes, útiles de limpieza, herramientas y equipos de trabajo, materiales de mantenimiento etc.

Mano de Obra Indirecta: Es aquella mano de obra que no interviene directamente en la producción o transformación de la materia prima y en la obtención del producto final, por ejemplo, todos los jefes del departamento de producción, como el gerente de Planta, etc.

En este rubro se incluyen beneficios sociales, aportes institucionales, seguridad social y otras retribuciones que deben darse al personal.

Gastos Indirectos: Son gastos que emergen de las actividades de explotación, fabricación o transformación de la materia prima, es decir son todos aquellos costos que se generan en el área de producción, se dan por causa de las actividades productivas. Estos gastos nos encontramos incluidos en las partidas anteriores y responden a la categorización de costo fijo. A diferencia de los costos directos, los costos indirectos, pueden clasificarse tanto en costos fijos como variables.

3.2. VÍAS DE COMUNICACIÓN Y ACCESO

Carretera Arequipa - Patahuasi - Chivay- Sibayo - Caylloma: correctamente asfaltada entre Arequipa y Chivay, afirmada y con baches entre Chivay y Sibayo, trocha afirmada inaccesible en época de lluvias entre Sibayo y campamento Pusa Pusa. También hay ocurrencia de nevadas en invierno lo cual deja en mal estado el tramo entre Chivay y Sibayo.

3.3. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación es del tipo aplicada, cuantitativa y cuasi experimental. Es aplicada porque se enfoca en resolver un problema de la industria. Es cuantitativa porque la investigación utilizará métricas medibles para evaluar el costo en sostenimiento con pernos helicoidales. Es cuasi experimental, porque se evalúan el sostenimiento convencional con diseño actual y mecanizado con el diseño propuesto sugerido mediante una comparación de resultados de costos.

3.4. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo a los niveles, podemos decir que la presente investigación es de carácter descriptivo, explicativo, correlacional y evolutivo.

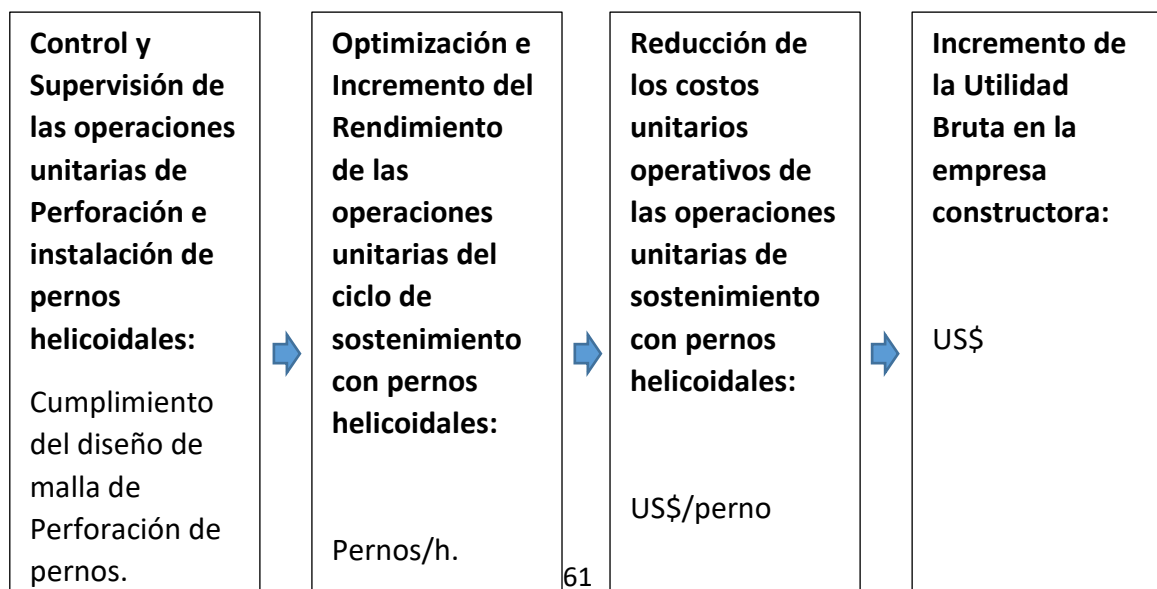
La presente investigación es descriptiva por que describe la realidad de la industria, explicativo porque intenta explicarla la realidad de los problemas presentes en construcciones civiles como tonelería, es correlacional porque relaciona la optimización de costos como variable dependiente con las variables independientes causa que la definen. De igual forma es una investigación evolutiva porque propone una solución a nuestro problema de investigación.

3.5. PROCEDIMIENTO DE INVESTIGACIÓN

La metodología de trabajo de esta tesis siguió el siguiente procedimiento:

- Revisión de los estándares existentes de las operaciones unitarias y los principales problemas existentes en el desarrollo del túnel de desvío del río.
- Supervisión y control en campo de las operaciones unitarias deficientes y elaboración del diagnóstico.
- Propuesta de mejora de estándares de operaciones unitarias en sostenimiento con pernos helicoidales.
- Informe al personal sobre los resultados obtenidos en el análisis de las operaciones unitarias, dando énfasis en la perforación e instalación de pernos helicoidales y las consecuencias que traen un mal diseño de sostenimiento.
- Evaluación geomecánica en el desarrollo del túnel atendiendo a la clasificación habitual de Bieniawski.
- Replanteo de diseño de la malla y distribución de los pernos helicoidales.
- Capacitación al personal en técnicas de perforación e instalación de pernos helicoidales (rendimiento de equipos, eficiencia en tiempos, reducción de costos).
- Implementación de equipo de perforación e instalación de pernos helicoidales.
- Pruebas de pull test de pernos inyectados según el nuevo diseño de sostenimiento con pernos helicoidales.
- Supervisión de la perforación e instalación de pernos y retroalimentación al personal sobre los avances obtenidos.
- Análisis de costos de la perforación e instalación de pernos helicoidales.

Secuencia de Optimización de los estándares de Perforación e instalación de pernos helicoidales para obtener una Reducción en los costos operativos en túnel.



3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN

POBLACIÓN

La población para este trabajo de investigación está constituida por el área del proyecto Majes – Siguan II, Las unidades estratigráficas expuestas en el área del proyecto tienen edades desde el Mesozoico hasta el Cenozoico, no se exponen las rocas intrusivas e hipabisales, las unidades representativas del más antiguo al reciente están constituidas por rocas del Jurásico representada por las formaciones Puente y Cachios; el Cretáceo conformado por las rocas de las formaciones Labra, Gramadal, Hualhuani y Arcurquina; el Terciario constituida por las formaciones Orcopampa, Ichicollo, Sillapaca, Sencca y Pusa y el Cuaternario conformado por los grupos Barroso, Andagua y depósitos fluvio-glaciares, aluviales, coluviales y bofedales.

Las rocas sedimentarias están constituidas por, areniscas, calizas, arcillitas, limolitas, lutitas, areniscas cuarzosas, etc.; las rocas volcánicas están conformadas por andesitas, lavas andesíticas, lavas dacíticas, dacitas, riolitas, tobas, lavas basálticas, brechas andesíticas, conglomerados tobaceos, conglomerados, ríodacitas, brechas andesíticas, brechas ríodacíticas tobas lávicas, aglomerados, etc. Los depósitos cuaternarios están constituidos por gravas, cantos rodados y bolones con arenas, limos y arcillas en variado porcentaje. Estos depósitos se hallan cubriendo a las rocas en la mayor extensión, con diferentes áreas de propagación, naturaleza, espesor y estado de compactación.

MUESTRA

La muestra está constituida por el túnel de desvío del río de la presa Angostura del proyecto Majes – Siguan II, la geología del área concreta donde se enmarca la ejecución del túnel es el Grupo Tacaza, con la formación Ichocollo en el área de la margen izquierda de la cerrada. El único material atravesado por el túnel será precisamente esta unidad geológica, de manera que el túnel íntegramente se desarrollará en este macizo rocoso, siendo, por lo tanto, el único material excavado.

En cuanto al desarrollo del túnel en profundidad, las menores calidades mecánicas se prevén en los primeros metros más próximos a los emboquilles, pues es en esta zona donde la roca está más alterada, abierta y diaclasada de grado V y grado IV, una vez en

el interior del macizo se prevé la mejora de las condiciones mecánicas del mismo lo que conllevarán sostenimientos de poca entidad, es decir, de grado III, grado II y grado I, atendiendo a la clasificación habitual de Bieniawski.

3.7. VARIABLES

VARIABLE INDEPENDIENTE

Instalación de pernos helicoidales usando jumbo Boomer S1D en el túnel de desvío del río de la presa Angostura.

INDICADORES

Tiempo de perforación e instalación.

ESCALA DE MEDICIÓN

Pernos/h

VARIABLE DEPENDIENTE

Optimización de costos de sostenimiento en el túnel de desvío del río de la presa Angostura.

INDICADORES

Costo de sostenimiento con pernos helicoidales.

ESCALA DE MEDICIÓN

US\$/perno.

3.8. MATERIALES

Este proyecto de tesis cuenta con recursos humanos, financieros, materiales, y de tiempo, acceso a la información y conocimientos; entre otros que son necesarios para desarrollar la tesis.

- Equipos y maquinarias de la Obra
- Personal que trabaja en la obra.
- Planos topográficos y de diseño.
- Apoyo por parte de los profesionales de diferentes áreas (Geología, Topografía, laboratorio geomecánico y control de calidad).
- Acceso a internet.
- Fotocopias.
- Impresiones.
- Fotos.
- Equipos: cámara, ordenador, impresoras.
- Software AutoCAD Civil 3D 2016 para diseñador y Microsoft office 2016 y el ordenador.
- Materiales para los distintos prototipos a diseñar

3.9. RECOLECCIÓN DE DATOS E INSTRUMENTOS

La recolección de datos se realizó durante la ejecución del túnel de desvío en el Proyecto Especial Majes Siguan II, mediante el seguimiento de los ciclos de sostenimiento.

De la misma forma se recopiló la información de las áreas de planeamiento de túnel, geología, administración y mantenimiento; el área de planeamiento tiene los resultados y proyecciones de la operación, en tanto el área de administración tiene los resultados operativos en términos monetarios (costos). Datos que son contabilizados y revisados mensualmente que son reportes o informes presentados por distintas áreas de la empresa y finalmente el área de mantenimiento tiene la información necesaria sobre la funcionalidad de los equipos, así como los indicadores.

Los instrumentos a utilizar para el procesamiento de datos, básicamente es una computadora implementada con el Software AutoCAD Civil 3D 2016 para el diseño y Excel de Microsoft 2016 nos servirá de soporte para la estimación de los indicadores financieros.

IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. GEOLOGÍA Y GEOTECNIA

En la Figura N° 13, se muestra un detalle de la geología del área concreta donde se enmarca la ejecución, destacando:

- El Grupo Tacaza, con la formación Ichocollo en el área de la margen izquierda de la cerrada. El único material atravesado por el túnel será precisamente esta unidad geológica, de manera que el túnel íntegramente se desarrollará en este macizo rocoso, siendo, por lo tanto, el único material excavado.
- Los depósitos Pleistocénicos Fluvioglaciares en las pampas del río Apurímac y Hornillos y que con respecto al túnel se localizan en las cotas más bajas del mismo, de manera que tal y como ha sido proyectado, estos materiales no tendrán contacto directo con ninguna de las estructuras.
- Los depósitos fluviales en los cauces de los dos citados ríos y que estarán presentes únicamente en las cotas más bajas del emboquille de entrada y de salida del túnel. Con el diseño planteado estos materiales no estarán en contacto directo con ninguna de las estructuras del túnel.

La cerrada se caracteriza por tener los estribos en roca, formados por los grupos de brechas y andesitas. El estribo izquierdo tiene planos de diaclasas que buzanan entre 5° a 8° en el sentido de la pendiente, por lo que existe un cierto riesgo de desprendimiento de bloques en superficie. Por su parte, el estribo derecho, también tiene planos de diaclasado que buzanan entre 5° y 8°, solo que en este caso lo hacen en contrapendiente al talud natural de roca, lo que lo convierte en un estribo muy estable.

En cuanto al túnel, éste se desarrolla en el estribo izquierdo por lo que los planos de buzamiento contra el túnel de pendiente entre 5° y 8° tendrán escasa influencia en potenciales inestabilidades en profundidad al ser pseudohorizontales, sin embargo, durante la construcción deberá comprobarse que en profundidad las familias mantienen este buzamiento no verticalizándose.

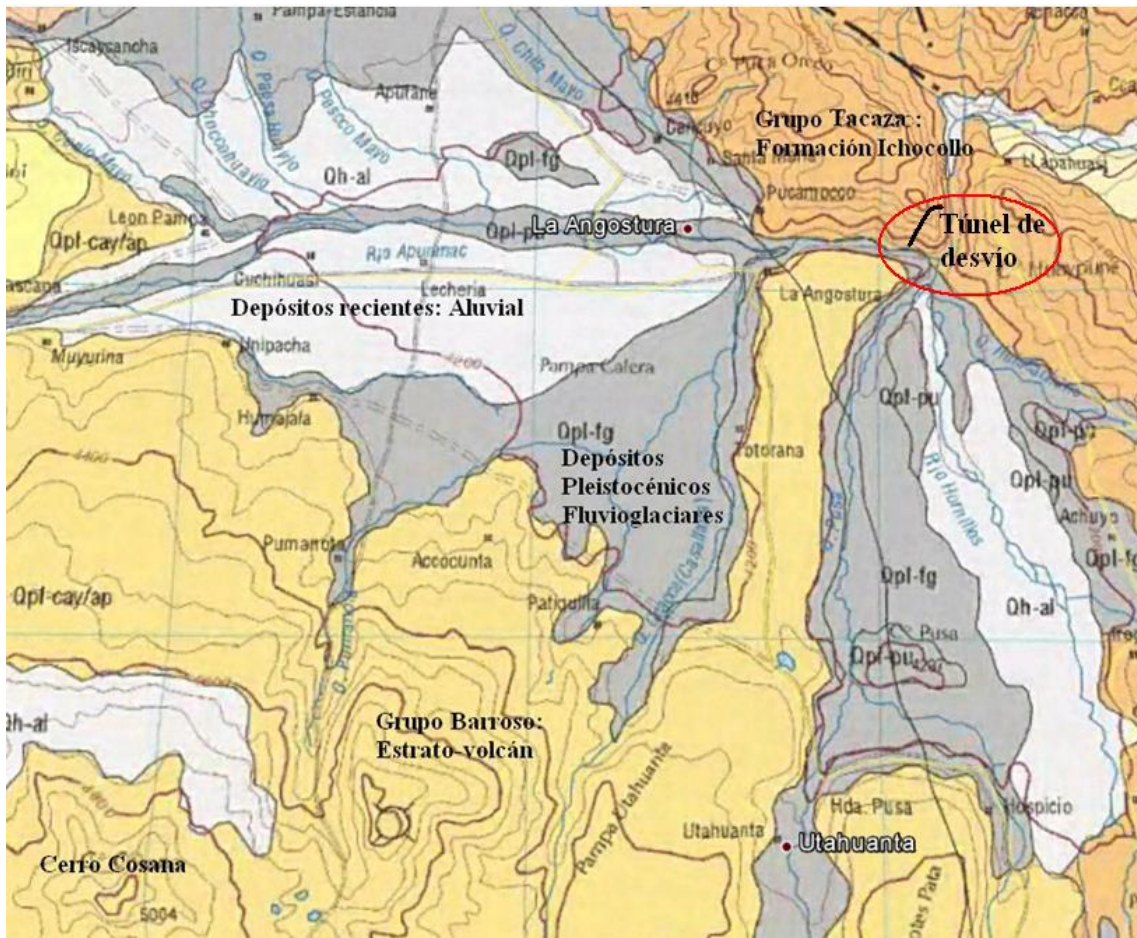


Figura N° 13: Geología de detalle en la zona de la cerrada y el embalse previsto en Angostura.

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

Por lo tanto, en rasgos generales y respecto de la geología observada para el túnel pueden citarse los siguientes aspectos:

- Tanto el emboquille Norte como el emboquille Sur del túnel sean realizados en las andesitas de la formación Ichocollo, por lo que no se prevén problemas más allá de los habituales de este tipo de actuaciones al mostrarse la roca con un grado de fracturamiento moderado y una capacidad portante media a alta.
- En cuanto al desarrollo del túnel en profundidad, las menores calidades mecánicas se prevén en los primeros metros más próximos a los emboquilles, pues es en esta zona donde la roca está más alterada, abierta y diaclasada.

- Una vez en el interior del macizo se prevé la mejora de las condiciones mecánicas del mismo lo que conllevarán sostenimientos de poca entidad, es decir, de grado III y grado II, atendiendo a la clasificación habitual de Bieniawski.

De la interpretación de las investigaciones de campo y laboratorio en lo respecta a la geología y la geotecnia del túnel, se pueden citar los siguientes aspectos que condicionan el diseño:

- El túnel se desarrollará íntegramente a través de un macizo rocoso de andesitas. De acuerdo a la información disponible de sondeos y ensayos de laboratorio, se ha podido caracterizar la roca con las siguientes propiedades:
 - Densidad = 25 kN/m³
 - R.C.S. de la roca intacta = 80 MPa
 - $m_o=20$
 - Módulo de elasticidad de la roca intacta = 30 GPa

Para la caracterización mecánica del macizo rocoso se han aplicado las teorías de Hoek y Brown (2002). De acuerdo a ellas, un macizo rocoso homogéneo e isótropo responderá de manera no lineal al estar solicitado, es decir, que en función de la tensión a la que esté sometido responderá con un determinado ángulo de rozamiento instantáneo y con una cierta cohesión aparente. La envolvente de rotura definida por Hoek y Brown (2002) y ampliada por Serrano y Olalla (2005) tiene la siguiente expresión paramétrica en ejes tensión normal – tensión tangencial:

$$\sigma = \beta \cdot \frac{(1 - \operatorname{sen} \rho) \cdot (\cos(2\rho) + \operatorname{sen} \rho)}{(1 - \cos(2\rho))} - \beta \cdot \xi$$

$$\tau = \beta \cdot \frac{1 - \operatorname{sen} \rho}{\rho \tan \rho}$$

Donde:

ρ es el ángulo de rozamiento instantáneo con la que responde la roca para una cierta tensión normal σ .

β es un parámetro que tiene la siguiente expresión:

$$\beta = \frac{m \cdot RCS}{8}$$

Siendo: RCS la resistencia a compresión simple de la roca sana; y m se calcula según:

$$m = m_0 \cdot e^{RMR - 100/28 - 14 \cdot D}$$

Dónde: RMR es el parámetro de calidad de la roca; D un factor que representa la alteración de la roca; y m_0 un parámetro que depende de la naturaleza de la roca.

ξ es un parámetro que tiene la siguiente expresión: m^2

$$\xi = \frac{8 \cdot s}{m^2}$$

Siendo s un parámetro que depende de:

$$s = e^{RMR - 100/9 - 3 \cdot D}$$

Donde el RMR es el parámetro de calidad de la roca; y D, el factor de alteración de la roca tal y como se ha descrito anteriormente.

- Las calidades de roca que se han estimado que serán encontradas durante la construcción del túnel, de acuerdo a la información de los sondeos próximos, son las mostradas en la Tabla N° 4.1, de manera que la distribución de calidades depende directamente de la cobertura del túnel, es decir, los peores materiales se encontrarán en los extremos del túnel y los mejores en su parte central. Las propiedades mostradas en la Tabla siguiente son las asociadas al macizo rocoso de cada calidad.

Tabla N° 11: Propiedades del macizo rocoso para las calidades que atravesará el túnel.

Clase	RMR	E_{rm}	Cobertura	D	c	Φ
V	25	750 MPa	25 m	1,0	75 kPa	37°
IV	35	2,5 GPa	30 m	0,2	270 kPa	59°
III	45	5,0 GPa	55 m	0,2	500 kPa	58°
II	55	10,0 GPa	95 m	0,1	950 kPa	59°
I	65	12,25 GPa	110 m	0,1	1500 kPa	60°

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

En la tabla anterior los parámetros indican lo siguiente:

RMR es el Rock Mass Rating y está directamente relacionado con la calidad del macizo rocoso.

E_{rm} es el módulo de elasticidad del macizo rocoso.

Cobertura son los metros de roca, en término medio, que tiene el túnel por encima de la clave del mismo, de manera que tal y como se ha comentado anteriormente, los materiales de peor calidad se encontrarán en las áreas más exteriores del túnel (las de menor cobertura) mientras que las mejores calidades se tendrán en la zona más interna (las de mayor cobertura).

D es el grado de alteración del macizo rocoso, de forma que 1,0 implica la mayor alteración posible de manera que este grado de alteración es propio de métodos de excavación por medios mecánicos, mientras que un valor de 0,0 implica que el macizo rocoso está sano y serán necesarias voladuras para excavar la roca.

C y Φ son los parámetros de cohesión y ángulo de rozamiento equivalentes, en términos de Mohr-Coulomb, con los que responde el macizo rocoso. Estos valores surgen de la simplificación de la envolvente de rotura no lineal de Hoek y Brown del macizo rocoso a términos lineales equivalentes de Mohr-Coulomb.

4.1.1. DISEÑO HIDRÁULICO

En los términos de referencia del contrato se establece para el diseño de los efectos constructivos de las obras nuevas adoptar un periodo de retorno de 100 años, de manera que por esta circunstancia el caudal punta de avenida para el diseño del túnel será de 585 m³/s, siendo el hidrograma de la avenida a laminar por el desvío el mostrado en la Figura N° 14.

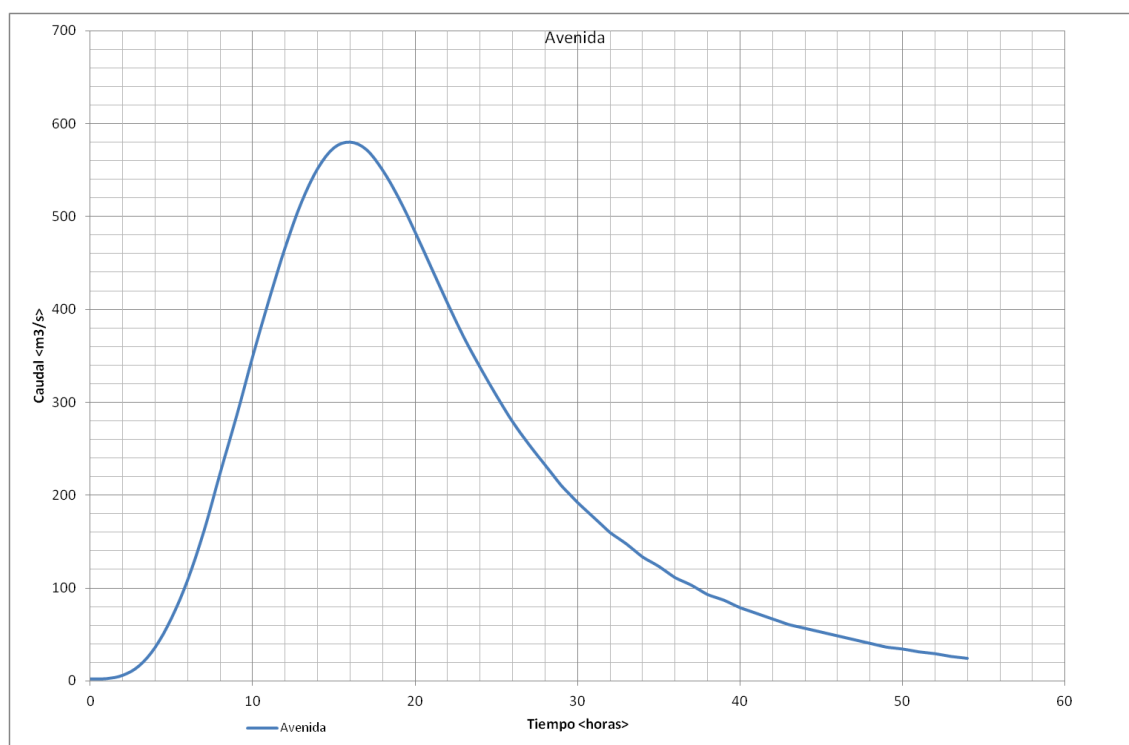


Figura N° 14: Hidrograma de avenida considerado para el diseño de las obras de desvío.

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

Por su parte, el desvío se plantea como un túnel de 425,95 m de longitud y con sección tipo baúl. La sección se caracteriza por tener 3,0 m de anchura de solera, 3,0 m de altura en hastiales y un arco de medio punto en la parte superior de la sección de 1,50 metros de radio.

Debido a la entidad del caudal de avenida para el periodo de retorno de 100 años (585 m³/s), y por experiencias en desvío de ríos de grandes caudales, en los que es habitual asumir que a partir de un cierto caudal el funcionamiento hidráulico pasa a ser en carga,

para de ese modo no penalizar las estructuras de carácter temporal (2 años), a la hora de analizar la capacidad de la sección, ésta se debe estudiar funcionando como un canal a pelo libre hasta un determinado caudal y como conducto en carga para el resto del rango de funcionamiento previsto.

Es decir, que, debido a la entidad del caudal de avenida, el desvío ha sido diseñado de manera que trabajará en presión a partir de una cierta lámina de agua en el cauce, por lo tanto, a la hora de analizar la capacidad de la sección se debe estudiar su funcionamiento a pelo libre y en presión.

De los cálculos hidráulicos desarrollados se estableció que la capacidad de desagüe del túnel evoluciona con la cota de la lámina de agua a la entrada como se indica en la Figura N° 15. En ella, puede verse cómo el funcionamiento como canal, es decir, antes de entrar en carga el túnel, el diseño realizado del mismo permite el desagüe de hasta 50 m³/s, de forma que para caudales superiores el túnel comienza a funcionar en presión.

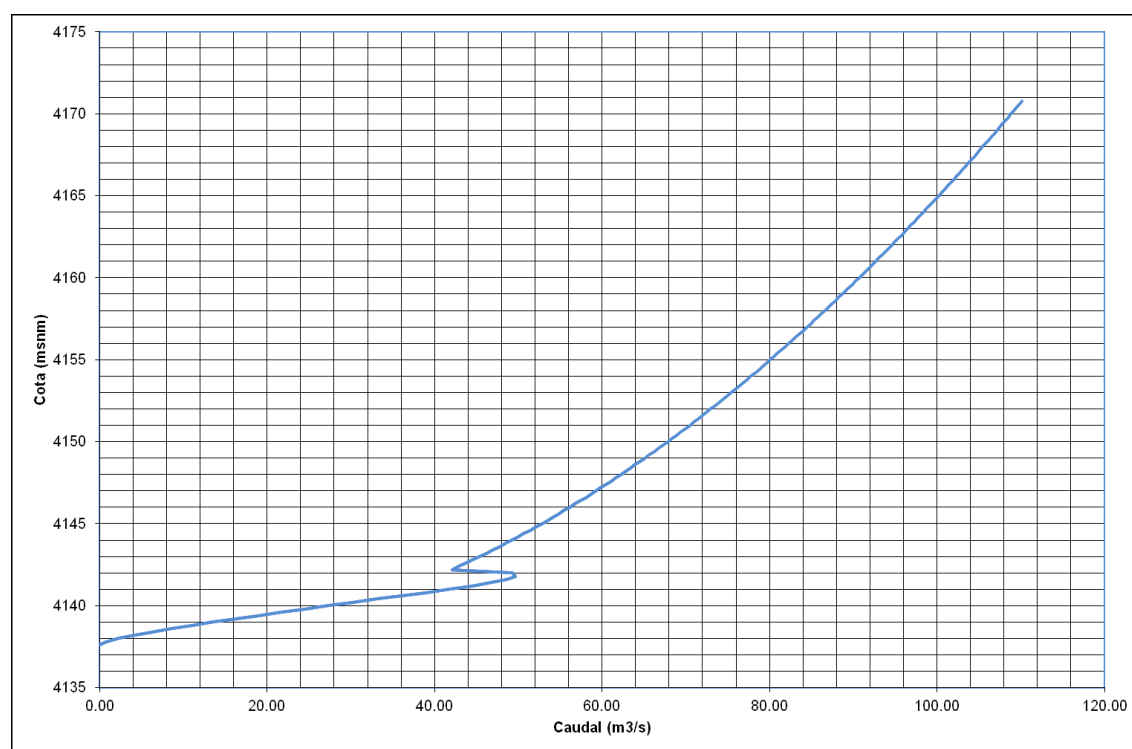


Figura N° 15: Curva de capacidad del túnel

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

Poniendo en conjunción el hidrograma de avenida con la capacidad de desagüe de la sección propuesta para el túnel de desvío, se tiene el gráfico de laminación mostrado en la Figura N° 16. Analizando los resultados obtenidos se obtienen las siguientes consecuencias:

- La caudal punta vertido en el escenario de avenida de 100 años de periodo de retorno es de aproximadamente $93,73 \text{ m}^3/\text{s}$.
- La lámina de agua en dichas circunstancias se sitúa a la cota 4161,54 msnm.

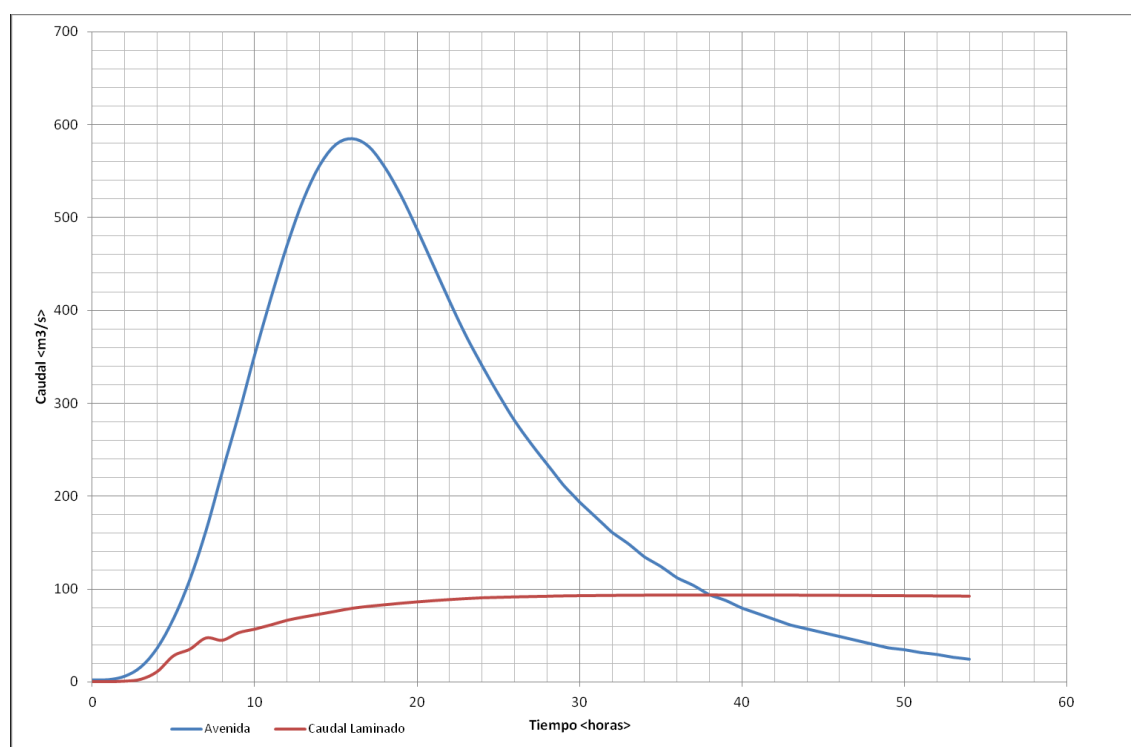


Figura N° 16: Laminación de la avenida de 100 años por el túnel de desvío

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

Por lo tanto, relacionando estos resultados con los requerimientos que tendrá que tener la atagüa:

- La coronación de la atagüa se tendrá que disponer a la cota 4161,54 msnm, aunque con objeto de dejar un resguardo de aproximadamente un metro para estar del lado de la seguridad, se ha decidido fijar la cota de coronación en la 4162.0 msnm.

- Esto supone que la ataguía tendrá una altura desde el cauce, cuya cota está al 4134.8 msnm, de aproximadamente 27,2 m.

4.1.2. DISEÑO TUNELERO

De los cálculos tuneleros realizados se ha concluido una serie de aspectos respecto de los diseños de los sostenimientos y la fijación de las características del diseño tunelero. El cálculo detallado de todos los aspectos que se citan a continuación está recogido en el Anexo de Cálculos tuneleros.

1. Se han identificado diferentes calidades de roca para la totalidad de la longitud del túnel tal y como se mostró anteriormente en la Tabla N° 12.
2. Del análisis de las estaciones geomecánicas realizadas en la margen izquierda de Angostura (margen en la que se proyecta el túnel de desvío) se han identificado las siguientes familias de discontinuidades:
 - J1: 54°/ 199°
 - J2: 86°/ 195°
 - J3: 85°/ 045°
 - J4: 70°/ 353°
 - J5: 76°/ 127°
 - J6: 51°/ 142°
3. Las propiedades asignadas a estas discontinuidades se han fundamentado en los desarrollos de Barton y Bandis así como en la información arrojada por las investigaciones de campo procedente de las estaciones geomecánicas, personificándose en los siguientes parámetros:
 - Cohesión = 80 kPa = 8,0 t/m²
 - Ángulo de rozamiento interno = 30°

Tabla N° 12: valoración RMR

Parámetros		Rango de valores								
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo de carga puntual	> 10 Mpa	4-10 Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	-			
		Resistencia a compresión simple	> 250 Mpa	100-250 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	50-250 Mpa	10-50 Mpa	< 10 Mpa	
		Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90-100 %	75-89 %	50-74 %	25-49 %	< 25 %			
		Puntuación	20	17	13	8	3			
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	< 0.06 m			
			SÓLIDO	MASIVO	ESTRATOS	FRACTURADO	MUY FRACTURADO			
		Puntuación	20	15	10	8	6			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia	< 1 m	1-3 m	3- 10 m	10-20 m	> 20 m			
			Puntuación	6	4	2	1	0		
		Apertura	Cerradas	< 0.1 mm	0.1-1 mm	1-5 mm	> 5 mm			
			Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosas	Rugosas	Ligte. Rugosas	Ondulada	Suave			
			Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando			
			Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterado	Ligera	Moderada	Muy alterada	Descompuesta			
			Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min.	10-25 litros/min.	25-125 litros/min.	> 125 litros/min.			
			Relación entre presión de agua y tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
			Estado general	Seco	Ligeram. Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
			Puntuación	15	10	7	4	0		

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

- Se ha comprobado las longitudes de pase para cada tipo de calidad de roca mediante el análisis de la estabilidad del frente, habiéndose comprobado que para dichas longitudes de pase se tienen los siguientes coeficientes de seguridad:

Tabla N° 13: Coeficiente de seguridad según calidad de roca

Calidad de la roca	I	II	III	IV	V
UCS	250	100	50	25	10
RQD	100	89	74	49	25
RMR	65	55	45	35	25
Coeficiente de seguridad	4,02	3,98	4,20	4,67	2,87

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

5. Se han calculado las curvas características para cada una de las calidades de roca que serán encontradas durante la construcción del túnel, de manera que para los sostenimientos proyectados se tienen las convergencias indicadas:

Tabla N° 14: medición de convergencias

Clase	% Convergencia con sostenimiento	% Convergencia sin sostenimiento	Coficiente Seguridad
V	0,06 %	0,11 %	11,13
IV	0,03 %	0,04 %	11,30
III	0,03 %	0,04 %	12,16
II	0,03 %	0,03 %	18,41
I	0,03 %	0,03 %	30,45

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

6. Se ha analizado la formación de cuñas en el interior del túnel de manera que se ha podido concluir el siguiente de los análisis realizados:
- El rumbo del túnel que produce la mayor generación de cuñas se produce en el entorno de los 47° , de manera que, de acuerdo al desarrollo en planta, este rumbo se presentará localmente en el tramo curvo del túnel durante el cambio de alineación al rumbo de 57° .
 - Por otra parte, una vez el túnel haya virado, el tramo de salida no tendrá generación de cuñas de entidad, de forma que estas quedarán acotadas al primer tramo recto de rumbo 33° y al cambio de alineación.
 - En cualquier caso, el sostenimiento previsto cumple con los requisitos de presión ejercida sobre las cuñas de forma que estas sean estables en condición suficiente de seguridad, a excepción de la mencionada cuña del techo de peso 100 kg.
7. Adicionalmente, se ha realizado una estimación de los caudales que se pueden esperar afluyan al interior del túnel durante la construcción, de forma que disponiendo unos medios de bombeo capaces de desaguar al menos 5 l/s no se presentarán problemas asociados a esta problemática.

4.1.2.1. REPORTE DE CAMPO DIARIO

Constructora las Pampas de Siguas

Frente de aplicación: Túnel de desvío (Entrada) Hs: 09:10 Fecha: 07-09-2017

Valoración geomecánica

Comentarios:

Se realizó la clasificación Geomecánica del frente del túnel de desvío Entrada. Se encontró 4 familias principales de diaclasamiento, se obtuvo un **RMR=49**, catalogado como roca **tipo II**, Andesita marrón verdosa se encuentra ligeramente alterado, seco, fracturado y presenta resistencia media.

D1=145/85°, presenta las juntas selladas, dirección en sentido del avance buzamiento sub vertical.

D2=25/45°, presenta las juntas rellenas carbonatos, buzamiento en sentido del avance.

D3=265/70°, presenta las juntas rellenas de óxidos, buzando hacia la izquierda hidráulica.

D4=195/60°, presenta las juntas rellenas de óxidos y finos, buzando hacia el piso de la sección.

Parámetro		Rango de Valores								
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	-			
		Resistencia a compresión simple	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	50-250 MPa	10-50 MPa	< 10 MPa	
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0		
2	RQD	90 - 100 %	75 - 89 %	50 - 74 %	25 - 49 %	< 25%				
	Puntuación	20	17	13	8	3				
3	Separación entre diaclasas	> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m				
		SOLDADO	MASIVO	ESTRATOS	FRACTURADO	MUY FRACTURADO				
	Puntuación	20	15	10	8	6				
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m			
		Puntuación	6	4	2	1	0			
		Apertura	Cerradas	< 0,1 mm	0,1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosas	Rugosas	Ligte. rugosas	Ondulada	Suave			
		Puntuación	6	5	3	1	0			
		Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando			
		Puntuación	6	4	2	2	0			
		Alteración	Inalterado	Ligera	Moderada	Muy alterada	Descompuesta			
Puntuación	6	5	3	1	0					
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min.	10-25 litros/min.	25-125 litros/min.	> 125 litros/min.			
		Relación entre presión de agua y tensión principal mayor	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5			
		Estado general	Seco	Ligeram. húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
		Puntuación	15	10	7	4	0			

		Rango de Valores
1	Resistencia de la roca Intacta	7
2	RQD (%)	8
3	Separación entre Diaclasas	8
4	Persistencia	2
	Apertura	3
	Rugosidad	3
	Relleno	2
	Alteración	3
5	Caudal por 10m de túnel	15

(RMR=49) roca tipo II

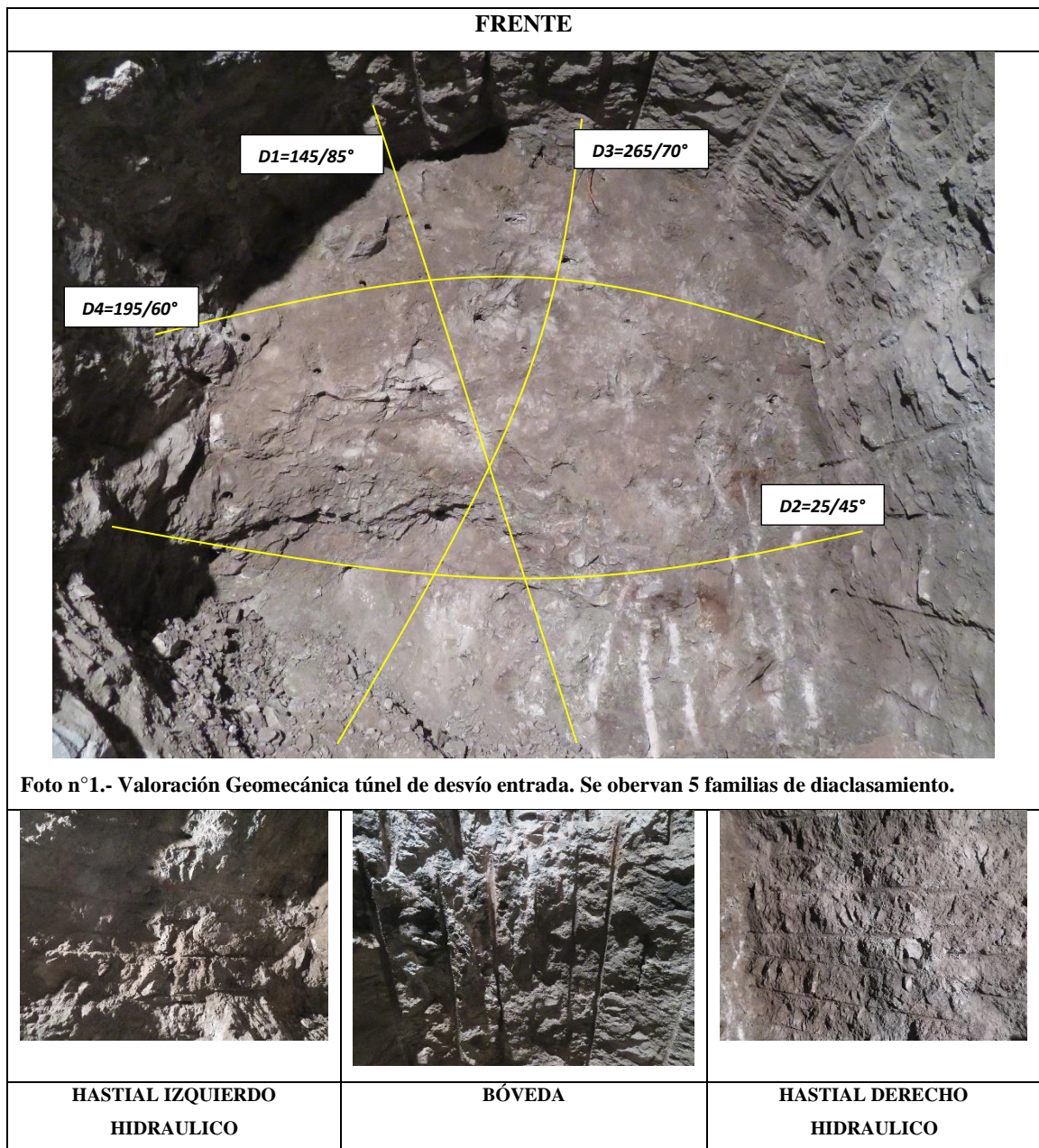
(Se aplica castigo -2, por orientación de diaclasas)

Progresiva Inicial	0+164.50
Progresiva Final	0+167.40
Avance	2.90m

Recomendaciones:

- Se recomienda desquinche de bóveda y hastiales.
- Se recomienda lavado de toda la sección antes del lanzado del shotcrete.
- Se recomienda el lanzado del shotcrete preventivo y el sostenimiento de acuerdo a lo indicado en planos.
- Se recomienda la colocación de pernos a una inclinación no menor a los 48° de acuerdo a lo indicado en planos de los anexos.
- Colocar sostenimiento al 100% antes de realizar el siguiente avance.

Panel fotográfico:



Fuente: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

Constructora las Pampas de Siguas

Frente de aplicación: Túnel de desvío (Salida) Hs: 08:45 Fecha: 07-09-2017

Valoración geomecánica

Comentarios:

Se realizó la clasificación Geomecánica del frente del túnel de desvío Salida. Se encontró 3 familias principales de diaclasamiento, se obtuvo un **RMR=52**, catalogado como roca **tipo 2**.

Andesitas alteradas mineralizadas, color marrón grisácea a verdosa, el macizo se presenta alterado, poco fracturado, baja a mediana resistencia.

Se observan las medias cañas de perforación en mayor parte de la sección.

D1=180/65°, presenta las juntas rellenas de finos, buzando a la derecha hidráulica.

D2=285/50°, presenta las juntas selladas, buzamiento hacia la izquierda hidráulica y piso de la sección.

D3=155/10°, presenta las juntas rellenas de óxidos, buzamiento sub horizontal en sentido del avance.

Parámetro		Rango de Valores								
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	-			
		Resistencia a compresión simple	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	50-250 MPa	10-50 MPa	< 10 MPa	
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90 - 100 %	75 - 89 %	50 - 74 %	25 - 49 %	< 25%			
	Puntuación		20	17	13	8	3			
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m			
			SOLIDO	MASIVO	ESTRATOS	FRACTURADO	MUY FRACTURADO			
	Puntuación		20	15	10	8	6			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m			
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Apertura	Cerradas	< 0,1 mm	0,1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosas	Rugosas	Ligte. rugosas	Ondulada	Suave			
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando			
		Puntuación		6	4	2	2	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min.	10-25 litros/min.	25-125 litros/min.	> 125 litros/min.			
		Relación entre presión de agua y tensión principal mayor		0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
		Estado general		Seco	Ligeram. húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
Puntuación		15	10	7	4	0				

		Rango de Valores
1	Resistencia de la roca Intacta	7
2	RQD (%)	13
3	Separación entre Diaclasas	8
4	Persistencia	2
	Apertura	3
	Rugosidad	3
	Relleno	2
	Alteración	1
5	Caudal por 10m de túnel	15

(RMR=52) roca tipo II

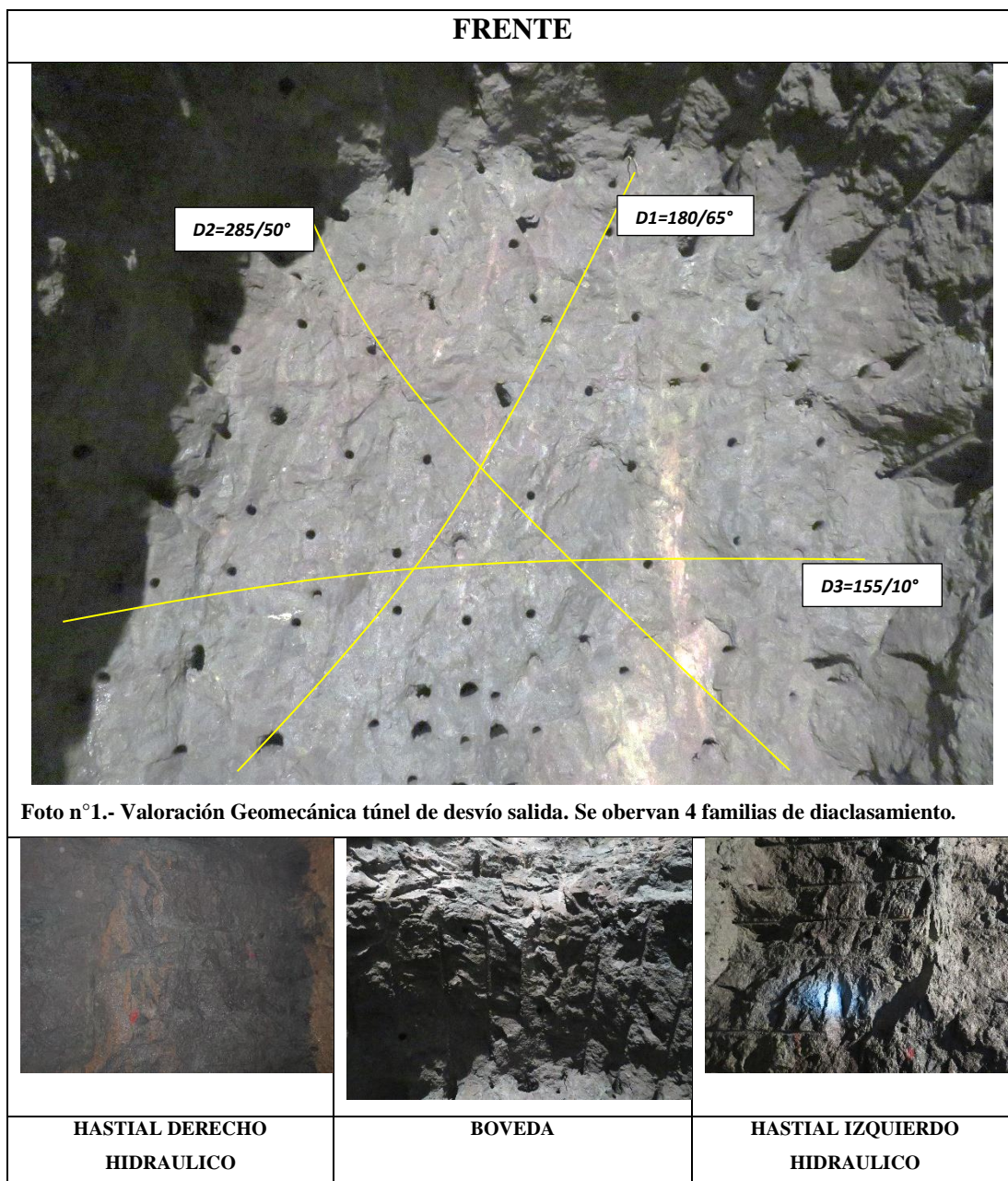
(Se aplica castigo -2, por orientación de diaclasas)

Progresiva Inicial	0+232.90
Progresiva Final	0+229.40
Avance	3.50m

Recomendaciones:

- Se recomienda desquinche de bóveda y hastiales.
- Se recomienda lavado de toda la sección antes del lanzado del shotcrete.
- Se recomienda el lanzado del shotcrete preventivo y el sostenimiento de acuerdo a lo indicado en planos.
- Se recomienda la colocación de pernos a una inclinación no menor a los 48° de acuerdo a lo indicado en planos de los anexos.

Panel fotográfico:



Fuente: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

4.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE TALADROS PARA LA INSTALACIÓN DE PERNOS HELICOIDALES EN EL TÚNEL DE DESVÍO.

4.2.1. MÉTODO CONSTRUCTIVO DEL TÚNEL

Para determinar el método constructivo más eficaz es necesario analizar las características geotécnicas del macizo rocoso que será atravesado por el Túnel de Desvío. Se atravesará un aglomerado volcánico andesítico perteneciente a la formación Ichocollo. En la siguiente tabla se muestran las principales características del terreno que atraviesa el túnel de desvío.

Tabla N° 15: Principales características geotécnicas del Túnel de Desvío

Clase de terreno	Calidad geomecánica RMR	Longitud (m)	Cobertera máxima
I	65	165	110 m
II	55	103	95 m
III	45	62	55 m
IV	35	56	30 m
V	25	40	25 m

FUENTE: Área de geología y geotecnia del proyecto Majes-Siguas II.

La longitud total es 426 m atravesando un macizo rocoso de calidad buena-media. No se prevén riesgos geológico-geotécnicos significativos, aparte de la posibilidad de interceptar alguna zona alterada o falla y en los primeros metros de los portales, donde la roca suele estar más fracturada.

Desde el punto de vista geométrico, el trazado en planta tiene una orientación sureste y es una alineación recta con una curva a derechas de radio amplio en la salida. La pendiente longitudinal es del 1% constante y en sentido descendente hacia el norte. La sección transversal del túnel es en forma de baúl, es decir, bóveda circular y hastiales rectos. El ancho definitivo es de 3,0 m con una la altura de 4,5 m. Se prevé el

sostenimiento mediante concreto lanzado, pernos de anclaje pasivo y marcos metálicos y cerchas.

4.2.2. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES

Los parámetros que se establecen en la presente especificación se aplican a los pernos helicoidales de 25 y 32 mm instalados en un patrón sistemático en el túnel de desvío, incluyendo la instalación de placas de reparto, las cuales se instalarán en todas y cada una de las cabezas de los pernos, de forma que la unión en ambos se produce a través de una tuerca que se rosca al extremo saliente fuera de la perforación del anclaje.

La misión de las placas de anclaje es la de aseverar la movilización de la carga del perno o anclaje mediante reacción a la superficie excavada, ya sea ésta el interior de la sección del túnel o la superficie de los taludes de los portales.

Los pernos de anclaje se instalan de acuerdo a las longitudes y patrones de distribución establecidos en los planos para cada tramo del túnel y las modificaciones que establezca en la ejecución de la obra a dicha distribución inicial.

4.2.2.1. PERNO HELICOIDAL DE 32 MM Y 25 MM

Los pernos tendrán un diámetro de 32 Y 25 mm mínimo de calidad ASTM Gr 60 de 2.0 Y 3.0 metros de longitud, de los cuales, 6 a 10 cm quedan en superficie como resguardo para colocación de placa de anclaje y tuerca; así como para la realización de ensayos de extracción de pernos. Los pernos, en su extremo libre, reciben la placa de anclaje y la tuerca de ajuste.

Las placas de anclaje tendrán un área de 200x200 mm y 150x150 mm un espesor de 5 mm de acero ASTM A-36. La forma debe permitir un asiento uniforme, inclusive si el perno no se instala perpendicularmente a la superficie. Las dimensiones pueden ser variadas en obra de acuerdo con la aprobación por escrito del Supervisor, dependiendo de las condiciones geotécnicas de la roca encontrada.

Las arandelas y las tuercas deben permitir una transferencia segura de la fuerza de anclaje a la placa de anclaje.

La carga de rotura también se aplicará al enroscado, tuerca, placa de anclaje y de ajustar al acople.

Para el anclaje pasivo se podrá emplear mortero de cemento o resina.

4.2.2.2. INYECCIÓN DE MORTERO DE CEMENTO

La inyección de mortero de cemento consistirá de arena, cemento y agua o cemento y agua solamente. Deberá alcanzarse una resistencia a la compresión de 10 MPa a los 7 días de edad.

Se utilizará cemento Portland corriente.

La arena para la inyección debe ser arena mineral, limpia, uniforme en calidad y de una fuente aprobada por el Supervisor.

El agua debe ser limpia, libre de aceite, y sustancias alcalinas y orgánicas.

Se pueden utilizar aditivos fluidificante y estabilizador de volumen para mejorar su manejo. La inyección de mortero debe ser mezclada mecánicamente para producir una consistencia uniforme.

Para lechada de cemento, sin contracción (usar aditivo expansor) con adición de un aditivo fluidificante, con una relación agua/cemento de 0,45

4.2.2.3. RESINA

Las resinas por utilizar para la cimentación de los pernos de anclaje deberán corresponder al tipo Poliestéricas empacadas en cartuchos de diferentes dimensiones y tiempos de fraguado. Los cartuchos deberán consistir en tubos formados por una película poliestérica y tener sus extremos sellados; la resina y el catalizador estarán separados por una barrera, como se ve en la siguiente figura.



Figura N° 17: resina

Los cartuchos serán alojados en la perforación, con anterioridad a la introducción de la varilla del perno. La resina y el catalizador deberán mezclarse entre sí durante el proceso de instalación del perno.

4.2.2.4. REQUERIMIENTO DE CONSTRUCCIÓN

INSTALACIÓN DE PERNOS EN ROCA CON RESINA

Para conseguir una buena mezcla de los componentes de la carga de resina, el espacio anular entre el perno y la pared de la perforación estará comprendido entre dos y cuatro milímetros (2-4 mm). El volumen total de las cargas de resina introducidas será superior en un diez por ciento (10%) al volumen del espacio anular. En terrenos que permitan una perforación regular, este valor se podrá reducir al cinco por ciento (5%).

La colocación de pernos de barras de acero y de fibra es una operación delicada que requiere una atención particular en los detalles de ejecución, ya que éstos condicionan la eficacia del perno. Las reglas esenciales a respetar son las siguientes:

- El tiempo transcurrido entre la perforación y la introducción de las cargas y el perno será mínimo.
- Después de haber limpiado el agujero o haberse asegurado de que éste no presenta irregularidades (mediante la introducción de una barra metálica o de madera de igual diámetro que el perno a colocar), se introducirán las cargas de resina hasta el fondo del agujero.
- Una vez desengrasada y limpia la barra con un cepillo metálico, se introducirá en el agujero; para eso se utilizará un martillo con potencia suficiente. La unión entre el martillo y la cabeza enroscada del perno se hace mediante un adaptador, que deben mantener sin movimiento según las recomendaciones del fabricante o hasta que el material cementante tenga una estabilidad suficiente, lo que obliga a la previsión del número suficiente de adaptadores en obra. El tiempo anterior podrá reducirse si el fraguado del material cementante indica una estabilidad suficiente.
- Para introducir el perno en el agujero y conseguir una buena mezcla de los componentes de la carga de resina se procederá con empuje y rotación simultáneamente, más de cien revoluciones por minuto (100 RPM). Una vez

alcanzado el fondo del agujero se continuará la rotación durante quince segundos (15 s).

- Se pondrá especial atención en mantener el martillo en el eje del taladro.
- La placa no tendrá que apretarse hasta que haya pasado una hora desde la colocación del perno.

INSTALACIÓN DE PERNOS EN ROCA CON LECHADA DE CEMENTO

La placa de apoyo será provista con las perforaciones para la inyección del cemento, para la desaireación y para el perno.

Después de la colocación del perno de anclaje, la tuerca se enroscará y girará libremente en el perno hasta aplicar un ligero torque para proporcionar un buen contacto entre la placa de apoyo y la roca.

Las perforaciones de la placa serán empacadas o selladas en la superficie de la roca, para mantener la presión de inyección. La lechada o el mortero de cemento será inyectada a una presión no mayor que la requerida para rellenar la perforación adecuadamente. La operación será tal que asegure que el perno, incluyendo el anclaje, haya sido completamente inyectado y todo el aire desplazado por la lechada o mortero. Si durante la inyección de un perno se observa que la lechada de cemento inyectado sale por puntos en la roca adyacente al perno, éstos serán convenientemente taponados para evitar que siga desperdiciándose material de inyección por ellos.

Se considerará que el perno ha sido inyectado cuando se produzca el retorno de la lechada a través del orificio de desaireación.

La dosificación de lechada definitiva a emplearse será la que señalen las pruebas de laboratorio optimizadas y realizadas a base de los parámetros indicados. El mortero y/o lechada debe ser mezclado durante un tiempo mínimo de 3 min, en una mezcladora de alta velocidad y luego tamizado.

No se permitirá el flujo por gravedad de la lechada desde la superficie excavada hacia la perforación.

El tubo de la inyección debe mantenerse por lo menos a 1.5 m por debajo de la superficie de la lechada mientras se saca el tubo.

El tubo de lechada debe sacarse a una velocidad lenta y uniforme mientras se llena la perforación de una forma tal que se evite la formación de vacíos.

Una cantidad suficiente de lechada estará disponible en el sitio para llenar la perforación completamente en el momento de colocar la primera lechada.

4.2.2.5. EQUIPOS

Para la instalación de los pernos se utilizará un carro para martillo en cabeza (similar a FlexiROC T20R de Atlas Copco).

4.2.2.6. CONTROL Y ACEPTACIÓN DE LOS TRABAJOS

Antes de comenzar los trabajos de inyección se procederá al diseño de las mezclas para determinar la mezcla adecuada que permita obtener la resistencia especificada y la manejabilidad adecuada para el equipo de lechada que se va a utilizar.

Se recomienda utilizar aditivo para mejorar el manejo de la mezcla previa verificación de la reacción de la mezcla con el aditivo y su influencia sobre la resistencia de la lechada.

El mortero para lechada se ensaya en cubos de 5x5x5 cm. Los cuáles serán curados en agua.

Se deben preparar cinco cubos para la prueba de resistencia a la compresión. La resistencia resultante es el promedio de los tres valores restantes después de eliminar el mayor y el menor valor.

Durante la construcción, la muestra de cubo se tomará semanalmente en cada avance de cinco pernos desde la manguera de lechado en la boquilla.

Pruebas de extracción de los pernos de anclaje.

Las pruebas de extracción de los pernos de anclaje se llevarán a cabo tomando como base el procedimiento establecido en el documento publicado por la International Society for Rock Mechanics, ISRM “Método de Prueba Sugerido para Pernos de Anclaje”.

ENSAYOS DE CERTIFICACIÓN, PREVIOS A LA COLOCACIÓN MASIVA

Con base en el documento de la ISRM antes citado, El Contratista deberá elaborar el procedimiento detallado para ejecutar las pruebas de certificación, el cual se someterá

a la revisión y aprobación del Supervisor, antes de iniciar la ejecución de los trabajos de anclaje en el túnel.

Los ensayos de certificación se llevarán a cabo para todos los tipos de pernos que se utilicen en el proyecto. La fuerza tendiente a extraer cada perno será de 20 toneladas y se registrará el desplazamiento que sufra el extremo de la barra.

La localización de los pernos que se probarán para certificación será escogida por el Supervisor entre las alternativas que proponga el Contratista.

El Contratista deberá ensayar un mínimo de 10 pernos de cada tipo que pretenda colocar en la obra. Con base en los resultados obtenidos, se podrán solicitar el ensayo de un número mayor de pernos, hasta que se logre que cuando menos 10 pernos ensayados no presenten falla o desplazamiento mayor de 10 mm.

El Contratista deberá elaborar y presentar al Supervisor, un informe de los ensayos de certificación ejecutados a los pernos, en el cual deberá consignar, como mínimo, los datos relacionados en el siguiente numeral.

- Tipo de pernos
- Equipo de prueba
- Registros de localización e instalación
- Cargas de prueba aplicadas y registros de deformación
- Evaluación de los resultados de las pruebas, con base en lo establecido en el documento de la ISRM.

PRUEBAS DURANTE LA EXCAVACIÓN DE LOS PORTALES Y TÚNEL

De los pernos colocados en la obra, se seleccionarán los pernos de anclaje que se ensayarán para comprobar su adecuado funcionamiento. Por cada tipo de perno de anclaje utilizado, se seleccionarán veinte pernos de los primeros 100 colocados en los portales. La fuerza de extracción que se aplicará será de por lo menos el 15 ton.

Los pernos que no pasen la prueba serán reemplazados.

Por cada falla, el Supervisor seleccionará cinco pernos adicionales del mismo lote para ser probados; si se presenta una falla en esos cinco pernos adicionales, se deberán ensayar todos los pernos del lote y reemplazar todos los que hayan fallado.

REGISTROS DE INSTALACIÓN

Los registros completos acerca de los detalles de la instalación de pernos de anclaje durante el progreso de la excavación, tales como profundidad de la perforación, longitud y tipo de pernos de anclaje, desviaciones de la posición teórica, tipo y consistencia de la lechada, tiempo de inyección, observaciones especiales y resistencia de la lechada, serán elaborados para cada ciclo de avance de las excavaciones y aprobados por el Supervisor, quienes deberán conservar una copia de ellos.

MÉTODO DE MEDICIÓN

La unidad de medida es la Unidad (Und) de perno helicoidal instalado dentro del terreno y aceptada por el Supervisor.

4.2.3. REPLANTEO DE DISEÑO ACTUAL

Por las características geotécnicas favorables de los terrenos que atraviesa el túnel y por su geometría, el método más favorable y eficaz para la excavación es el método de Drill & Blast y la excavación mecánica para aquellas secciones en las que las características geotécnicas sean más desfavorables y los explosivos no sean efectivos.

La técnica propuesta para el sostenimiento del túnel se basa en la filosofía del denominado NATM (Nuevo Método Austriaco para la construcción de túneles), que emplea elementos flexibles de soporte: concreto lanzado, pernos metálicos y cerchas o marcos metálicos. La gran ventaja de este método constructivo es que optimiza los costes sectorizando la cuantía del sostenimiento en función de la calidad real del terreno.

Las ideas fundamentales que caracterizan al Nuevo Método Austriaco son las siguientes:

- La zona de roca que circunda al túnel interviene en la estabilidad de la excavación y es el principal elemento del que depende. Es decir, es la propia roca la que se autosostiene, ya que forma un arco de descarga en torno al túnel que transmite las tensiones a ambos lados de este.

- Como consecuencia de lo señalado en el punto anterior, conviene mantener inalteradas, en la medida de lo posible, las características de la roca que rodea al túnel. Para ello, es beneficioso emplear técnicas que suavicen el efecto de las voladuras sobre la roca: recorte, precorte, etc.
- Para facilitar la distribución de tensiones en el anillo de roca que rodea al túnel, se definen las secciones tipo con formas circulares, evitando los puntos angulosos.
- El sostenimiento se colocará de forma que deje deformarse el terreno, siempre dentro de la estabilidad del túnel, con objeto de que la roca desarrolle su capacidad autoportante. La carga que va a soportar el sostenimiento dependerá pues, del momento en que se coloque tras la excavación.
- Debe controlarse en todo momento el comportamiento de la roca y el sostenimiento, para comprobar su eficacia o la necesidad de refuerzo. La información que aporta la instrumentación del túnel, es, por tanto, fundamental en esta fase.

Destacar que las dimensiones de la sección son reducidas, por lo que será necesarios recurrir al empleo de maquinaria específica de construcción y que se ajuste a las condiciones existentes de maniobrabilidad. En principio, por la longitud del túnel y por el ancho de plataforma aceptable (3 m), serán más versátiles y económicas las máquinas con chasis sobre neumáticos y se basa en las siguientes notas:

NOTA 1: El ángulo de los pernos, tanto en la zona de bóveda como en la zona de hastiales, tendrán un ángulo de inclinación de 48°

NOTA 2: Alternativa opcional para orientación de pernos en sección ST-I, II, III y IV. Se aplicará en pases de avance y sección completa.

NOTA 3: Las especificaciones técnicas, en cuanto a la calidad, dimensiones y tipología, de todos los elementos que conforman el perno en la alternativa opcional, se mantiene conforme a los planos. Ver Anexo 1, 2, 3, 4 y 5.

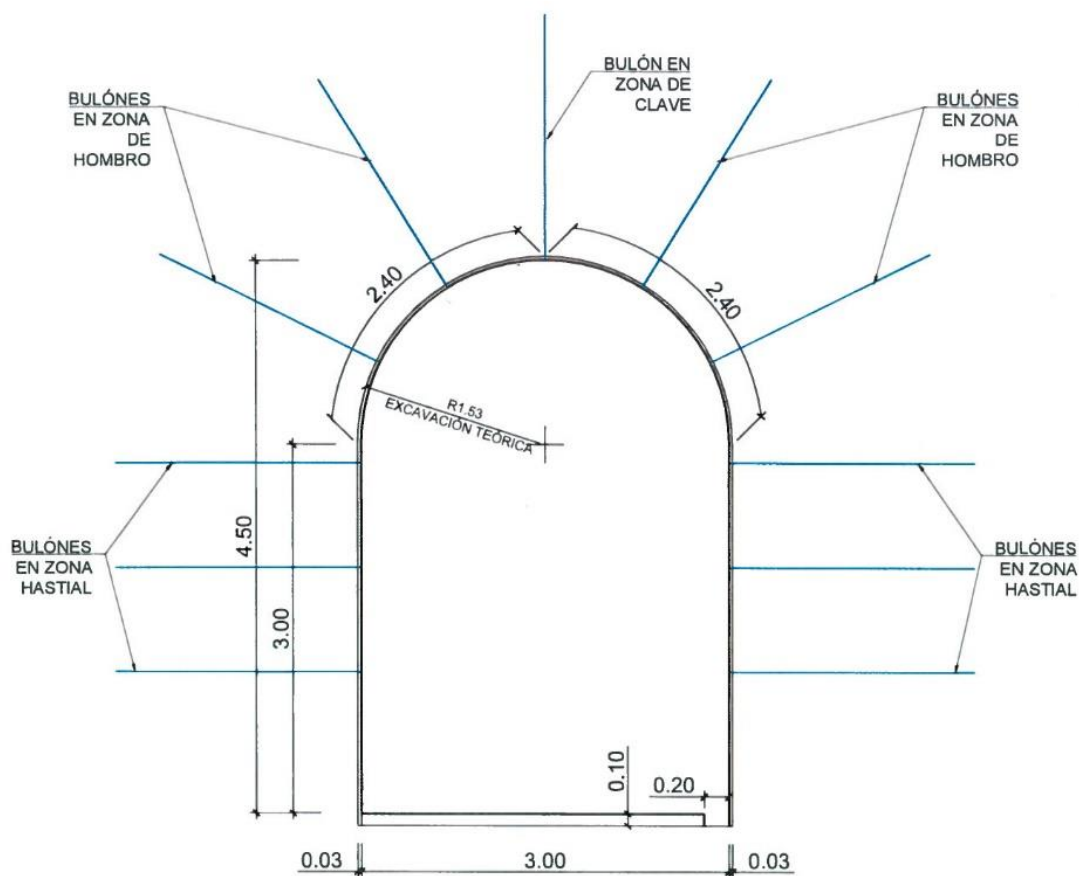


Figura N° 18: Sección ST- I, II III Y IV

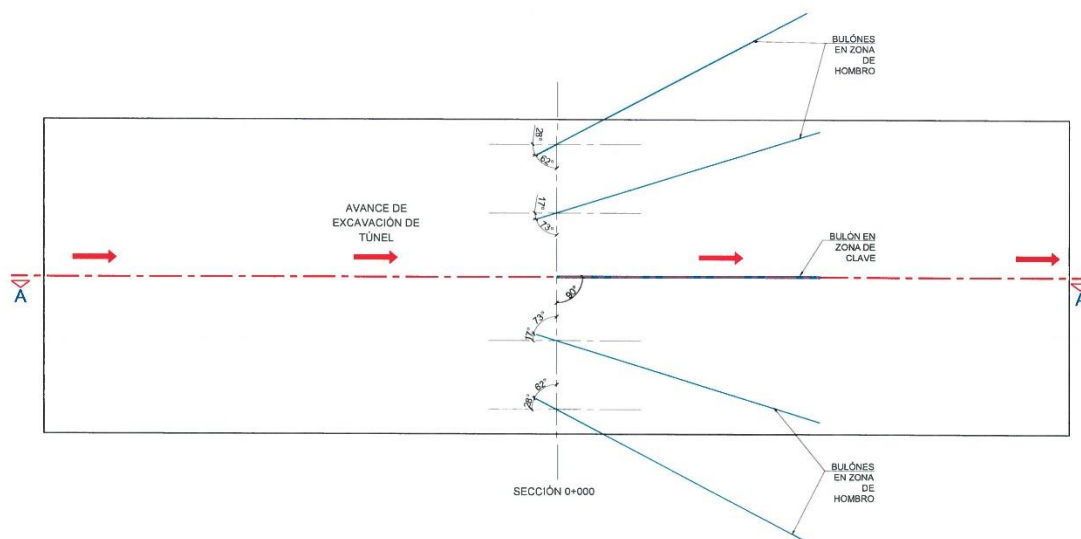


Figura N° 19: Pernos en zona de bóveda y hastiales vista en planta

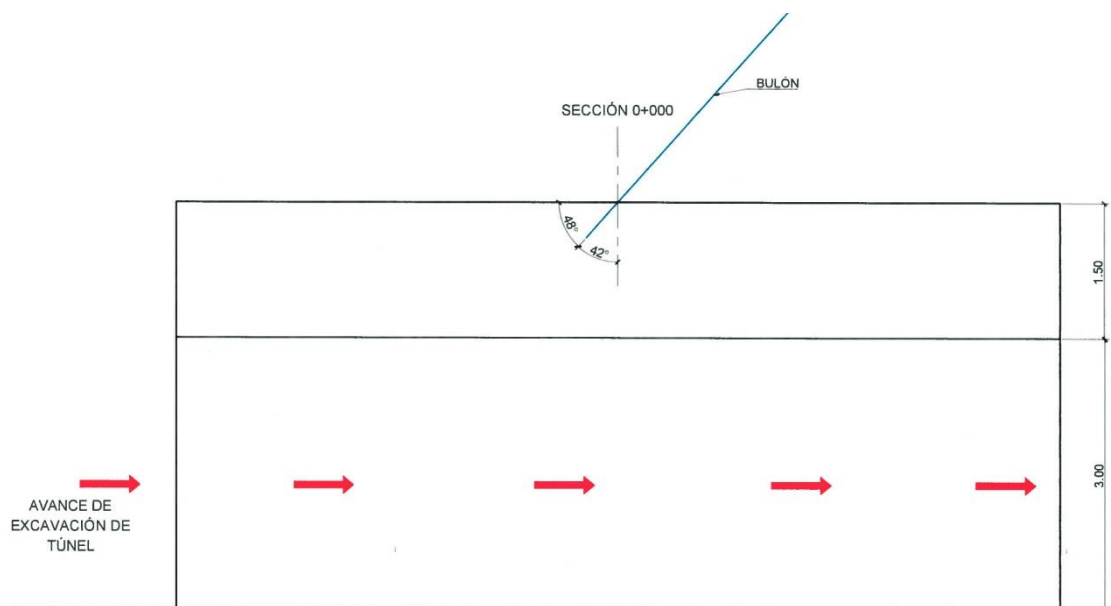


Figura N° 20: Perno en zona de bóveda

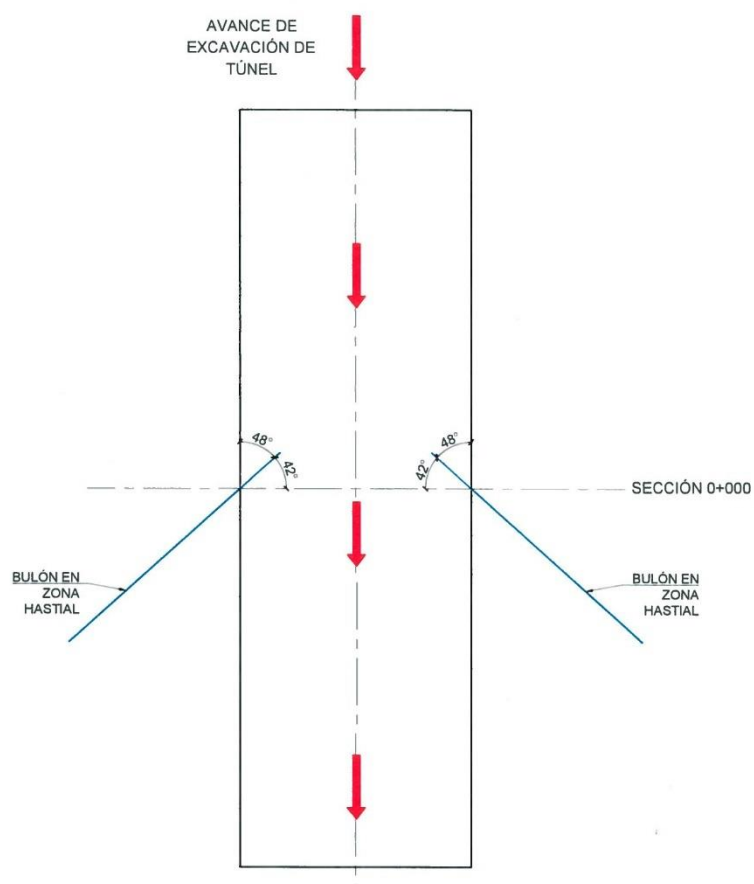


Figura N° 21: Pernos en zona hastial vista en planta

Una vez analizadas las dimensiones internas se han analizado en función de las distintas calidades de la roca que serán atravesadas y del espacio requerido por la sección hidráulica, los sostenimientos necesarios para que el túnel de desvío esté operativo en condiciones estables durante su vida útil.

Con ello se tendrán definidas todas las dimensiones que debe tener el túnel de desvío, pues el dimensionamiento del mismo se ha realizado desde el interior de la sección hacia el exterior de la misma, cumpliendo los requerimientos: hidráulicos, estructurales y tuneleros.

SECCIÓN TIPO I (RMR 55-65):

- Longitud de pase 3.0 m.
- Sellado de 3 cm de concreto lanzado.
- Pernos $\Phi 25$ -Gr60 de 3.0 m de longitud en malla de 1.7x1.7 m al tresbolillo.
- Ver detalle en el Anexo B.

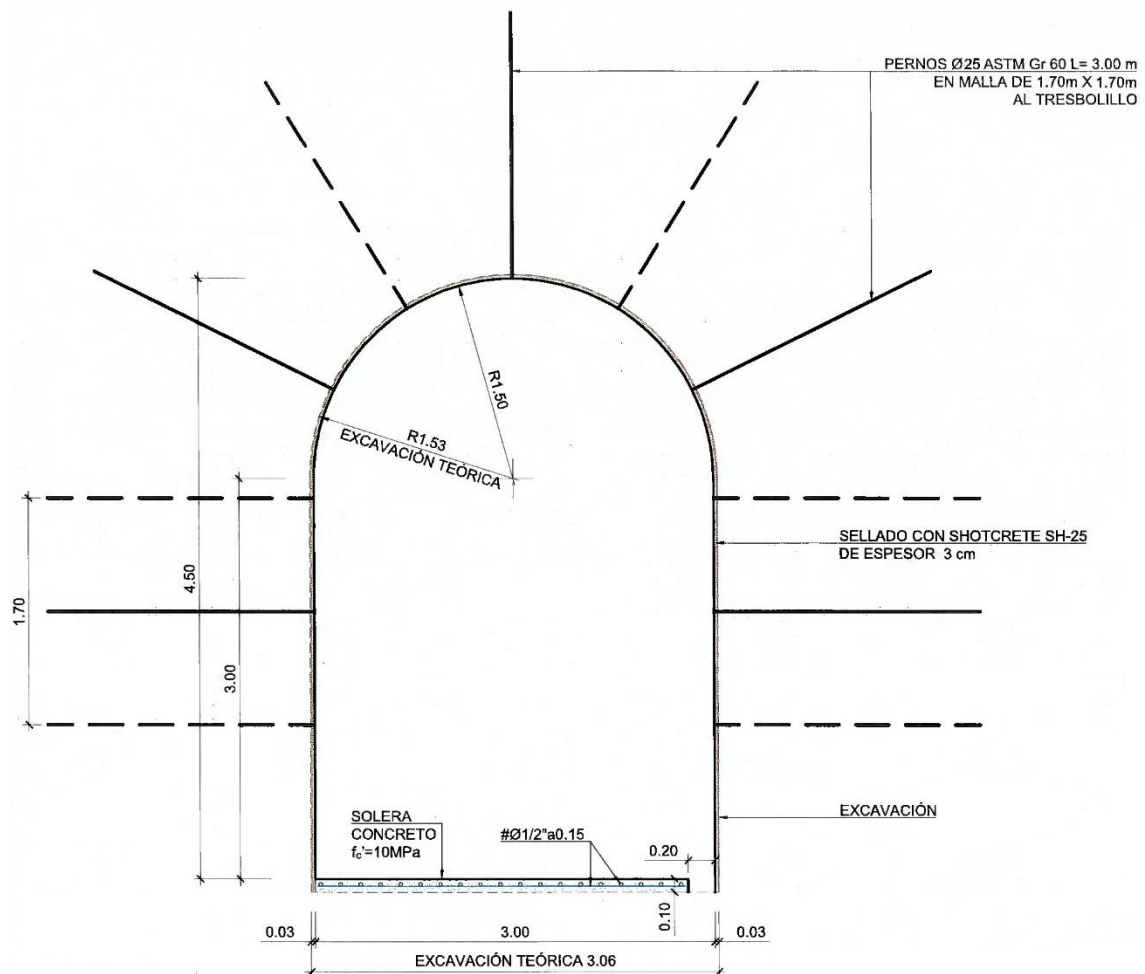


Figura N° 22: ST-I

SECCIÓN TIPO II (RMR 45-55)

- Longitud de pase 2.0 m.
- Sellado de 3 cm de concreto lanzado y aplicación de 3 cm de concreto lanzado SH-25 reforzado con fibras capaces de absorber 750 Joules.
- Pernos $\Phi 25$ -Gr60 de 3.0 m de longitud y espaciado 1.7 m x 1.7 m.
- Ver detalle en el Anexo C.

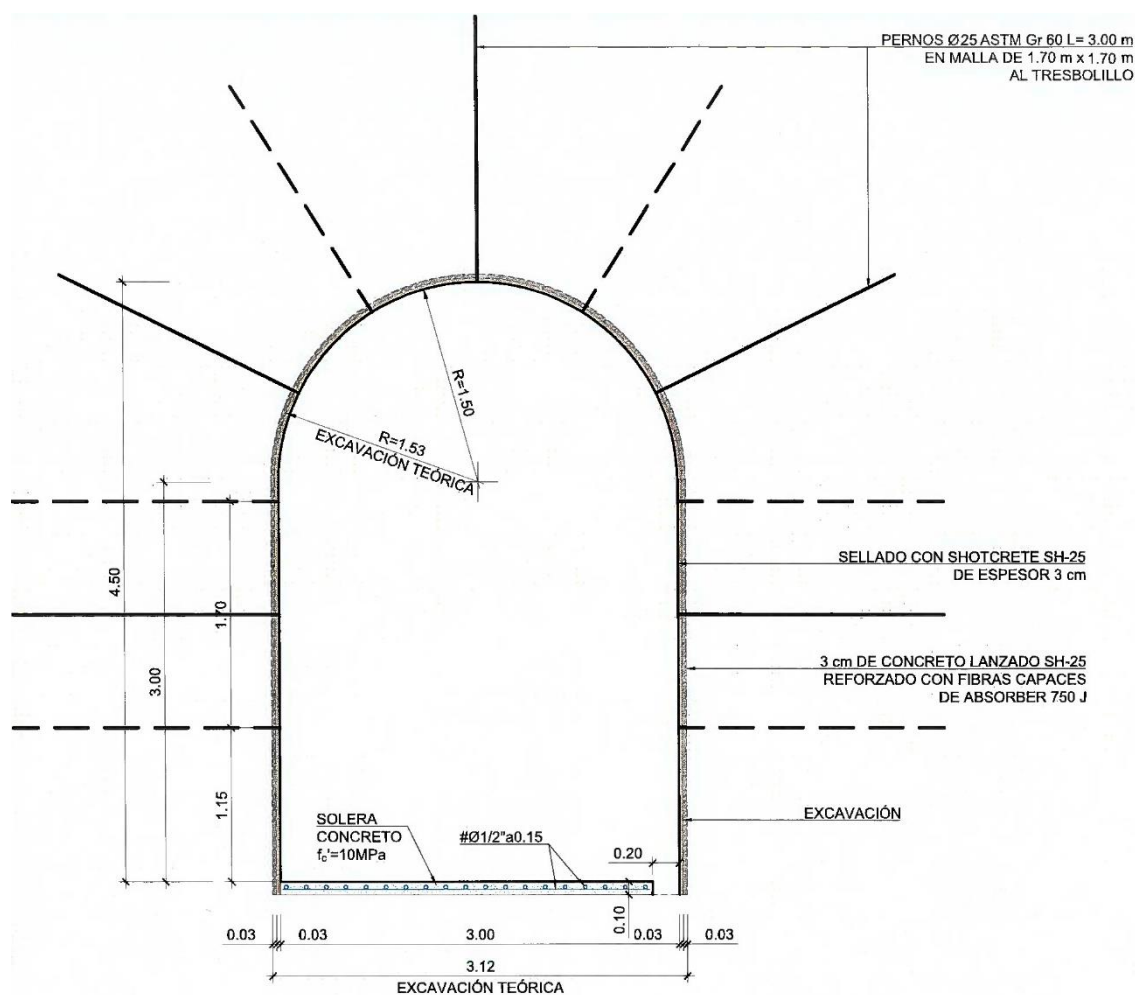


Figura N° 23: ST-II

SECCIÓN TIPO III (RMR 35-45)

- Longitud de pase 1.5 m.
- Sellado de 3 cm de concreto lanzado y aplicación de 5 cm de concreto lanzado SH-25 reforzado con fibras capaces de absorber 750 Joules.
- Pernos $\Phi 25$ -Gr60 de 3.0 m de longitud y espaciado 1.5 m x 1.5 m al tresbolillo.
- Ver detalle en Anexo D.

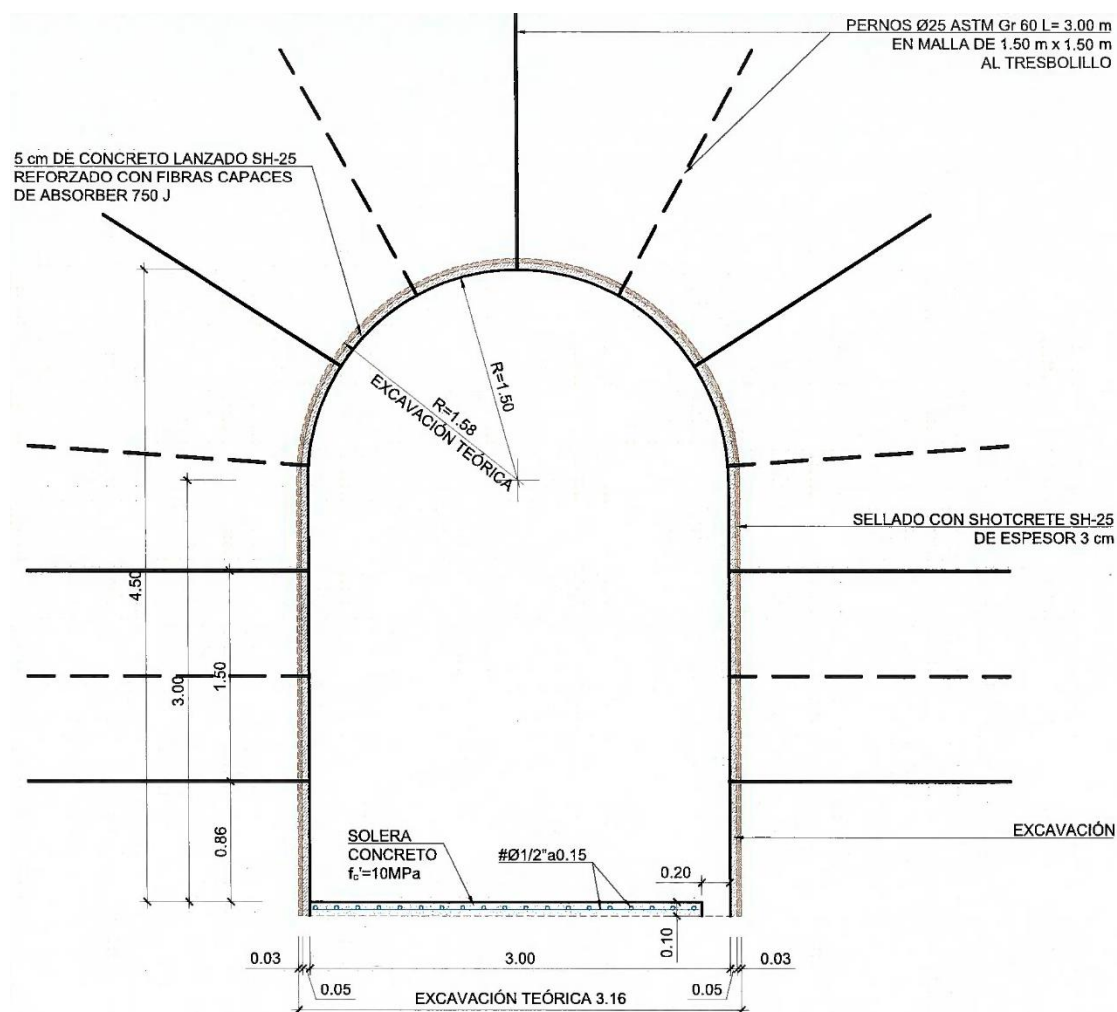


Figura N° 24: ST-III

SECCIÓN TIPO IV (RMR 25-35)

- Longitud de pase 1.0 m.
- Sellado de 3 cm de concreto lanzado y aplicación de 8 cm de concreto lanzado SH-25 reforzado con fibras capaces de absorber 750 Joules.
- Pernos $\Phi 25$ -Gr60 de 3.0 m de longitud y espaciado 1.3 m x 1.3 m al tresbolillo.
- Ver detalle en Anexo E.

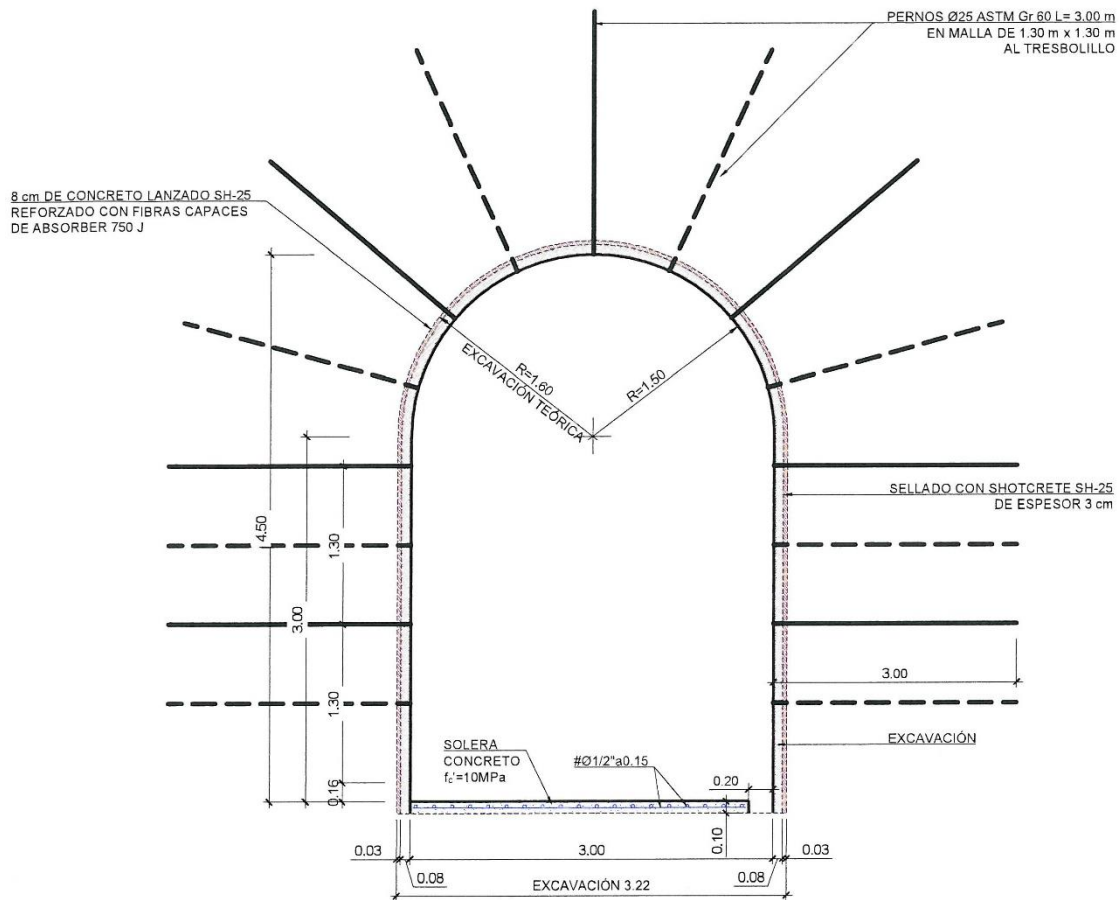


Figura N° 25: ST-IV

4.3. REDUCCIÓN DE LOS TIEMPOS PARA OPTIMIZAR LOS COSTOS

4.3.1. EQUIPOS DE COLOCACIÓN DE SOSTENIMIENTO Y FORTIFICACIÓN PROPUESTO

La colocación del sostenimiento previsto es (hormigón proyectado, pernos, marcos metálicos y malla metálica micropilotes) con ayuda robots de gunitado, jumbos hidráulicos y plataformas elevadoras. El ciclo finaliza con el replanteo del siguiente pase de excavación.

Para la perforación y colocación de los pernos de fortificación se empleará el jumbo de un brazo que se utiliza en la perforación de la voladura. La deslizadera empleada debe ser telescópica para adaptarse a la longitud máxima de avance de excavación y a la longitud de los pernos.

Con una capacidad de perforación de 1,25 m/minuto por perforadora y con la experiencia en obras similares, en una hora es posible perforar y colocar al menos 10 pernos de 3 m de longitud.

Para la colocación de las cerchas o arcos metálicos, en sesenta minutos pueden transportarse e instalarse un marco metálico, con sus respectivas grapas o placas de unión de módulos y las barras correspondientes de arriostamiento longitudinal.

Para el concreto lanzado se empleará un robot telecomandado a distancia. tipo SPM- 4210 o similar. Teniendo en cuenta el tipo de robot y la experiencia profesional en proyectos similares, se bombeará unos 8 m³/h teniendo en cuenta la instalación del robot y las pérdidas de rendimientos del mismo.

Según experiencia profesional, para este tipo de proyectos se producirá un exceso de hormigón proyectado de un 60% para sostenimientos sin marcos metálicos y de un 80% para sostenimientos con marcos superficiales. Este exceso de hormigón proyectado es debido a la sobreexcavaciones que se produce y a la reflexión del hormigón proyectado.

Tabla N° 16: Maquinaria para la ejecución del túnel

Actividad	Equipo	Cant	Observaciones
Perforación			
Marcado del Frente	Equipo topográfico. Estación total	1	
Jumbo perforación	Jumbo de un brazo con chasis sobre neumáticos y con deslizadera extensible	1	Los ciclos han sido calculados para un jumbo de un único brazo. Posibilidad de utilizar uno de dos brazos
Excavación mecánica			
Excavadora con martillo hidráulico	CAT305.5E CR o similar	1	Utilización de enganche rápido para una mayor maniobrabilidad del equipo
Carga y transporte del material excavado al acopio intermedio			
Pala de perfil bajo diésel	Modelo LH-307 o similar con chasis sobre neumáticos	1	

Carga y transporte del material excavado al portal			
Pala de perfil bajo diésel	Modelo LH-307 o similar con chasis sobre neumáticos	1	La misma que hace el transporte al acopio intermedio.
Camión de perfil bajo diésel	Modelo TH-320	1	
Sostenimiento o fortificación			
Colocación de pernos y micropilotes	Jumbo de un brazo con chasis sobre neumáticos y con deslizadera extensible	1	Por la sección del túnel se perfora con máquinas Jackleg RN-250X
Robot de concreto proyectado	Modelo SPM-4210 por vía húmeda	1	
Útil colocación marcos	Excavadora hidráulica con útil de colocación de marcos superficiales		

FUENTE: Área de planeamiento del proyecto Majes-Siguas II.

4.3.2. ESTUDIO DEL PLAZO CONSTRUCTIVO DEL TÚNEL DE DESVÍO

En este apartado se incluye una estimación del plazo constructivo del Túnel de Desvío de Angostura. Los rendimientos por tipo de sección, provienen de la experiencia en estudio de obras similares y de la maquinaria descrita en el apartado de Descripción del Método Constructivo.

La excavación se plantea desde el portal de salida del túnel, debido a que la pendiente de excavación es ascendente desde este portal, lo cual favorece a la hora de evacuar el agua que se tenga dentro del túnel sin necesidad de utilizar bombeos para la evacuación. El desagüe es por gravedad y el agua se canalizará por una cuneta lateral.

Se ha estimado una duración del ciclo de excavación y sostenimiento para cada sección y tipo de terreno.

Tabla N° 17: Plazo ejecución Túnel de Desvío Angostura

Sección	Sostenimiento	Ciclo (h)	m/día	Long. (m)	Días	%
ST-I	I	8.7	6.1	165	28	22%
ST-II	II	8.6	4.1	103	26	20%
ST-III	III	7.9	3.1	62	21	16%
ST-IV	IV	6.6	2.1	56	28	22%
ST-EMBOQUE	Boquilla	6.6	1.6	40	25	20%
TOTAL				426	127	100%

FUENTE: Área de planeamiento del proyecto Majes-Siguas II.

La duración prevista para la construcción global del túnel, considerando 22 días de trabajo al mes, se realizaría en 5.8 meses.

La construcción del túnel se efectuará desde un frente único, portal de salida, y excavando a sección completa. Primeramente, se excavará a cielo abierto el emboquille y a continuación se inicia la excavación netamente hacia el portal de entrada, que deberá estar terminado a la llegada del frente subterráneo.

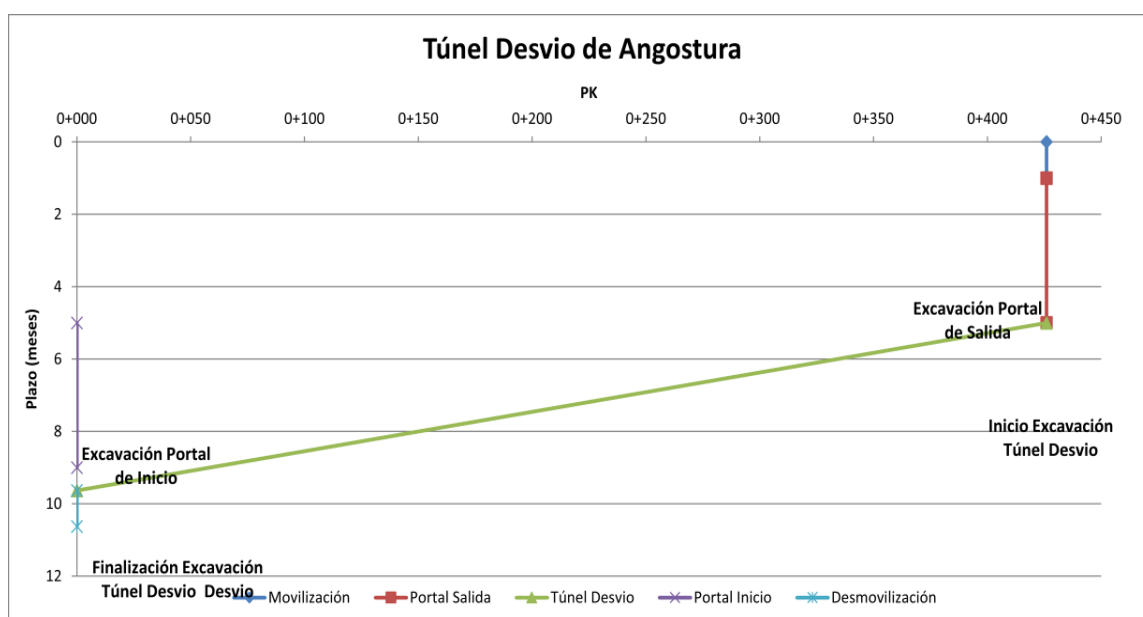


Figura N° 26: Espacio-Tiempo Túnel Desvío

FUENTE: Área de planeamiento del proyecto Majes-Siguas II.

Teniendo en cuenta los rendimientos indicados, así como el proceso de ejecución de la obra, obtenemos que la obra se ejecutará en un plazo de 14 meses, los cuales se dividen en:

- Movilización: 0.5 meses
- Excavación portal de salida: 3.5 meses
- Excavación túnel: 5.8 meses
- Excavación portal de inicio: 3.5 meses (se ejecuta a la vez que se realiza la excavación del túnel).
- Desmovilización: 0.5 meses

4.3.2.1. COLOCACIÓN DE PERNOS

Para estimar el rendimiento para la colocación de pernos, el parámetro base a determinar es la velocidad de perforación. Este dato depende de las características geológicas-geotécnicas del terreno y aunque con los equipos actuales de perforación se pueden alcanzar velocidades de penetración de 1.25 m/min, y siempre desde un punto de vista conservador, se optó por tomar valores de velocidad de perforación de 1.30 m/min. Otros parámetros para el rendimiento de colocación de pernos son: La longitud del perno, cantidad de equipo perforador y el número de personas que se dedican a la labor.

Con todos estos datos se estimó los siguientes rendimientos:

- Movilización e instalación de equipos de perforación: 30 minutos.
- Rendimiento de perforación: 1.30 m/min.
- Ingreso y posicionamiento equipo de levante: 15 min.
- Rendimiento Lechada y colocación perno 32 mm diámetro: 3.3 min/unid.

De acuerdo a los Anexos 6, 7, 8 Y 9.

Tabla N° 18: Rendimiento teórico de sostenimiento con pernos

Sostenimiento					
TS	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV
Rendimiento	pernos/h	10	10	10	10

FUENTE: Área de planeamiento del proyecto Majes-Siguas II.

4.3.2.2. RENDIMIENTOS REALES

Para la determinación y análisis de los valores reales se ha monitoreado los ciclos de cada actividad del túnel.

- Movilización e instalación de equipos de perforación: 30 minutos.
- Rendimiento de perforación (2 máquinas Jackleg): 0.27 m/min.
- Ingreso y posicionamiento equipo de levante (telehandler): 15 min.
- Rendimiento Lechada y colocación perno 32 mm diámetro: 3.3 min/unid.

Tabla N° 19: Parámetros Geométricos del Túnel de Desvío

Túnel						
Datos de la Sección	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV	ST-V
Sección	m ²	12.86	12.86	13.40	13.40	13.95
Ancho Túnel	m	3.00	3.06	3.16	3.20	3.28
Altura Túnel	m	4.53	4.53	4.58	4.60	4.64
Radio	m	1.50	1.53	1.58	1.60	1.64
Long. Tramo	m	165	103	62	56	40
Tipo de Sostenimiento		SH,P	SH,P,SH	SH,P,SH	SH,P,SH	SH, C, SH
Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60						
Largo	m	2	2	2	2	-
Diámetro	mm	32	32	25	25	-
Espaciamiento radial	m	1.7	1.7	1.5	1.3	-
Espaciamiento longitudinal	m	1.7	1.7	1.5	1.3	-

Los valores mostrados en los cuadros anteriores además de darnos una idea de la geometría del túnel y de la cantidad necesaria de varios parámetros, nos servirán como datos para hallar los rendimientos de las operaciones unitarias más adelante.

Para poder obtener los rendimientos reales de los ciclos, así como de cada operación de las que está compuesta en el Túnel de desvío se realizó trabajo de campo,

visitando las labores y tomando los tiempos de cada actividad, para esto se separó todo el ciclo en partes más representativas.

Tabla N° 20: Rendimiento reales de sostenimiento con pernos tomadas en campo

rendimiento		
N°	Sostenimiento	pernos/hora
1	ST-IV	5.24
2	ST-IV	5.24
3	ST-III	4.29
4	ST-II	5.38
5	ST-III	6.05
6	ST-III	5.65
7	ST-II	6.15
8	ST-I	6.11
9	ST-II	6.36
10	ST-I	6.11
promedio		5.66

La tabla N° 20 constituye los rendimientos obtenidos de los tiempos tomados en terreno durante los ciclos de perforación y sostenimiento con pernos helicoidales.

En el siguiente cuadro se resume los rendimientos teóricos junto con los reales para todos los tipos de roca, estos últimos fueron obtenidos con los valores unitarios de cada operación y de forma similar a como se hallaron los valores teóricos mostrados en el Anexo 6, 7, 8 y 9.

Tabla N° 21: Comparación de rendimientos

	Sostenimiento				
	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV
Rendimiento Teórico	pernos/h	10	10	10	10
Rendimiento Real	pernos/h	6.11	5.97	5.33	5.24
Eficiencia	%	61%	60%	53%	52%

En la tabla N° 21 se puede observar que los rendimientos reales son muy diferentes de los rendimientos teóricos.

El bajo rendimiento influye en los costos y en el cronograma, lo crucial para el proyecto son los tiempos debido a que hay una serie de trabajos que depende de la finalización de este y que a su vez es necesarios para empezar la presa de Angostura que le dará continuidad al proyecto. Los tiempos para todos los rendimientos se pueden apreciar a continuación.

Tabla N° 22: Datos de duración de sostenimiento con pernos

Túnel						
Datos de la Sección	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV	ST-V
Sección	m2	12.86	12.86	13.40	13.40	13.95
Ancho Túnel	m	3.00	3.06	3.16	3.20	3.28
Altura Túnel	m	4.53	4.53	4.58	4.60	4.64
Radio	m	1.50	1.53	1.58	1.60	1.64
Long. Tramo	m	165	103	62	56	40
Tipo de Sostenimiento		SH,P	SH,P,SH	SH,P,SH	SH,P,SH	SH, C, SH
Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60						
Largo	m	2	2	2	2	-
Diámetro	mm	32	32	25	25	-
Espaciamiento radial	m	1.7	1.7	1.5	1.3	-
Espaciamiento longitudinal	m	1.7	1.7	1.5	1.3	-
Pernos por parada	c/u	11	11	13	15	-
Duración de sostenimiento con pernos ASTM Gr 60						
Plazo de ejecución	días	28	26	21	28	25
Duración del ciclo de sostenimiento con pernos según Anexo 6, 7, 8 y 9. en un turno	%	21.24	21.24	19.28	18.02	-

Duración del ciclo de sostenimiento con pernos de un turno	h	2.55	2.55	2.31	2.16	-
Eficiencia	%	61	60	53	52	-
Nueva duración de ciclo	h	4.18	4.25	4.37	4.16	-
Nuevo plazo de ejecución	días	31	29	24	33	25

Se puede observar todos los rendimientos por tipo de roca, valores muy pobres en los rendimientos reales si se les compara con los rendimientos ofertados. Por ende, el plazo de ejecución del túnel se aumentó en varios días de cada tipo de roca.

Tabla N° 23: Comparación de plazos de ejecución

Plazos							
	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV	ST-V	Total
Plazo de ejecución propuesta	días	28	26	21	28	25	127
Nuevo plazo de ejecución	días	31	29	24	33	25	142

En la Tabla N° 23 podemos ver que los días han aumentado hasta un total de 15 días. En el principio, el proyecto tenía un plazo de 127 días netamente excavación de túnel, pero ahora con la nueva proyección se excavará 15 días más si se mantiene el ritmo actual. El contratista no podrá entregar el túnel en el plazo estipulado.

4.3.3. IDENTIFICACIÓN DE LOS PRINCIPALES PROBLEMAS Y SUS CONSECUENCIAS

Después de analizar las actividades de sostenimiento con pernos helicoidales y compararlas con los valores previamente establecidos por el contratista se puede decir que las actividades que influyeron drásticamente en el tiempo del ciclo de sostenimiento con pernos del túnel de desvío, son los siguientes:

- Perforación de taladros de sostenimiento con máquinas Jackleg.
- Pérdida de tiempos de perforación con Jackleg debido a la sesión del túnel.

- Falta de perforadoras con mayor rendimiento como jumbo.
- Diseño de sostenimiento con pernos helicoidales.

4.3.4. PROPUESTAS DE MEJORA

Se pudo ver en las anteriores tablas que una de las actividades que mayor diferencia tenía con la propuesta es el sostenimiento con pernos helicoidales, la deficiencia viene en la perforación de los pernos y en su posterior colocación.

En esta parte se tiene que asumir que las perforadoras manuales no tienen el mismo rendimiento para perforar el avance como se propuso en un inicio.

Por lo tanto se cambió el equipo de perforación de pernos con jumbo, la otra dificultad es que con el jumbo no es posible perforar taladros perpendiculares a la superficie del terreno debido a las dimensiones del túnel, es más complicado el empate para cada taladro y la manipulación del Jumbo, haciendo los análisis correspondientes con el área de geomecánica y planeamiento se diseñó taladros inclinados de mayor longitud a la superficie del túnel para no alterar la estabilidad de la excavación y de la masa que debe soportar cada perno.

4.3.5. APLICACIÓN DE LAS PROPUESTAS

Lo sugerido en el anterior fue tema de discusión con la contratista y la supervisión quedando en un arreglo, se implementó la perforación de pernos con jumbo para poder tener una mejora en el ciclo de perforación y colocación de pernos helicoidales en el túnel.

Tabla N° 24: Nuevos rendimientos de sostenimiento con pernos tomadas en campo

Rendimientos		
N°	Sostenimiento	pernos/hora
1	ST-IV	13.04
2	ST-III	11.82
3	ST-II	12.22
4	ST-I	11.11
5	ST-II	12.00
6	ST-III	11.82

7	ST-II	11.00
8	ST-I	11.11
9	ST-III	13.00
10	ST-II	10.00
Promedio		11.71

Luego de los cambios realizados, en la construcción del Túnel de desvío se tiene los siguientes rendimientos diarios basados en los rendimientos unitarios de sostenimiento con pernos helicoidales.

Tabla N° 25: Nuevos rendimientos

	Sostenimiento				
	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV
Rendimiento Teórico	pernos/h	10	10	10	10
Rendimiento Real	pernos/h	6.11	5.97	5.33	5.24
Rendimiento nuevo	pernos/h	11.11	11.31	12.21	13.04
Eficiencia	%	111%	113%	122%	130%

Con estos nuevos rendimientos obtenemos el nuevo plazo en el cual se desarrolla el Túnel de desvío.

Tabla N° 26: Nuevos datos de duración de sostenimiento con pernos

Túnel						
Datos de la Sección	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV	ST-V
Sección	m ²	12.86	12.86	13.40	13.40	13.95
Ancho Túnel	m	3.00	3.06	3.16	3.20	3.28
Altura Túnel	m	4.53	4.53	4.58	4.60	4.64
Radio	m	1.50	1.53	1.58	1.60	1.64
Long. Tramo	m	165	103	62	56	40
Tipo de Sostenimiento		SH, P	SH,P,S H	SH,P,S H	SH,P,S H	SH, C, SH
Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60						
Largo	m	3	3	3	3	-

Diámetro	mm	25	25	25	25	-
Espaciamiento radial	m	1.7	1.7	1.5	1.3	-
Espaciamiento longitudinal	m	1.7	1.7	1.5	1.3	-
Duración de sostenimiento con pernos ASTM Gr 60						
Plazo de ejecución	días	28	26	21	28	25
Duración del ciclo de sostenimiento con pernos según Anexo 6, 7, 8, y 9	%	21.24	21.24	19.28	18.02	-
Duración del ciclo de sostenimiento con pernos de un turno	h	2.55	2.55	2.31	2.16	-
Eficiencia	%	111	113	122	130	-
Nueva duración de ciclo	h	2.30	2.26	1.90	1.66	-
Nuevo plazo de ejecución	días	27	25	20	27	25

En esta tabla se puede apreciar una disminución significativa del tiempo de ciclo de sostenimiento. El rendimiento diario ha aumentado en más del 100% del rendimiento teórico.

Tabla N° 27: Nuevos plazos

Plazos							
	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV	ST-V	Total
Plazo de ejecución	Días	28	26	21	28	25	127
Plazo de ejecución real	Días	31	29	24	33	25	142
Nuevo plazo de ejecución	Días	27	25	20	27	25	124

Se puede apreciar que con el nuevo modelo los rendimientos han subido considerablemente con relación al principio, esto ha dado como consecuencia que los plazos ahora sean de 124 días para poder terminar el túnel en comparación a los 142 días que se tenía con los rendimientos deficientes, hay una disminución de 3 días aproximadamente para entregar la excavación del túnel de la fecha fijada.

4.3.6. EVALUACIÓN DE COSTOS

Determinación de los costos totales de conceptos de trabajo a través de la información proveniente de la planeación, programación y tecnología de las obras. y como, de los costos totales, expresados por el costo de sus recursos se derivan los costos unitarios, Jorge Luis Castillo Tufiño (2012).

El costo unitario se ha obtenido teniendo en cuenta materiales, mano de obra, maquinaria y se aprecia en las siguientes tablas.

Tabla N° 28: Estructura de costo unitario de pernos ø32mm x 2m

Costo de perforación e instalación Pernos helicoidales ø32 mm x 2m con Jackleg					
Rendimiento	pernos/h	5.66			
Jornada	h	4.24		24.00	pernos
Descripción Recurso	Unid	Cuadrilla	Cantidad	Precio US\$	Parcial US\$
Mano de Obra					
Capataz	hh	1	0.18	5.08	0.90
Operador Manitou MT 1030	hh	1	0.18	4.59	0.81
Electricista	hh	1	0.18	3.14	0.55
Operario	hh	2	0.35	3.14	1.11
Oficial	hh	1	0.18	2.9	0.51
Peón	hh	2	0.35	2.42	0.86
Materiales					
Barreno cónico 8 pies	pza		0.006	205.16	1.14
Broca 41 mm	pza		0.014	27.72	0.38
perno helicoidal 32 mm x 2 m	pza		0.167	63.10	10.52
placa de sujeción 200x200x5 mm	pza		1.000	2.80	2.80
Tuerca para perno de 32 mm	pza		1.000	2.63	2.63
Cemento portland tipo I	bls		0.200	6.69	1.34
Aditivo expansor Intraplast Sika	kg		0.200	0.41	0.08

Tubería HDPE de 4 pulg. Para aire	m		0.262	8.86	2.32
Tubería HDPE de 2 pulg. Para agua	m		0.262	2.64	0.69
Combustible generador QAS 325	gal/h		2.827	2.89	8.17
Combustible compresor Sullair 750	gal/h		2.120	2.89	6.13
Herramientas manuales y EPP	%MO		0.050	21.27	1.06
Equipos					
Generador Eléctrico QAS 325	hm	1	0.18	4.48	0.79
Compresor Sullair 750 CFM	hm	1	0.18	15.11	2.67
Manitou MT 1030	hm	1	0.18	31.1	5.49
Perforadora Jackleg	hm	2	0.35	2.01	0.71
Bomba lechadora	hm	1	0.18	3.52	0.62
Bomba de agua	hm	1	0.18	4.84	0.86
Costo Unitario					53.15

Tabla N° 29: Estructura de costo unitario de pernos ø25mm x 2m

Costo de perforación e instalación Pernos helicoidales ø25 mm con Jackleg					
Rendimiento	pernos/h	5.66			
Jornada	h	4.24		24.00	pernos
Descripción Recurso	Unid	Cuadrilla	Cantidad	Precio US\$	Parcial US\$
Mano de Obra					
Capataz	hh	1	0.18	5.08	0.90
Operador Manitou MT 1030	hh	1	0.18	4.59	0.81
Electricista	hh	1	0.18	3.14	0.55
Operario	hh	2	0.35	3.14	1.11
Oficial	hh	1	0.18	2.9	0.51
Peón	hh	2	0.35	2.42	0.86
Materiales					
Barreno cónico 8 pies	pza		0.006	205.16	1.14
Broca 41 mm	pza		0.014	27.72	0.38

perno helicoidal 25 mm x 2m	pza		0.222	41.72	9.27
placa de sujeción 150x150x5 mm	pza		1.000	2.42	2.42
Tuerca para perno de 32 mm	pza		1.000	2.08	2.08
cemento portland tipo I	bls		0.200	6.69	1.34
Aditivo expansor Intraplast Sika	kg		0.200	0.41	0.08
Tubería HDPE de 4". Para aire	m		0.262	8.86	2.32
Tubería HDPE de 2". Para agua	m		0.262	2.64	0.69
Combustible generador QAS 325	gal/h		2.827	2.89	8.17
Combustible compresor Sullair 750	gal/h		2.120	2.89	6.13
Herramientas manuales y EPP	%MO		0.050	21.27	1.06
Equipos					
Generador Eléctrico QAS 325	hm	1	0.18	4.48	0.79
Compresor Sullair 750 CFM	hm	1	0.18	15.11	2.67
Manitou MT 1030	hm	1	0.18	31.1	5.49
Perforadora Jackleg	hm	2	0.35	2.01	0.71
Bomba lechadora	hm	1	0.18	3.52	0.62
Bomba de agua	hm	1	0.18	4.84	0.86
Costo Unitario					50.96

Las tablas N° 28 y 29 nos demuestra el costo unitario del diseño anterior de sostenimiento con pernos helicoidales de ϕ 32 y 25 mm y longitud de 2 m en el túnel de desvío con un valor de 53.15 US\$/perno y 50.96 US\$/perno.

Tabla N° 30: Estructura de costo unitario de pernos ϕ 25mm x 3m

Costo de Perforación e instalación Pernos helicoidales de ϕ25 mm x 3 m con Jumbo					
Rendimiento	pernos/h	11.71			
Jornada	h	2.03		23.77	pernos
Descripción Recurso	Unid	Cuadrilla	Cantidad	Precio US\$	Parcial US\$
Mano de Obra					

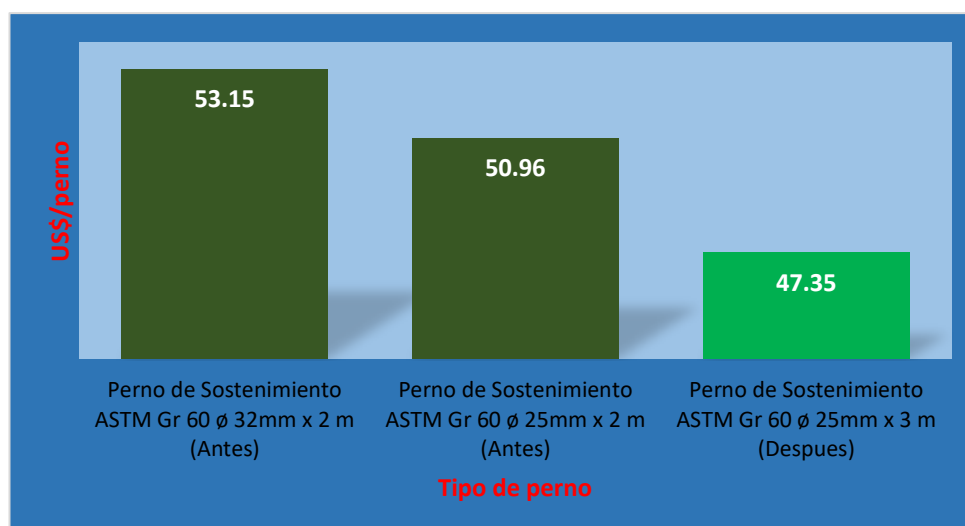
Capataz	hh	1	0.18	5.08	0.90
Operador Jumbo SID	hh	1	0.18	4.59	0.81
Operador Manitou MT 1030	hh	1	0.18	4.59	0.81
Electricista	hh	1	0.18	3.14	0.55
Oficial	hh	1	0.18	2.9	0.51
Peón	hh	2	0.35	2.42	0.86
Materiales					
Barra T38 R32 X 12 pies	pza		0.001	391.17	0.26
Broca 41 mm	pza		0.007	70.11	0.47
Shank adapter T38	pza		0.001	307.93	0.15
Acople T38	pza		0.001	82.39	0.04
perno helicoidal 25 mm	pza		0.250	41.72	10.43
placa de sujeción 150x150x5 mm	pza		1.000	2.42	2.42
Tuerca para perno de 32 mm	pza		1.000	2.08	2.08
cemento portland tipo I	bls		0.250	6.69	1.67
Aditivo expansor Intraplast Sika	kg		0.250	0.41	0.10
Tubería HDPE de 2 pulg. Para agua	m		0.262	2.64	0.69
Combustible generador QAS 500	gal/h		1.708	2.89	4.94
Herramientas manuales y EPP	%MO		0.050	22.72	1.14
Equipos					
Jumbo SID de un brazo	hm	1	0.18	59.66	10.54
Generador Eléctrico QAS 500	hm	1	0.18	5.7	1.01
Manitou MT 1030	hm	1	0.18	31.1	5.49
Bomba lechadora	hm	1	0.18	3.52	0.62
Bomba de agua	hm	1	0.18	4.84	0.86
Costo Unitario					47.35

Esta tabla demuestra el nuevo diseño de sostenimiento con pernos helicoidales de \varnothing 25 mm longitud 3 m con un valor de costo unitario de 47.35 US\$/perno.

Tabla N° 31: Costo unitario comparativo con pernos helicoidales antes y después

Costo comparativo por perno			
Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60 ϕ 32mm x 2 m (Antes)	US\$	53.15	-
Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60 ϕ 25mm x 2 m (Antes)	US\$	-	50.96
Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60 ϕ 25mm x 3 m (Después)	US\$	47.35	47.35
Costo Comparativo	US\$	5.79	3.61

La tabla N° 31 es la comparación de los costos unitarios anteriores, costos actuales y el comparativo teniendo un valor de 5.79 y 3.61 US\$/perno.

**Figura N° 27: Costos anteriores contra el nuevo**

En la Figura 27, se muestra la diferencia de costos anteriores con el después, perno de 32 mm x 2 m roca tipo I, II y perno de 25 mm x 2 m roca tipo III, IV para la perforación de taladros de sostenimiento con equipos Jackleg RN-250X tienen un costo de US\$/perno 53.15 y 50.96 respectivamente; al cambiar la perforación de sostenimiento con equipo jumbo Boomer S1D y con perno de 25 mm x 3 m para roca tipo I, II, III y IV el costo es de US\$/perno 47.35.

Tabla N° 32: Costo parcial por cada tramo del sostenimiento anterior con pernos

Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60					
Datos de la Sección	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV
Largo	m	2	2	2	2
Diámetro	mm	32	32	25	25
Espaciamiento radial	m	1.7	1.7	1.5	1.3
Espaciamiento longitudinal	m	1.7	1.7	1.5	1.3
Pernos por parada	c/u	11	11	13	15
Número de paradas	c/u	49.53	31.29	21.67	22.54
Cantidad de pernos	unid	544.82	344.24	281.67	338.08
Costo por tramo	US\$	28954.95	18294.57	14354.80	17229.68

Estos costos reflejan los valores de cantidades de pernos por cada tipo de roca en el diseño anterior.

Tabla N° 33: Costo parcial por cada tramo del sostenimiento actual con pernos

Pernos de Sostenimiento ASTM Gr 60					
Datos de la Sección	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV
Largo	m	3	3	3	3
Diámetro	mm	25	25	25	25
Espaciamiento radial	m	1.7	1.7	1.5	1.3
Espaciamiento longitudinal	m	1.7	1.7	1.5	1.3
Pernos por parada	c/u	11	11	13	15
Número de paradas	c/u	49.53	31.29	21.67	22.54
Cantidad de pernos	unid	544.82	344.24	281.67	338.08
Costo por tramo	US\$	25798.77	16300.41	13337.63	16008.80

Estos costos reflejan los valores de cantidades de pernos por cada tipo de roca en el diseño actual.

Tabla N° 34: Costo comparativo del túnel de desvío con pernos helicoidales

	Costos comparativos por tramo					
	Unid	ST-I	ST-II	ST-III	ST-IV	Total
Costo sostenimiento Anterior con pernos	US\$	28954.95	18294.57	14354.80	17229.68	78834.00
Costo sostenimiento Actual con pernos	US\$	25798.77	16300.41	13337.63	16008.80	71445.61
Costo comparativo	US\$	3156.17	1994.16	1017.17	1220.88	7388.39

La tabla N° 34 es el costo comparativo total y nos da un valor total de US\$ 7388.39

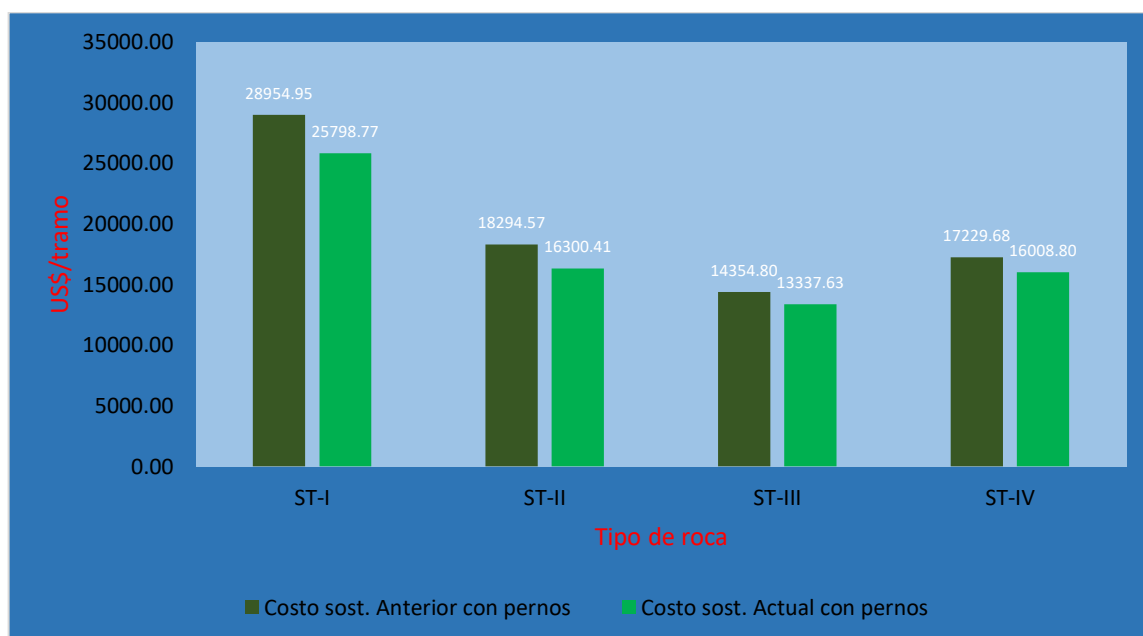


Figura N° 28: Costo por tramo del túnel de desvío

En esta Figura 28 apreciamos los costos por tramo de cada tipo de roca.

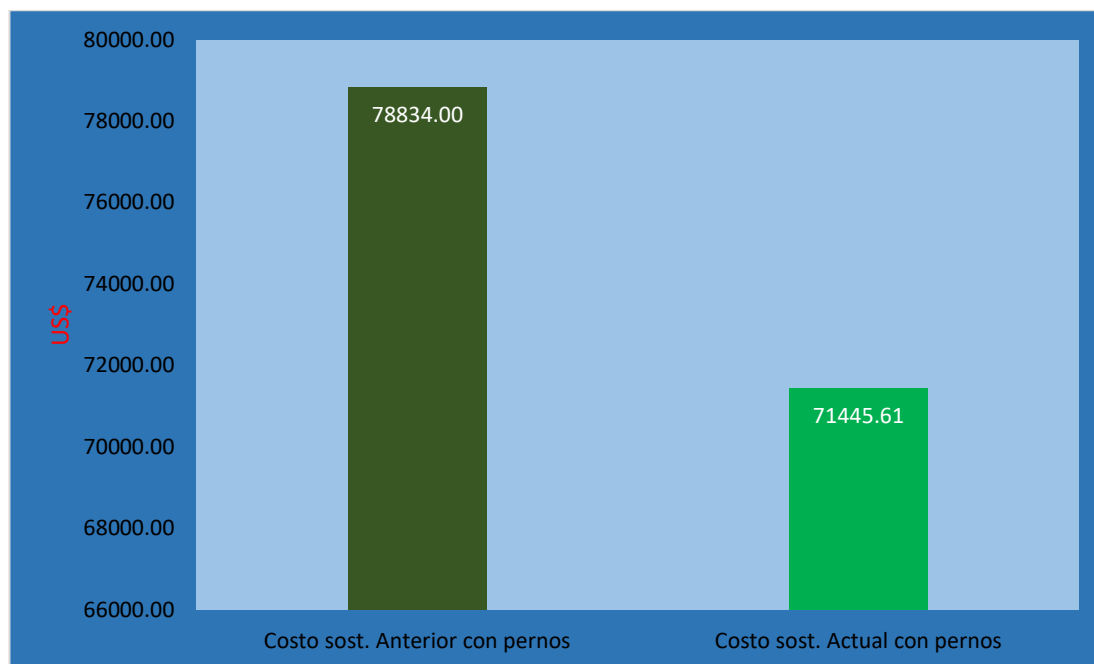


Figura N° 29: Comparacion de costos totales

La Figura N° 29 muestra el costo total de sostenimiento anterior con pernos de US\$ 78834.00 y el costo actual de sostenimiento con pernos es de US\$ 71445.61 en el túnel de desvío del río que es el 9.37% del costo total de sostenimiento con pernos helicoidales del túnel de desvío del río de la Presa de Angostura.

IV. CONCLUSIONES

- La operación unitaria que mayor deficiencia tubo en el sostenimiento del túnel fue la perforación de taladros de sostenimiento, por el deficiente rendimiento de máquinas Jackleg y da como resultado el ciclo promedio entre disparo sea de 14 a 15 horas, valor que representa un incremento mayor al 100% respecto del ciclo definido en la oferta técnica que es a 12 horas el ciclo completo por lo que se determina el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales del túnel de desvío con el análisis de las características geomecánicas del macizo rocoso.
- Con los rendimientos obtenidos anteriormente en el sostenimiento con pernos helicoidales, y de mantenerse los valores sin variación en el tiempo, se tiene un incremento de tiempo de ejecución del túnel en 15 días más de lo programado, al replantear la malla de perforación de taladros e instalación de pernos helicoidales en el túnel de desvío y cambiar el equipo de perforación con jumbo los taladros de sostenimiento con pernos, se tuvo un aumento en el rendimiento de 119% de lo propuesto, lo que se traduce en 2.03 horas menos del ciclo real.
- Los costos de sostenimiento con pernos helicoidales en el túnel de desvío se reduce en US\$/perno 5.80 y 3.61 en pernos de 32 y 25 mm de diámetro respectivamente, el costo total de sostenimiento anterior con pernos fue US\$ 78834.00 y el costo actual de sostenimiento con pernos es de US\$ 71445.61 estos resultados se traducen en un ahorro de 9.37% en costos netamente en el sostenimiento con pernos helicoidales que equivale a US\$ 7388.39 en la construcción del túnel de desvío del rio de la presa de Angostura y de la misma forma el cumplimiento de ejecución en el tiempo programado que es de 127 días y se culminó en 124 días.

V. RECOMENDACIONES

- Los valores obtenidos para los ciclos de trabajo tienen una gran variabilidad, situación que implica que se debe hacer un esfuerzo para acelerar los procesos. En consecuencia, acortar los ciclos, realizar un diagnóstico y análisis de la experiencia de los trabajadores, en especial con los operadores de equipos críticos, tales como jumbo, de igual forma, se debe incluir capacitaciones en todo el personal.
- La planificación anticipada durante el turno es muy importante, se debe tener un programa basado en los anteriores trabajos o ciclos, para que apenas termine una operación unitaria inicie el otro, por ejemplo; a qué hora termina la perforación, a qué hora se necesitará el Shotcrete para que la planta lo tenga listo. Una herramienta adecuada para mejorar los ciclos de trabajo es que cada supervisor involucrado tenga manejo de la estadística de las distintas operaciones unitarias, de forma tal que pueda tener una mejor asignación de sus propios recursos, además de conocer las prioridades.
- Lo ideal es que el tiempo entre disparos sea de 12 horas para que el trabajo sea realizado en dos turnos y obtener un rendimiento eficiente por guardia, esto se logra si se disminuye las pérdidas por mantenimiento, espera de equipos y shotcrete, así como una disminución en el tiempo perdido debido a las instalaciones tales como drenaje y electricidad.

VI. REFERENCIAS

- Antunez Alvarado, F. M. (2010). Sostenimiento con pernos empleando Jumbos electrohidráulicos de brazo retráctil en la mina Palca- Cia Minera Santa Luisa.
- Arca Cordero, P. L., & Lume Tovar, I. V. (2012). Análisis de Esfuerzos de los Pernos Hidrabolt para Estandarizacion Geo,ecanica en la Construcción de Chimeneas con Equipo Alimak STH-5E en Consorcio Minero Horizonte S. A. - 2012. Universidad Nacional de Huamanga.
- Bhawani, S., & R. K., G. (2011). Engineering Rock Mass Classification.
- Bieniawski, Z. T. (1976). Engineering Rock Mass Classifications. New York.
- Castillo Tufiño, J. L. (2012). La Vida Diaria de los Costos. México.
- CESEL, I. (2010). Estudio de Impacto Ambiental de La Represa de Angostura y Gestión Ambiental a Nivel Definitivo ”.
- Deere. (1989). Rock Quality Designation. Engineering Rock Mass Classification, 21–31.
- Echevarría Matos, C. J. (2015). Estudio de Caso para la Optimización de las Operaciones Unitarias que Intervienen en la Excavación de los Túneles 2 y 3 del Proyecto Nuevo Nivel Mina con Pendientes de 22%. Tesis. Pontífica Universidad Católica del Perú.
- Escalante Guerra, H. A. (2017). Mejoramiento del Sistema del Sostenimiento, con madera, mediante pernos split set y malla electro soldada en labores de explotación de la empresa “MACDESA” - Arequipa. Universidad Nacional del Altiplano.
- Espinoza Bustillos, J. C. (2011). Sostenimiento Mecanizado en labores Mineras, en la Compañía de Minas Volcan S.A.A - Unidad de Produccion Andaychagua. Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Garrido Rodriguez, M. (2003). Evaluacion de Coeficiente de Seguridad del Sostenimiento de Galerías y Tuneles en Función de su Regidez y Distancia al Frente en Diferentes Macizos Rocosos y Caracterización Mediante el Metodo del Impacto Eco. Escuela Tecnica Superior de Ingenieros de Minas.
- Gobierno Regional, A. (2016). Estudio de Construccion del Túnel de Desvío.
- Goel, R. K., Dwivedi, R. D., Viswanathan, G., & Rathore, J. S. (2013). Monitoring of a tunnel through mixed geology in the Himalaya. World Tunnel Congress, (August 2011), 2115–2122.
- Hoek, E., & Brown, C. (2002). El criterio de rotura de Hoek-Brown – Edición 2002 Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition, (January 2001).
- International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering (ISRM). (1981). Metodo

- Sujerido para Determinar la Resistencia del Anclaje de un Perno de Rova (PULL TEST).
- Jordá-Bordehore, L., Riquelme, A., Tomás, R., & Cano, M. (2016). Análisis estructural y geomecánico en zonas inaccesibles de cavernas naturales mediante técnicas fotogramétricas: aplicación en la entrada de la cueva de Artá (Mallorca). *El Karst y El Hombre: Las Cuevas Como Patrimonio Mundial.*, (September), 528.
- Llanos Rojas, R. (2010). Reducción de tiempos operativos en la instalación de sostenimiento en la Mina Milpo Unidad Atacocha.
- Melo Medina, F. V. (2013). Reducción de los Costos Operativos en Mina, Mediante la Optimización de Estándares de las Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura en la Compañía Minera Poderosa EJMAC S. A. C. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Mendieta Britto, L. A. (2014). Optimización de los Costos Operativos en la Unidad Cerro Chico. Pontificia universidad católica del Perú.
- Narvaez Sarco, M. S. (2017). Optimización de Costos en Sostenimiento con Pernos Helicoidales Usando Jumbo Retráctil en Pique Circular de la Unidad Minera Casapalca S. A. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Palmstrom, A., & Ph, D. (2005). Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD), 20, 362–377.
- Statens vegvesens. (2014). Fjellbolting.
- Umaña Tancaillo, E. I. (2014). Reducción y Optimización de Costos Operativos en Perforación y Voladura Minera Yanaquihua S. A. C. Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.
- Yancachaella Just, L. (2017). Incidencia de los Costos de Producción en la Rentabilidad de la Crianza Artesanal de Truchas en Jaulas del Distrito de Conima en el Periodo 2014 – 2015. Universidad Nacional del Altiplano Puno.