

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería Civil

“APLICACIÓN DE METODOLOGÍAS DE SOPORTE DE ROCAS PARA
CONTRARRESTAR PROBLEMAS GEOLOGICOS EN CONSTRUCCION
DE CAVERNAS SUBTERRANEAS – CASO CH CHEVES 168 MW”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero Civil

Autor:

Juan Carlos De La Cruz Cabello

Asesor:

Ing. Mg. Gerson Vega Rivera

Lima - Perú

2019



DEDICATORIA

A Dios, por brindarnos la dicha de la salud, bienestar físico y espiritual.

A mi madre, quien siempre me enseñó a ser perseverante y a luchar hasta conseguir lo que anhelo, a mis hijas Angye y Melanie quienes son los motores de mi vida y en especial a mi compañera de muchos años Amelia, quien es mi complemento y paz que necesitaba en mi vida. Por último y no por eso menos importante agradecer a mis amigos, compañeros de trabajo y estudios por los grandes momentos compartidos. El esfuerzo de hoy es el éxito del mañana.

Juan Carlos

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la Universidad Privada del Norte UPN, por haberme aceptado a ser parte de ella y abierto las puertas de su seno científico para poder estudiar mi carrera, así como también a los diferentes docentes que me brindaron sus conocimientos y apoyo para seguir adelante día a día.

Agradezco también a mi asesor de Tesis el Ing. Mg. Gerson Vega Rivera por haberme brindado la oportunidad de recurrir a su capacidad y conocimiento científico, así como también por haberme tenido la paciencia para guiarme durante todo el desarrollo de la tesis. Mi agradecimiento también va dirigido a todos mis compañeros que participaron en el Proyecto Hidroeléctrico Cheves que fue una experiencia inmemorable.

Con mucho afecto y cariño

Juan Carlos De La Cruz Cabello

TABLA DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
TABLA DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE TABLAS	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
RESUMEN	xi
ABSTRACT	1
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN	2
1.1. Realidad Problemática.....	2
1.2. Formulación del problema.....	3
1.2.1. <i>Problema general</i>	3
1.2.2. <i>Problemas específicos</i>	3
1.2.2.1. <i>Problema Especifico 1</i>	3
1.2.2.2. <i>Problema Especifico 2</i>	3
1.2.2.3. <i>Problema Especifico 3</i>	4
1.3. Objetivos.....	14
1.3.1. <i>Objetivo general</i>	14
1.3.2. <i>Objetivos específicos</i>	14
1.3.2.1. <i>Objetivo específico 1</i>	14
1.3.2.2. <i>Objetivo específico 2</i>	14
1.3.2.3. <i>Objetivo específico 3</i>	14
1.4. Hipótesis.....	14
1.4.1. <i>Hipótesis general</i>	14
1.4.2. <i>Hipótesis específicas</i>	15
1.4.2.1. <i>Hipótesis específica 1</i>	15
1.4.2.2. <i>Hipótesis específica 2</i>	15
1.4.2.3. <i>Hipótesis específica 3</i>	15
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA	16
2.1. Tipo de investigación.....	16
2.2. Población y muestra (Materiales, instrumentos y métodos).....	17
2.2.1. Población.....	17
2.2.2. Muestra.....	17
2.2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.....	17
2.2.3.1. Observación directa y asistida por Geólogo.....	17

2.2.3.2. Trabajo de campo	17
2.2.3.3. Trabajo de gabinete asistida por Geólogo	17
2.3. Procedimiento	19
CAPÍTULO III. RESULTADOS	79
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	89
REFERENCIAS.....	100
ANEXOS.....	101

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Técnicas e Instrumentos.....	17
Tabla 2.2. Parámetros del macizo rocoso.....	24
Tabla 2.3. Familia de fracturas.....	25
Tabla 2.4. Valores del índice ESR de la clasificación Q.....	29
Tabla 2.5. Tipos de Clasificación de rocas.....	29
Tabla 2.6. Tabla de Sostenimiento de Cavernas.....	30
Tabla 2.7. Clasificación del macizo rocoso a partir del Rock Mass Rating, RMR.....	34
Tabla 2.8. Dimensiones de las barras helicoidales.....	41
Tabla 2.9. Resultados de las pruebas de hidrofracturamiento.....	63
Tabla 3.1. Parámetros del macizo.....	80
Tabla 3.2. Tabla de Sostenimiento de Cavernas.....	82

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Proyección Estereográfica y Oriental de la casa de máquinas.....	25
Figura 2.2. Proyección Estereográfica y Oriental de la casa de máquinas.....	26
Figura 2.3. Gráfico de soporte Q.....	32
Figura 2.4. Procedimiento de medición y calculo RQD.....	33
Figura 2.5. Ciclo de excavación de túneles.....	35
Figura 2.6. Perforación con Jumbo.....	36
Figura 2.7. Carguío de frente.....	37
Figura 2.8. Ventilación.....	38
Figura 2.9. Desatado de rocas.....	38
Figura 2.10. Lanzado de shotcrete.....	39
Figura 2.11. Sostenimiento de caverna.....	44
Figura 2.12. Planta de ubicación de cavernas.....	45
Figura 2.13. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 01, 02 y 03.....	46
Figura 2.14. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 01, 02 y 03.....	46
Figura 2.15. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 04, 05 y 06.....	47
Figura 2.16. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 04, 05 y 06.....	47
Figura 2.17. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 07, 08 y 09.....	48
Figura 2.18. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 07, 08 y 09.....	48
Figura 2.19. Corte transversal de caverna de máquinas – viga de puente grúa.....	49
Figura 2.20. Corte longitudinal de caverna de transformadores – fase 01 y 02.....	50
Figura 2.21. Corte transversal de caverna de transformadores – fase 01 y 02.....	50
Figura 2.22. Corte longitudinal de caverna de transformadores – fase 03 y 04.....	51

Figura 2.23. Corte transversal de caverna de transformadores – fase 05 y 06.....	51
Figura 2.24 Planta de acceso al nivel 4.....	52
Figura 2.25. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 10, 11 y 12.....	52
Figura 2.26. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 10, 11 y 12.....	53
Figura 2.27. Detalle de acceso al nivel 5 - caverna de máquinas.....	53
Figura 2.28. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 13, 14 y 15.....	54
Figura 2.29. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 13, 14 y 15.....	54
Figura 2.30. Detalle de acceso al nivel 6 casa de máquinas.....	55
Figura 2.31. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 16, 17 y 18.....	55
Figura 2.32. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 16, 17 y 18.....	56
Figura 2.33. Detalle de acceso al nivel 7 casa de máquinas.....	56
Figura 2.34. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 19, 20 y 21.....	57
Figura 2.35. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 19, 20 y 21.....	57
Figura 2.36. Detalle de cambio de ubicación de cavernas.....	59
Figura 2.37. schematic view of the wireline packer testing system.....	61
Figura 2.38. Examine 3-D Modelo del complejo hidroeléctrico.....	65
Figura 2.39. Examine 3-D Máxima tensión principal.....	66
Figura 2.40. Examine 3-D Mínima tensión principal.....	66
Figura 2.41. Examine 3-D Isosuperficie con factor de seguridad 1.0.....	67
Figura 2.42. Examine 3-D Isosuperficie con factor de seguridad 1.2.....	67
Figura 2.43. Vista de los niveles de excavación de la caverna de máquinas.....	68
Figura 2.44. Vista de excavación nivel superior de la caverna de máquinas.....	69
Figura 2.45. Vista de excavación del banco I y II de la caverna de máquinas.....	70

Figura 2.46. Vista de excavación del banco I y II de la caverna de máquinas.....	70
Figura 2.47. Vista de obras civiles de la caverna de máquinas.....	71
Figura 2.48. Vista de excavación del banco III de la caverna de máquinas.....	72
Figura 2.49. Vista de excavación del agujero de la caverna de máquinas.....	72
Figura 2.50. Vista de excavación del banco IV de la caverna de máquinas.....	73
Figura 2.51. Vista de excavación del banco V de la caverna de máquinas.....	73
Figura 2.52. Vista de excavación del banco VI de la caverna de máquinas.....	74
Figura 2.53. Presupuesto de extensión del túnel de acceso.....	75
Figura 2.54. Presupuesto de extensión de galería de construcción.....	76
Figura 2.55. Presupuesto de extensión del túnel de acceso.....	77
Figura 2.56. Presupuesto del cambio de ubicación de la Caverna.....	77
Figura 2.57. Detalle de cálculo del plazo según ratios de avance.....	78
Figura 3.1. Proyección Estereográfica y Oriental de la casa de máquinas.....	81
Figura 3.2. Secuencia de excavación empleada en la caverna de máquinas.....	84
Figura 3.3. Distribución del Rock Mass Rating (MRR) en la caverna de máquinas.....	85
Figura 3.4. Geometría de modelo.....	85
Figura 3.5. Máximo Stress principal.....	86
Figura 3.6. Mínimo Stress principal.....	86
Figura 3.7. Isosurface of the safety factor.....	87
Figura 3.8. Rock Mass Clasification.....	88
Figura 4.1. Powerhouse sec. excav. Bench Sigma 1 Values_9.....	91
Figura 4.2. Sequence excavation of the Powerhouse. Model North to South	95
Figura 4.3. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1 = 38.5-41.4 MPa.....	95

Figura 4.4. North-South. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1-3 = 32.8-37.1 MPa.....95

Figura 4.5. Sequence excavation of the Powerhouse. Model South to North Sequence.....96

Figura 4.6. South- North. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1 = 42.8-48.5 MPa.....96

Figura 4.7. South- North. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1-3 = 37.1-41.4 MPa.....96

RESUMEN

Trata sobre la aplicación de metodologías de soporte de roca en cavernas subterráneas bajo problemas geológicos ocurridos en la Central Hidroeléctrica Cheves 168 Mw, la cual está ubicada en la sierra central del Perú, en el departamento de Lima, en las cuencas de los ríos Huaura y Checras, la casa de máquinas y transformadores específicamente se encuentra en la cuenca del río Huaura. La problemática básica de esta investigación es la de saber, ¿Cómo contrarrestar los problemas geológicos?, de acuerdo a ello, el objetivo general es el de la aplicación de metodologías de soporte de rocas en cavernas bajo problemas geológicos e investigar el comportamiento geotécnico. Para poder resolver el problema expuesto, es importante conocer datos importantes que rodean a la Central Hidroeléctrica, como son: características socio económicas, geológicos, propiedades físico-mecánicas y geotecnia, voladuras en grandes galerías, geología local, propiedades físico- mecánicas y geotecnia, recopilación geológica de la zona, determinación de las características geotécnicas del macizo rocoso, análisis de fases de excavación, sostenimiento, determinación de equipos y maquinarias.

La conclusión general obtenida se refiere a la metodología implementada del sostenimiento en la caverna, la clasificación geomecánica del macizo rocoso, la investigación y el comportamiento geotécnico que tienen las excavaciones subterráneas, recomendando para ello determinar los parámetros geotécnicos en campo y determinar el sostenimiento final para las distintas etapas de excavación.

Palabras claves: túnel, caverna, cobertura, estrés de roca, sostenimiento, macizo rocoso.

ABSTRACT

It deals with the application of rock support methodologies in underground caverns under geological problems occurred at the Cheves 168 Mw Hydroelectric Plant, which is located in the central highlands of Peru, in the department of Lima, in the Huaura river basins and Checras, the house of machines and transformers is specifically located in the basin of the Huaura river. The basic problem of this research is knowing, how to counteract the geological problems? According to it, the general objective is the application of stone support methodologies in caves under geological problems and investigate the geotechnical behavior. In order to solve the aforementioned problem, it is important to know important data surrounding the Hydroelectric Power Plant, such as socio-economic, geological, physical-mechanical and geotechnical properties, blasting in large galleries, local geology, physical-mechanical and geotechnical properties, geological collection of the area, determination of the geotechnical characteristics of the rock mass, analysis of excavation phases, maintenance, determination of equipment and machinery.

The general conclusion obtained refers to the implemented methodology of support in the cavern, the geomechanical classification of the rock mass, the investigation and the geotechnical behavior of underground excavations, recommending to determine the geotechnical parameters in the field and determine the final support for the different stages of excavation.

Keywords: tunnel, cavern, coverage, rock stress, support, rock mass

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad Problemática

La presente tesis presenta una evaluación de los métodos de instalación de soporte de roca en la etapa de excavación para la construcción de las cavernas del proyecto hidroeléctrico Cheves 168 Mw, que está ubicado en la provincia de Oyon departamento de Lima - Perú. Durante la excavación de las cavernas se tuvo muchos desafíos de ingeniería por parte del diseñador y el contratista ya que la geología fue muy compleja en el caso de las cavernas, ya que estas se encuentran en una zona estructuralmente compleja debido a la presencia de intrusiones de tonalita asociadas a juntas de cizalla sub horizontales y rocas metamórficas (**Subterra Ingeniería, 2015**).

Generalmente durante las etapas de factibilidad y diseño preliminar de un proyecto, cuando hay muy poco detalle de la información disponible sobre la masa rocosa y su estrés y características hidrológicas, el uso de un esquema de clasificación de masas rocosas puede ser de considerable beneficio (**Hoek, 2008**), por ello es importante entender las limitaciones de los esquemas de clasificación de masas de roca (**Palmors, 2006**).

La presente investigación es importante porque permite conocer las ventajas técnicas, económicas y constructivas para minimizar los riesgos en las excavaciones de cavernas subterráneas en las Centrales Hidroeléctricas basado en la experiencia de la Central Hidroeléctrica Cheves 168 MW.

Como **antecedente de la investigación** el Proyecto de la Central Hidroeléctrica Cheves tiene por objetivo, la generación de energía eléctrica mediante el

aprovechamiento del potencial hidroeléctrico de la cuenca del río Huaura, captando las aguas de los ríos Huaura y Checras.

La potencia instalada del Proyecto será de 168.2 MW, con un caudal de diseño de 33 m³/s. La potencia eléctrica será integrada al Sistema Interconectado Nacional.¹

La **Ubicación** del Proyecto Central Hidroeléctrica Cheves está en la vertiente del Océano Pacífico, en la cuenca del río Huaura, entre las localidades de Sayán y Churín. Políticamente, las obras y las áreas de concesión del Proyecto se ubican en la jurisdicción de los distritos de Paccho y Checras en la provincia de Huaura; y Naván, Andajes y Pachangara en la provincia de Oyón, del departamento de Lima

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Qué metodología de soporte de rocas se puede aplicar para contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas, e investigar el comportamiento geotécnico - caso de la CH Cheves 168 MW?

1.2.2. Problemas específicos

1.2.2.1. Problema Especifico 1

¿Cómo encontrar el estado actual de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW?

1.2.2.2. Problema Especifico 2

¿Influye la construcción de cavernas en la cordillera de los andes ya que se encuentra dentro del área de influencia de las ondas sísmicas, lo que la convierte en un inmenso almacén de energía?

¹ Walsh Perú, estudio de impacto ambiental proyecto Cheves, 2008

1.2.2.3. Problema Específico 3

¿Contar con un sistema de medición y control durante el proceso de excavación de Cavernas?

Como **Justificación Teórica** esta investigación aportará información conceptual nutrida y consistente acerca de la aplicación de Metodologías de soporte de rocas para contrarrestar problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas, como es el caso particular de la Central Hidroeléctrica de Cheves 168 MW.

Asimismo, se aportará material teórico respecto a los problemas geológicos y como contrarrestarlos para fines constructivos específicamente de cavernas subterráneas. Además, el estudio desarrollado permitirá comparar la construcción de cavernas sin problemas geológicos o con los mismos, para poder implementarlo en los procesos constructivos actuales, referidos al caso. Es decir, se coadyuva en el planteamiento de soluciones para mejorar el problema constructivo de cavernas ante problemas geológicos.

Por lo mismo como **justificación practica** la presente investigación contribuye a mejorar el análisis de los aspectos referidos a la aplicación de metodologías de soporte de rocas para contrarrestar problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas, ya que analizando estos, se podrá tener un panorama más amplio y completo para los métodos constructivos a seguir.

El proyecto de investigación se desarrolla, debido a la cantidad de problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas, gastando más tiempo y recursos de los planificados.

Además, contribuye con el interés del tesista para acrecentar el conocimiento al tema y lograr la obtención del título académico de ingeniero civil.

Con respecto a la **Justificación metodológica** los procedimientos realizados para la aplicación de metodologías de soporte de rocas para contrarrestar problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas se pueden replicar, con otro tipo de métodos, de esta manera se plantea una nueva forma para generar conocimientos y conciencia en este tipo de aplicaciones metodológicas.

Sin embargo, la presente investigación está **limitada** a los laboratorios certificados y libres de horarios para la ejecución de los ensayos. A su vez existen limitaciones en el control de tiempos para recabar la información que, a este asunto, es muy escasa.

Como **antecedentes Nacionales** podemos citar las siguientes:

- **Balazar Gamarra, Franco Geovanny (2011)**, trabajo de investigación: *Aplicación de los modelos numéricos en el diseño de túneles de roca* (Disertación para la obtención del grado - Universidad Nacional de Ingeniería. Lima); la presente tesis tiene como principal objetivo presentar de forma organizada, los aspectos concernientes al diseño de túneles en roca, pretendiendo que sirva como referencia de estudio a los interesados en la planificación de este tipo de proyectos y de la misma manera introducirlos al uso conveniente de los modelos numéricos. En los capítulos I, II y III se desarrollan los fundamentos teóricos para el desarrollo del tema de aplicación. Este desarrollo incluye temas relativamente nuevos, como el concepto de falla Frágil y el de la falla tipo roca fluyente o Squeezing 1 y como el criterio de Hoek y Brown puede ser de limitada

aplicación en estos casos. En el capítulo IV se estudia los mecanismos de falla del túnel Trasandino Olmos que por su cobertura de 1000 a 2000 metros se estima tendrá problemas de concentración de esfuerzos en el tramo de rocas de buena calidad geotécnica (falla frágil) y así mismo problema de falla tipo Squeezing en rocas de mala calidad geotécnica o en zona de fallas. Los cálculos fueron realizados usando hojas Excel y los programas ROCSUPPORT y PHASES de Rocscience.

- **Bustamante Murillo, Franco Geovanny (2008)**, trabajo de investigación: *Geomecánica Aplicada En La Prevención De Pérdidas Por Caída De Rocas Mina Huanzala-Cia. Minera Santa Luisa S.A.* (Disertación para la obtención del grado - Universidad Nacional de Ingeniería. Lima); el objetivo de la presente tesis es contribuir en reducir los accidentes (incapacitantes y fatales), daños a la propiedad (equipos e instalaciones), y paradas de procesos (operaciones), a la mina Huanzalá, mediante: a) Un estudio geomecánica y de un sostenimiento adecuado de labores mineras, tales como: Pernos de anclaje, cable bolting, shotcrete por vía seca - vía húmeda y la malla metálica, b) La Implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, basado en el Sistema de Seguridad y Salud Ocupacional OHSAS:18001-1999 y el Sistema Ambiental ISO: 14001- 2004, que viene realizando la empresa, y c) El Planeamiento Estratégico que se desarrolló años atrás en la unidad y que se debe mejorar y actualizar con algunos conceptos modernos. Herramientas muy importantes en la actualidad que vienen desarrollando muchas empresas exitosas, todo esto permitirá a la empresa Santa Luisa, realizar sus operaciones con calidad a mediano plazo. Por tanto, estas herramientas permitirán también, disminuir la ocurrencia de incidentes en las diferentes operaciones mineras.

- **Lewis Díaz, Winston (2009)**, trabajo de investigación: *Túneles profundos y fenómeno de estallidos de rocas* – investigación para Proyecto Olmos. Lambayeque; en esta investigación se muestra las experiencias vividas, así como los análisis e investigaciones desarrolladas durante la excavación del túnel Trasandino Olmos y, de esta forma, poder proporcionar información a quienes estén interesados en los proyectos de obras subterráneas. La presencia de la Cordillera de los Andes que cruza parte del territorio sudamericano propone un reto a la ingeniería subterránea en lo que se refiere a la construcción de túneles con altas coberturas como el caso del Túnel Trasandino Olmos en Perú, que tiene coberturas entre 1.3 hasta 2 Km en el cual se ha tenido manifestaciones del fenómeno de estallido de rocas del que se abordará con más detalle más adelante. EL principal reto que se presentó fue el fenómeno de estallido de rocas, también denominado rockbursting, que es producto de liberación de energía hacia la cara libre de excavación

También podemos considerar como **antecedentes Internacionales** las siguientes:
- **Mullo Vallejo, Franco Geovanny (2012)**, trabajo de investigación: *Empleo de las clasificaciones geomecánicas, para la investigación del comportamiento geotécnico de las excavaciones subterráneas en la central la hidroeléctrica Coca Codo Sinclair 1500 MW*. (Disertación para la obtención del grado de Ingeniero de Minas - Universidad Central Del Ecuador); mediante los métodos para clasificar geomecánica mente el macizo rocoso aplicados RMR, Q índice de Barton y GSI, se logró determinar el comportamiento geotécnico de las excavaciones subterráneas del complejo casa de máquinas de la hidroeléctrica Coca Codo Sinclair 1500 MW.

- **Alviña Torrealba, Nicolás (2008)**, trabajo de investigación: *Análisis numérico del comportamiento dinámico de túneles ante eventos sísmicos, caso de estallidos de roca en el teniente*. (Disertación para la obtención del grado de Magister en Ciencias de la Ingeniería - Pontificia Universidad Católica de Chile); En general, para un rango de altura no mayor a 10 metros, muy por sobre la altura de un túnel promedio en una zona de producción de El Teniente, la distancia a la que el frente del tren de ondas ya puede considerarse plano esta entre 25 y 30 metros. Esta conclusión indica que el radio de influencia de una excavación de túnel es máximo de 25 a 30 m de acuerdo al análisis numérico realizado, sobre este radio se puede considerar una zona estable, inalterada por los trabajos de tunelería.
- **Poves Luelmo, Nícoles (2014)**, trabajo de investigación: *Análisis numérico del comportamiento dinámico de túneles ante eventos sísmicos, caso de estallidos de roca en el teniente*. (Disertación para la obtención del grado de Ingeniero – Universidad Politécnica de Madrid. España); el presente proyecto trata el diseño del sostenimiento y revestimiento del túnel de aducción de la Central hidroeléctrica Renace III. Se ha diseñado un sostenimiento con el fin de cumplir de forma óptima los requisitos funcionales, estructurales y económicos, garantizando de forma primordial la seguridad y durabilidad de la construcción. A partir del conocimiento geológico-geotécnico del macizo encajante se definen mediante clasificaciones geomecánicas divisiones del terreno en función de su calidad. Para cada una de ellas se ha definido una sección tipo de sostenimiento estableciendo sus respectivas especificaciones. A la justificación del cumplimiento de los requisitos se llega mediante distintos métodos empíricos y de cálculo, operando de la misma forma a la hora de decidir el revestimiento.

Por último, se ha definido la impermeabilización y el plan de auscultación con el fin de garantizar la seguridad y estanqueidad del túnel.

Con respecto a las **Bases Teóricas** del estudio podemos describir:

- **Geología e Ingeniería Geológica;** Los primeros rasgos geomorfológicos del Área del Proyecto se asocian a los estudios de Mclaughin (1924) y posteriormente J. Myers (1976), que reconocieron que el rasgo geomorfológico más importante en las cuencas de la Costa Peruana está representado por la Superficie Puna, localizada sobre los 4 200 a 5 000 msnm y que corresponde a una superficie peneplanizada, que fue levantada a lo largo de grandes fallas regionales desde una posible cota de 500 msnm desde el Mioceno (60 Ma.), esta etapa de erosión se desarrolló entre las fases tectónicas incaica y quechua y actualmente presenta rasgos de una intensa actividad de glaciares de montañas, de los cuales, solo se observan remanentes en la Cordillera de Raura, con valles en forma de “U” y nevados permanentes.

Esta Superficie fue afectada por dos eventos erosivos posteriores, relacionados con eventos tectónicos, el primero correspondiente a una erosión que llegó hasta una etapa de madurez, caracterizándose por presentar un valle con amplias laderas y cauces, denominándose Superficie Chacra o Valle, que se desarrolló entre los 6.0 a 14 Ma. y una segunda, que erosionó esta superficie Valle originando profundos cañones y valles estrechos denominada, etapa o Superficie Cañón.

En el Área del Proyecto, ubicado entre las cotas 1 500 a 2 500 m, se encuentran superpuestas las dos superficies Valle y Cañón, caracterizándose la primera por pendientes de 1/6 a 1/14, en forma de “V”, en sus cumbres y con

laderas que terminan en superficies con pendiente de 45° a 70°. La Superficie Valle está cubierta parcialmente por depósitos aluviónicos de grandes dimensiones que se originaron durante la etapa Cañón y continuaron durante las de glaciaciones, estos depósitos presentan diversas terrazas, con paredes escarpadas y erosionadas formando cárcavas. El drenaje principal tiene una orientación de 280° a 300° de azimut, especialmente en el curso inferior, en las partes más altas está controlado por sistemas de fallas o por ejes de plegamientos como el Río Checras.

- **Afloramiento Rocoso – Formación Chimú;** Consiste en una secuencia de ortocuarcitas blancas de grano medio, con intercalaciones de lutitas negras, presentándose las ortocuarcitas en bancos gruesos, masivas y con estratificación cruzada, las que por su alta resistencia han predispuesto una topografía prominente, con escarpas casi verticales. Las lutitas son de color negro y contiene restos de plantas, siendo más abundantes en la base de la formación, donde se observa algunos mantos de carbón. En el área de Proyecto aflora en la confluencia de los ríos Huaura y Checras formando una serie de pliegues sub paralelos de dirección NW-SE interceptando a todas las obras de derivación Huaura y el Túnel de Conducción entre su portal de entrada y la progresiva 1+500. Su grosor estimado es de 600 – 700 metros, la presencia de carbón y plantas, indica que esta formación se depositó en un ambiente del tipo Deltaico. En el área de Churín la parte superior de Chimú tiene mayor espesor de lutitas, observándose un tramo de varias decenas de metros de este tipo de roca, supra yaciendo a las calizas de la Formación Santa. Las características geotécnicas de esta Formación están definidas por la presencia de las ortocuarcitas en bancos, muy competentes pero frágiles, las cuales se presentan moderadamente a muy

fracturadas, muy a extremadamente resistentes, frescas y con fracturas abiertas con oxidación en sus paredes. Las lutitas carbonosas y las cuarcitas grafiticas se encuentran intercaladas entre las ortocuarcitas, se presentan intensamente fracturadas, poco resistentes y frescas, con un comportamiento dúctil, por lo cual se puede deformar fácilmente.

- **Afloramiento Rocoso – Grupo Casma;** Serie constituida por rocas volcánicas con intercalaciones de rocas sedimentarias. Las rocas volcánicas consisten en su mayor parte de derrames lávicos delgados de andesita masiva porfiritica o de grano fino, con espesores de 3 a 5 m. Las rocas sedimentarias consisten en areniscas, cuarcitas blancas, lutitas de colores pardo marrón a gris y capas de calizas delgadas de color gris intercaladas con margas. Myers, 1974, describió los afloramientos del Grupo Casma, al Este del Batolito, en el área de Churín, la misma que comprende la zona de desarrollo del Proyecto Cheves I. En esta área, diferenció cuatro facies litológicas en el Grupo Casma, denominándolas:

- Facie inferior Andesita Fragmental.
- Facie media inferior denominada Formación PacchoTingo
- Facie media superior denominada Formación Mirahuay.
- Facie superior denominada nuevamente Andesita Fragmental.

De éstas, la Formación PacchoTingo, que aflora en el margen izquierdo del río Huaura, en su confluencia con el río Paccho, consiste en capas delgadas de limolitas, calizas, tufos y chert que correspondería probablemente, a depósitos sedimentarios de grandes calderas.

En este grupo litológico se excavará el Túnel de Conducción entre el km 1.5 y el km 5, incluyendo 500 m de la Ventana Intermedia. Así mismo, los túneles de descarga (1.5 km) y de acceso a la Casa de Maquina (900 m). Este macizo rocoso, se presenta leve a moderadamente fracturado, muy resistente, fresco y con fracturas abiertas, presentando condiciones más débiles geotécnicamente en las inmediaciones de su contacto con las rocas intrusivas, debido al metamorfismo térmico que lo ha afectado.

- **Afloramiento Rocosos - Stock Churín Bajo;** Corresponde a afloramientos de rocas intrusivas que se les denomina con este nombre en el boletín N.º 26 del Servicio de Geología y Minería realizado por John Cobbing (1973), habiéndose modificado en el presente informe los límites que se muestran en el plano geológico del cuadrángulo de Oyón (incluido en dicho boletín), en base a la información obtenida con los mapeos de campo realizados, los cuales incluyen dos ramificaciones que han sido localizadas en la carretera a Churín, 500 m aguas arriba de la localidad de Pampa Libre y en las inmediaciones del emplazamiento proyectado para el pique vertical, cuya interpretación se adjunta en los planos del anexo de geología. Su composición es Tona lítica a cuarzo-monzonítica con hornblenda prismática, bien definida y hojuelas de biotita, dispuestas en una matriz de color gris claro a blanco.

Su nombre se deriva del Distrito de Paccho, que se encuentra al suroeste de Churín y se extiende desde el paraje de Picunche hacia el sur, con una dirección aproximada de 30°. En general, se presentan leve a moderadamente fracturadas, con elevada resistencia mecánica, leve a moderadamente alteradas, sus fracturas son persistentes, abiertas en la cercanía de superficie y cerradas en

profundidad, frescas a ligeramente oxidadas, con zonas de intenso fracturamiento o corte en la influencia de fallas. La zona de contacto con las andesitas del Grupo Casma, han sufrido un proceso de silificación, y el análisis petrográfico ha identificado a esta zona como corneanas cuarzo-feldespaticas (hornfels), con 70 a 80% de contenido de cuarzo micro granular, lo cual ha originado una alta fragilidad de estas rocas, encontrándoseles muy fracturadas.

También podemos enumerar las siguientes **definiciones de términos básicos**:

- Buzamiento

Ángulo que forma la superficie de un estrato con la horizontal, medido en el plano que contiene la línea de máxima pendiente.

- Falla

Fractura del terreno con desplazamiento relativo de las partes separadas.

- Pliegue

Deformación resultante de la flexión o torsión de rocas.

- Techo

Término minero que designa la superficie superior de una formación, o bien los terrenos que la coronan inmediatamente. Antónimo: muro.

- Toba

Variedad de roca calcárea blanda y porosa, con restos orgánicos. Depósito o roca volcánica formada por piroclastos soldados.

- Volcanita

Roca magmática volcánica o roca efusiva.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Aplicación metodología de soporte de rocas para contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas, e investigar el comportamiento geotécnico - caso de la CH Cheves 168 MW.

1.3.2. Objetivos específicos

1.3.2.1. Objetivo específico 1

Diagnosticar el estado actual de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

1.3.2.2. Objetivo específico 2

Identificar los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

1.3.2.3. Objetivo específico 3

Estimar los resultados que generara la implantación de la metodología de soporte de rocas en problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

La Aplicación de una metodología de soporte de rocas permitirá contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas, e investigar el comportamiento geotécnico citemos el caso de la CH Cheves 168 MW.

1.4.2. Hipótesis específicas

1.4.2.1. Hipótesis específica 1

El Diagnóstico inicial del estado actual permitirá determinar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

1.4.2.2. Hipótesis específica 2

La Identificación de los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, permitirá diseñar una metodología de soporte de rocas en cavernas subterráneas.

1.4.2.3. Hipótesis específica 3

La Estimación de los resultados que generará la implantación de la metodología de soporte de rocas permitirá contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

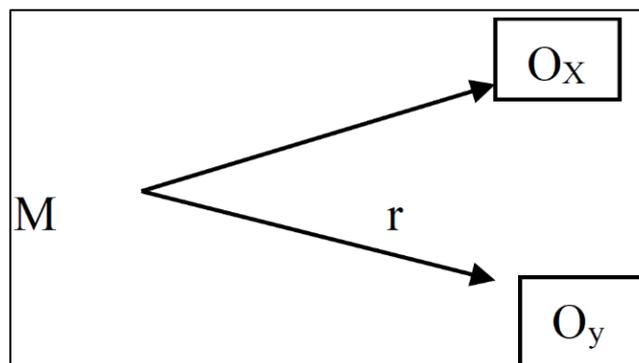
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación que se ha desarrollado es Analítico, ya que está orientado a la aplicación de metodologías de soporte de rocas para contrarrestar problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

Investigación Analítica, en razón que los datos, son susceptibles de interpretación, por cada especialidad de la ingeniería antes de diseñar y analizar la aplicación de metodologías de soporte de rocas para contrarrestar problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.

Diseño descriptivo simple:



Donde:

M = muestra a observarse.

O_X = Observación de la variable independiente.

O_Y = Observación de la variable dependiente.

r = relación causa (x) – efecto (y).

2.2. Población y muestra (Materiales, instrumentos y métodos)

2.2.1. Población

Cavernas de las Centrales Hidroeléctricas del Perú.

2.2.2. Muestra

Caverna de la Central Hidroeléctrica Cheves.

2.2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

2.2.3.1. Observación directa y asistida por Geólogo

Tabla n°2.1

Técnicas e instrumentos

TECNICAS	INSTRUMENTOS
Observación directa y toma de datos en campo	- Tabla de mapeo Geomecánica. - Logueo geotécnico de testigos de perforación. - Cuaderno de notas.

Fuente: Elaboración propia.

2.2.3.2. Trabajo de campo

- Recorrido del área de estudio.
- Registro fotográfico.
- Levantamiento geomecánico del macizo rocoso con asistencia del Jefe de Geología.

2.2.3.3. Trabajo de gabinete asistida por Geólogo

- Revisión de los datos recolectados en campo.

- Comparación de análisis del cálculo de MR y Q realizado por los diseñadores.
- Diseño del sostenimiento de rocas.

Matriz Operacional

Variable	Definición Conceptual	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores
Metodología de soporte de rocas	Para realizar la metodología de soporte de rocas es requerimiento clasificar los tipos de roca según clasificaciones MRM y Barton así lograr un soporte conceptualizado, por ello es importante entender las limitaciones de los esquemas de clasificación de masas de roca (Palmors, 2006)	Es la metodología que se plantea para realizar las excavaciones de las cavernas subterráneas con la colocación de soporte inicial y final según condiciones geológicas y sondeos previos a la excavación.	Resistencia del macizo rocoso	El macizo rocoso esta descrito de acuerdo al Sistema Rock Mass Rating (RMR) propuesto por Bieniawski (2000). Conocimiento de la litología y datos geomecánicos básicos de las diferentes formaciones rocosas localizadas en las cavernas.
			Efecto critico	Conocimiento e interpretación de los resultados de los ensayos de Hidrofracturamiento y Overcoring. Conocimiento del recubrimiento y tensión natural del terreno según el marco tectónico.
Problemas Geológicos (estallidos de rocas)	Kaiser y Cai (2013) definen el estallido de roca como daño a una excavación que ocurre de manera violenta y repentina y, que está asociado a un evento sísmico inducido por las excavaciones subterráneas.	Se considera que los estallidos de roca y/o liberaciones de estrés son impredecibles. Básicamente, el único método para la predicción de estallidos de roca considerado relativamente eficaz es implantar una red de monitoreo de micro-sismicidad.	Tensiones estáticas y dinámicas	Conocimiento e interpretación de la orientación del eje de la caverna según análisis con el programa UNWEDGE 3.0 Conocimiento en Ingeniería de rocas y geotecnia.
			Liberación de energía sísmica	Modelamiento estructural utilizando el software EXAMINE 3-D Instalación de estaciones de convergencia, para medir los desplazamientos.

2.3. Procedimiento

Para el caso del **objetivo 1** de diagnosticar el estado actual de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, se ha evaluado las condiciones topográficas y geotécnicas del sitio donde se encuentra emplazado y las condiciones de los materiales que lo conforman:

- Diseños Actuales.
- Sondajes Geotécnicos
- Producción de la calidad del macizo rocoso en función del registro y mapeo de sondaje geotécnico.
- Resultados iniciales para la investigación.

Diseños Actuales:

En relación con el diseño del proyecto, la Empresa de Generación Eléctrica Cheves encargo a la empresa Norconsult la responsabilidad del diseño de todos los trabajos permanentes incluyendo el trazado en planta y alzado, la estabilidad a largo plazo y el soporte permanente de las obras subterráneas. La empresa Subterra fue contratada por el contratista Constructora Cheves para que realice la ingeniería del soporte inicial de las obras subterráneas, de acuerdo con el contrato suscrito entre el propietario y la constructora.

Sondajes Geotécnicos:

La empresa de Generación Eléctrica Cheves contrato con JByA el estudio de factibilidad de la Central Hidroeléctrica Cheves en enero del 2007. Posteriormente, en el año 2007 se realizaron estudios e investigaciones complementarias. (SN Power Perú, 2008)

Investigaciones Geológicas Geotécnicas:

Las investigaciones llevadas a cabo en la primera etapa consistieron en:

- Sondajes diamantinos (1440.00 m. aproximadamente)
- Ensayos In situ:
 - Ensayos de permeabilidad Lefranc
 - Ensayos de permeabilidad Lugeon
 - Ensayos de SPT y CPT
 - Ensayos de carga puntual
- Calicatas y trincheras (13 unidades)
- Ensayos de Laboratorio:
 - Granulometrías
 - Límites de Atterberg
 - Corte Directo
 - Durabilidad y abrasión

En la segunda etapa se realizaron las siguientes investigaciones:

- Sondajes diamantinos (794.90 m)
- Ensayos In situ:
 - Ensayos de permeabilidad Lugeon
 - Ensayo de Gateo Hidráulico
 - Ensayos de carga puntual
- Ensayos de Laboratorio:
 - Propiedades Físicas y Elásticas de la roca
 - Resistencia a la Compresión Simple en testigos
 - Resistencia a la Tracción

Producción de la calidad del macizo rocoso en función del registro y mapeo de sondaje geotécnico:

Conclusiones y recomendaciones para la zona de salto (SN Power Perú, 2008).

- Consisten en la chimenea de equilibrio, pique vertical, conducto forzado horizontal, casa de máquinas, túnel de acceso y túnel de descarga. Para proyectar inicialmente la ubicación del pique vertical se utilizó la relación entre el recubrimiento y la carga hidráulica, con la cual se obtuvo que para una distancia horizontal de 800 m a partir del portal de salida del túnel de acceso no se requeriría blindaje de acero es esta estructura.
- Esta ubicación inicial fue investigada por el sondaje DDH-CHCH-P, obteniéndose que el macizo rocoso corresponde a un hornfels (corneana de cuarzo y feldespatos) que presenta resistencias entre 130 a 150 MPa, con más del 70% de contenido de cuarzo, presentando una moderada fragilidad que fue observada durante esta perforación, especialmente en los tramos de intercepción de fracturas sub verticales, condiciones muy desfavorables para la excavación del pique.
- En la primera etapa de estas investigaciones, de acuerdo a los resultados del DDH-CHCH-P, se recomendó profundizar la ubicación de la casa de máquinas e investigar el posible contacto intrusivo-hornfels mediante dos sondajes, los mismos que se realizaron en la segunda etapa y se les denominó DDH-CHCH-P-02 y 03A, los cuales se ubicaron en el afloramiento del apófisis de roca intrusiva que se observa en superficie, localizado entre 100 y 150 m hacia el SW de la ubicación del sondaje ejecutado DDH-CHCH-P.
- De acuerdo con estos dos sondajes se ha determinado que el pique vertical será excavado en los 200 primeros metros en hornfels y los últimos 336 m en rocas intrusivas; la casa de máquinas se emplazará en rocas intrusivas. Así mismo, de acuerdo con el nuevo emplazamiento de estas estructuras se asume que el pique vertical no requerirá blindaje de acero.

- Tomando en cuenta la dirección de esfuerzos predominantes, sub horizontales y en base a las condiciones de plegamiento regional en esta área, cuyos ejes tiene una orientación principal N30°W, la dirección de los esfuerzos compresivos es N60°E-S60°W (perpendicular al contacto de las placas de nazca y continental). Además, de la evaluación de la orientación de las discontinuidades, medidas en los afloramientos de roca intrusiva, la mejor dirección del eje mayor de la casa de máquinas podría estar entre N60°W a S60°W.
- En la orientación N-S, coincide con el principal sistema de fracturas de los afloramientos, que además es sub vertical, resultando muy desfavorable para la excavación, así mismo de acuerdo con el análisis de cuñas, es posible que se presenten bloques inestables de grandes dimensiones en el techo por la intersección de algunos de los sistemas de fracturas, que requerirán del uso de cables de anclaje para su sostenimiento.
- El túnel de acceso de 960 m de longitud se excavará inicialmente en andesitas masivas (260 m), luego en hornfels (335 m) y los últimos 365 m en intrusivos tonalíticos. En los primeros metros se esperan tramos afectados por fallas normales gravitacionales sub perpendiculares a su eje.
- El túnel de descarga de 3 290 m de longitud tendrá su portal de entrada excavado en una pared sub vertical de afloramientos andesíticos. Este túnel se excavará tomando en cuenta las progresivas a partir de la casa de máquinas, de 0+000 a 0+660 en rocas intrusivas tona líticas, de 0+660 a 0+900 en hornfels y de 0+900 a 3+290 en volcánicos andesíticos de Grupo Casma se presentará un tramo critico en el cruce de la quebrada Paccho, entre las progresivas 0+900 a 1+460 y algunos otros tramos afectados por fallas normales gravitacionales sub paralelas al rio Huaura.

Resultados iniciales para la investigación:

La caverna para la casa de máquinas tendría unas dimensiones aproximadas de 15 m de ancho, 58,9 m de largo y 31,5 m de altura.

La orientación de su eje mayor recomendado es N60°W, según al análisis de las mediciones de discontinuidades realizadas en afloramientos de rocas intrusivas que afloran en el área del proyecto y a la determinación de la ocurrencia de bloques inestables según el programa UNWEDGE 3.0, orientación que permite que todos los posibles bloques formados por los diferentes sistemas de fracturas tengan factores de seguridad superiores (F.S) a 1.5.

La orientación N-S puede presentar condiciones inestables en las intersecciones de los sistemas de fracturas 79/227, 81/348 y 82/323, en el techo, (F.S = 0.931) y las intersecciones de los sistemas 79/227, 81/348 y 83/267 (F.S =1.129), lo cual requeriría para su sostenimiento el uso de cables de anclaje debido a las dimensiones y peso de estos bloques, cuyo costo se debe tomar en cuenta de aprobarse esta orientación.

El tipo de roca en la que se excavará la caverna será una Tonalita a cuarzo monzonita, leve a moderadamente fracturada, fresca a levemente alterada y dura a muy dura. Presenta tres sistemas de fracturas predominantes y dos sistemas de fracturas ocasionales (ver proyección estereográfica), su índice RMR está entre 55 a 75 e índice Q entre 5 a 20 con un RQD de 60 a 80. De acuerdo con la calidad de roca se han determinado los siguientes parámetros para este tipo de macizo:

Tabla N° 2.2

Parámetros de macizo rocoso

Descripción	Valor
Resistencia a la compresión simple	100 –200 Mpa
índice G.S. I	65 – 75
Relación de constantes m_v/m_i	0,286-0,41
Constante s	0,020-0,062
índice a	0,502-0,501
Módulo de Young (E_m)	23700-42170
Relación de poisson	0,25-0,20
Resistencia de la masa rocosa σ_{ma}	33-100 Mpa
Presión vertical σ_v	18,9 Mpa
Presión horizontal σ_h	28,35 Mpa*
Angulo de fricción interna (ϕ)	49°-59°
Cohesión (c)	3,97-7,5 Mpa
Esfuerzo σ_3 Max	8.87 – 9.47 Mpa

Fuente: Informe de Geología y Geotecnia2007

* Se ha asumido un valor de $k = (\sigma_h/\sigma_v)=1.5$ de acuerdo con el análisis efectuado, según las evaluaciones in situ a partir del índice empírico TSI y el método del árbol lógico elaborado por L.I. Gonzáles de Vallejo (2006), con lo cual sea obtenido el valor del σ_h a partir del σ_v en el área de emplazamiento de la Casa de Máquinas.

A continuación, se presentan las familias de fracturas que se esperan encontrar en esta caverna:

Tabla N° 2.3

Familias de Fracturas

Azimut de buzamiento (°)	Angulo de buzamiento (°)	Familias
227	79	1
348	81	2
267	83	3
249	21	4
323	82	5

Fuente: Informe de Geología y Geotecnica2007

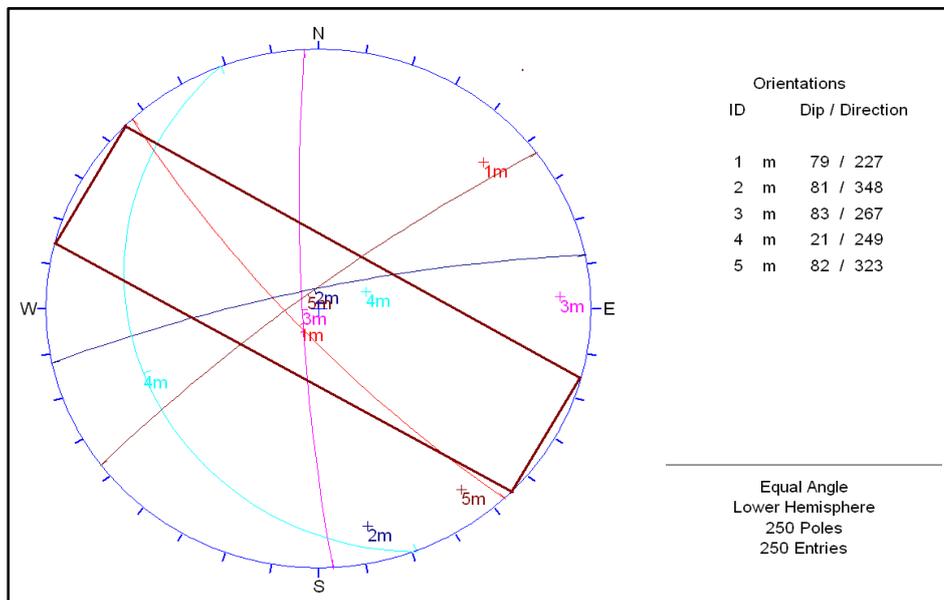


Figura n °2.1. Proyección Estereográfica y Orientación de la Caverna emplaza en Intrusivos (N60°)

Fuente: Sn Power, 2009, Informe geológico y geotécnico

- Orientación del eje mayor de Casa de Máquinas N60°W, no presenta según el análisis con el programa UNWEDGE 3.0 ningún bloque en condiciones de inestabilidad, salvo problemas de lajamiento en las paredes según el sistema 79/227.

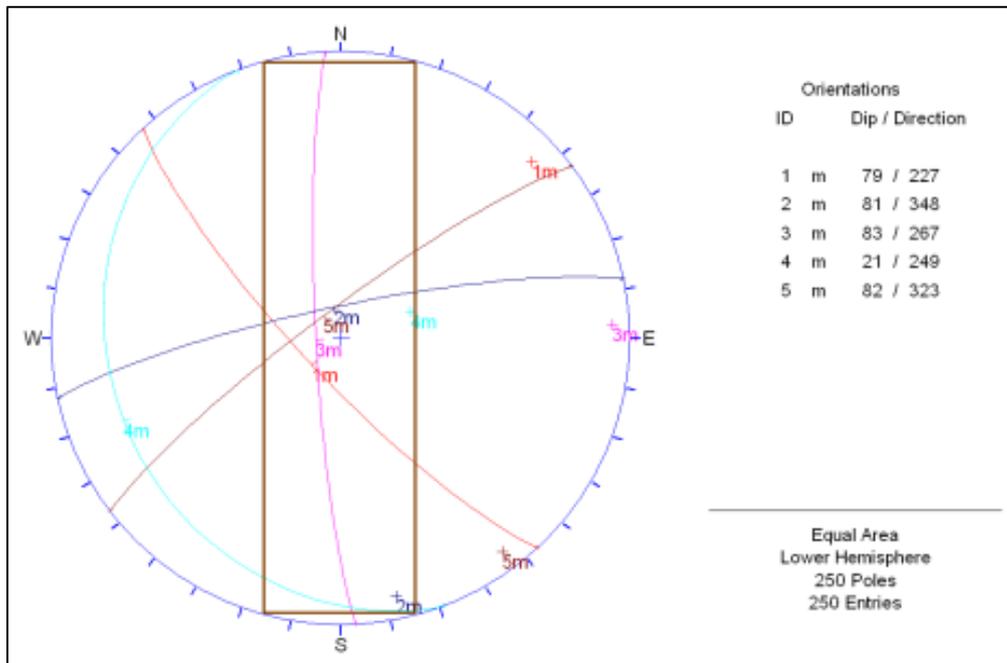


Figura n °2.2. Proyección Estereográfica y Orientación de la Caverna emplaza en Intrusivos (N-S)

Fuente: Sn Power, 2009, Informe geológico y geotécnico

Orientación del eje mayor de Casa de Máquinas N-S, presenta según el análisis con el programa UNWEDGE 3.0 condiciones inestables para bloques formados por los sistemas de fracturas 79/227, 81/348 y 82/323, (F.S = 0.931) y las intersecciones de los sistemas 79/227, 81/348 y 83/267 (F.S =1.129), ambos en el techo y con el sistema de fracturas muy desfavorable 83/267, que es paralelo al eje mayor de la caverna.

Para el caso de seleccionar la casa de maquina en dirección N60°W, únicamente se requeriría sostenimiento de acuerdo con la condición de calidad del macizo rocoso, ya que, no se presentarían condiciones inestables estructuralmente controladas, recomendándose para la estabilización un sistema de empernado

sistemático de 6m de longitud, cementados y tensados en reticulados de 2.0x2.0 m, y capas de concreto lanzado con fibra de 10 cm de espesor en bóveda. En las paredes, el sostenimiento consistirá en pernos de 4 m de longitud, espaciados en reticulado de 3.0x3.0 m y una capa de concreto lanzado con fibra de 5 cm de espesor.

Para el caso del **objetivo 2** para identificar los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, se determinan los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de las cavernas subterráneas:

- Sistema de Clasificación de Rocas.
- NGI (Norwegian Geotechnical Institute).
- Clasificación de Barton (1974).
- Correlaciones entre el RMR y el índice Q de BARTON.
- Índice de Calidad de Roca RQD.
- Clasificación de Bieniawsky (RMR).
- Ciclo de excavación.

Sistema de Clasificación de Rocas

Los macizos rocosos, como medios discontinuos, presentan un comportamiento mecánico complejo que, de una forma simplificada, puede ser estudiado y categorizado en función de su aptitud para distintas aplicaciones. Con este objetivo hicieron las clasificaciones geomecánicas, que aportan, mediante la observación directa de las características indicadas de los macizos rocosos y la realización de sencillos ensayos, índices de calidad relacionados con los parámetros mecánicos del

macizo y sus características frente a los cimientos de túneles y taludes y la excavabilidad de las rocas, entre otros.²

Hablando de clasificaciones geomecánicas, hay que señalar que es preciso actuar con prudencia en el caso del diseño de las cavernas. De entrada, se puede decir que la clasificación de Bieniawsky (el conocido índice RMR) no está pensada para excavaciones de más de 10 m de diámetro equivalente, dimensión que es superada siempre por una caverna propiamente dicha.

Por otra parte, Barton recomienda (cosa que no es muy aplicada) multiplicar por 3 el valor del índice de diaclasado, J_n , que se usa en su fórmula para la obtención del índice Q, en la zona de entronques de galerías en las cavernas. Esto supone dividir por dicho factor el índice y rebajar en, al menos, un grado la categoría del sostenimiento, haciéndolo más pesado. Para la obtención del índice Q de Barton no se tiene en cuenta la dimensión de la excavación a realizar.

Las clasificaciones geomecánicas son una herramienta muy útil para hacer una primera estimación de los parámetros resistentes de un macizo rocoso y de los sostenimientos primarios necesarios al hacer una excavación subterránea, pero no son (no deben ser) la única herramienta usada en su definición, sino que es preciso realizar comprobaciones de detalle mediante los oportunos cálculos.

Pero para la definición preliminar del sostenimiento, sí se tiene en cuenta esa dimensión y, además, el uso que se va a dar a la excavación, a través del factor ESR.

² Tesis Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Geología

Tabla N° 2.4

Valores del índice ESR de la Clasificación Q

	Tipo de excavación	ESR
A	Labores mineras de carácter temporal, etc.	2-5
B	Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1,6-2,0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarios y de ferrocarril, túneles de acceso.	1,2-1,3
D	Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0,9-1,1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones publicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5-0,8

Fuente: Barton 2000

Tabla N° 2.5

Tipos de Clasificación de Roca

Nombre de la clasificación	Creador	Año	País	Aplicativo
Rock load	Terzaghi	1946	USA	Túneles
Stand-up time	Lauffer	1958	Austria	Túneles
Rock quality designation	Deere	1967	USA	Testigos-Túneles
RSR concept	Wickham	1972	USA	Túneles
RMR system	Bieniawski	1973	Sud- Africa	Túneles-Taludes
Q system	Barton	1974	Noruega	Túneles-Cavernas

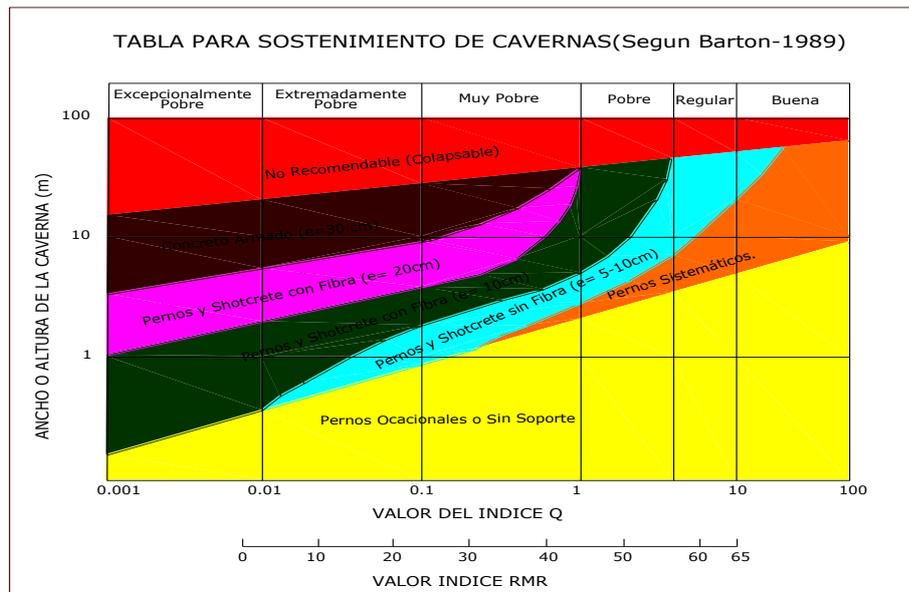
Fuente: Rock mass classification and support design 2013

Para la definición del soporte preliminar a nivel de proyecto se ha considerado la utilización de la tabla de N. Barton (1989) diseñada para ser aplicado en grandes aberturas. Este soporte toma en cuenta anchos de bóveda y altura de paredes más no la orientación de sistemas de fisuras. Según el análisis de las proyecciones estereográficas se requerirá el uso de cables de anclaje en el techo, además del soporte

consistente en concreto lanzado y empernado sistemático si la orientación del eje mayor de la casa de máquinas es N-S. En la tabla N° 2.6, se muestra la tabla mencionada.

Tabla N° 2.6

Tabla de Sostenimiento de Cavernas



Fuente: Informe de Geología y Geotecnia2007

NGI (Norwegian Geotechnical Institute)

El desarrollo del Q system fue desarrollado en el Instituto Geotécnico de Noruega entre 1971 y 1974. Desde su introducción el Q System en 1974 el mundo fue un considerable desarrollo dentro de la filosofía del sostenimiento y la tecnología en excavaciones subterráneas. Nuevos tipos de pernos para roca has sido fabricados y el desarrollo continuo de la tecnología del reforzamiento con fibra tuvo muchos cambios en los procedimientos de sostenimientos. La aplicación de lanzado de concreto (Shotcrete) ha ganado aceptación aun para macizos rocosos de buena calidad, la demanda de más alto nivel de seguridad durante los años recientes.³

³ Using the Q system, Rock mass classification and support design,2013

Clasificación de Barton (1974)

El método de Barton permite calcular la velocidad de avance de construcción de un túnel PR a través del índice QTBM. Índice Q de Barton (simplificado). En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según un denominado Índice de calidad Q (Barton et al. 1974):

Donde los parámetros son los siguientes⁴:

- R.Q.D.: Rock Quality Designation
- Jn: Número de familias de diaclasas
- Jr: Rugosidad de las caras de las diaclasas
- Ja: Meteorización de las diaclasas
- Jw: Agua en las diaclasas
- S.R.F.: Factor de reducción de estrés o determinación de la clase del macizo rocoso

Correlaciones entre el RMR y el índice Q de BARTON.

Es muy importante correlacionar el valor calculado de RMR con el índice Q de Barton para un mejor análisis de resultados en el campo.⁵

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44 \quad \text{Bieniawski (1976)}$$

$$\text{RMR} = 13.5 \log Q + 43 \quad \text{Rutledge (1978)}$$

⁴ ISEM. <http://revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/sostenimiento/caracteristicas-de-lospernos-de-roca/#sthash.J5T1yn5A.dpuf>

⁵ Tesis Universidad Nacional de Ecuador, Escuela de Ingeniería Geológica

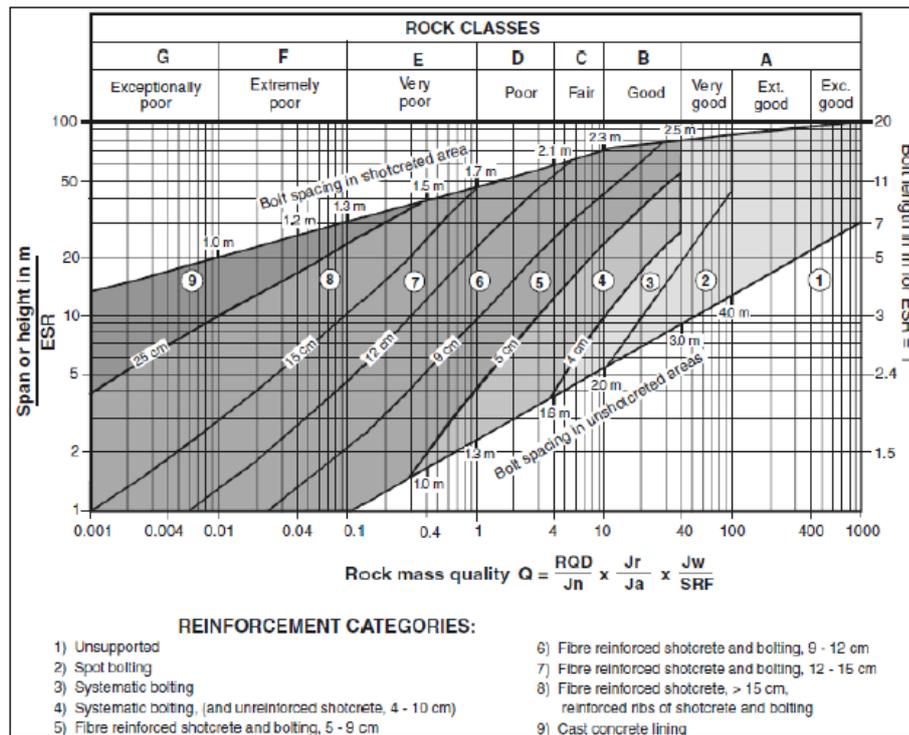


Figura n °2.3. Gráfico de soporte para Q
Fuente: Grimstad & Barton. Actualización del Sistema Q

Índice de Calidad de Roca RQD

El Índice de la Calidad de la Roca RQD (Rock Quality Designation) Fue desarrollado por Deere (Deere et al 1967) para proporcionar un estimado cuantitativo de la calidad del macizo rocoso a partir de los registros de testigos de perforación. El RQD es definido como el porcentaje de trozos de testigo intactos de longitud igual o superior a 100 mm (4 pulgadas) de la longitud total del testigo. El testigo debe ser de un diámetro mínimo NK (54,7 mm o 2,15 pulgadas) y debe ser perforado con un saca testigos de doble tubo.⁶

⁶ Tesis Universidad Nacional de Ecuador, Escuela de Ingeniería Geológica

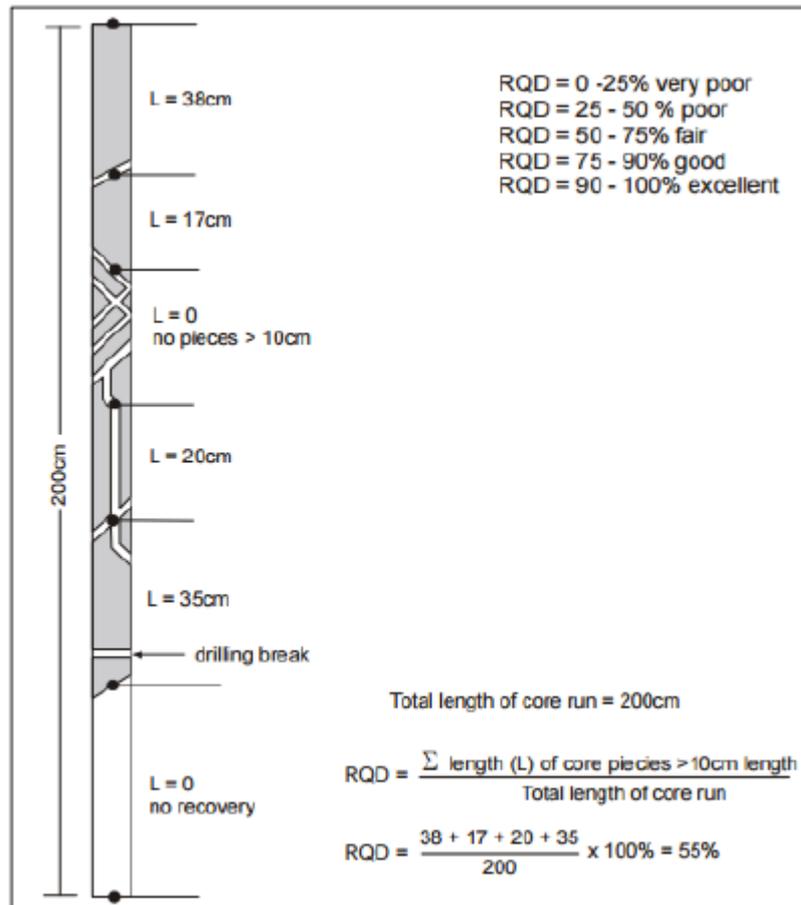


Figura n °2.4. Procedimiento de medición y calculo RQD

Fuente: Arild Palmstrom, Ph.D. Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD). Publicado en Tunnels and Underground Space Technology 20 (2005) 362-377

Clasificación de Bieniawsky (RMR)

El sistema de clasificación Rock Mass Rating (RMR) fue inicialmente desarrollado en el South African Council of Scientific and Industrial Research (CSIR) por Bieniawski en 1973 en base a la experiencia en túneles poco profundos en rocas sedimentarias. El sistema de clasificación ha sufrido varios cambios desde su desarrollo en 1973, bajando la cantidad de parámetros de 8 a 6, ajustando o bajando los requerimientos de soporte, modificando alcances, etc. La clasificación geomecánica descrita en este apartado corresponde a la actualización realizada por Bieniawski en 1984.

Para el uso de la clasificación RMR, el área de estudio debe ser dividida en unidades estructurales particulares sobre las cuales se determina la calidad del macizo rocoso. Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso usando el sistema RMR, donde el último parámetro corresponde a un ajuste de la clasificación por su uso en túneles.⁷

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Rock Quality Designation, RQD.
- Espaciamiento de las juntas o discontinuidades.
- Condición de la discontinuidad.
- Condición de agua en el suelo.
- Orientación de las discontinuidades.

Tabla N° 2.7

Clasificación del macizo rocoso a partir del Rock Mass Rating, RMR

Propiedades del parámetro del macizo		Rock Mass rating				
		100-81	80-61	60-41	40-21	20-0
Clasificación de la roca		Muy Buena	Buena	Media	Pobre	Muy Pobre
Tiempo promedio de autosoporte	de 10 años para 15 m de luz	6 meses para 8m de luz	1 semana para 5 m de luz	10 horas para 2.5 m de luz	30 min para 1 m de luz	
Cohesión del macizo rocoso		>0.4 (MPa)	0.3-0.4 (MPa)	0.2-0.3 (MPa)	0.1-0.2 (MPa)	< 0.1 (MPa)
Angulo de fricción interna del macizo rocoso		< 45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	15°

Fuente: Grimstad & Barton. Actualización del Sistema Q

⁷ Tesis Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Geología

Ciclo de excavación:

Para excavar las cavernas es propicio detallar el ciclo de excavación, dado que se excavará por secciones similar a la excavación de túneles, El ciclo utilizado es el siguiente: (tomando como punto de partida inmediatamente antes de perforar).

- Marcado del Frente.
- Perforación.
- Carguío y disparo.
- Ventilación.
- Desatado de rocas sueltas.
- Eliminación de material de desmonte.
- Sostenimiento

Las etapas indicadas anteriormente están graficadas en la figura 2.5



Figura n °2.5. Ciclo de excavación en túneles

Fuente: Captura video proceso constructivo de excavación de un túnel. Publicado por Mario Torres (2012)

Marcado de la frente y perforación

Previo a iniciar la perforación, se marcará topográficamente el diagrama correspondiente según el tipo de roca. Para ello se utilizarán equipos de topografía de última generación, como estaciones totales Leica, miras INVAR de precisión, etc, que asegurarán el correcto alineamiento y altimetría de los túneles. El personal, será idóneo para la tarea.

Se excavará según la sección definida en la metodología o full FACE, para lo cual se cuenta con el equipo adecuado, ya que el Jumbo Sandvik DT 720 de dos brazos, tiene alcance suficiente para abarcar la sección completa.

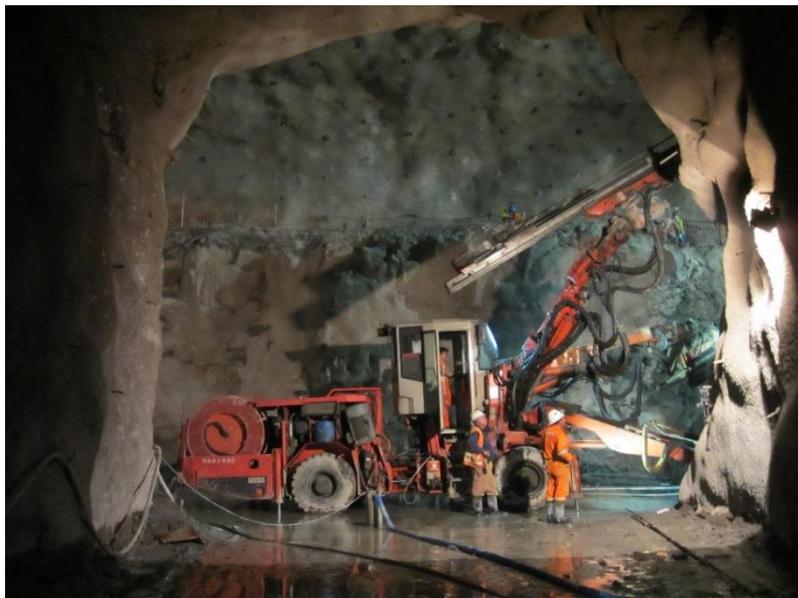


Figura n °2.6. Perforación con Jumbo
Fuente: Propia, 2013

Voladura

Una vez ejecutada la perforación, se procederá a la carga del explosivo.

Los explosivos por utilizar son fundamentalmente emulsiones encartuchadas, sin embargo, se analizará la posibilidad de la utilización del ANFO de forma parcial en

algunos taladros, como por ejemplo para el arranque y la 1era ayuda de arranque, en roca tipo I.

Como cebo o iniciador, se colocarán detonadores adecuados con energía suficiente para dar inicio al proceso de detonación.



Figura n °2.7. Carguío de frente
Fuente: Propia, 2013

Ventilación

La ventilación será forzada con ventiladores de 100 y 150 HP que toman aire fresco del ambiente y envía el mismo hacia el frente de trabajo mediante mangas de ventilación (sistema impelente). Se ha diseñado un sistema de ventilación para cada caverna, y de acuerdo con longitudes y necesidades de aire establecidas en función de distintas variables: equipos en interior túnel, cantidad de personal, tiempo necesario para evacuar los gases, etc. Se estima que los tiempos necesarios para evacuar los gases, no sea más allá de los 30 minutos, ya que este incide fuertemente en el ciclo total de excavación. Para asegurar que las cavernas y túneles adyacentes estén con los valores permisibles de oxígeno y gases, seguridad realizará el monitoreo con equipo detector de gases marca MSA - modelo Fivestar 710466 – P/N 497333.



Figura n °2.8. Ventilación
Fuente: Propia, 2013

Desatado y eliminación de desmorte

Previo al desatado se mojará y regarán las paredes y techo del túnel o sección, para disipar el polvo, siempre que seguridad del pase para ingreso luego de haber medido gases.

Se desatará la labor, para lo cual se utilizarán un equipo scaler y herramientas adecuadas. Una vez desatada la frente, se procederá con la limpieza del desmorte con un Scooptram Diesel de 6.0 yd3 y/o cargador frontal que se cargaran en los volquetes.



Figura n °2.9. Desatado de rocas
Fuente: Propia, 2013

Sostenimiento

Shotcrete:

Una vez el shotcrete hace su llegada al frente, se colocará el mismo con sus equipos robot o tradicionales que contarán con todos los implementos necesarios para una correcta aplicación de la mezcla, tanto en espesores, como compactación. Se colocarán 09 calibradores en sección transversal por metro de avance.

Los operadores estarán debidamente entrenados para lograr los resultados requeridos en el diseño. Se aplicarán los distintos espesores de acuerdo con las distintas calidades de roca, los cuales vienen especificados en los planos y definidos en el proyecto.

En general, el shotcrete se aplicará en hastiales y bóveda, una vez ejecutado el desmonte. Previamente, se lavará la superficie con agua a presión, para evitar polvo que pueda quitar adherencia al conjunto roca- concreto.

Las dosificaciones serán aprobadas y de acuerdo con las curvas de diseño especificadas. El material vendrá separado en gravilla y arena para una correcta dosificación.



Figura n °2.10. Lanzado de shotcrete
Fuente: Propia, 2013

Pernos de anclaje y pernos spilling:

Después de realizar un minucioso desatado de rocas del sector se deberán marcar las ubicaciones de las perforaciones sistemáticas, de acuerdo con el tipo de roca determinado por geología. Esta labor la desarrollará topografía o el supervisor designado debiendo seguir lo consignado en los planos del proyecto.

La perforación se puede realizar en sectores donde previamente haya sido colocada una capa de shotcrete como medida inicial de sostenimiento. También se pueden colocar pernos en forma puntual sobre la roca desatada, y otros sectores para evitar el posible desprendimiento de algún bloque, siempre que las condiciones geológicas lo ameriten y esté aprobado ese tipo de fortificación por el cliente.

La perforación se realizará en avance, partiendo con la perforación de la línea de pernos más próxima a la fortificación existente o desde punto inicio de la fortificación hacia delante.

La cantidad de perforaciones, desde una misma posición del jumbo, será la que permita el largo del brazo. En el caso que no se logren perforar todas las paradas, desde un solo punto, el equipo se desplazará, para continuar.

La perforación se iniciará por los taladros del techo ubicados cerca de la clave, para posteriormente continuar con los de las cajas, esto con el fin de que la viga del Jumbo, se exponga el menor tiempo posible a un desprendimiento de rocas al inicio de la perforación.

El capataz del frente será responsable de perforar la longitud solicitada (2.5m a 3.0m) y verificarla haciendo uso de una wincha de 5m.

El perno debe sobresalir 15cm del taladro.

El diámetro del taladro no deberá exceder en más de 10 a 20mm del diámetro de la barra de anclaje. Para efectos de la caverna este deberá ser de 38mm en el diámetro máximo según la tabla N° 2.8.

En el caso que la labor a fortificar presente filtraciones de agua, deberán perforarse taladros adicionales, en donde se instalarán mangueras para captar el agua.

Si durante la perforación, el Jumbero detecta la necesidad de desatar, deberá detener la operación, retirando el equipo bajo zona segura al objeto de iniciar el desatado.

Los pernos serán de barras helicoidales con la composición química y propiedades mecánicas, según norma ASTM A615 grado 75:

- ✓ Limite de fluencia, min. (kg/cm²) = 5,270
- ✓ Resistencia a la tracción, min. (kg/cm²) = 7,030
- ✓ Alargamiento en 200 mm, min. (%) = 7
- ✓ Composición química % P = 0.060% máximo

Tabla N° 2.8

Dimensiones de las barras helicoidales

Designación	Núcleo mm		Carga Mínima Según ASTM A615				Peso Nominal Kg/m
	Diámetro Nominal	Diámetro Máximo	Mayor	Menor	Fluencia	Tracción	
	Do	A	B	Lbs (KN)	Lbs (KN)		
# 6	19	21.5	18.3	17.7	33,000 (146)	44,000 (195)	2.14
# 7	22	24.6	21.4	20.6	45,000 (200)	60,000 (270)	2.85
# 8	25	27.9	24.4	23.0	59,300 (263)	79,000 (350)	3.85
# 10	32	34.8	30.6	30.3	95,200 (425)	127,000 (564)	6.03

Fuente: Aceros Arequipa. Especificaciones Barra Helicoidal

Para las pruebas de anclaje de los pernos instalados se realizará con los siguientes equipos:

- Bomba Hidráulica, ENERPAC P 292, de 10,000 PSI de capacidad
- Cilindro Hidráulico de émbolo hueco, ENERPAC RCH 302 con acople hembra de conexión rápida, de 30 Tn de capacidad.
- Manguera de transmisión de presión, ENERPAC, de 10,000 PSI de capacidad.
- Manómetro Nuova Fima, de 0 a 10,000 PSI de capacidad.
- Manipulador telescópico de levante, TEREX, de 3Tn y hasta 05 personas

Instalación del equipo :

- Ubicación del perno de anclaje a ensayar.
- Colocación del acople en el perno de anclaje.
- Colocación de la Placa Nivelante.
- Colocación del cilindro hidráulico de émbolo hueco.
- Colocación de la Arandela gruesa.
- Colocación de la Tuerca de ajuste.
- Colocación de los pernos nivelantes en la placa con sus respectivas arandelas y tuercas de ajuste.
- Reajuste de todos los accesorios y verificación de la instalación.
- Conexión de la manguera hidráulica al cilindro hidráulico de émbolo hueco mediante un conector universal.
- Asegurar posicionamiento horizontal de la bomba hidráulica.

Inicio de prueba :

- Retiro del seguro de la bomba hidráulica.
- Verificación del indicador del manómetro hidráulico en posición cero.
- Apertura de la llave de la Bomba Hidráulica.
- Inyección de presión mediante el brazo de palanca de la bomba hidráulica.
- Toma de lecturas y anotaciones en el formato correspondiente.

Los pernos serán sometidos a una carga axial de tracción que deberá alcanzar, 8 días calendario después de haber sido colocado el perno, un valor de 10Tn para cualquier tipo de perno independientemente de su longitud.

Si en el lapso de aplicación de 10Tn, se observa más del 10% de relajación de la carga, se considerará que el anclaje del perno ha fallado. Iniciada la prueba, se registrará la lectura para 10Tn de carga aplicadas al perno de anclaje.

Los valores de carga serán controlados con su respectivo equivalente de presión registrado en el manómetro, para lo cual se dispone con valores de calibración del equipo de los que hemos determinado su línea de tendencia. (En los anexos se encuentra la documentación respectiva).

Después de aplicar la carga, se medirá la deformación con el vernier. Esta lectura quedará asentada en el registro correspondiente.



Figura n °2.11. Sostenimiento de caverna
Fuente: Propia, 2013

Para el caso del **objetivo 3** donde se estimarán los resultados que generará la implantación de la metodología de soporte de rocas en problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, donde Inicialmente se desarrolló la metodología de excavación de la caverna de máquinas y transformadores en paralelo para acceder a los bancos inferiores de la caverna de máquinas por medio de los túneles que conectan ambas cavernas (galerías de barras), ello sin antes tener los resultados de las pruebas de hidrofracturamiento y overcoring que se realizaron para obtener las mediciones de esfuerzo del macizo rocoso de las cavernas.

Desarrollo de la metodología inicial

Ubicación y accesos

Se accede a la caverna de máquinas por medio del túnel de acceso que tiene una longitud de 954 metros, y para acceder al nivel superior de la caverna es a través del túnel Adit 1 y By pass DR18 como se muestra en la figura n °2.12.

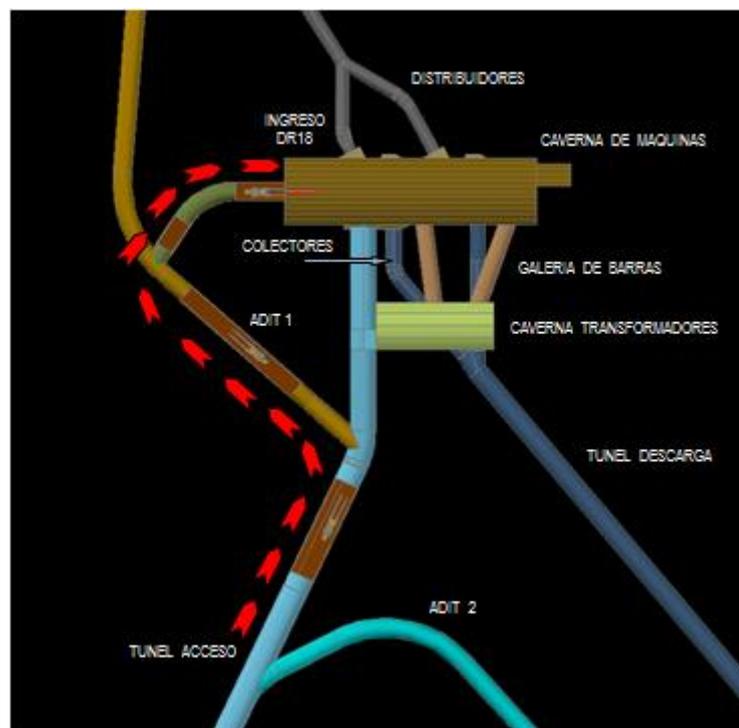


Figura n °2.12 Planta de ubicación de cavernas
Fuente: Propia, 2011

Excavación caverna de máquinas / Corona superior – Nivel 1583 al 1577.50

Se inicia la excavación de la caverna de máquinas por la corona superior donde se accede al nivel superior por el Bypass DR18 y se tiene 3 secciones y/o fases de excavación que son central (fase 1), hastial derecho (fase 2) y hastial izquierdo (fase 3) según figuras n °2.13 y n °2.14.



Figura n °2.13. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 01, 02 y 03
 Fuente: Propia, 2011 (excavación superior)

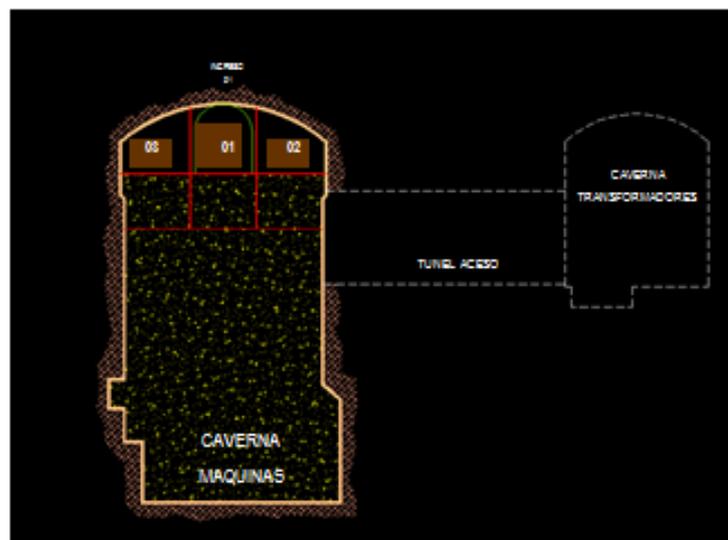


Figura n °2.14. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 01, 02 y 03
 Fuente: Propia, 2011 (excavación superior)

Excavación caverna de máquinas / Banco 2 – Nivel 1577.50 al 1573.15

Se continúa accediendo por el bypass DR18 y se ejecuta una rampa por la sección central de la caverna para llegar al nivel 1573.15 con las fases 4,5 y 6 (Figura n °2.15 y n °2.16).



Figura n °2.15. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 04, 05 y 06
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 2)

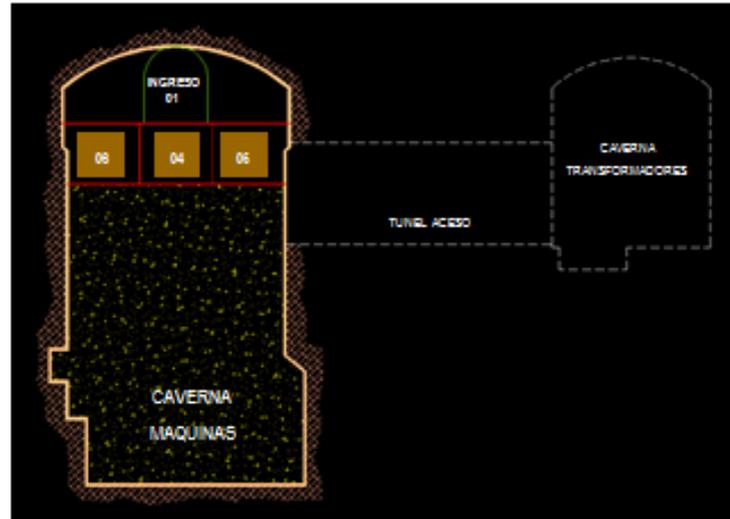


Figura n °2.16. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 04, 05 y 06
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 2)

Excavación caverna de máquinas / Banco 3 – Nivel 1573.15 al 1568.80

Culminado la excavación del banco 2 se elimina la rampa que se construyó para acceder a ella y se accede al tercer nivel por el túnel de acceso que está al nivel 1568.80, por el cual se excava las fases 7,8 y 9 (Figuras n °2.17 y n °2.18).

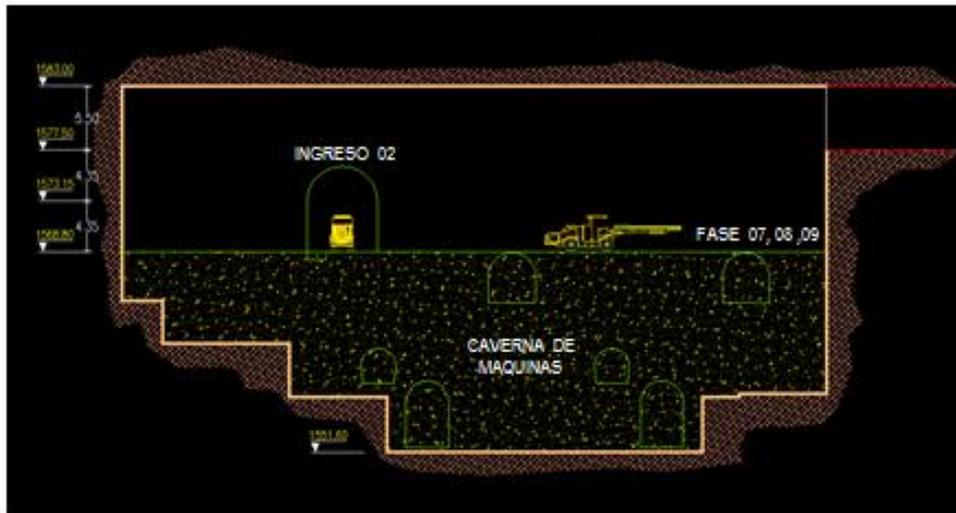


Figura n °2.17. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 07, 08 y 09
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 3)



Figura n °2.18. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 07, 08 y 09
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 3)

Construcción de viga puente grúa y columnas – Nivel 1573.15 al 1568.80

Culminado la excavación del banco 3 se construye la viga del puente grúa y las columnas de amarre donde se anclará al macizo rocoso por medio de pernos de anclaje y cables postensados. El acceso para las obras civiles será por el túnel de acceso. (Figura n °2.19).



Figura n °2.19. Corte transversal de caverna de máquinas – viga puente grúa
Fuente: Propia, 2011 (Obras civiles banco 3)

Excavación de caverna de Transformadores

Culminado la construcción de las obras civiles en la casa de máquinas (construcción de vigas y columnas ancladas) se inicia la excavación de la caverna de transformadores para que por medio de los bus bar (galerías de barras) se pueda acceder a los niveles inferiores de la caverna de máquinas.

En el túnel de acceso se ensancha la bóveda en una longitud aproximada de 50 metros para llegar al nivel superior de la caverna de transformadores, con el material excedente se construye una rampa que no sea superior al 14% de pendiente y se accede

al nivel 1582-1577.20, donde se excavara la sección superior en dos fases. (Figura n °2.20 y n °2.21).

Se continúa con la excavación de los niveles inferiores eliminando la rampa del túnel de acceso en las fases 3, 4, 5 y 6. (Figura n °2.22 y n °2.23).

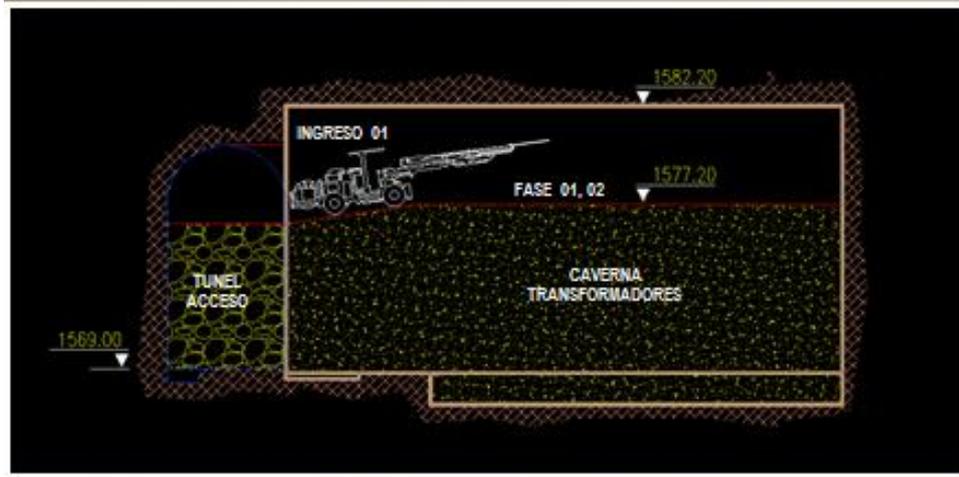


Figura n °2.20. Corte longitudinal de caverna de transformadores – fase 01 y 02
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco superior)

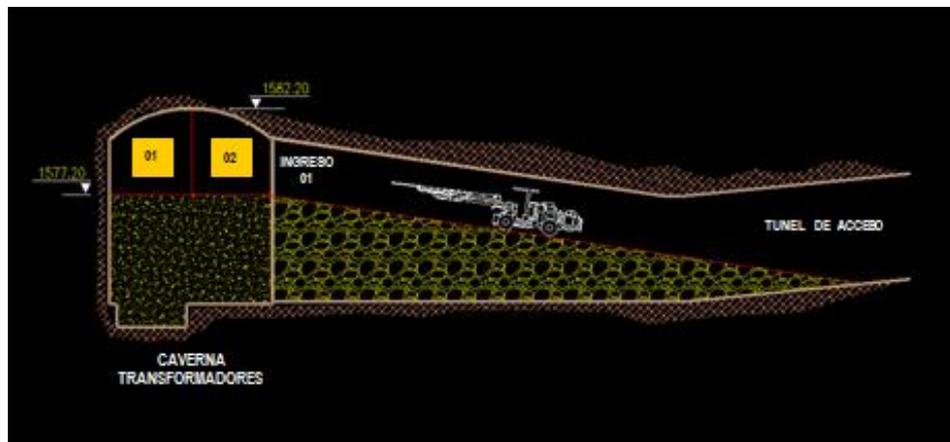


Figura n °2.21. Corte transversal de caverna de transformadores - fase 01 y 02
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco superior)

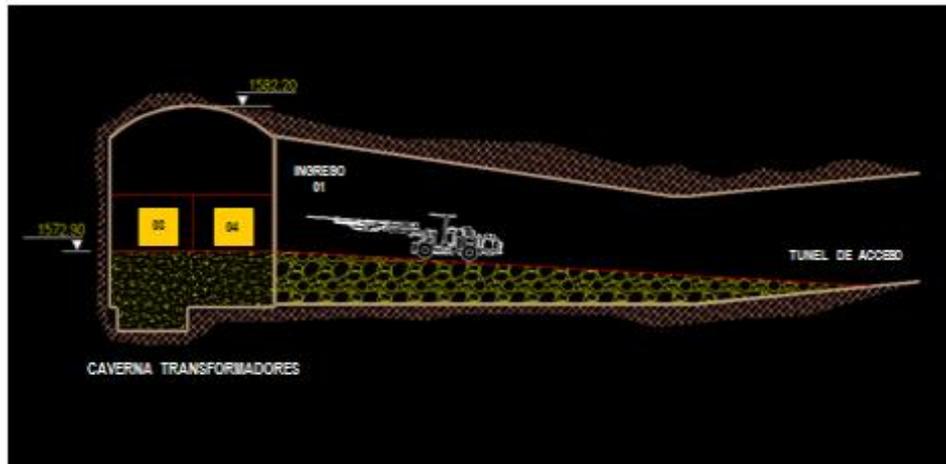


Figura n °2.22. Corte transversal de caverna de transformadores – fase 03 y 04
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco inferior)

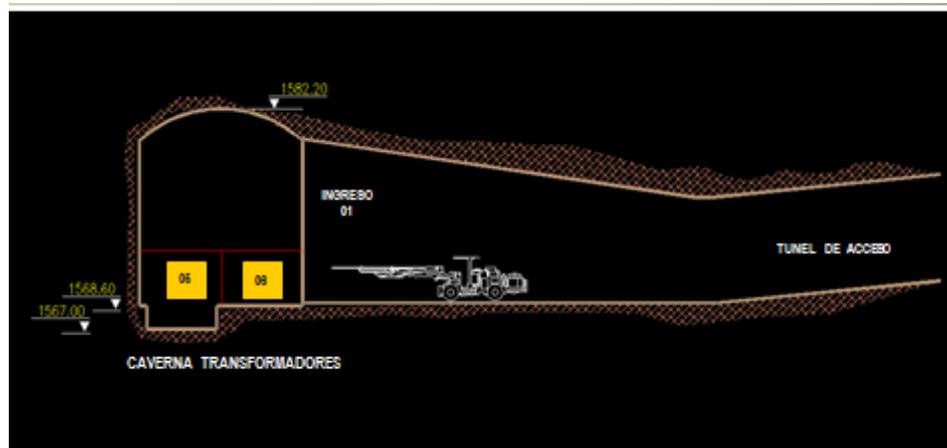


Figura n °2.23. Corte transversal de caverna de transformadores – fase 05 y 06
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco inferior)

Excavación caverna de máquinas / Banco 4 – Nivel 1568.80 al 1564.40

Culminado la excavación de la caverna de transformadores se accede al banco 4 de la caverna de transformadores por los bus bar -galerías de barras (figura n °2.24).

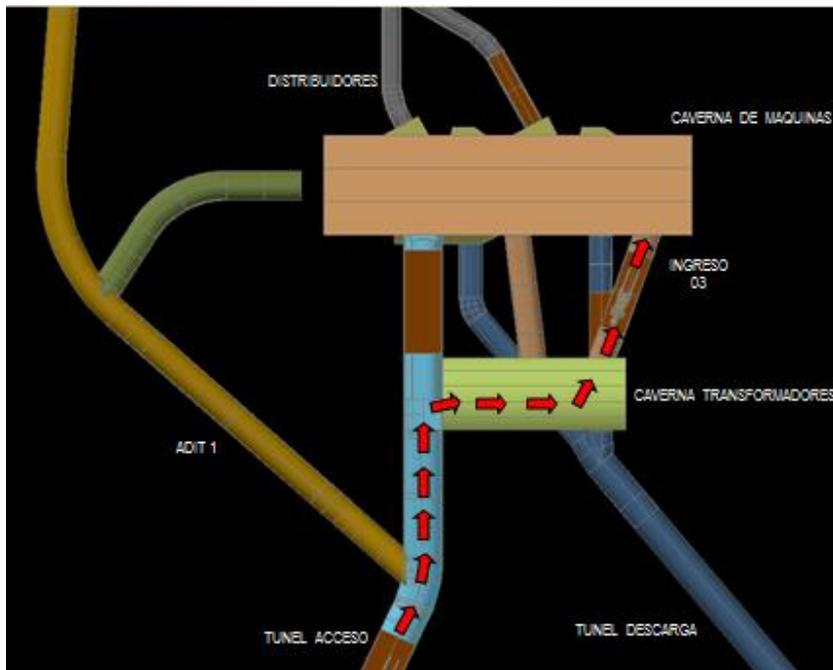


Figura n °2.24. Planta de acceso al nivel 4.
Fuente: Propia, 2011

Se excavaba el banco 4 en las fases 10, 11 y 12. (Figura n °2.25 y n °2.26).



Figura 2.25. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 10, 11 y 12
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 4)

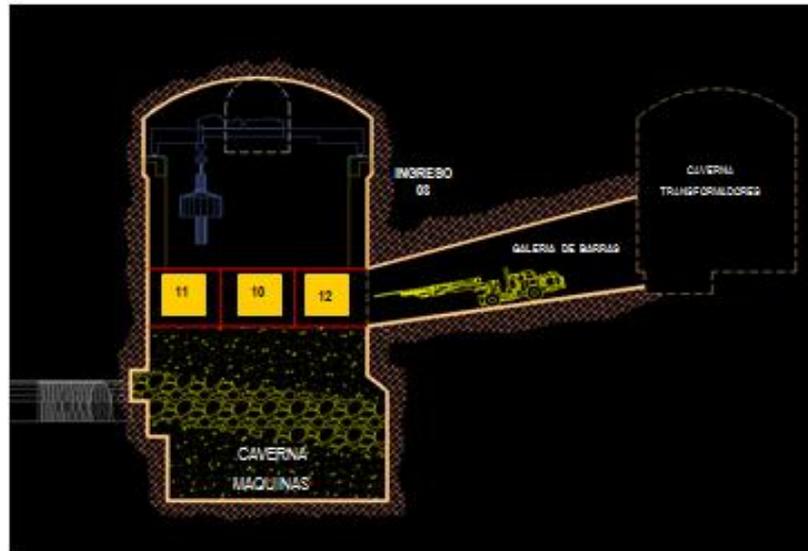


Figura n °2.26. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 10, 11 y 12
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 4)

Excavación caverna de máquinas / Banco 5 – Nivel 1564.40 al 1560.70

Ingresando por el Bus bar se construye una rampa para acceder al nivel 5 de la caverna de máquinas (Figura n °2.27), luego se excava las fases 13, 14 y 15 (figura n °2.28 y n °2.29).

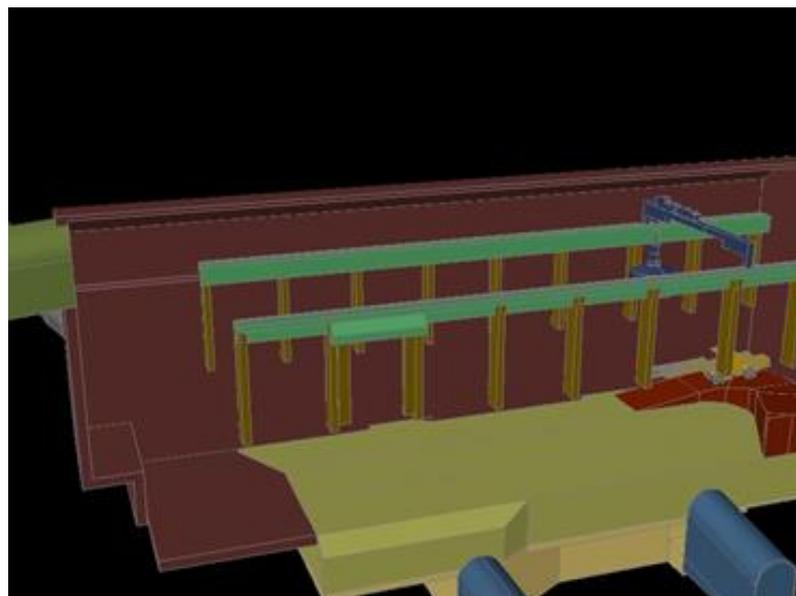


Figura n °2.27. Detalle de acceso al nivel 5 - caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2011

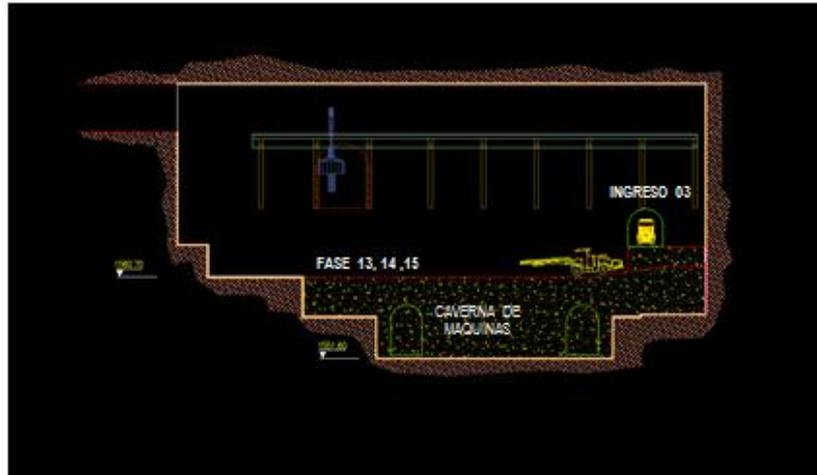


Figura n °2.28. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 13, 14 y 15
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 5)

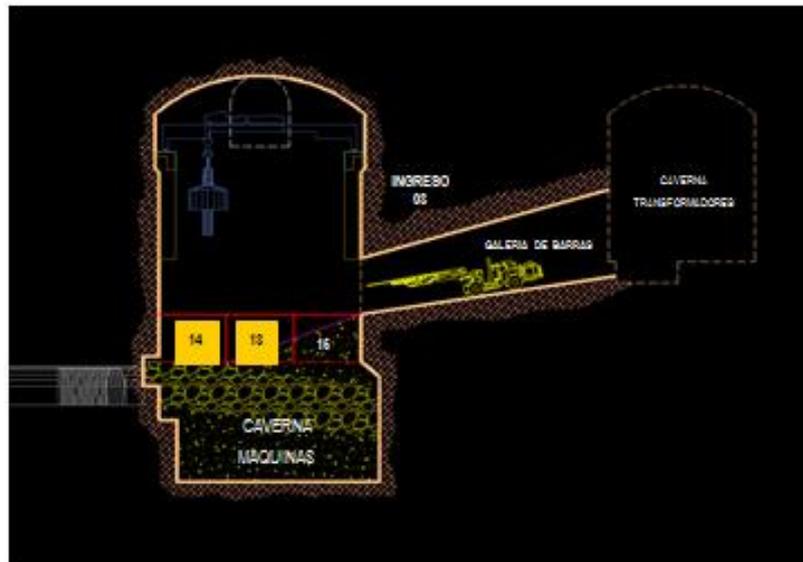


Figura n °2.29. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 13, 14 y 15
 Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 5)

Excavación caverna de máquinas / Banco 6 – Nivel 1560.70 al 1557

Para llegar al banco 6 se continúa accediendo por el Bus bar donde se construye una rampa más prolongada para acceder al nivel 6 de la caverna de máquinas (Figura n °2.30), luego se excava las fases 16, 17 y 18 (figura n °2.31 y n °2.32).

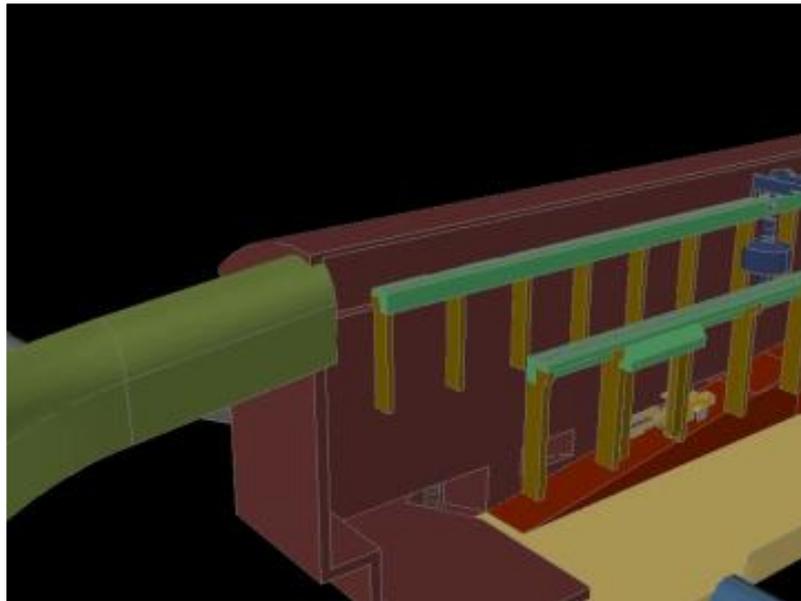


Figura n °2.30. Detalle de acceso al nivel 6- caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2011

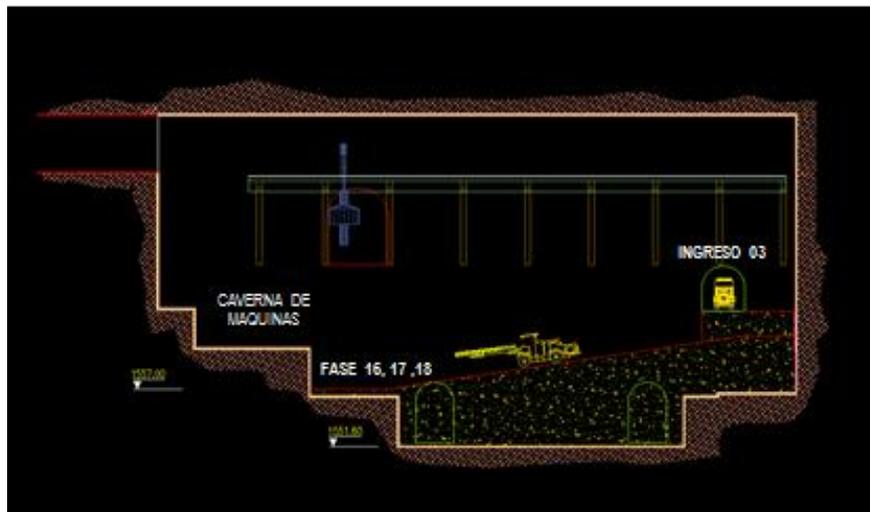


Figura n °2.31. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 16, 17 y 18
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 6)

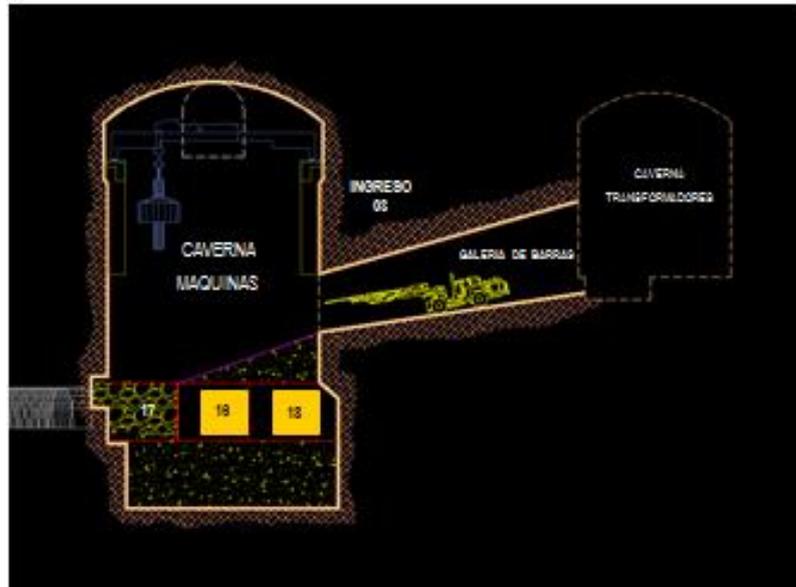


Figura n °2.32. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 16, 17 y 18
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 6)

Excavación caverna de máquinas / Banco 7 – Nivel 1557 al 1551.60

Culminado de excavar el nivel 6 se elimina la rampa de acceso del Bus bar, y se accede al nivel 7 por los túneles inferiores - colectores (Figura n °2.33), luego se excava las fases finales 19, 20 y 21 (figura n °2.34 y n °2.35).

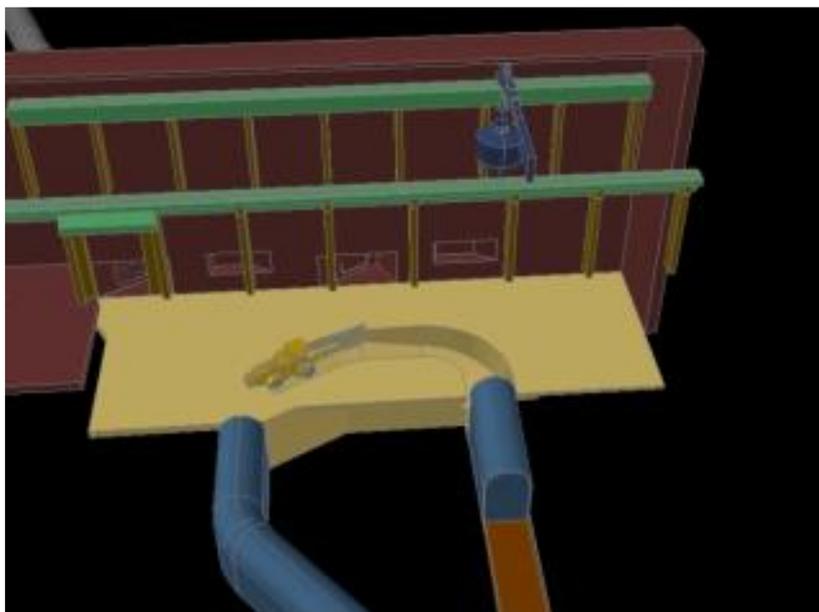


Figura n °2.33. Detalle de acceso al nivel 7- caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2011

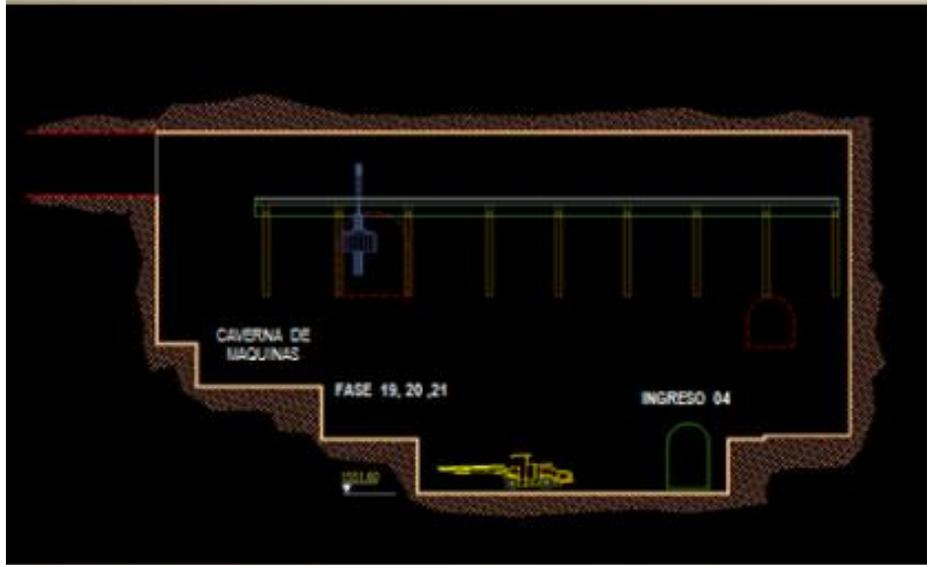


Figura n °2.34. Corte longitudinal de caverna de máquinas – fase 19, 20 y 21
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 7)

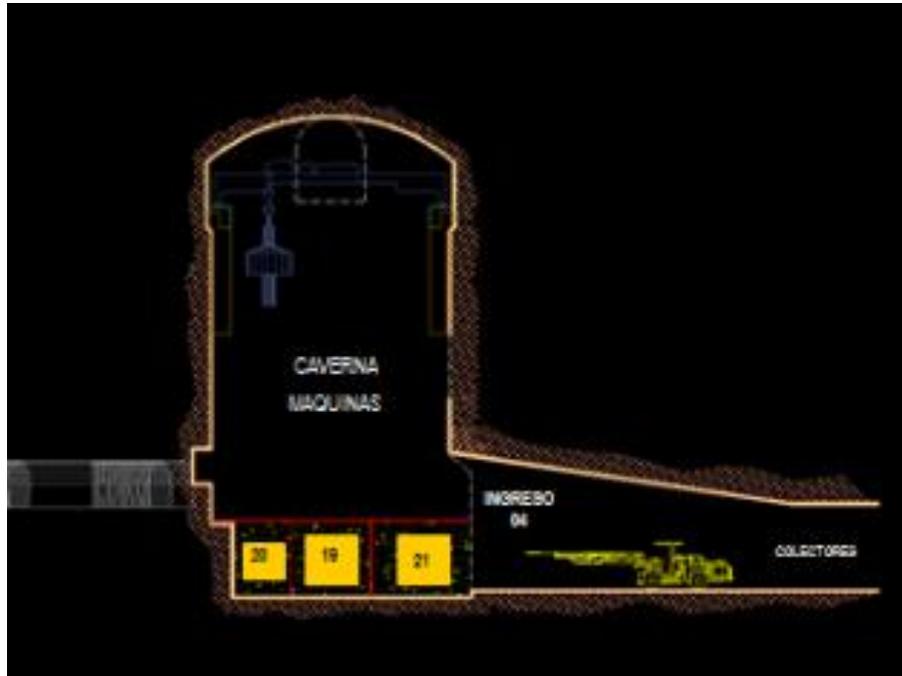
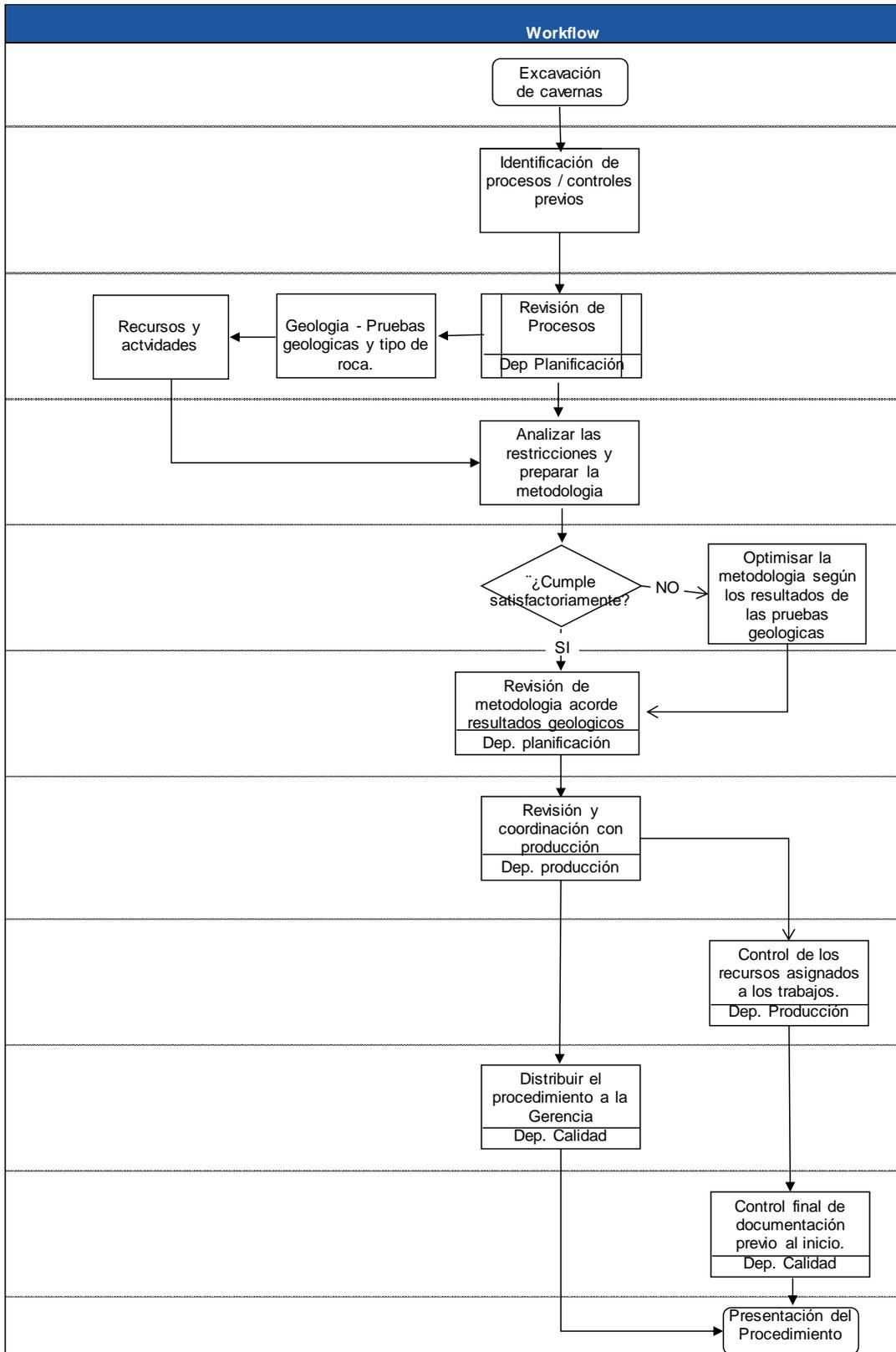


Figura n °2.35. Corte transversal de caverna de máquinas – fase 19, 20 y 21
Fuente: Propia, 2011 (excavación banco 7)

Proceso de revisión de la metodología inicial



Después de realizar la metodología inicial de excavación de las cavernas, se obtuvo los resultados de las pruebas de hidrofracturamiento y overcoring las cuales arrojaron como resultado que la ubicación actual de la caverna de máquinas se encontraba en una zona de tensión alta y con roca fracturada horizontalmente, por lo cual se tuvo que modificar la ingeniería y mover a 101 metros la casa de máquinas con dirección al túnel de conducción (Figura n °2.36). Adicionalmente cuando en el proceso de excavación del túnel de acceso y túneles asociados a la caverna de máquinas se tuvo eventos de estallidos de roca con proyección del sostenimiento instalados como soporte inicial, por ello el departamento de geología instruyó que no se realicen excavaciones en túneles asociados cuando se está excavando la caverna de máquinas, así mismo la caverna de transformadores tampoco se podría excavar en conjunto con la caverna de máquinas.

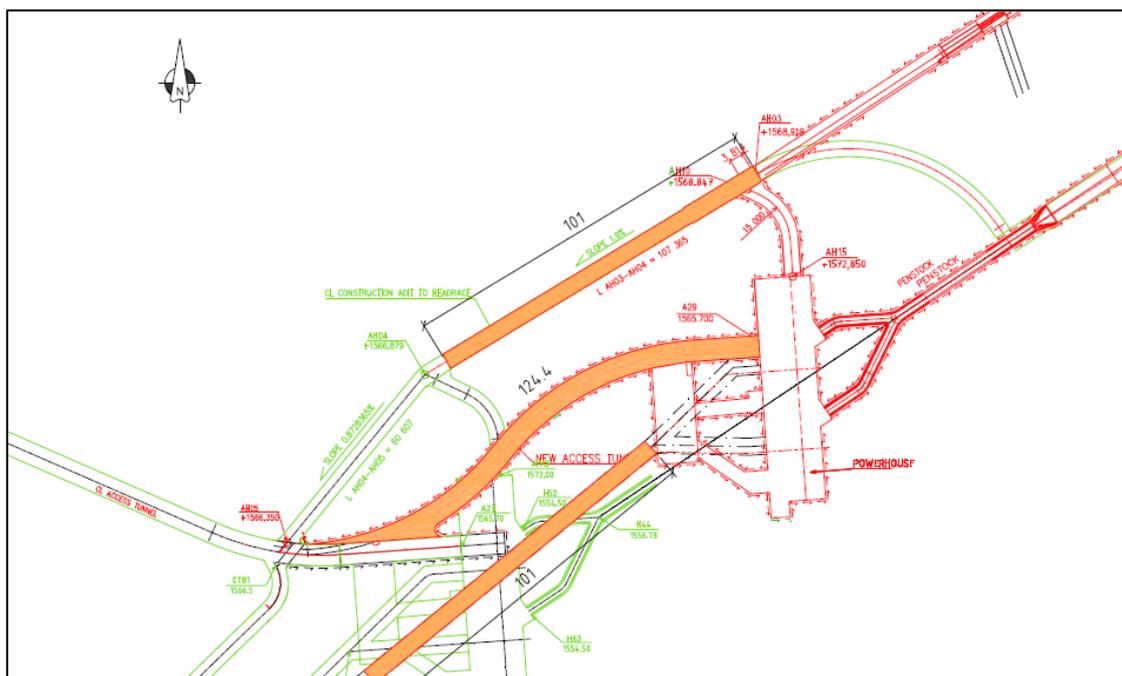


Figura n °2.36. Detalle de cambio de ubicación de cavernas
Fuente: plano NC-D-C-G-079 H02 2012 01 19 - Norconsult, 2012

Principio del ensayo de Hidrofracturamiento

En mecánica de rocas, el término fracturación hidráulica se utiliza para operaciones de inyección de fluido en intervalos de pozos sellados para inducir y propagar fracturas hidráulicas en la masa rocosa. Los datos de presión durante la fracturación hidráulica pueden utilizarse para determinar el régimen de tensiones en la masa rocosa. Aunque esta técnica era bien conocida como una técnica de estimulación para pozos de petróleo y gas desde finales de la década de 1940, las primeras mediciones de tensión de fracturación hidráulica se realizaron en un sitio de pruebas subterráneas en el norte de Minnesota en 1968.

Desde entonces, la fracturación hidráulica se ha utilizado en todo el mundo en numerosos pozos de poca profundidad para medir las tensiones in situ en profundidad.

El análisis clásico del hidrofrac se basa en la solución de Kirsch para la distribución de tensiones alrededor de un agujero circular en un material homogéneo, isotrópico y elástico sometido a tensiones de compresión de campo lejano. En el caso de un pozo vertical, las soluciones de Kirsch se utilizan en la fórmula de Hubbert y Willis (1957) para la presión crítica P_c en el momento de la fracturación:

$$P_c = 3 \cdot Sh - SH + P_{co} - P_p$$

Donde Sh y SH son las tensiones principales horizontales de terreno distante, P_{co} es la resistencia a la tracción hidráulica in situ de la roca, y P_p es la presión de poro en la masa rocosa. Se supone que la sobrecarga es una tensión principal, la roca es homogénea, isotrópica e inicialmente impermeable, y que la fractura inducida está orientada perpendicularmente a la tensión principal horizontal mínima Sh . La última suposición produce $Sh = P_{si}$

Donde P_{si} es la presión de cierre para mantener la fractura abierta después de que el sistema de presurización esté cerrado. Utilizando este enfoque elástico lineal, las tensiones principales pueden ser expresadas por las relaciones:

$$Sh = P_{si}$$

$$SH = 3 \cdot P_{si} - Pr - P_p$$

$$S_v = \rho \cdot g \cdot z$$

$$Pr = P_c - P_{co}$$

Por lo tanto, el análisis de tensiones sólo requiere conocimientos sobre la densidad de la masa rocosa ρ , la determinación de los valores característicos de la presión, la presión de cierre en presión P_{ci} y la presión de reapertura de la fractura P_r en la profundidad z en la que se induce la fractura, e información sobre la presión de los poros. Los acimutes de las fracturas verticales inducidas corresponden a la orientación de SH.

Las pruebas de hidrofracturamiento para el proyecto Cheves se llevaron a cabo utilizando la metodología MeSy-Solexperts sistema de hidrofrac de cable subterráneo, donde la herramienta de encajonado a horcadas se mueve dentro del pozo en un cable de registro de sondeo de siete conductores con un cabrestante impulsado a mano fijado en un trípode. Este sistema permite un rápido "stress - logging" en ausencia de un equipo de perforación in situ. Además, el método de prueba con cable permite controlar el crecimiento de la presión y de la fractura debido a su alta rigidez del sistema y la posibilidad de registro en línea de la presión en el fondo del pozo. En la figura 3.1 se ofrece una vista esquemática del sistema.

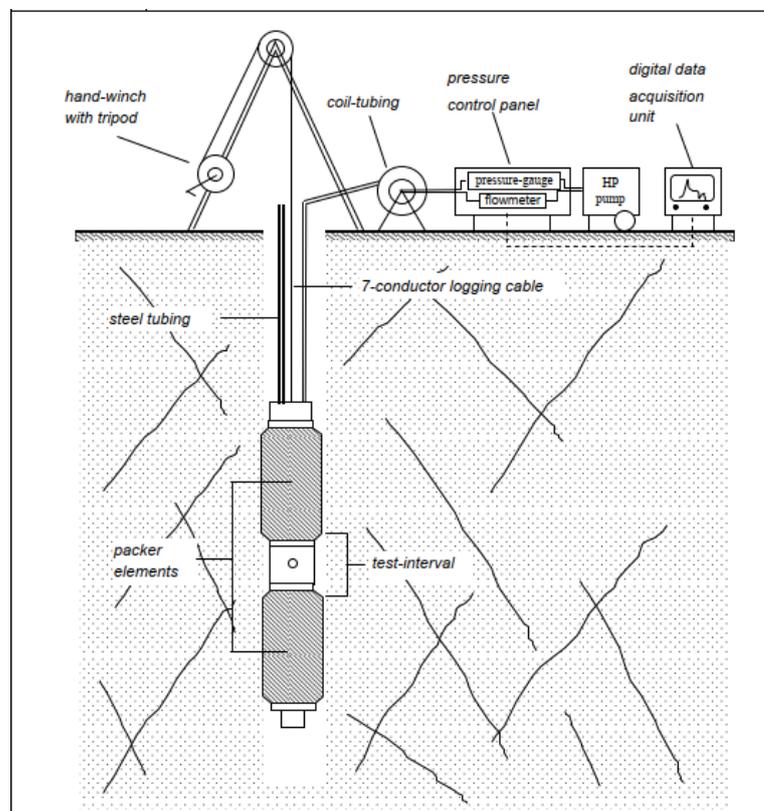


Figura n °2.37. Schematic view of the wireline packer testing system
Fuente: Hydrofrac stress measurement report - Mesy-Solexperts, 2012

Resultados del ensayo de Hidrofracturamiento

- ✓ Como parte del actual programa de investigación de sitio para el Proyecto Hidroeléctrico Cheves, Perú, se realizaron una serie de 27 pruebas de fractura hidráulica en 6 pozos verticales y horizontales, ubicados en túnel DR-17 y en Niche-3/PK842 (DR12) en el Túnel de Acceso y en Niche-585 del Túnel Adit-1. Las pruebas en las perforaciones verticales y horizontales de 30-35 m de profundidad/longitud se llevaron a cabo con la empacadora a horcajadas hydrofrac y la herramienta de empacadora de impresión PERFRAC-II, que estaba equipada con elementos de empacadora de 91 mm de diámetro para las secciones de perforaciones abiertas de 96 mm de diámetro.

- ✓ La mayoría de las pruebas demuestran características típicas del hidrofrac, tales como una avería pronunciada (inicio de la fractura), eventos, presión de apertura clara de la fractura y valores distintos de presión de cierre.

- ✓ Dado que no se realizaron investigaciones de laboratorio relevantes para el material del núcleo, los datos de presión de ruptura observados y los valores de resistencia a la tracción in situ no pueden ser discutidos más a fondo sobre la base de un control de calidad de la mecánica de fractura. Ciertamente, los altos valores de resistencia a la tracción caracterizan la masa rocosa con gneisses competentes.

- ✓ Las tensiones in situ se calcularon sobre la base del concepto clásico de Hubbert y Willis (1957), utilizando principalmente los resultados de las pruebas en las perforaciones verticales. Aunque se observa una dispersión de los resultados debido a ambos, la corta longitud de los pozos con respecto al diámetro del túnel y la existencia de fracturas preexistentes en la roca. los resultados arrojan la siguiente tensión mínima del principio horizontal S_h en comparación con la de la tensión vertical S_v calculada a partir del peso de la masa rocosa de la sobrecarga, indicada en tabla N°2.9:

Tabla N° 2.9

Resultados de las pruebas de hidrofracturamiento

Test site	Depth (m)	Sv ($\rho = 2.7 \text{ g/cm}^3$) (Mpa)	Sh (Mpa)	Sh/Sv
Access Tunnel	823 – 826	21.8 – 21.9	11.0 – 11.2	0.50 – 0.51
DR18	831 – 834	22.0 – 22.1	14.6 – 14.8	0.66 – 0.67
DR 17	837 – 845	22.2 – 22.4	11.1 – 12.8	0.50 – 0.58
DR 12	731 – 747	19.4 – 19.8	6.0 – 7.7	0.30 – 0.40
Adit 1 Tunnel				
Adit 1-585-5	390	10.3	5.0 – 7.3	0.49 – 0.71
Adit 1 – 585-90	409 - 423	10.8 – 11.2	2.5 – 3.5	0.22 – 0.32

Fuente: MeSy-Solexperts. Hydrofract-Stress-measurement-report

Los resultados demuestran una variación significativa de las tensiones in situ, por ejemplo, entre DR17, DR18 y DR12 en el túnel de acceso o incluso entre los pozos verticales y horizontales perforados en el nicho 585 en el túnel Adit-1.

Los resultados del ensayo de hidrofracturamiento arrojan una dirección de la principal tensión horizontal principal de acción SH de E-W a NE-SW en los puntos de ensayo del túnel de acceso (DR18: $N 95^\circ \pm 3^\circ$, DR17: $N 99^\circ - 130^\circ$, DR12: $N 137^\circ \pm 15^\circ$), mientras que los ensayos en el túnel Adit-1 sugieren una dirección NNE-SSW ($N 28^\circ \pm 8^\circ$).

Ensayo de Overcoring

Ensayo para la determinación del estado de esfuerzos vírgenes in-situ (tensor de esfuerzos), en cuanto a orientación y magnitud, que permite confirmar hipótesis y diseños para estructuras proyectadas bajo roca.

El ensayo de overcoring (sobreperforación) consiste en determinar los esfuerzos a partir de cambios en el diámetro o deformación de la pared circular de una perforación piloto durante el proceso de sobreperforación. Las propiedades elásticas de la roca y las mediciones de deformación se combinan para calcular los esfuerzos en el plano perpendicular al eje de la perforación. En el caso del método con la celda

USBM (U.S. Bureau of mines), se llevan a cabo tres perforaciones en diferentes direcciones, por lo general ortogonales, dependiendo del esquema del nicho ejecutado. Durante el ensayo se realizan lecturas de deformaciones diametrales con la celda USBM en cada perforación y el conjunto de esas lecturas se somete a un análisis de mínimos cuadrados, con el cual, se obtiene el elipsoide de esfuerzos y su correspondiente desviación estándar.

Norma: ASTM 4623-96. Standard Test Method for Determination of In-situ Stress in Rock Mass by Overcoring Method USBM Borehole Deformation Gage.

Modelización 3D de la tensión del complejo energético

Para la nueva ubicación de la casa de máquinas se tuvo que realizar un análisis de tensión tridimensional por computadora del Complejo de la Casa de Máquinas del Proyecto Cheves que fue realizado con el software "Examine3D 4.0" de RocScience.

Examinar 3-D es un método de elemento de borde tridimensional y es apropiado para el análisis preliminar de análisis elástico de un problema en el que la geometría tridimensional de las aperturas es importante.

En este análisis tridimensional, las concentraciones de tensiones y la influencia de las tres geometrías dimensionales están claramente indicadas.

Este software está basado en el Método de los Elementos de Límite (BEM) y permite realizar un amplio rango de tareas de análisis subterráneos tridimensionales, que proporcionan tensiones y desplazamientos alrededor de las excavaciones, así como los factores de resistencia equivalentes al factor de seguridad del macizo rocoso, considerando las tensiones inducidas frente a la fuerza de la masa rocosa.

El modelo en 3-D de Examine del Complejo de la Casa de Máquinas utilizado para el análisis se muestra en la Fig. 2.38. El modelo consta de un total de 14586 elementos y 7171 nodos. Los elementos son triangular y los desplazamientos varían linealmente sobre la superficie de los elementos.

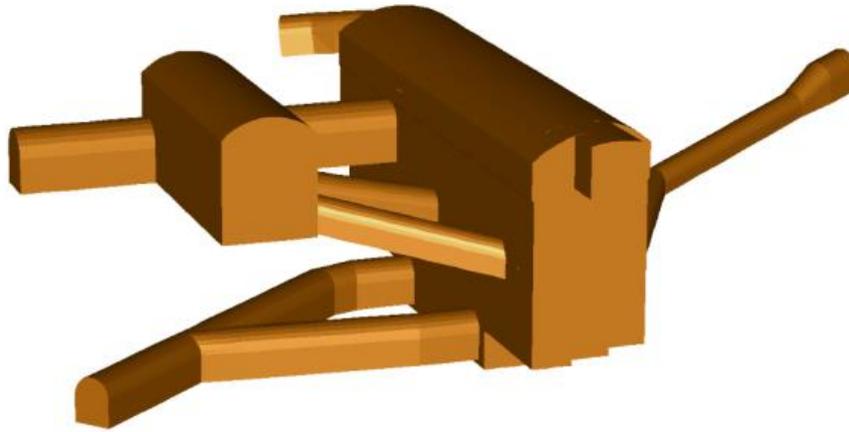


Figura n °2.38. Examine 3-D Modelo con complejo hidroeléctrico
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

Análisis, resultados e interpretación

Desplazamientos; Los desplazamientos máximos son en la pared de la caverna principal con valores máximos inferiores a 3 cm. El resto de los desplazamientos han sido por debajo de 1,2 cm, disminuyendo como están situados más lejos del área de influencia de la caverna principal.

Tensiones principales; La principal distribución de tensiones es que se muestra en la Fig. 2.39. Como se puede observar hay un área alrededor de los conductos del bus bar entre ambas cavernas, donde el principal aumento del estrés en comparación con otros lugares en los que los túneles anexos están más lejos. Este incremento de tensión aumenta de 25 a 35 MPa, lo que representa un incremento de la tensión principal del 40%. sobre el estrés natural inicial en el mismo lugar.

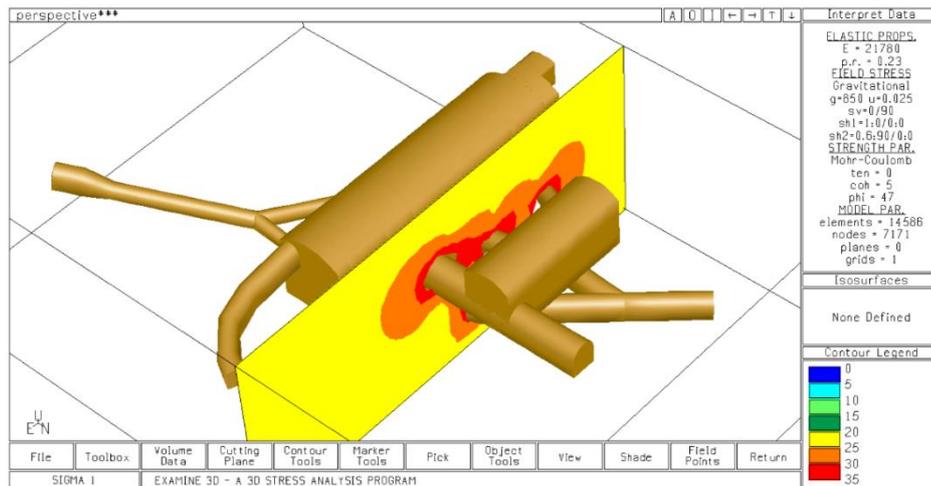


Figura n °2.39. Examine 3-D Máxima tensión principal
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

La Fig. 2.40 muestra la tensión principal mínima, donde se observa una descompresión apreciable; con desde 21 MPa hasta valores en el rango de 3-6 MPa.

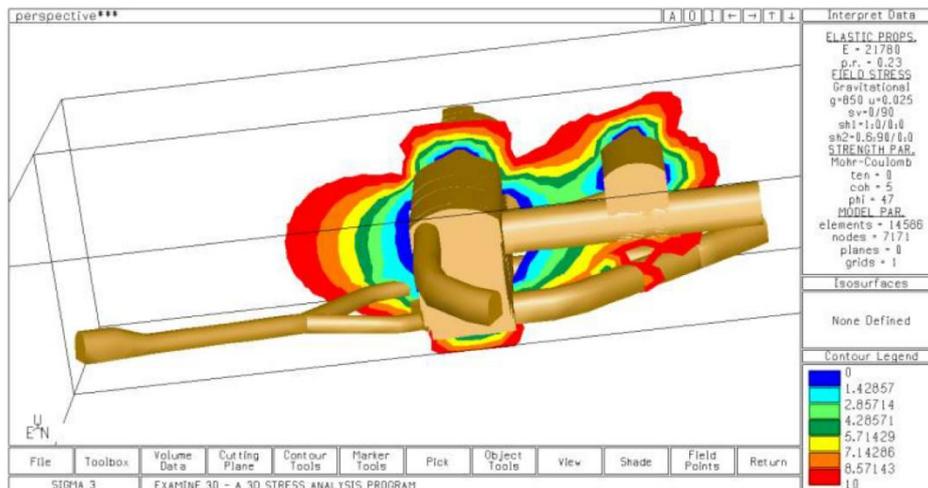


Figura n °2.40. Examine 3-D Mínima tensión principal
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

Factor de seguridad; El factor de seguridad es iso-superficies de 1.0 y 1.2 ha sido analizado (ver Fig. 2.41 y 2.42).

La primera indicaría aproximadamente el área de plastificación alrededor de las excavaciones. Esto muestra una plastificación en el contorno de las paredes opuestas de las cavernas de unos 4 m de profundidad, mientras que el macizo situado entre las dos cavernas aumentará su plastificación de hasta 1,5 metros en cada una de la pared, reduciendo el bloque central a un rango de suelo elástico de 4 a 5 metros de ancho.

En cualquier caso, la plastificación alrededor de la excavación es moderada según los resultados.

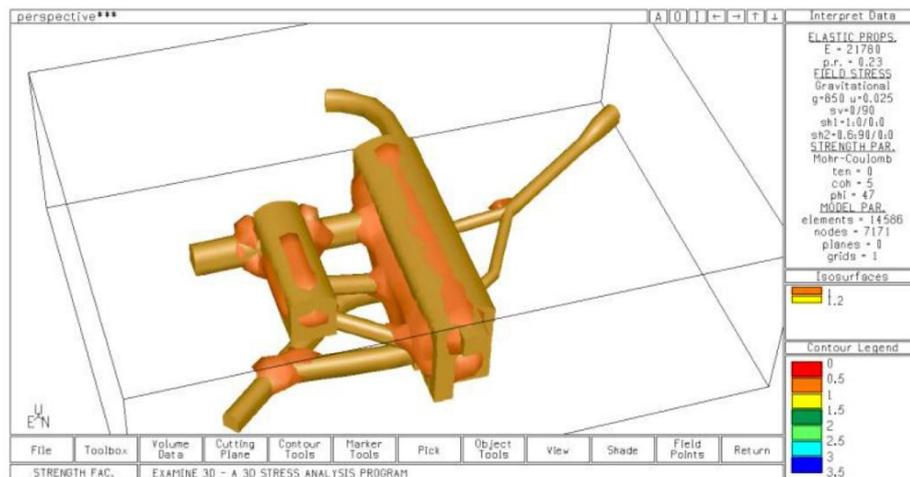


Figura n °2.41. Examine 3-D Isosuperficie con factor de seguridad 1.0
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

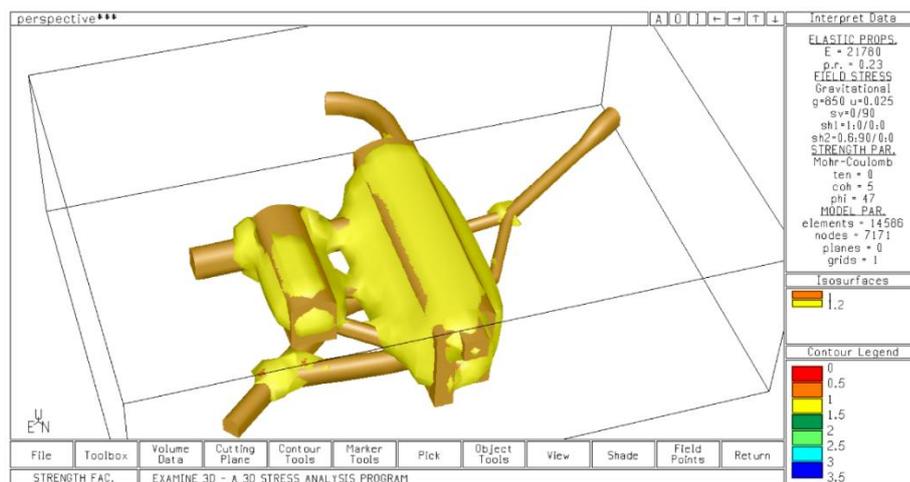


Figura n °2.42. Examine 3-D Isosuperficie con factor de seguridad 1.2
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

Desarrollo de la Metodología Revisada

Posterior a la revisión de los estudios geológicos descritos anteriormente, y en base a los resultados de la modelización 3-D de la tensión de las cavernas a excavar, se revisó la metodología de excavación de las cavernas y se modificó las alturas de los bancos y fases de excavación (Figura n °2.43), dado las tensiones alrededor de la caverna se tuvo que desarrollar la metodología de excavación con las recomendaciones del informe geológico geotécnico donde se restringía realizar grandes aberturas (voladuras), así como excavaciones en paralelo de la caverna de maquinas (caverna de transformadores y túneles alrededor).

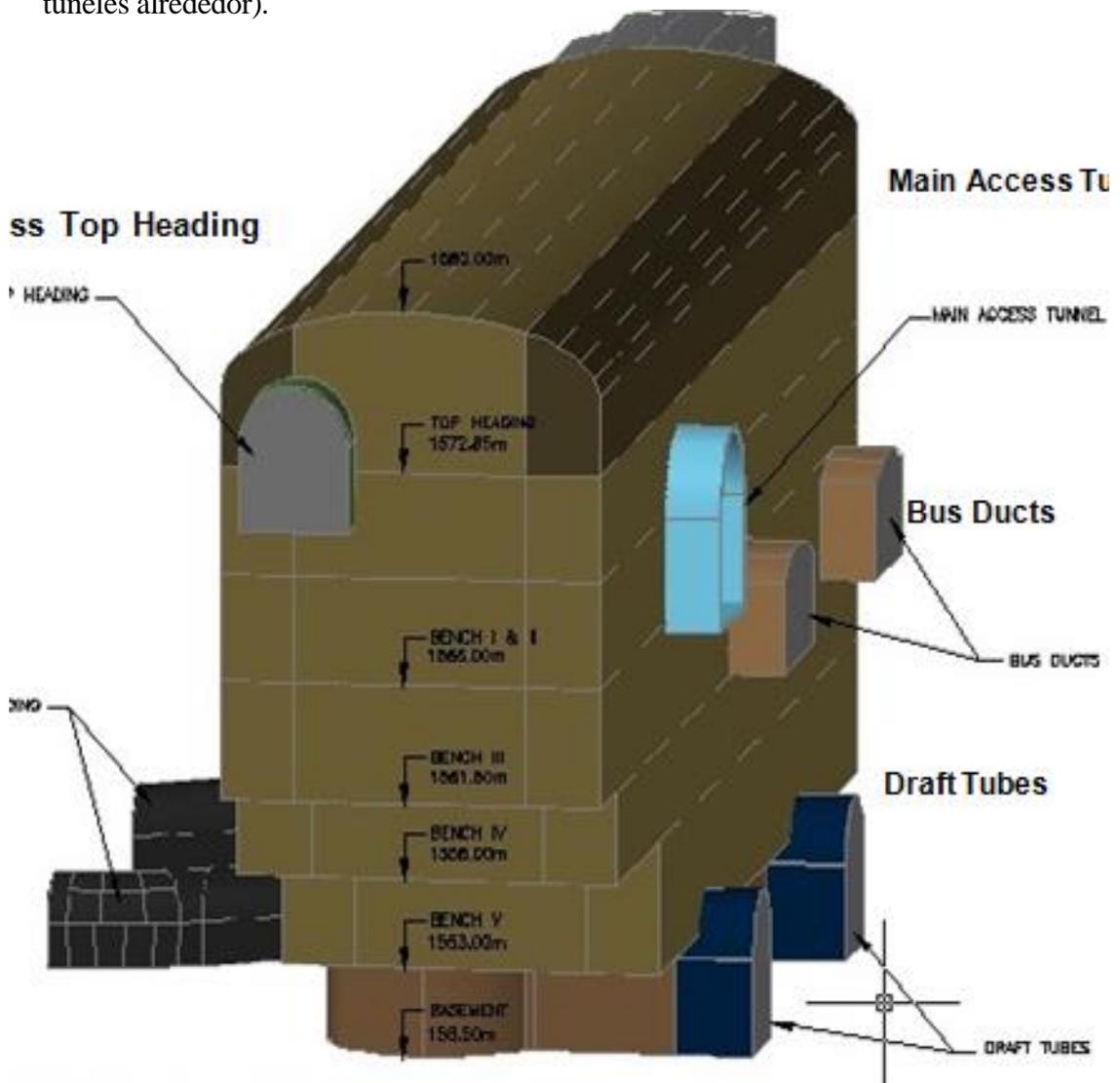


Figura n °2.43. Vista de los niveles de excavación de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Excavación caverna de máquinas / Corona superior – Nivel 1583 al 1572.85

Se accederá al nivel superior a través de túnel DR18, que se aleja del acceso de construcción que conecta el túnel de acceso con el túnel de aducción. Punto de entrada indicado en verde. El encabezado superior de la caverna de máquinas se ejecutará en perforación horizontal con túneles Jumbos trabajando en dos caras de excavación en paralelo uno del otro. El soporte de roca final debe instalarse al mismo tiempo detrás de la excavación, así como los drenajes de agua y las instalaciones para la instrumentación.

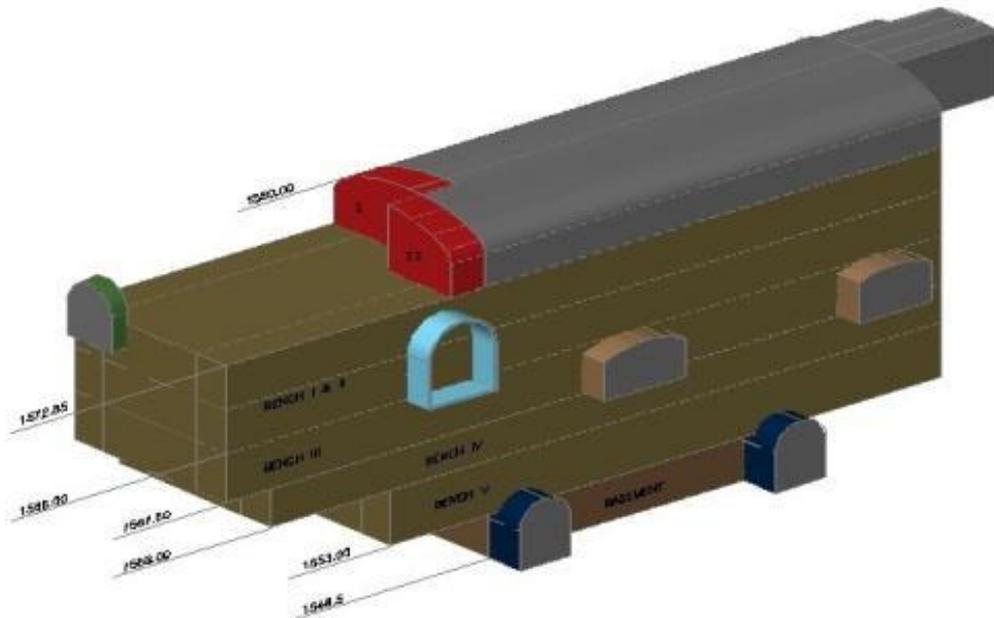


Figura n °2.44. Vista de excavación nivel superior de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Excavación caverna de máquinas / Banco I & II – Nivel 1572.85 al 1566

La excavación de los bancos I y II se llevará a cabo simultáneamente por 3 secciones transversales, ya que un límite de la primera etapa llevará a cabo una perforadora en la caverna (pre-división) para reducir los esfuerzos de la masa rocosa (de oeste a este).

Posteriormente se realiza la sección central mediante perforación vertical (con el equipo scout 700), que al ingresar al túnel DR18 y la sección paralela del ala de la caverna de transformadores comenzará cuando tenga 2 avances la sección central, con método de perforación horizontal utilizando el jumbo que ingrese el túnel de acceso (DR22).

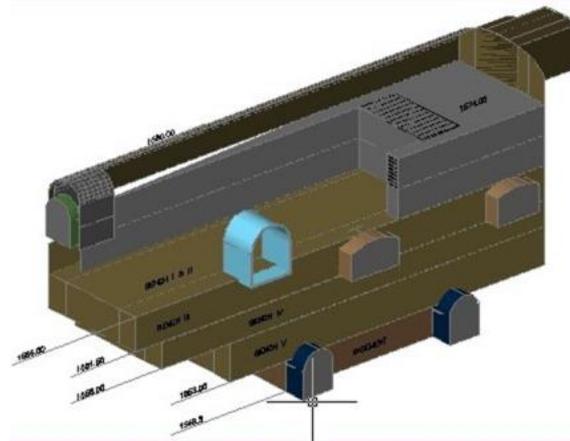


Figura n °2.45. Vista de excavación del Banco I & II de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

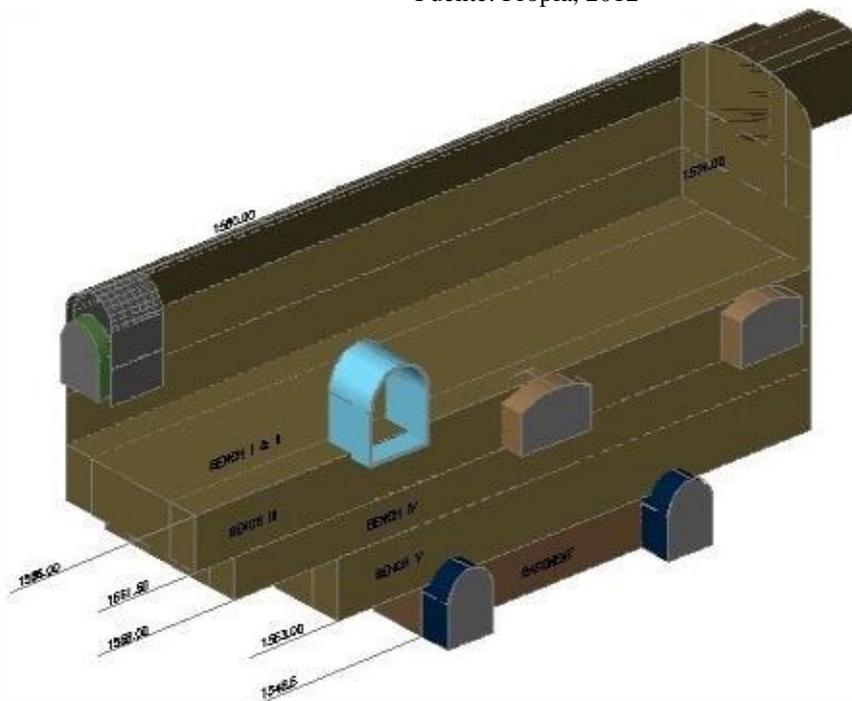


Figura n °2.46. Vista de excavación del Banco I & II de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Construcción de viga puente grúa y columnas – Nivel 1573.15 al 1566

En este paso, las obras de excavación en Powerhouse en este nivel se suspenderán por el momento. La viga de la grúa se construirá con hormigón armado en el lugar y en pasos de excavación adicionales utilizados como equipo de elevación adicional. Paralelamente a los trabajos de la viga de la grúa, el equipo de excavación excavará los niveles de la Caverna de Transformadores y la Caverna de máquinas por debajo de la elevación de 1566 (Conductos de Bus, Tubos de Tiro y Compuertas).

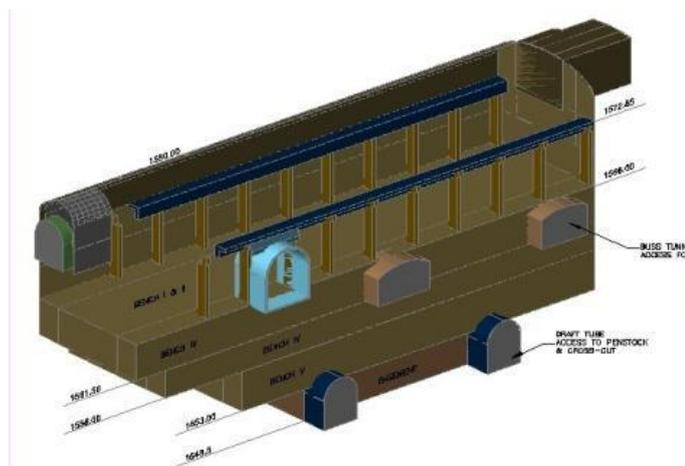


Figura n °2.47. Vista de obras civiles de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Excavación caverna de máquinas / Banco III – Nivel 1566 al 1561.5

El banco 3 se alcanzará primero construyendo una rampa dentro de la casa de máquinas. Mientras se alcanzó el nivel final de banco 3 y las áreas alrededor de los conductos de bus bar (Conexiones entre la caverna de máquinas y Transformadores) se han abierto, los túneles de conducto de bus bar se excavarán del lado de la caverna de máquinas. Posteriormente, sirve como la nueva ruta de transporte para el material restante en banco 3.

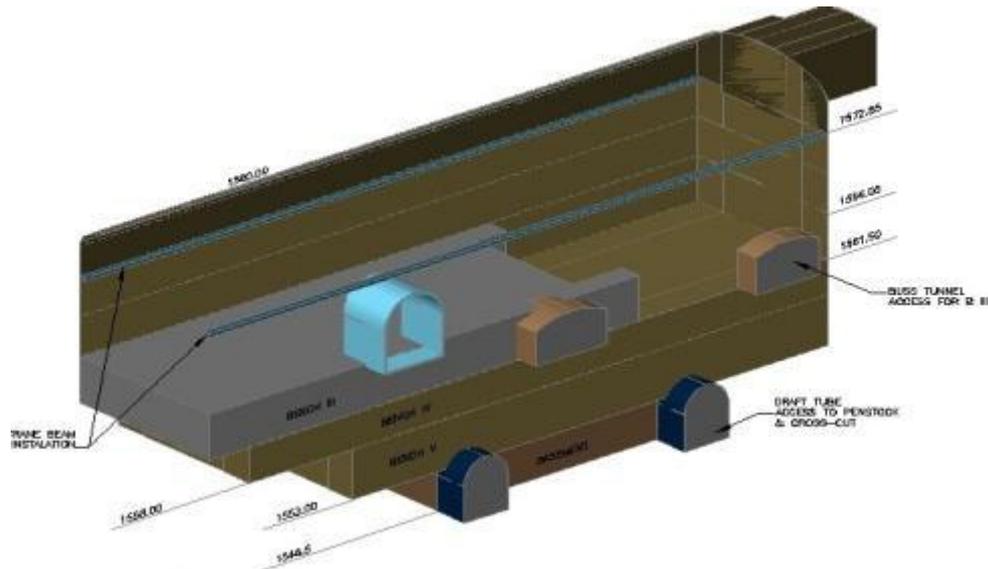


Figura n °2.48. Vista de excavación del Banco III de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Excavación caverna de máquinas / Banco IV – Nivel 1561.5 al 1558

Durante la excavación del Banco 3, se excavará un agujero de perforación hacia abajo desde la parte superior del punto de entrada del draft tubeo derecho en la base de la Turbina. El Draft Tube ya excavado durante la construcción de la viga de la grúa puede servir posteriormente como la principal ruta de transporte durante la excavación de Bench 3 y 4.

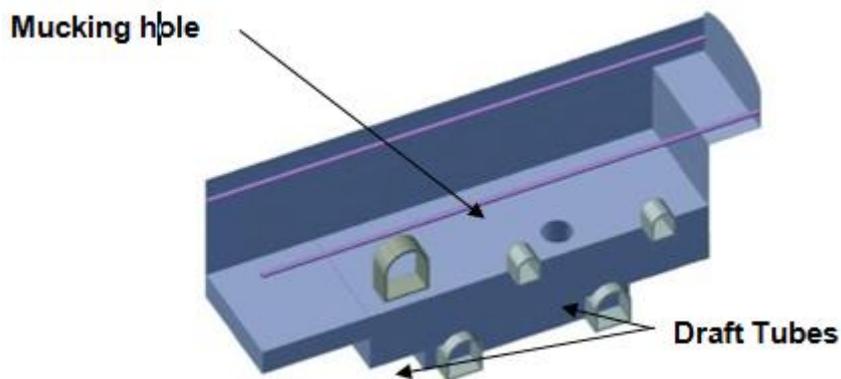


Figura n °2.49. Vista de excavación del Agujero de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

El nivel inferior de Banco 4 se alcanzará estableciendo una rampa. El material excavado se arrojará al agujero Mucking y se transportará a través de túnel de descarga y túnel de acceso a las áreas de descarga.

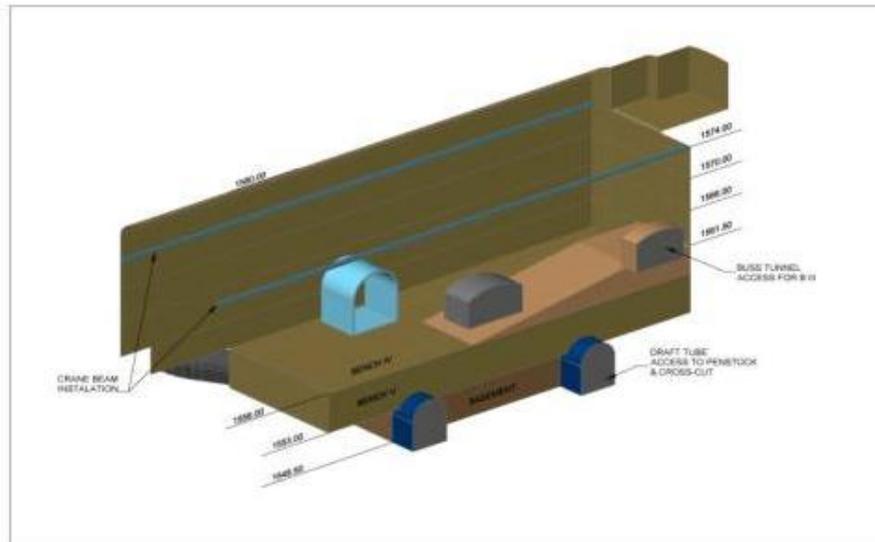


Figura n °2.50. Vista de excavación del Banco IV de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Excavación caverna de máquinas / Banco V – Nivel 1558 al 1553

El equipo de perforación comenzará a excavar el banco 5. El material se transportará a través del orificio de mucking y la tubería. El equipo de perforación ingresará a la zona excavadora y a la compuerta 1 y se ejecutará en 3 secciones (perforación central, perforación y perforación vertical y lateral horizontal).

Se prevé que el penstock se continuará excavando durante la excavación de Bench

5.

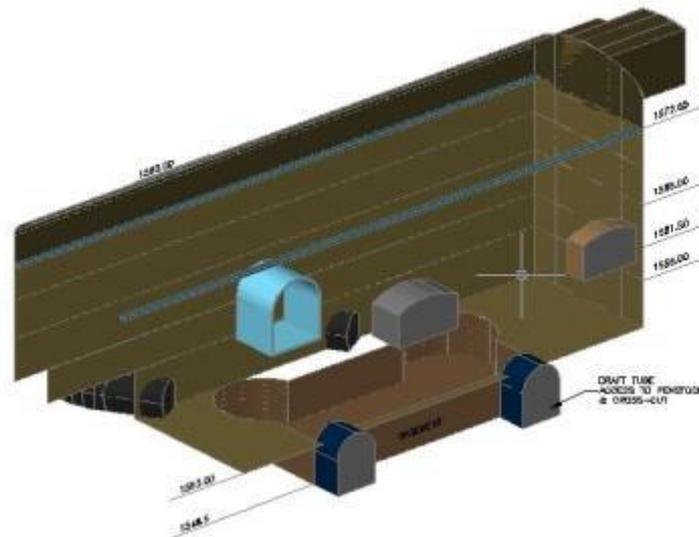


Figura n °2.51. Vista de excavación del Banco V de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Excavación caverna de máquinas / Banco VI - Base de Turbinas

Para la excavación del nivel final y base de las turbinas se accederá por los túneles de descarga.

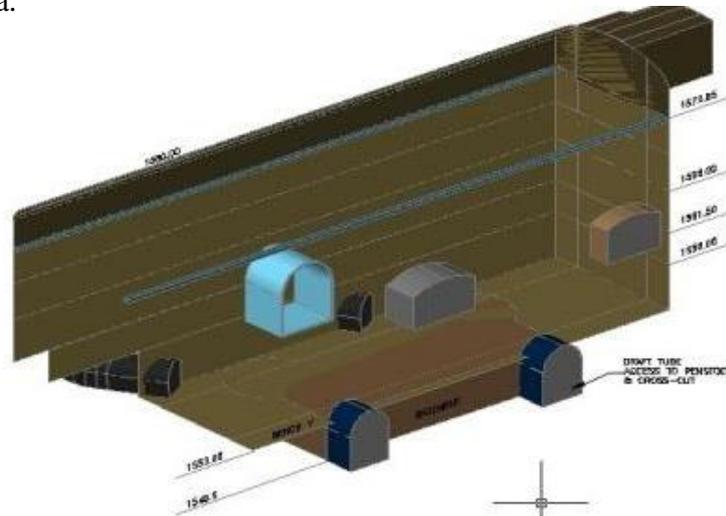


Figura n °2.52. Vista de excavación del Banco VI de la caverna de maquinas
Fuente: Propia, 2012

Determinación del costo y tiempo de la implementación:

El cambio de la metodología de excavación y sostenimiento de las cavernas producto de la resultante de las pruebas de hidrofracturamiento y Overcoring, significo el incremento del costo y tiempo para realizar la extensión del túnel de acceso y galería.

Para el túnel de acceso que aumento en longitud 123.98 metros tenemos un incremento de \$ 573,321.66 Dólares Americanos (detalle fig.2.53)

VOR					
Item	Description	Unit	Quantity	Unit Price USD	Total Price USD
8.1.01.0	EARTH WORKS.				
8.1.01.01	Preparation of rock foundation for concreting	m2	743.88	3.59	2,670.53
8.1.02.0	ROAD WORKS.				
8.1.02.01	Concrete pavement in tunnel, concrete type C, minimum thickness 200 mm, surface treatment UB, reinforcement min 12.0 kg/m2	m2	557.91	46.04	25,686.18
8.1.02.02	Subbase below concrete pavement, thickness 100 mm	m3	55.79	9.37	522.76
8.1.03.0	ROCK EXCAVATION.				
8.1.03.04	Underground. Excavation of tunnel. Cross-section 41 m2, (6.00m x 7.30m), incl trench	m	123.98	2,582.81	320,211.62
8.1.03.05	Underground. Excavation of tunnel. Addition for increased cross-section.	m3	19.37	31.71	614.28
8.1.03.06	Underground. Excavation of tunnel. Abnormal overbreak.	m3	38.74	15.76	610.60
8.1.03.07	Underground. Excavation of tunnel. Addition for short blasting rounds.				
	a) Addition for 1/2 blasting rounds	m	7.74	727.40	5,630.08
	b) Addition for 1/4 blasting rounds	m	5.16	2,502.70	12,913.93
8.1.03.08	Addition for subdivision of cross section into heading and benches	m	2.58	855.66	2,207.60
8.1.03.09	Underground. Contour boreholes for perimeter blasting (when less than 0.7 m distance is required).	m	25.80	15.23	392.93
8.1.03.10	Underground. Water discharge. Pump out rate 1 - 2 m3/min. Includes discharges for waterways and other cavities excavated from this tunnel (incl, but not limited to power house, pressure tunnel and	month	1.00	9,942.33	9,942.33
8.1.04.00	EXPLORATORY DRILLING AND GROUTING.				
8.1.04.01	Percussion drilling, diameter minimum 50 mm. Depth 0 - 30 m.	m	200.00	15.58	3,116.00
8.1.04.07	Grouting. per packer setting. Depth 0-5 m.	no	40.00	143.86	5,754.40
8.1.04.09	Cement grouting. Type A. Cement consumption	kg	8,500.00	1.01	8,585.00
8.1.04.14	Grouting time.	hr	10.00	605.00	6,050.00
8.1.05.00	ROCK SUPPORT tunnel and portal				
8.1.05.02	Extra scaling.	hr	10.00	87.62	876.20
8.1.05.12	Fully cement-grouted rock bolts, deformed bar. D=20 mm. Depth in rock 2.9 m	no	230.00	50.65	11,649.50
8.1.05.28	Shotcrete. Fibre-reinforced.	m3	147.00	363.79	53,477.13
8.1.05.30	Supply of rebars for ribs of reinforced shotcrete.	kg	2,149.20	1.80	3,868.56
8.1.05.31	Installation of ribs of reinforced shotcrete.	m	90.00	18.87	1,698.30
8.1.07.0	PIPE CULVERTS AND DRAIN PIPES.				
8.1.07.01	Drainpipe PVC, D = 100 mm in tunnel, incl. access pipes each 60 m, joints, excavation and backfill.	m	123.98	8.92	1,105.90
8.1.08.0	CONCRETE WORKS.				
8.1.08.01	Entrance structure, ducts and cable culvert. Formwork Class B. Plain. Sloping or vertical.	m2	69.51	67.26	4,675.24
8.1.08.02	Formwork Class B. Curved.	m2	413.96	96.29	39,860.21
8.1.08.03	Finishing of unformed surfaces, Class UB.	m2	160.00	4.65	744.00
8.1.08.04	Finishing of unformed surfaces, Class UC.	m2	160.00	4.85	776.00
8.1.08.05	Concrete Class C.	m3	67.86	142.91	9,697.87
8.1.08.06	Reinforcement. Deformed bars.	t	6.39	1,459.67	9,327.29
8.1.08.07	Reinforcement. Welded mesh	t	2.00	2,812.50	5,625.00
8.1.08.08	Grouted rock bolts for concrete walls D = 25 mm, depth in rock 1.5 m dept in concrete 1 m	no	30.00	77.22	2,316.60
8.1.08.09	Cable culvert, prefabricated concrete duct with removable concrete cover with design load 15 kN/m2, including lifting hooks and backfilling.	m	123.98	183.22	22,715.62
Sum	Bill 8.1 Access Tunnel				573,321.66

Figura n º2.53. Presupuesto de extensión del túnel de Acceso
Fuente: Propia, 2014

Para el túnel galería de construcción el incremento de longitud representa \$ 660,219.69 dólares americanos (detalle fig.2.54)

VOR					
Item	Description	Unit	Quantity	Unit Price USD	Total Price USD
8.3.01.0	ROCK EXCAVATION.				
8.3.01.01	Underground. Excavation of adit tunnel to headrace tunnel and adit to ventilation room. Cross-section minimum 22.6 m ² .	m	217.94	1,521.55	331,599.00
8.3.01.02	Underground. Excavation of tunnel. Addition for increased cross-section.	m ³	38.24	31.71	1,212.43
8.3.01.03	Underground. Excavation of tunnel. Abnormal overbreak.	m ³	38.24	15.76	602.58
8.3.01.04	Underground. Excavation of tunnel. Addition for short blasting rounds.				
	a) Addition for 1/2 blasting rounds	m	15.29	359.56	5,499.12
	b) Addition for 1/4 blasting rounds	m	7.65	1,744.84	13,342.82
8.3.01.05	Underground. Contour boreholes for perimeter blasting (when less than 0.7 m distance is required).	m	53.53	15.23	815.25
8.3.03.00	ROCK SUPPORT				
8.3.03.12	Fully cement-grouted rock bolts, deformed bar. At the face. D=20 mm. Depth in rock 2.9 m	no	767.00	50.65	38,848.55
8.3.03.26	Shotcrete. Fibre-reinforced. At the face.	m ³	503.00	360.71	181,437.13
8.3.05.0	CONCRETE WORKS.				
8.3.05.09	Concrete pavement. Concrete Class C. Thickness minimum 150 mm. Reinforcement mesh min 6.5 kg/m ²	m	217.94	163.15	35,556.91
8.3.06.0	PARTICULAR WORKS FOR INSTALLATION OF BULKHEAD				
8.3.06.01	Grouted rock bolts of weldable quality for fixing of gate, D = 25 mm.				
	a) Length 3 m, depth in rock 2.0 m	no	30.00	88.36	2,650.80
	b) Length 2 m, depth in rock 1.0 m	no	30.00	66.07	1,982.10
8.3.06.02	PVC Waterstop in construction joints, 200 mm wide	m	100.00	24.93	2,493.00
8.3.06.03	PVC pipes for grouting of voids between concrete and rock before contact grouting. Placed through formwork. Dimension in accordance with contractors grouting equipment	no		24.20	
8.3.06.04	Interface with H, embedment and grouting of bulkhead. Reference H-tender documents, Part D, Section 2. This item shall include works related to preparation for, and embedment in concrete and the like for the bulkhead that may not be included in other items, coordinating with the H-Contractor in his transport and work- Scaling, formwork, reinforcement, concrete and grouting is cater for elsewhere.	LS	1.00	44,180.00	44,180.00
	Bill 8.3 Construction adit to Headrace tunnel				660,219.69

Figura n °2.54. Presupuesto de extensión del túnel Galería de Construcción
Fuente: Propia, 2014

El costo total del cambio del proyecto para poder excavar la caverna en una zona sin alto riesgo de tensión y estallidos de rocas son aproximadamente \$ 1,325,246.28 dólares americanos (detalle fig.2.55)

VOR - CCH - 0043 - ATTACHMENT 1 CHANGE OF LOCATION OF POWER HOUSE AND TRANSFORMER CAVERN	
B&Q CONTRACT	VARIATION ORDER VOR- CCH-0045
DESCRIPTION	TOTAL PRICE (USD)
Excavation Costs	1,233,541.35
<u>Bill No. 8 - Powerhouse and Access Tunnel</u>	
Bill 8.1 Access Tunnel	573,321.66
Bill 8.3 Construction adit to Headrace tunnel	660,219.69
Other Costs	91,704.93
Construction of Nicho	20,359.18
Additional Ventilation	5,760.19
Contractor's general survey, control of survey network, traversing, establishing of control points and bench marks	65,585.55
TOTAL	1,325,246.28

Figura n °2.55. Presupuesto del cambio de ubicación de la Caverna
Fuente: Propia, 2014

Como plazo adicional tenemos que en el túnel de acceso tiene un incremento de 29 días y túnel galería de 15 días, a lo que sumados son 44 días de plazo, el impacto en el programa se puede apreciar en la figura 2.56 y cálculo del plazo total según tasas de avance en figura 2.57.

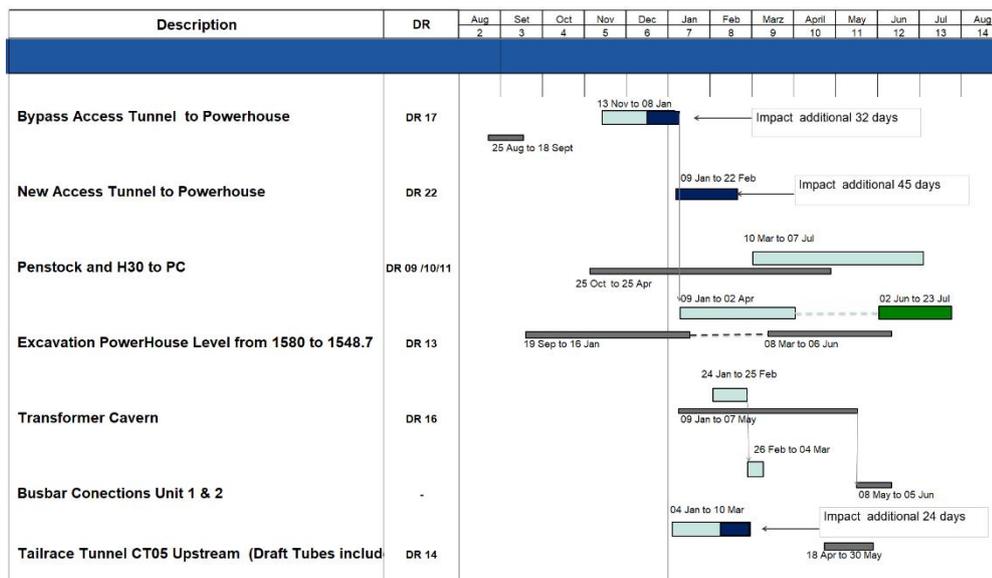


Figura n °2.56. Cronograma extensión de plazo
Fuente: Propia, 2014

Access Tunnel		41.0m2				
rock considered		A2				
Excavation	m tunnel/h	new lenght			total h	total days (24h)
	0.28	124			442.9	18.5
Rock Support (at the face)						
Bolts 4-8m (>20m2)	no/h	new lenght	no/m	total units	total h	total days (24h)
	4	124	2.75	341	85.25	3.6
Shotrcete (>20m2)	m3/h	new lenght	m3/m	total m3	total h	total days (24h)
	6	124	1.43	177.32	29.6	1.2
invert slab	m2/h	new lenght		total m2	total h	total days (24h)
	6	124		744	124.0	5.2
Total extra days						28.4
Larger DR 17- Adit to Headrace		22.6 m2				
rock considered		A2				
Excavation	m tunnel/h	new lenght			total h	total days (24h)
	0.47	100			212.8	8.9
Rock Support (at the face)						
Bolts 4-8m (>20m2)	no/h	new lenght	no/m	total units	total h	total days (24h)
	4	100	2.25	225	56.25	2.3
Shotrcete (>20m2)	m3/h	new lenght	m3/m	total m3	total h	total days (24h)
	6	100	1.14	114	19.0	0.8
invert slab	m2/h	new lenght		total m2	total h	total days (24h)
	6	100		450	75.0	3.1
Total extra days						15.1

Figura n °2.57. Detalle de cálculo del plazo según ratios de avance.

Fuente: Propia, 2014

CAPÍTULO III. RESULTADOS

Como resultado del **objetivo específico 1**; Diagnosticar el estado actual de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, tenemos que según los resultados de las investigaciones geológicas geotécnicas de acuerdo a los resultados del DDH-CHCH-P, se recomendó profundizar la ubicación de la casa de máquinas e investigar el posible contacto intrusivo-hornfels mediante dos sondajes, los mismos que se realizaron en la segunda etapa y se les denominó DDH-CHCH-P-02 y 03A, los cuales se ubicaron en el afloramiento del apófisis de roca intrusiva que se observa en superficie, localizado entre 100 y 150 m hacia el SW de la ubicación del sondaje ejecutado DDH-CHCH-P. Tomando en cuenta la dirección de esfuerzos predominantes, sub horizontales y en base a las condiciones de plegamiento regional en esta área, cuyos ejes tiene una orientación principal $N30^{\circ}W$, la dirección de los esfuerzos compresivos es $N60^{\circ}E-S60^{\circ}W$ (perpendicular al contacto de las placas de nazca y continental). Además, de la evaluación de la orientación de las discontinuidades, medidas en los afloramientos de roca intrusiva, la mejor dirección del eje mayor de la casa de máquinas podría estar entre $N60^{\circ}W$ a $S60^{\circ}W$.

El tipo de roca en la que se excavará la caverna será una Tonalita a cuarzo monzonita, leve a moderadamente fracturada, fresca a levemente alterada y dura a muy dura. Presenta tres sistemas de fracturas predominantes y dos sistemas de fracturas ocasionales (ver proyección estereográfica), su índice RMR está entre 55 a 75 e índice Q entre 5 a 20 con un RQD de 60 a 80. De acuerdo con la calidad de roca se han determinado los siguientes parámetros para este tipo de macizo:

Tabla N° 3.1

Parámetros de macizo rocoso

Descripción	Valor
Resistencia a la compresión simple	100 –200 Mpa
índice G.S. I	65 – 75
Relación de constantes mv/m _i	0,286-0,41
Constante s	0,020-0,062
índice a	0,502-0,501
Módulo de Young (E _m)	23700-42170
Relación de poisson	0,25-0,20
Resistencia de la masa rocosa σ_{ma}	33-100 Mpa
Presión vertical σ_v	18,9 Mpa
Presión horizontal σ_h	28,35 Mpa*
Angulo de fricción interna (ϕ)	49°-59°
Cohesión (c)	3,97-7,5 Mpa
Esfuerzo σ_3 Max	8.87 – 9.47 Mpa

Fuente: Informe de Geología y Geotecnia2007

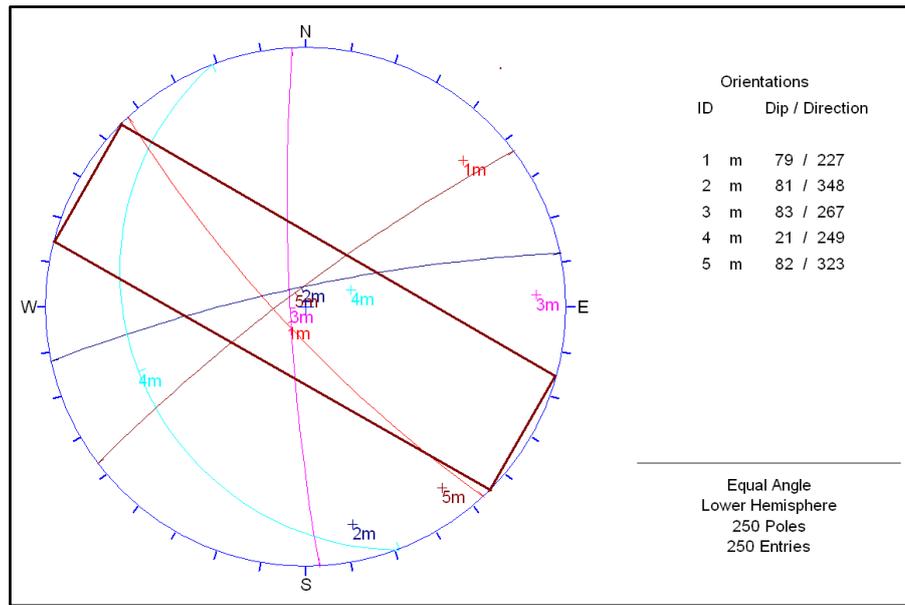
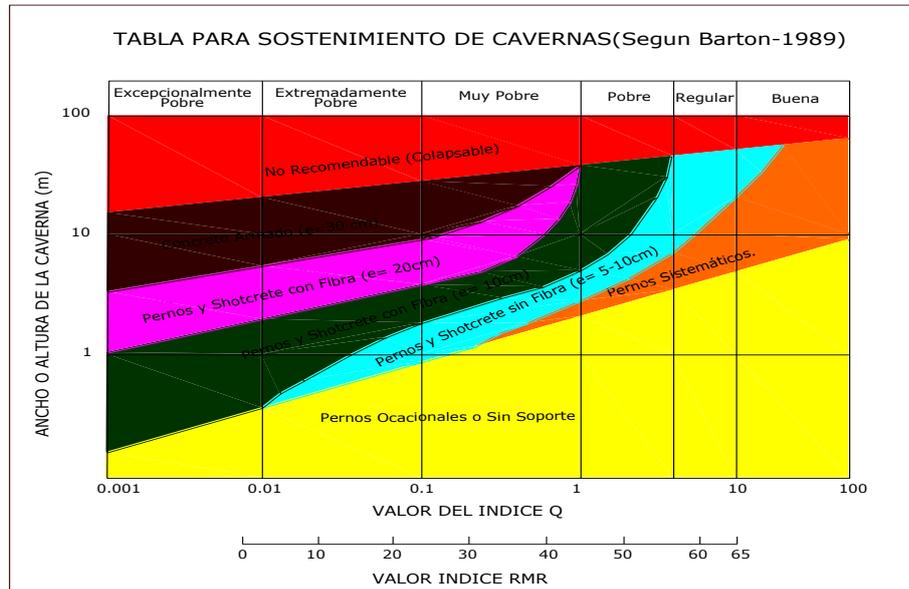


Figura n °3.1. Proyección Estereográfica y Orientación de la Caverna emplaza en Intrusivos (N60°)
Fuente: Sn Power, 2009, Informe geológico y geotécnico

En el caso del **objetivo específico 2**; Identificar los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, nos arrojaron para la definición del soporte preliminar a nivel de proyecto se ha considerado la utilización de la tabla de N. Barton (1989) diseñada para ser aplicado en grandes aberturas. Este soporte toma en cuenta anchos de bóveda y altura de paredes más no la orientación de sistemas de fisuras. Según el análisis de las proyecciones estereográficas se requerirá el uso de cables de anclaje en el techo, además del soporte consistente en concreto lanzado y empernado sistemático si la orientación del eje mayor de la casa de máquinas es N-S. En el cuadro N° 2.3, se muestra la tabla mencionada.

Tabla N° 3.2

Tabla de Sostenimiento de Cavernas



Fuente: Informe de Geología y Geotecnica2007

El sostenimiento diseñado para ambas cavernas consistió en una doble capa de hormigón proyectado con fibras y malla electrosoldada entre ambas, además de pernos lechados.

Se empleará un hormigón proyectado de muy alta ductilidad y resistencia, arrojando más de 45 MPa de resistencia a compresión simple a 28 días y más de 1.400 J de energía absorbida en el ensayo de panel, algo que se considera necesario en una zona con un elevado estado tensional y con la presencia de estallidos de roca.

El soporte de roca recomendado en la caverna tiene un doble propósito, primero para garantizar la estabilidad geotécnica durante la excavación, pero también, en segundo lugar, para manejar los fenómenos dinámicos debido a las tensiones en condiciones de seguridad.

Para el **objetivo específico 3**; Estimar los resultados que generara la implantación de la metodología de soporte de rocas en problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW. Dado los resultados de los ensayos de Hidrofracturamiento y Overcoring donde las caverna de máquinas está ubicado en una zona de tensión alta y con fracturas horizontales, se tuvo que desplazar 101 metros aguas arriba, con lo cual se tuvo que realizar la modelización de la caverna de Casa de Máquinas mediante modelos 3D de cálculo del tipo Examine 3D y FLAC 3D, obteniéndose un radio de plastificación del orden de los 6 m, lo que corresponde a un tercio del ancho de excavación.

Inicialmente el campo de tensión natural asumido se derivó tanto en la información regional como del marco tectónico. Se consideró un escenario desfavorable con la siguiente relación entre las tensiones horizontales y verticales La principal distribución de tensión (figura n° 3.5)

La distribución principal de tensiones se muestra en la Figura n° 3.4. Como puede observarse, hay un área alrededor de los conductos de Bus Bar entre ambas cavernas, donde la tensión principal aumenta en comparación con otros lugares en los que los túneles anexos están más alejados. Este incremento de estrés aumenta de 25 a 35 MPa, lo que representa un incremento de la tensión principal del 40% sobre el estrés natural inicial en el mismo lugar.

Por esta razón, se decidieron tomar dos mediciones diferentes del sitio usando hidro fracturación. En ambos casos, las magnitudes obtenidas son similares, con valores relativamente bajos de tensiones horizontales.

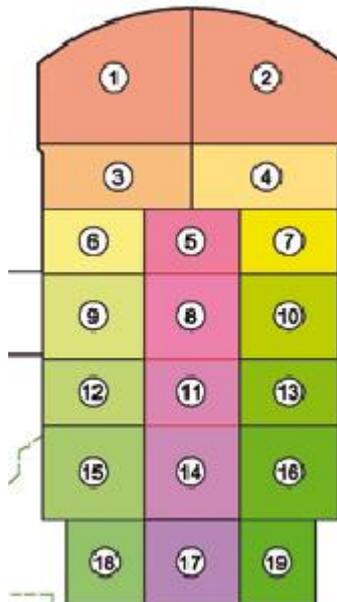
Como resultado de la metodología revisada podemos concluir que, mediante una adecuada planificación de la excavación y soporte, se pudo mitigar los efectos de

estallidos de roca y convergencia, realizando la excavación de forma segura y con el soporte adecuado en las cavernas para albergar los equipos e instalaciones que operaran en la central hidroeléctrica.

La excavación se hizo mediante banqueos sucesivos de altura comprendida entre los 7,15 m (calota) y 4,50 m (bancos restantes), dentro de la formación Stock Churin Bajo (intrusivo del tipo tonalita/cuarzo-monzonita). Las figuras n° 3.2 y n° 3.3 muestran un esquema de los banqueos realizados y de la distribución de RMR encontrada durante la excavación.

Cabe precisar que a la metodología final de excavación se tuvieron que realizar modificaciones en el tiempo de excavación dados el estrés de la roca y la presencia de estallidos, por lo que genero continuos cambios en el proceso de excavación y sostenimiento

Los resultados los vemos gráficamente en las siguientes figuras:



*Figura n°3.2. Secuencia de excavación empleada en la caverna de maquinas
Fuente: Subterra. Construcción de túneles profundos para aprovechamiento hidráulico 2015*

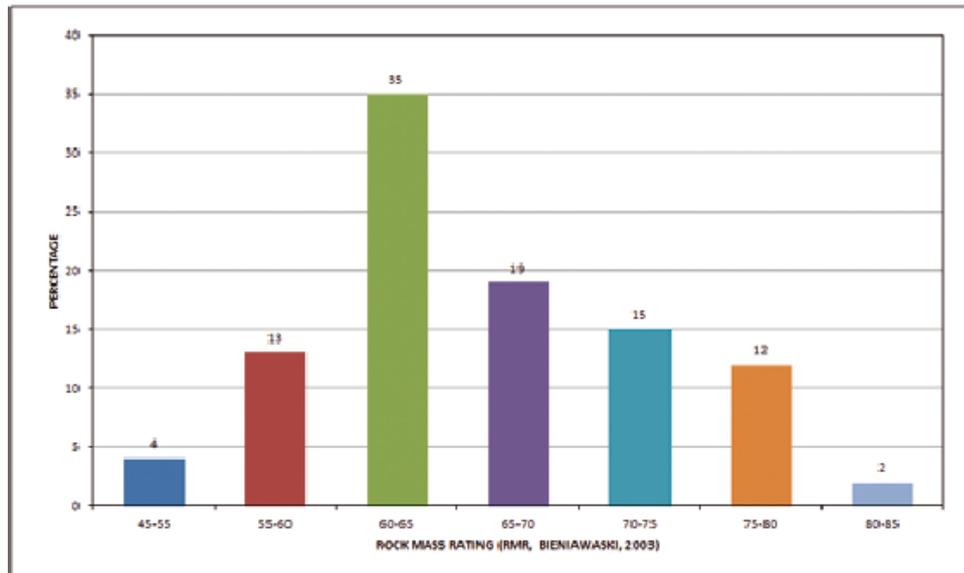


Figura n°3.3. Distribución del Rock Mass Rating (RMR) en la caverna de maquinas
 Fuente: Subterra. Construcción de túneles profundos para aprovechamiento hidráulico 2015

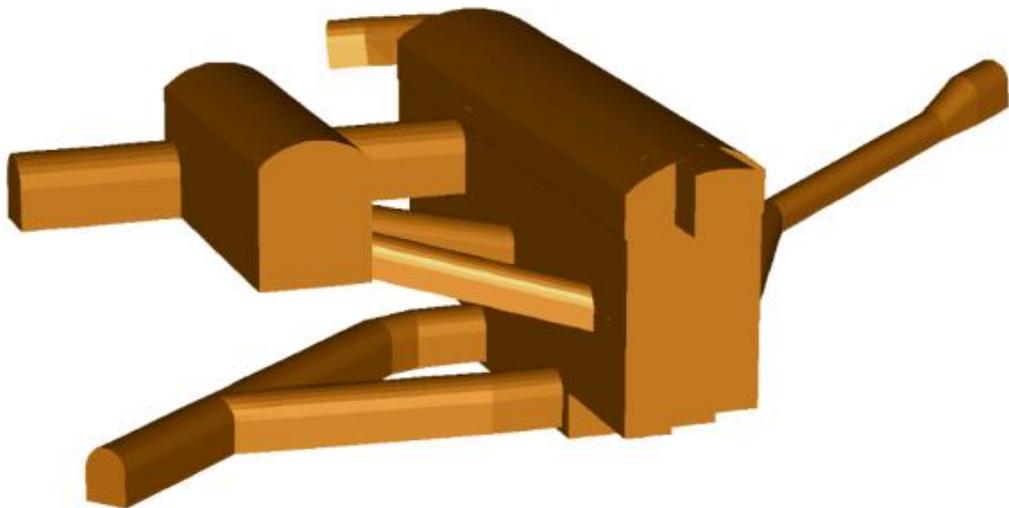


Figura n°3.4. Geometría del Modelo
 Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

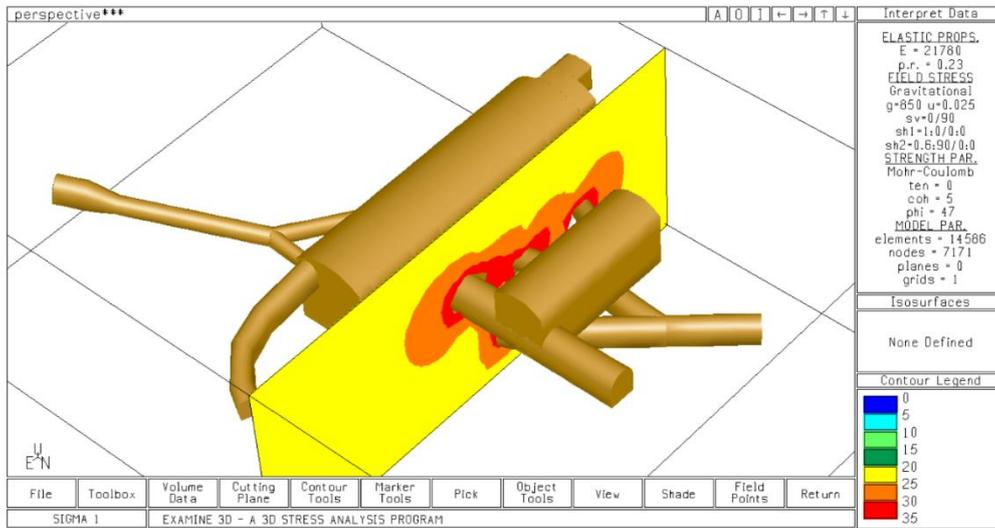


Figura n°3.5. máximo Stress Principal
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhuse, 2012

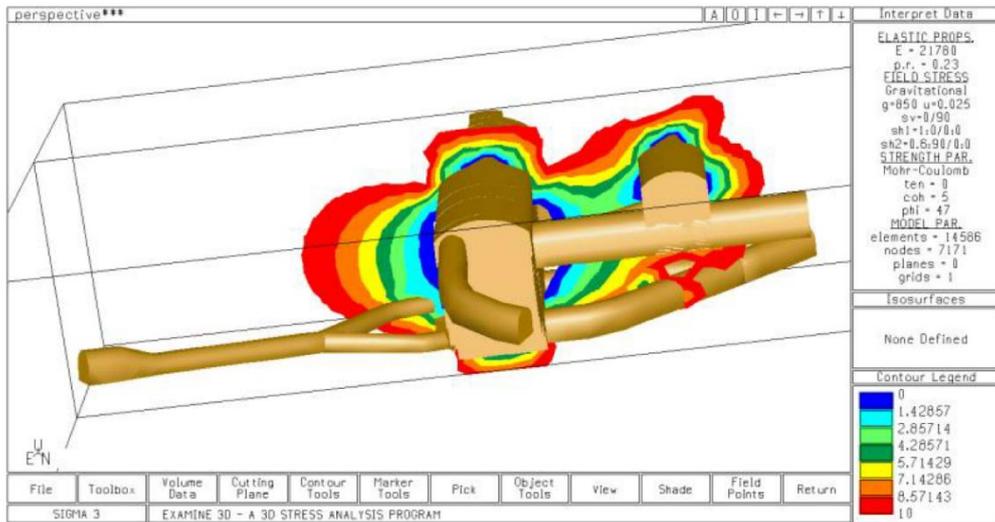


Figura n°3.6. Mínimo Stress Principal
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhuse, 2012

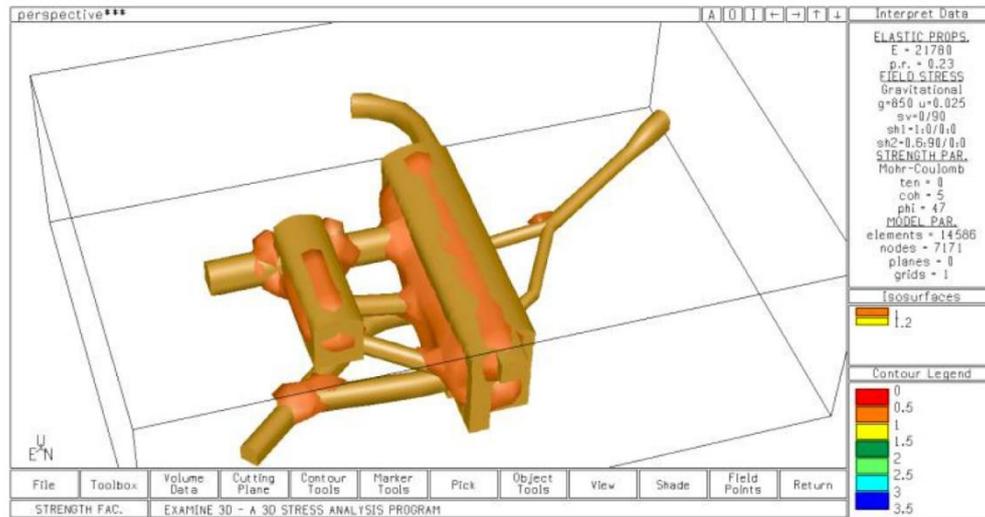


Figura n°3.7 Isosurface of the safety factor
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

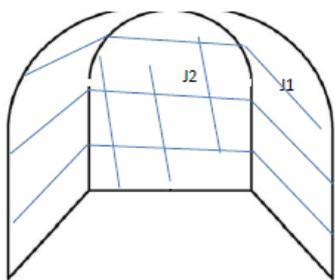
CCH Constructora CHEVES		HYDROPOWER CHEVES		DATE																																																																						
		POWERHOUSE DR-13 Phase Ia		11-ene-12																																																																						
		GEOLOGICAL DESCRIPTION AND ROCK MASS CLASSIFICATION																																																																								
IDENTIFICATION	FACE	CH	0+001,00	TO 0+006,70																																																																						
LITHOLOGY	Tonalita																																																																									
VOLUMETRIC CLASSIFICATION Jv (T.T. E.E. 5.1.2.2)		GEOMECHANICS CLASIFICACION RMR (BIENIAWSKI)																																																																								
A1	Very Good	Jv < 5/m3	RQD = 115 - 3.3 Jv	RMR	UNIAXIAL COMP. STRENGTH (MPa)	ASSESSMENT	RATING																																																																			
A2	Good	5 < Jv < 10																																																																								
A3	Fair	10 < Jv < 20	RQD = 95,2 %	RMR(2+3)	JOINTS PER METER	D1	6	27																																																																		
A4	Poor	Jv > 20				D2	4																																																																			
A5	Ext. Poor	Jv > 20	D3			5																																																																				
			AVERAGE			5																																																																				
GEOMECHANICS CLASIFICACION "Q" (Barton), PARAMETERS			RMR(4)		JOINTS CONDITION																																																																					
RQD	95,2	31,73			Persistence	3-5 m	2																																																																			
Jn	3				Aperture	1-5 mm	1																																																																			
Jr	1,5	0,50			Roughness	Slightly Rough	2																																																																			
Ja	3				Filling	S > 5 mm	0																																																																			
Jw	1	0,50			Weathering	Slightly	5																																																																			
SRF	2				TOTAL		49																																																																			
$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} = 8,26$			RMR(5)		GROUNDWATER STATE		Dry	14																																																																		
					FRACTURE ORIENTATION		0																																																																			
					RMR RATING		63																																																																			
		<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="7">STRUCTURES/JOINTS</th> </tr> <tr> <th>SISTEM</th> <th>1</th> <th>2</th> <th>3</th> <th>4</th> <th>5</th> <th>6</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>TIPE</td> <td>J</td> <td>J</td> <td>J</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>DIP DIRECTION</td> <td>300</td> <td>345</td> <td>72</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>DIP</td> <td>5</td> <td>79</td> <td>89</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>THICKNESS (cm)</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>FILLING</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>FILTRATION</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>J</td> <td>Joint</td> <td>Zfault</td> <td>Zona de Falla</td> <td>c</td> <td>Cont</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Hd</td> <td colspan="2">Humid a few drippings</td> <td colspan="3">Hs</td> <td>Many drippings</td> </tr> </tbody> </table>			STRUCTURES/JOINTS							SISTEM	1	2	3	4	5	6	TIPE	J	J	J				DIP DIRECTION	300	345	72				DIP	5	79	89				THICKNESS (cm)							FILLING							FILTRATION							J	Joint	Zfault	Zona de Falla	c	Cont		Hd	Humid a few drippings		Hs			Many drippings
STRUCTURES/JOINTS																																																																										
SISTEM	1	2	3	4	5	6																																																																				
TIPE	J	J	J																																																																							
DIP DIRECTION	300	345	72																																																																							
DIP	5	79	89																																																																							
THICKNESS (cm)																																																																										
FILLING																																																																										
FILTRATION																																																																										
J	Joint	Zfault	Zona de Falla	c	Cont																																																																					
Hd	Humid a few drippings		Hs			Many drippings																																																																				
<table border="1"> <tr><td> </td><td> </td><td> </td><td> </td></tr> </table>																																																																										
<p>INITIAL SUPPORT RECOMMENDED</p> <p>Support type Powerhouse</p> <p>Shotcrete 12.5 cm in vault and 10 cm in left wall</p> <p>Rock bolts @ 1.8 x 1.8 L=6 m φ=32 mm</p>		<p>PHOTOGRAPHY</p>																																																																								
CCH REPRESENTATIVE	DATE	NPE REPRESENTATIVE	DATE																																																																							

Figura n °3.8 Rock Mass Classification
Fuente: Subterra. Rock Support for the Powerhouse, 2012

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

Discusión General

Con el planteamiento de la metodología final

Volumen de excavación casa de máquinas: 26,676 m³

Altura de bóveda: 7.15 m

Altura promedio de bancos: 4.20 m

Tiempo de excavación y soporte: 128 días

Soporte instalado: (ver anexo 26)

Se considera que los estallidos de rocas y/o liberaciones de estrés son impredecibles, en donde con la nueva metodología de excavación y soporte se monitoreo cada etapa de excavación con una ficha de registro para recopilar toda la información después de cada evento de estrés:

- Producción: Fecha/Hora; hora de voladura; fase de ciclo de producción.
- Geometría: Pk, sección, área afectada, recubrimiento.
- Geología: litología, geología estructural.
- Clasificación del estrés: efecto de estrés y consecuencias.

Se desarrollo una clasificación de liberación de estrés para el proyecto basados en experiencias anteriores del contratista en el túnel de Gothard. Esta clasificación se dividió en cuatro categorías según las características y efectos de liberación de estrés.

Clase	Descripción
0	Alivio intenso, ligero chineo: estallido, chineo en el macizo rocoso.
1	Lajeo inducido por tensión sin caída de bloques: repentinas fisuras en la superficie rocosa, formación de lajas de al menos 5 cm, aparición de nubes de polvo.
2	Caídas de roca inducidas por tensión en zonas sin sostenimiento. Posible daño en el sostenimiento existente. Daños menores en el shotcrete.
3	Fuertes estallidos con proyecciones explosivas de roca: lajas o bloques de roca son superficies del macizo, tanto en zonas con o sin sostenimiento. El sostenimiento queda dañado.

Como **Discusión 1** consideramos que para la evaluación de la orientación de la caverna de máquinas se tuvieron 2 alternativas las cuales después de analizarlas con el software quedo definido el posicionamiento en $N60^{\circ}W$, dado que no presenta ningún bloque de condición de inestabilidad, con relación a la alternativa N-S presenta condiciones inestables para bloques formados por los sistemas de fracturas 79/227, 81/348 y 82/323, (F.S = 0.931) y las intersecciones de los sistemas 79/227, 81/348 y 83/267 (F.S =1.129), ambos en el techo y con el sistema de fracturas muy desfavorable 83/267, que es paralelo al eje mayor de la caverna. El factor de seguridad tiene que ser $>1,5$

En la **Discusión 2** asumimos que los métodos más usados para realizar la clasificación de rocas son la clasificación de Barton (método Q) y clasificación de Bieniawsky (RMR). Por ello para evaluar la clasificación del macizo rocoso donde está alojado la caverna se utilizó la clasificación RMR donde se tiene los siguientes

porcentajes: de 61-85 un 83% donde la roca es de buena – muy buena calidad, y de 45-60 un 17% que es de pobre – media calidad.

Concluimos como **Discusión 3** que en base a la nueva metodología para la excavaciones de las cavernas del proyecto hidroeléctrica Cheves diversas medidas de sostenimiento se implementaron para mitigar las condiciones favorables a los estallidos de rocas, donde consistía reducir la ronda de excavación, minimizar las excavaciones en paralelo antes de instalar el soporte final, y colocar malla electrosoldada como parte de soporte dado que esta proporciona condiciones seguras evitando proyecciones de fragmentos de roca y/o shotcrete.

En la figura 4.1 se puede apreciar los valores de stress calculados con Sigma.

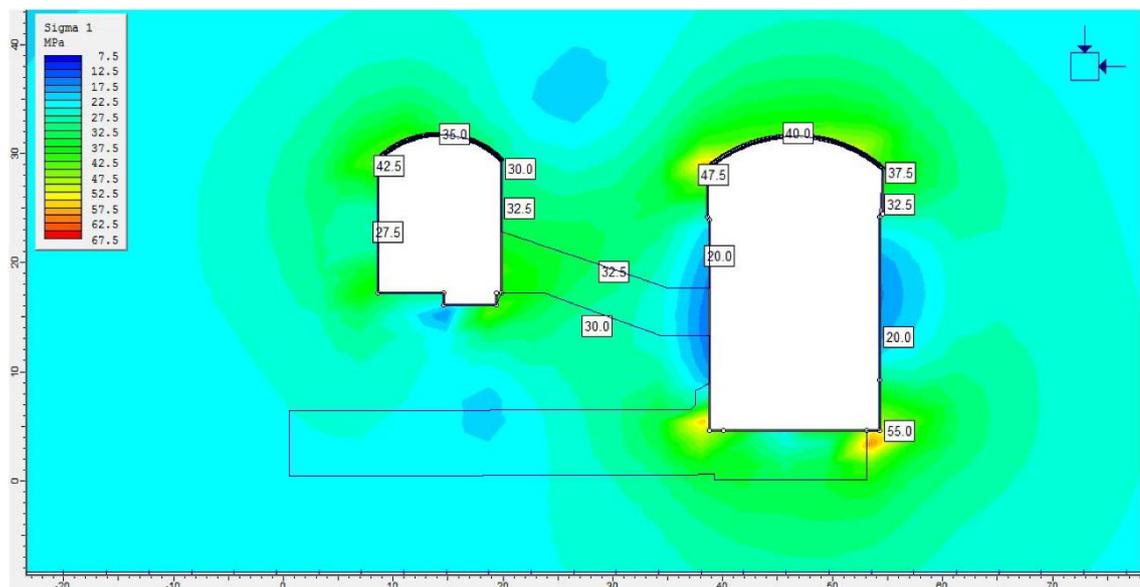


Figura n °4.1 Powerhouse Sec Excv 1 Bench Sigma1 Values_09

Fuente: Subterra. Sigma values

3.1. Conclusiones

Como **primera conclusión** se identificó los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves; determinándose los siguientes:

- Alta cobertura de rocas (superior a 900 metros)
- Geología compleja: presencia de juntas de cizalla sub horizontales, rocas intrusivas y metamórficas de contacto, fallas etc.
- Estallidos de roca.
- Orientación de la caverna.

Inicialmente, el valor de la tensión natural del terreno se asumió de la información de geología regional, así como del marco tectónico. Se consideró un escenario desfavorable, con una tensión vertical de acuerdo con el recubrimiento (carga litostática) y la siguiente relación entre las tensiones verticales y horizontales: $KH=1.5$ (N-60°-E) and $Kh=1.0$. El marco de tensiones naturales es un punto clave para los propósitos del diseño, por lo que se desarrollaron tres medidas de tensiones diferentes, en primer lugar, utilizando técnicas de recubrimiento y otras dos, con los datos obtenidos en los ensayos de hidro-fracturación.

Para minimizar los estallidos de roca se tuvo que reducir la ronda de excavación (metros de avance perforado) y colocar como sostenimiento definitivo una doble capa de shotcrete, combinada con malla electrosoldada en conjunto con pernos de anclaje. De acuerdo con los resultados, las rondas en que se detectaron eventos tensionales varían entre 2.5 y 3.5 m de longitud. Es importante, por tanto, diferenciar entre

liberación de tensiones, las cuales no causan daños (solo crujidos y sonidos de golpes) y, estallidos de roca en los que se producen daños a la excavación y/o el sostenimiento.

En la **segunda conclusión** se determinó utilizar el sistema de clasificación RMR ya que los aspectos de ingeniería de rocas son fundamentales en el diseño de las Cavernas de las Centrales Eléctricas y de los Transformadores.

El área de la Casa de Máquinas está afectada principalmente por el grupo Churín Bajo Stock. Consiste en rocas intrusivas con composición de tonalita / cuarzo-monzonita. Esta tonalita es gris oscuro con una textura cristalina y un tamaño de grano medio a fino.

En general, muestran una alta resistencia, de baja a moderada exposición a la intemperie en la superficie, mostrando una delgada capa de óxidos de hierro en las fracturas, que son persistentes. Estos tonalitos son frescos, y muestran altos valores de UCS entre 125 y 185 MPa.

Los valores recomendados para el diseño son los siguientes:

- Resistencia a la compresión uniaxial = 140 MPa
- $m_i = 25$
- Relación de módulo MR = 450

Para la **tercera conclusión** Se determino oportunamente en base a los resultados de las pruebas de hidrofracturamiento y Overcoring donde se tuvo que mover la caverna a 101 metros con dirección al túnel de conducción, modificando la ingeniería básica y el procedimiento inicial de excavación de las cavernas.

Las mediciones con Overcoring consistieron en cinco mediciones. Las magnitudes de la tensión máxima principal σ_1 osciló entre 18,6 y 59,8 MPa. De acuerdo con el valor medio, la relación resultante entre las tensiones horizontales y verticales sería de

alrededor de 1,2 y una orientación muy similar a la obtenida por estimaciones geológicas (N-45°E), pero la dispersión de los resultados era relativamente alta.

Por esta razón, se decidieron dos mediciones diferentes del sitio utilizando hidrofracturamiento. En ambos las magnitudes obtenidas fueron similares, con valores relativamente bajos de tensiones horizontales.

En consecuencia, la tensión natural registrada se definió de la siguiente manera:

σ_v entre 21,7 y 22,1 MPa

σ_{oh} entre 12,8 y 13,7 MPa ($K_{Oh}=0,62$)

σ_H entre 20,3 y 21,3 MPa ($K_{OH}=0,96$)

La orientación de la tensión horizontal máxima fue N95°E.

De acuerdo con el cálculo realizado (fig. 4.2 al 4.7), se diseñó la secuencia de excavación en bancos de 7,5 m de ancho, comenzando por la excavación de norte a sur y de oeste a este.

El procedimiento para la excavación de la central eléctrica es el siguiente:

1. Voladura de cada banco en todo el ancho de la caverna (15 m).
2. Voladura el lado oeste.
3. Eliminación del material por el lado oeste.
4. Soporte de rocas por el lado oeste
5. La pendiente del banco debe tener alguna inclinación hacia el lado oeste, debe necesitar algún tipo de apoyo.
6. Voladura en el lado este.
7. Soporte de rocas al lado este.

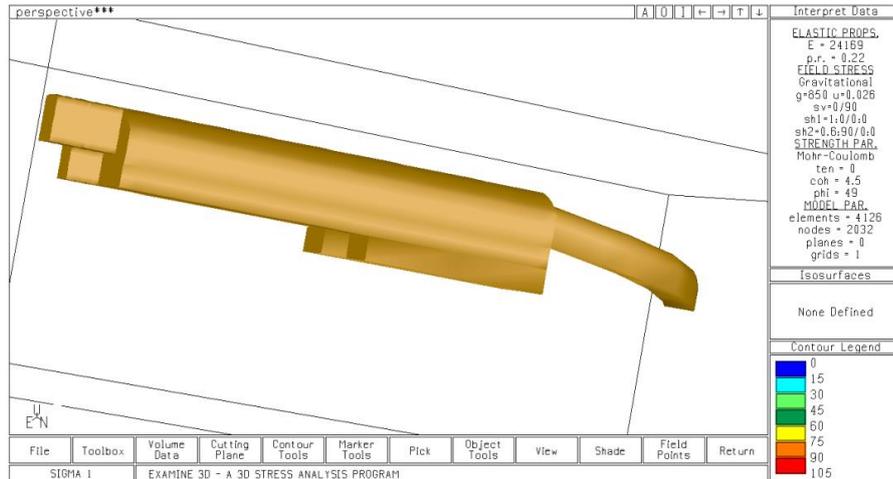


Figura n °4.2 Sequence excavation of the Powerhouse. Model North to South
Fuente: Subterra. Powerhouse excavation Sequence

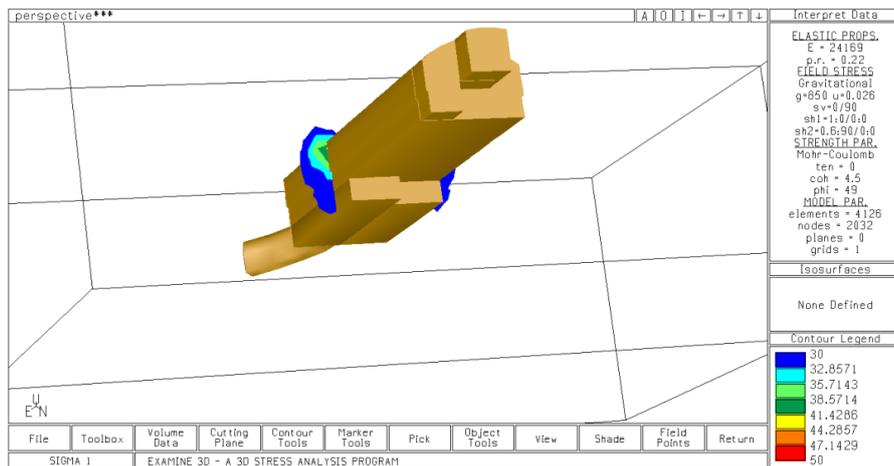


Figura n °4.3 Left side (west) moves over Right side. Sigma 1 = 38.5-41.4 MPa
Fuente: Subterra. Powerhouse excavation Sequence

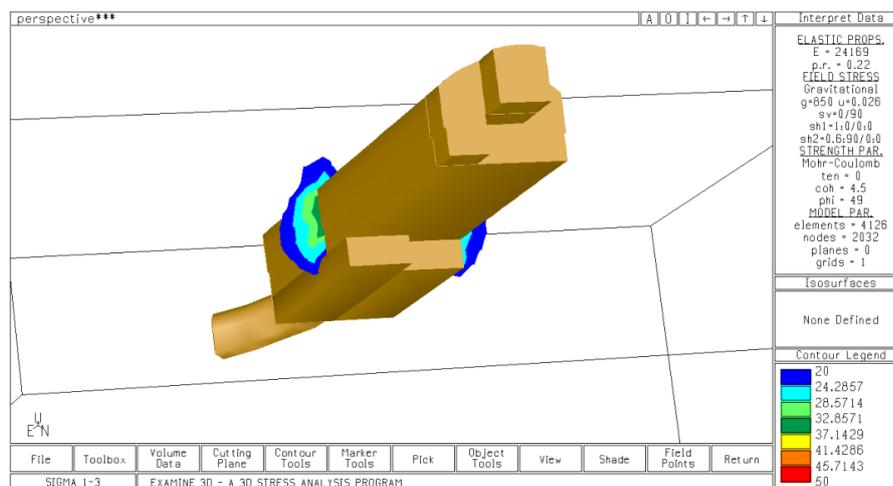


Figura n °4.4 North-South. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1-3 = 32.8-37.1 MPa
Fuente: Subterra. Powerhouse excavation Sequence

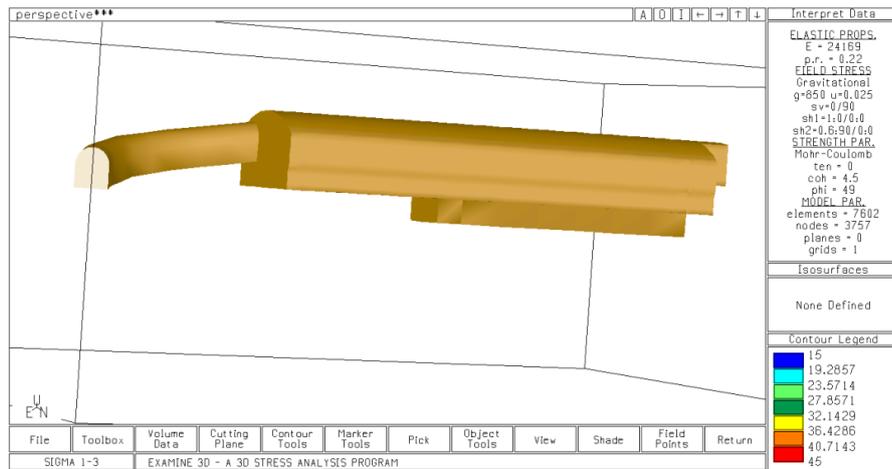


Figura n °4.5 Sequence excavation of the Powerhouse. Model South to North Sequence
Fuente: Subterra. Powerhouse excavation Sequence

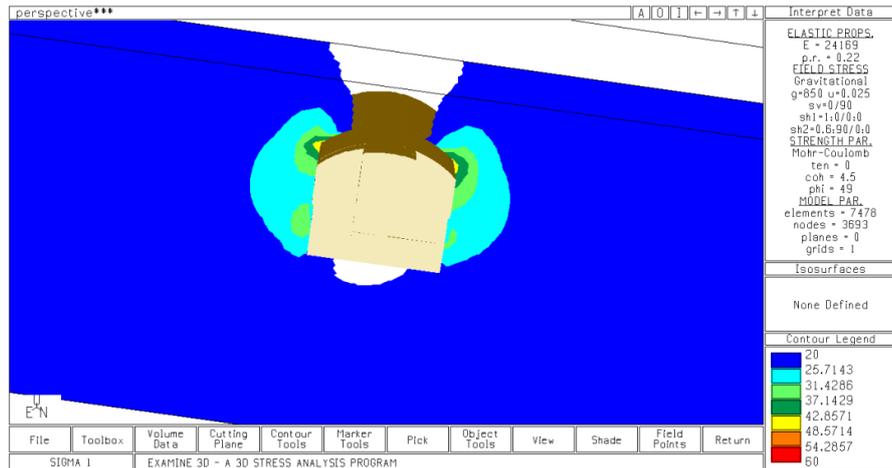


Figura n °4.6 South- North. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1 = 42.8-48.5 MPa
Fuente: Subterra. Powerhouse excavation Sequence

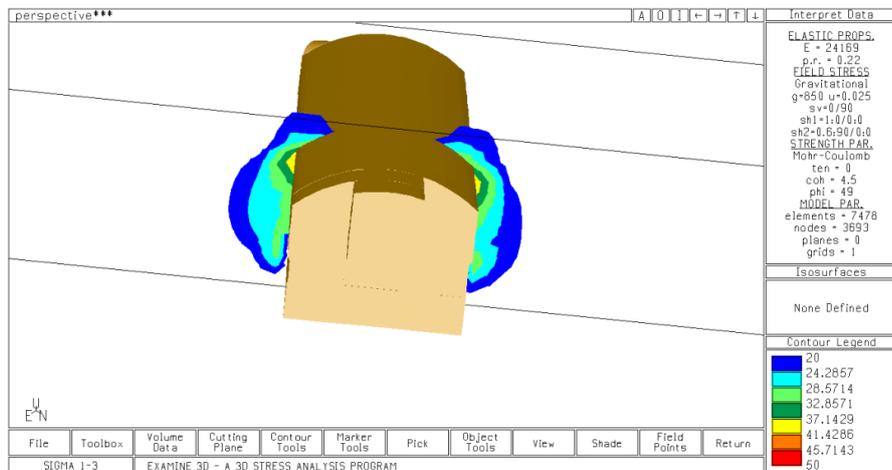


Figura n °4.7 South- North. Left side (west) moves over Right side. Sigma 1-3 = 37.1-41.4 MPa
Fuente: Subterra. Powerhouse excavation Sequence

Se diseñó una metodología de excavación y soporte de rocas que contrarrestara los problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas, la misma que contempla un diseño adecuado de sostenimiento para la caverna y la modificación de la metodología de excavación acorde a los resultados de las pruebas y al monitoreo geotécnico de la caverna para lo cual se instalaron 9 extensómetros de hasta 20 metros de longitud, así como estaciones de convergencia y prismas para el control topográfico.

Aportaciones:

Seguidamente se detallan, las aportaciones más relevantes realizadas en este trabajo de tesis.

En el capítulo 2, destinado al desarrollo de la metodología y procedimientos del presente estudio, las principales aportaciones han sido las siguientes:

- i. Revisión conceptual y estudio crítico del diseño inicial con cual fue concebido para la factibilidad de la central hidroeléctrica Cheves, donde el factor determinante fueron las investigaciones geológicas geotécnicas, que a través de sondajes y prospecciones se pudieron determinar las resistencias del macizo rocoso en la caverna de máquinas y túneles adyacentes.
- ii. Énfasis en la importancia de establecer la óptima orientación del eje mayor de la casa de máquinas, ya que esto es primordial para el diseño del complejo hidroeléctrico.
- iii. Determinación en las interpretaciones geológicas geotécnicas basadas en los sistemas de clasificación de rocas, donde inicialmente se toman los valores del índice Q de Barton, para posteriormente en base a sondajes realizado desde el

túnel de acceso se determinó utilizar la clasificación de Bieniawsky (RMR), por ser mas precisa.

El tesista contribuye con su experiencia en participación de ejecución en 4 proyectos hidroeléctricos, de los cuales 3 proyectos fueron ejecutados en cavernas subterráneas para emplazar las casas de maquinas y se tuvieron condiciones de estrés de roca con la resultante de estallidos de roca, por lo tanto, las medidas de sostenimiento para mitigar las condiciones de estallidos de roca se deben adaptar continuamente a las condiciones tensionales y del terreno que se observen. Sin embargo, según la experiencia se ha demostrado que el empleo de malla electrosoldada proporciona condiciones seguras evitando la proyección de fragmentos de roca y shotcrete.

Recomendaciones:

Los aspectos de ingeniería de rocas son fundamentales en el diseño de las Cavernas de las Centrales Eléctricas. La forma de la excavación, la disposición de los túneles, las condiciones de la masa rocosa y los comportamientos estructurales geológicos se tienen que tener en cuenta.

Para los ensayos de las pruebas de hidrofracturamiento y Overcoring que se realiza en un nicho próximo antes de la excavación de las cavernas en el túnel de acceso, se recomienda realizarlas con empresas especializadas de renombre mundial, ya que esto es determinante para minimizar los riesgos geológicos.

Así mismo podemos citar como una lección aprendida, el caso de la excavación y sostenimiento de la caverna de maquinas de la Central Hidroeléctrica Platanal, que se ejecutó entre los años 2007-2008 donde se tuvo un sobre costo de USD 5,2600,000.00 dólares americanos, con una extensión de plazo de 133 días. Dado que se tuvieron problemas de convergencia y estallidos de roca, que originaron rellenar la caverna en 3

oportunidades para llegar con los equipos a los niveles superiores para colocar un mayor sostenimiento. (mayor longitud de pernos de anclaje, malla electrosoldada y capa adicional de shotcrete).

REFERENCIAS

- Alviña, N. (2008). Análisis numérico del comportamiento dinámico de túneles ante eventos sísmicos, caso estallido de rocas el Teniente. Tesis. Chile.
- Brady, T., & Brow, T. (1985). *Rock mechanical for underground, 3rd ed.,*. Dordrecht: Kluwer Academic Publisher.
- Bustamante, A. (2008). Geomecanica aplicada en la prevención de caídas de roca mina Huanzala. Tesis. Lima Universidad Nacional de Ingeniería.
- Gamarra, D. (2011) Aplicación de los modelos numéricos en el diseño de túneles de roca. Tesis. Perú. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- GeoEnciclopedia. (01 de 10 de 2011). GeoEnciclopedia.com. Recuperado el 16 de 07 de 2018, de www.geoenciclopedia.com
- Hoek, E. (2008). Rock Mass Classifications. *rocscience*, 1-2.
- Mullo FG. (2012). Empleo de clasificaciones geo mecánicas. Tesis. Quito: Universidad Central de Ecuador, Escuela de Ingeniería Geológica.
- Lewis. H. (2009). Túneles profundos y fenómeno de estallidos de roca. Investigación. Lambayeque.
- Palmors, A. ., (2006). Use and misure of rock mass classification system with particular reference to the Q-system. *Tunnels and Underground Space Technology*, vol. 21, 575-593.
- Povese, N. (2014). Diseño del sostenimiento primario y secundario del túnel de aducción de la central hidroeléctrica Renace II. Tesis. España.
- SN Power Perú. (2008). Informe de Geología y Geotecnia. Lima.
- Subterra Ingenieria. (2015). Construcción de túneles profundos para aprovechamientos hidráulicos. Central Hidroelectrica Cheves (Perú). 2015.-ROP-septiembre_3568_07, 79-96.
- UDEP. (2012). Fenómenos geológicos en el Perú. Fenómenos geológicos en el Perú, 2-11.

ANEXOS

Aplicación de metodologías de soporte de rocas para contrarrestar problemas geológicos en construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW	Formulación del problema	Objetivos	Hipótesis	Variables y=f(x)	Indicadores	Diseño de la investigación
	<p>Problema general:</p> <p>¿Qué metodología de soporte de rocas se puede aplicar para contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas, e investigar el comportamiento geotécnico - caso de la CH Cheves 168 MW?</p>	<p>Objetivo general:</p> <p>Aplicación metodología de soporte de rocas para contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas, e investigar el comportamiento geotécnico - caso de la CH Cheves 168 MW.</p>	<p>Hipótesis general:</p> <p>La Aplicación de una metodología de soporte de rocas permitirá contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas, e investigar el comportamiento geotécnico citemos el caso de la CH Cheves 168 MW</p>	<p>Variable dependiente (y):</p> <p>Problemas geológicos (estallidos de rocas)</p> <p><u>DIMENSIONES</u></p> <p>D1. Especialistas D2. Software</p>	<p>Especialistas capacitados en diseños geotécnicos y software de modelamiento geotécnico y geológico.</p>	<p>Tipo: Investigación Aplicada.</p> <p>Método: Enfoque Cualitativo</p> <p>Diseño: Explicativa</p> <p>En tiempo: Transversal</p>
	<p>Problemas específicos:</p> <p>¿Cómo encontrar el estado actual de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW?</p> <p>¿Influye la construcción de cavernas en la cordillera de los andes ya que se encuentra dentro del área de influencia de las ondas sísmicas, lo que la convierte en un inmenso almacén de energía?</p> <p>¿Contar con un sistema de medición y control durante el proceso de excavación de Cavernas?</p>	<p>Objetivos específicos:</p> <p>Diagnosticar el estado actual de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.</p> <p>Identificar los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.</p> <p>Estimar los resultados que generara la implantación de la metodología de soporte de rocas en problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.</p>	<p>Hipótesis específicas:</p> <p>El Diagnóstico inicial del estado actual permitirá determinar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.</p> <p>La Identificación de los factores influyentes de los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW, permitirá diseñar una metodología de soporte de rocas en cavernas subterráneas.</p> <p>La Estimación de los resultados que generará la implantación de la metodología de soporte de rocas permitirá contrarrestar los problemas geológicos en la construcción de cavernas subterráneas – Caso CH Cheves 168 MW.</p>	<p>Variable independiente (x):</p> <p>Metodología de soporte de rocas.</p> <p><u>DIMENSIONES</u></p> <p>D1. Trabajadores D2. Equipos</p>	<p>Supervisores, así como trabajadores capacitados en excavación de túneles y maquinaria especializada en subterráneo.</p>	

Anexo 1. Matriz de Consistencia

CARTA DE AUTORIZACIÓN DE USO DE INFORMACIÓN DE EMPRESA - PARA OBTENCIÓN DE TÍTULO PROFESIONAL



Yo JESUS DANIEL VILLANUEVA CARPIO
(Nombre del representante del área de la empresa)
 identificado con (DNI/CE/Pasaporte) N° 09388026, en mi calidad de APODERADO
(Nombre del puesto del representante del área de la empresa)
 del área de
(Nombre del área de la empresa)
 de la empresa/institución CONSTRUCTORA CHEVES S.A.C.
(Nombre de la empresa)
 con R.U.C N° 20537369478, ubicada en la ciudad de MIRAFLORES - LIMA - PERU

OTORGO LA AUTORIZACIÓN,

Al señor Juan Carlos De la Cruz Cabello
(Nombre completo del bachiller)
 identificado con (DNI/CE/Pasaporte) N° 25764381, bachiller en la carrera de Ingeniería Civil
(Nombre de la carrera profesional)

para que utilice la siguiente información de la empresa:
metodologías de construcción de las cavernas del proyecto hidroeléctrico cheves, documentos técnicos, procedimiento de construcción e información técnica
(Detallar la información a entregar)

con la finalidad de que pueda desarrollar su Tesis (X) o Trabajo de Suficiencia Profesional () y de esta manera optar al Título Profesional.

..... de del 20.....

Adjunto a esta carta, está la siguiente documentación:

() Sólo Para Modalidad Suficiencia Profesional: Adjunta Vigencia Poder del Representante Legal de la Empresa con vigencia no menor a 90 días.

Indicar si el Representante que autoriza la información de la empresa, solicita mantener el nombre o cualquier distintivo de la empresa en reserva, marcando con una "X" la opción seleccionada.

- Mantener en Reserva el nombre o cualquier distintivo de la empresa; o
- Mencionar el nombre de la empresa.

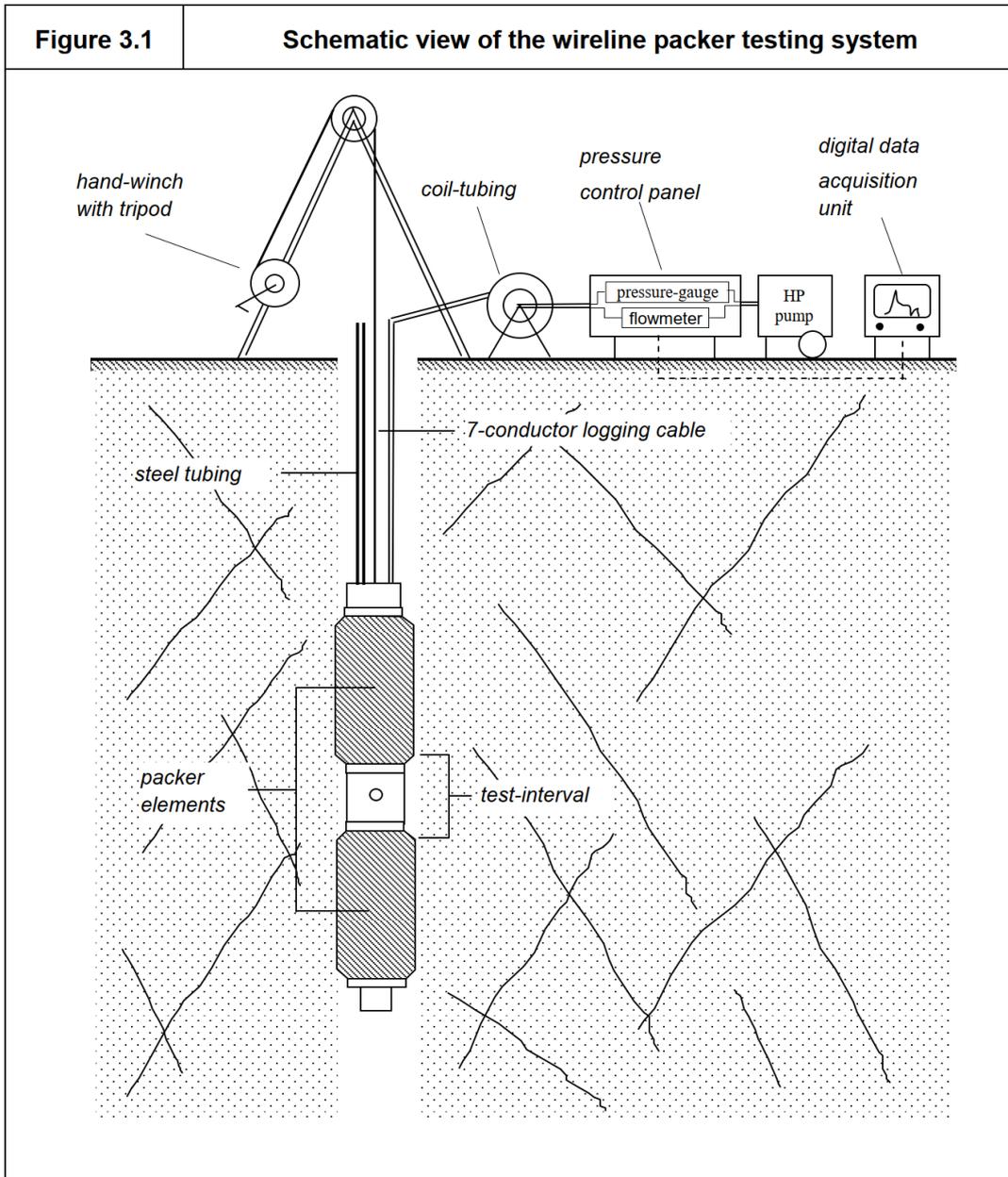
[Firma]
 Firma y sello del Representante de la empresa
 Fecha:
 DNI: 09388026 CONSTRUCTORA CHEVES S.A.C.
 JESÚS VILLANUEVA CARPIO

El Bachiller declara que los datos emitidos en esta carta y en la Tesis o Trabajo de Suficiencia Profesional son auténticos, y que el Representante que brindó la información estaba facultado para ello. En caso de comprobarse la falsedad de datos, el Bachiller será sometido a un procedimiento disciplinario; y asimismo, asumirá toda la responsabilidad ante posibles acciones legales que la empresa, otorgante de información, pueda ejecutar.

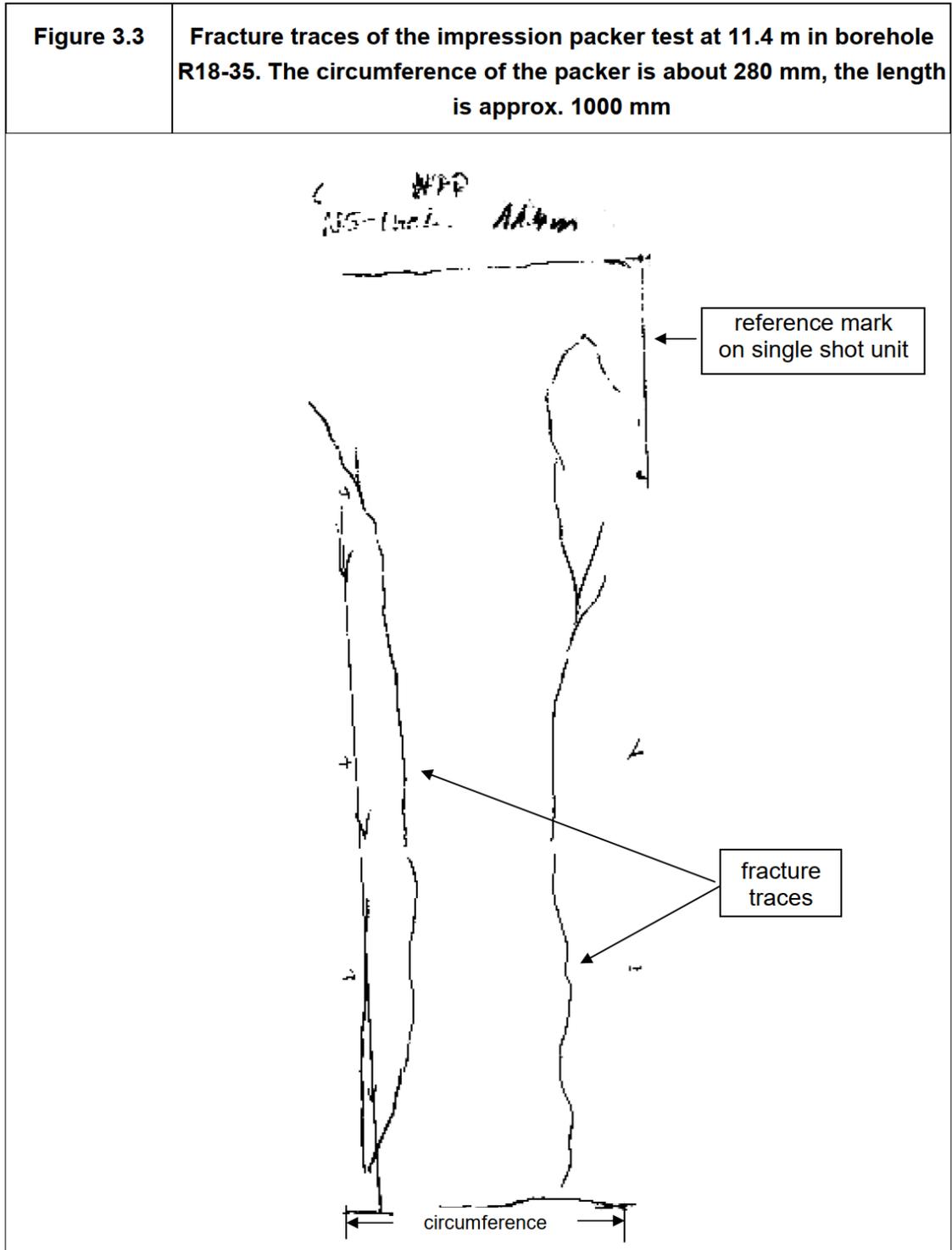
[Firma]
 Firma Bachiller
 Fecha:
 DNI: 25764381

CÓDIGO DE DOCUMENTO	COR-F-REC-SA-17.08	NÚMERO VERSIÓN	02	PÁGINA	Página 1 de 1
FECHA DE VIGENCIA	11/04/2019				

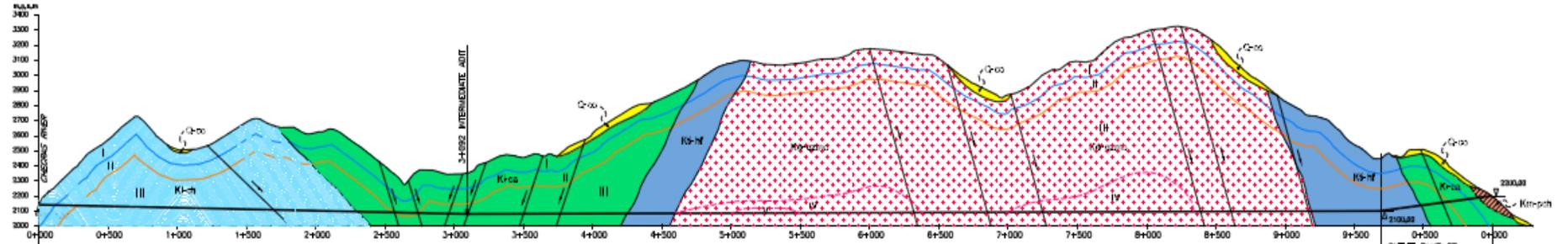
Anexo 2. Formato 04



Anexo 3. Ensayo de Hidrofracturamiento

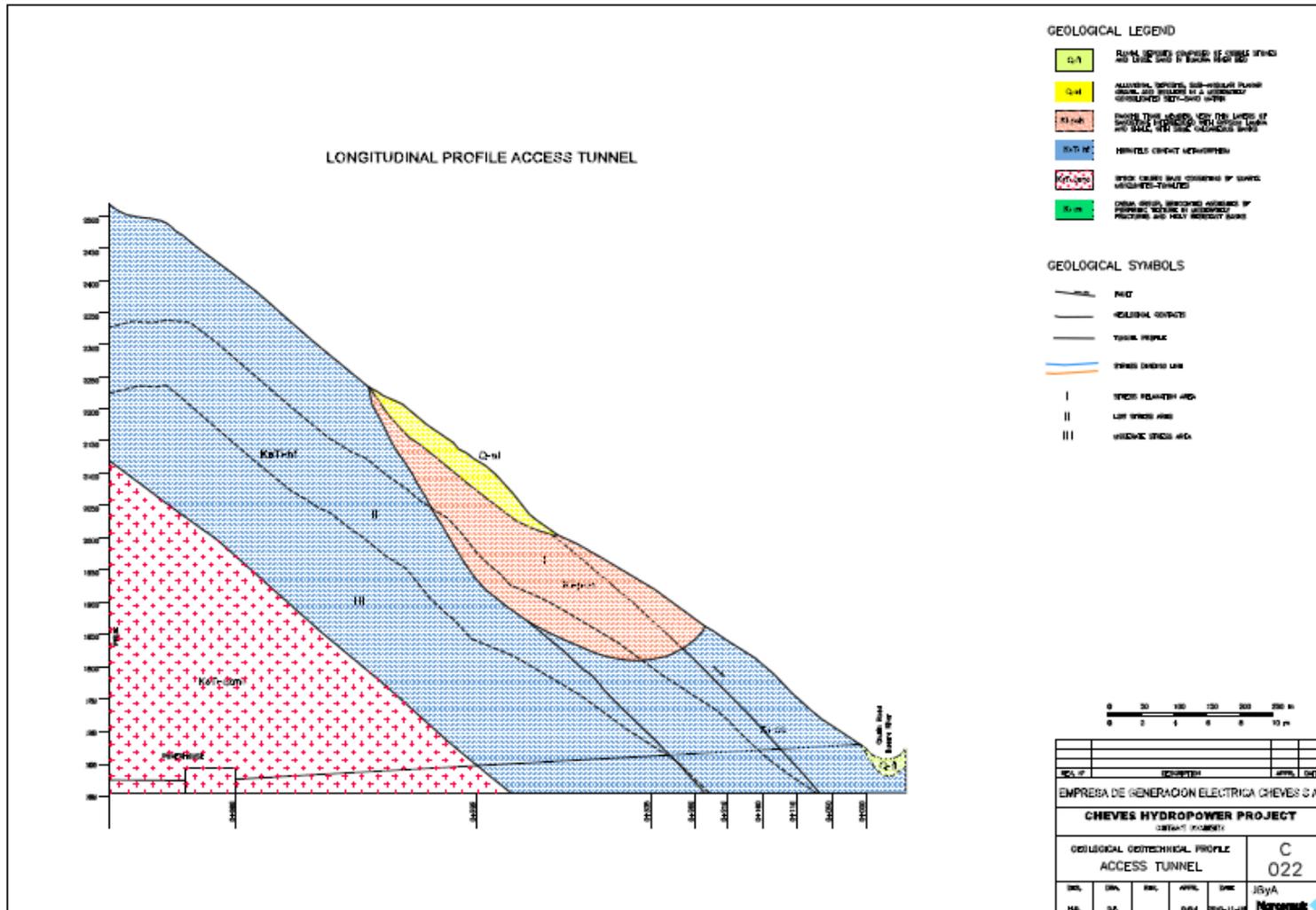


Anexo 4. Ensayo de Hidrofracturamiento

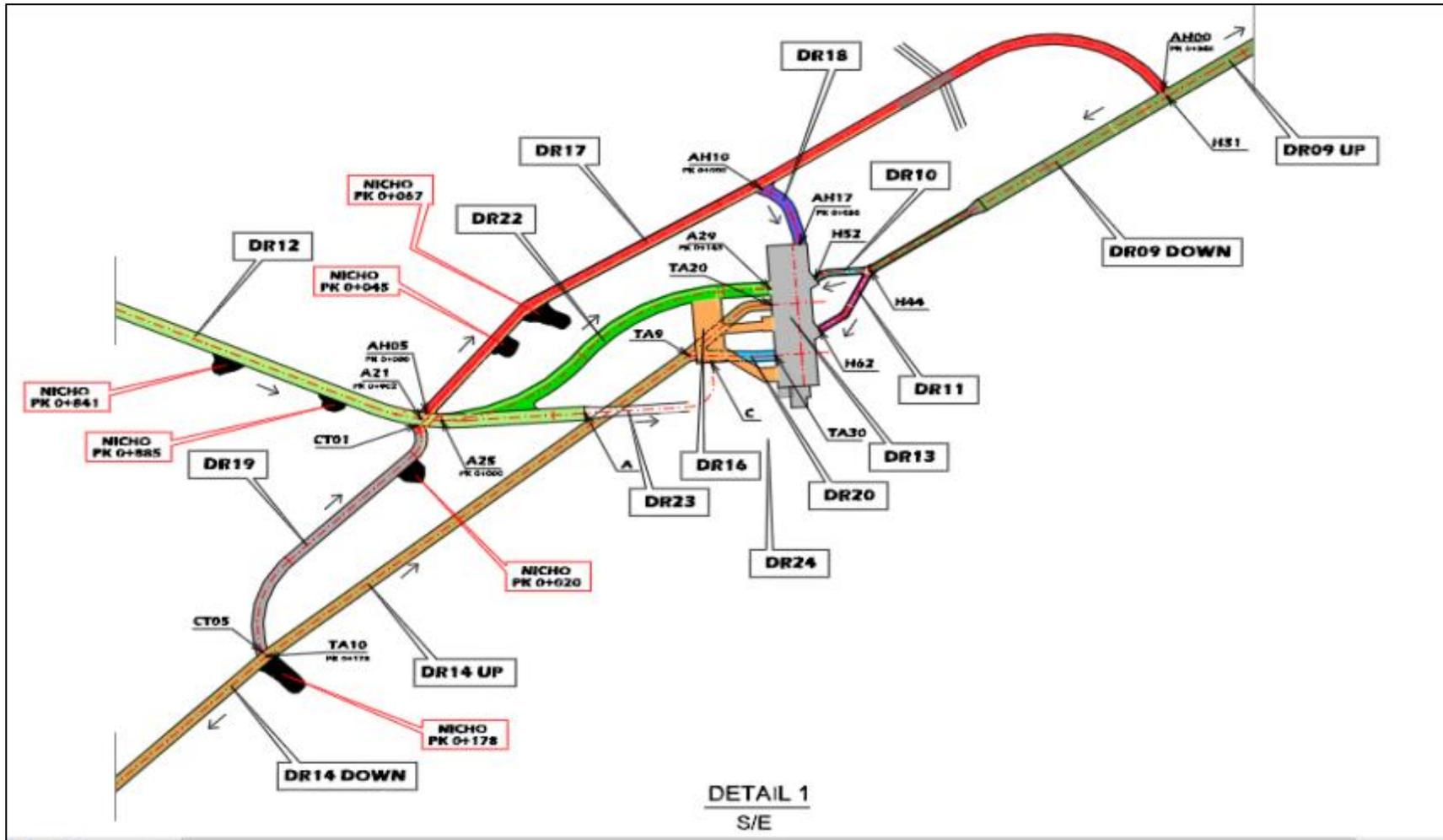


PROGRESAS	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1100	1200	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000	2100	2200	2300	2400	2500	2600	2700	2800	2900	3000	3100	3200	3300
TRAMOS (m)	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
ORIENTACIÓN	N 60° E										N 60° W										N 27° W												
LITOLÓGICA	Lu	Lu	Qz	Qz	Qz-Lu	Lu	Qz	Qz-Lu	Lu																								
R.Q.D.	10-20	10-20	30-50	30-50	10-20	30-50	10-20	30-50	20-40	70	90	50-70	30-50	70-90	30-50	70-90	70-90	70-90	70-90	70-90	20-40	70-90	20-40	70-90	20-40	70-90	20-40	70-90	20-40	70-90	20-40	70-90	20-40
Jn	1-2	1-2	4-6	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2	4-6	1-2
Jv	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2
Ju	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2
Jw	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2	1-2
S.R.F.	10	10	2	4	2	10	4	10	4	2	2	5-10	5-10	10-20	20-40	20-40	10-20	10-20	10-20	20-40	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20	
INCL. (°)	0.63-3.13	0.17-0.63	0.63-3.13	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	0.31-1.56	0.17-0.63	
VAL. RELATIVA	4	7	7-12	7	7-12	7	7-12	4	7-12	4	7-12	7-12	7	7-12	7	7-12	7-12	7-12	7-12	7-12	4	7-12	4	7-12	4	7-12	4	7-12	4	7-12	4	7-12	4
VAL. RQA	3	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8	3	8
VAL. CROMATICO	5	8	8-10	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8	5	8
VAL. COMBUSTIBLE	5	10	10-20	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10	5	10
VAL. MINERALOGICAS	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
CORRECCIÓN ORIENTACIÓN	-2	-5	-10	-5	-2	-5	-10	-10	-10	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	-5	
INCL. R.M.R.	30	35	38	35	38	35	38	22	38	22	38	64-79	51	64-79	64-79	64-79	64-79	64-79	64-79	25	45	25	45	25	45	25	45	25	45	25	45	25	45
INCL. G.S.J.	r/B	r/B	u/B-r/B	r/B	u/B-r/B																												
INCL. S.R.C.	18	27	31	22	31	22	31	4	31	4	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47	31	47
INCL. R.A.L.	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2
RESISTENCIA UNIDIAL (kg)	30	30	150	86	150	86	150	30	150	30	280	150	200	200	200	200	200	200	200	30	200	30	200	30	200	30	200	30	200	30	200	30	200
RESISTENCIA UNIDIAL (kg/cm²)	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5
RESISTENCIA UNIDIAL (kg/cm²)	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5
SUPERFICIE (m)	30	70	250	350	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500
PRESIÓN VERTICAL (kg)	0.8	1.9	6.8	12.2	14.8	10.8	13.5	16.2	14.8	13.5	16.2	16.8	17.35	22.95	22.65	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	26	24.3	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8	27.8
SOSTENIMIENTO	30B-70C	30B-70C																															

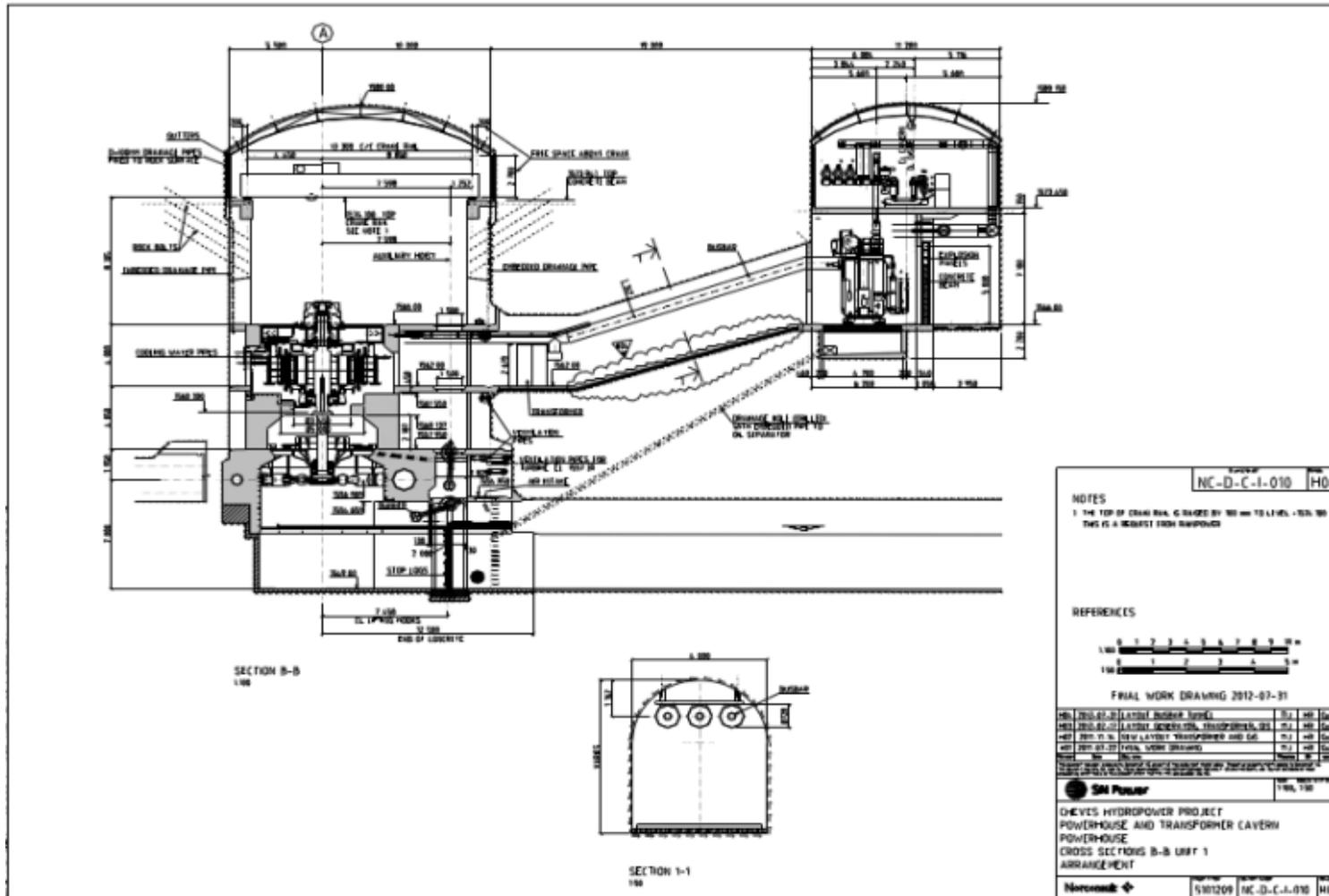
Anexo 5. Perfil longitudinal del túnel de conducción



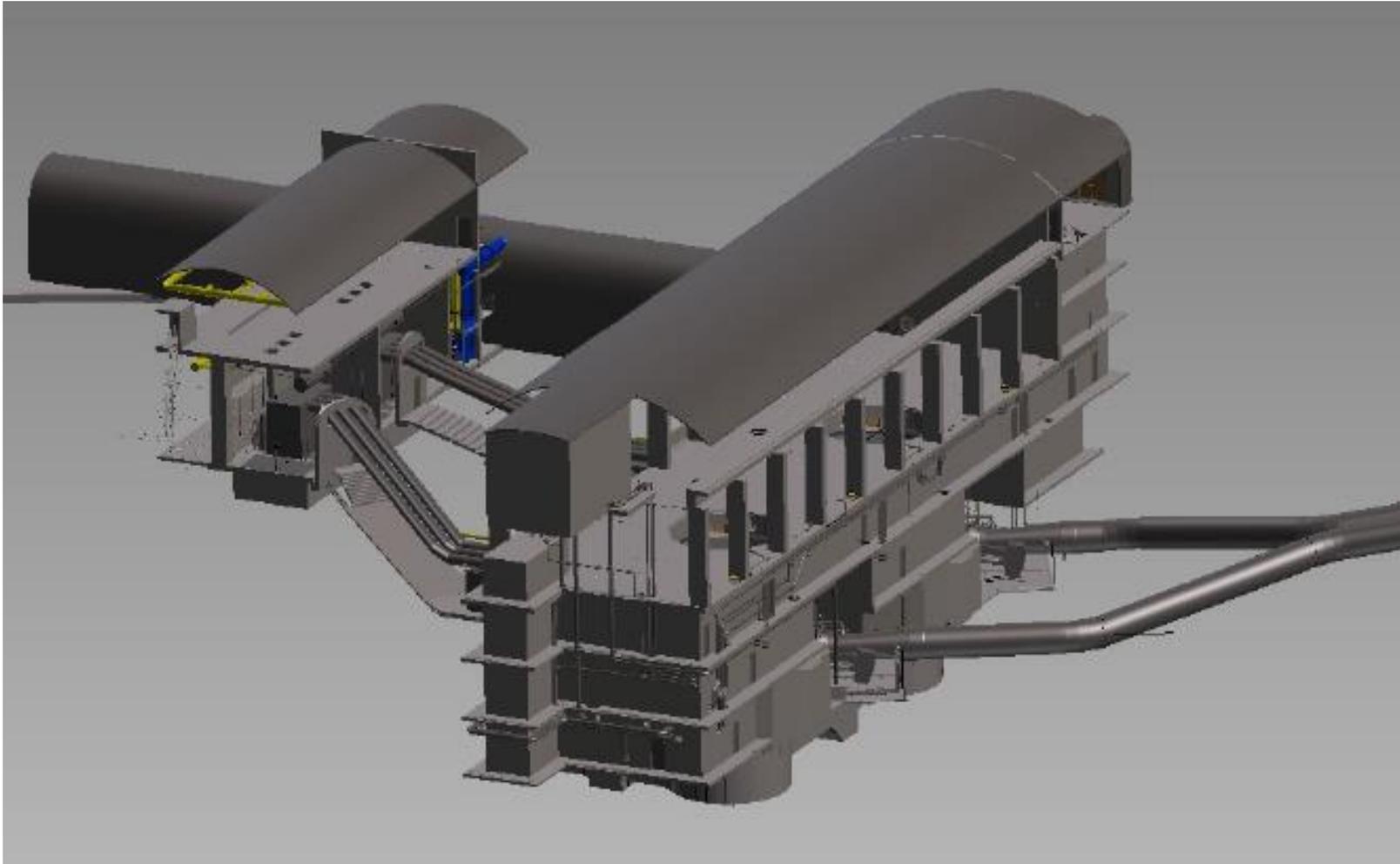
Anexo 6. Perfil longitudinal del túnel de acceso y Powerhouse



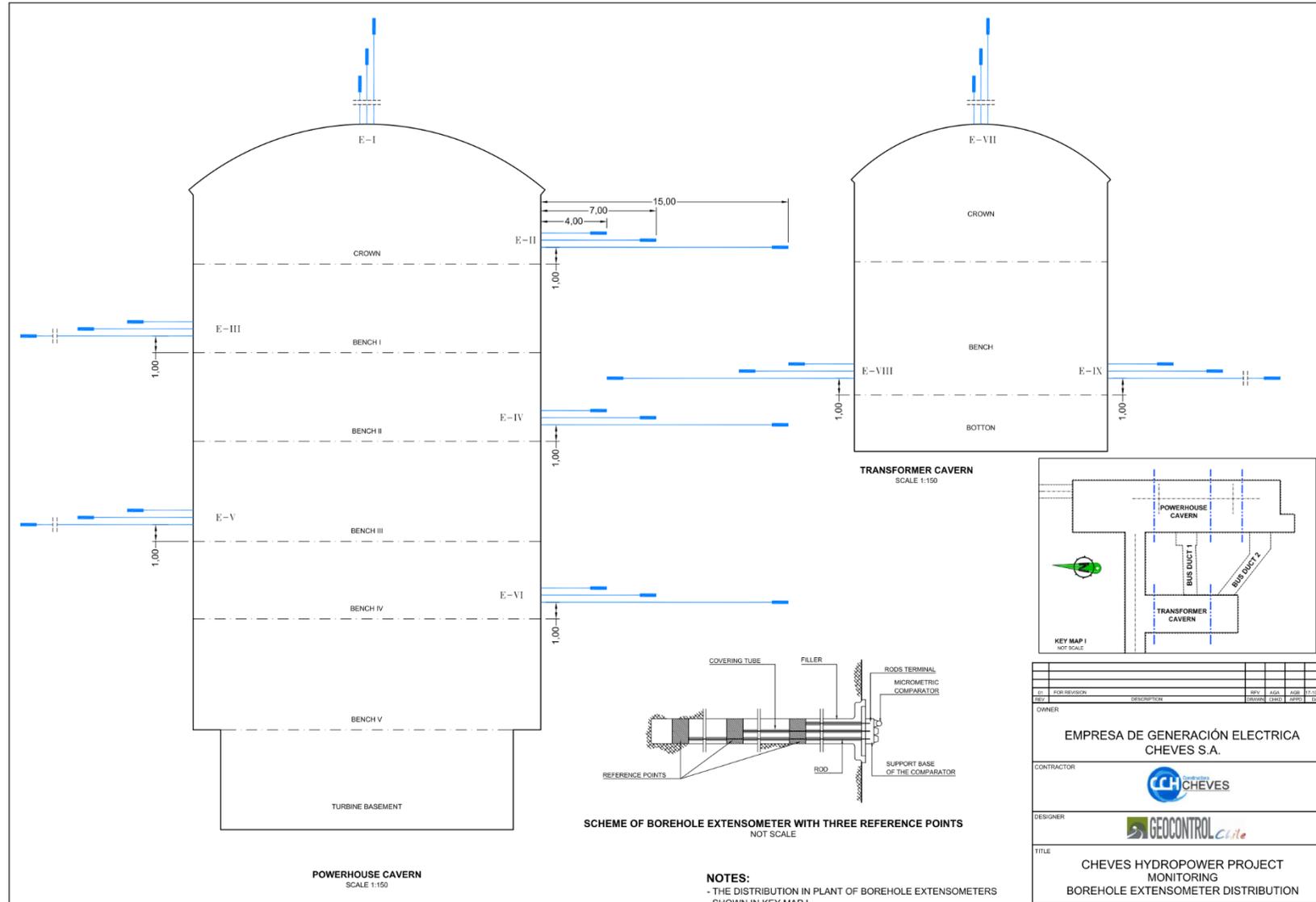
Anexo 7. Planta Casa de Máquinas y túneles asociados



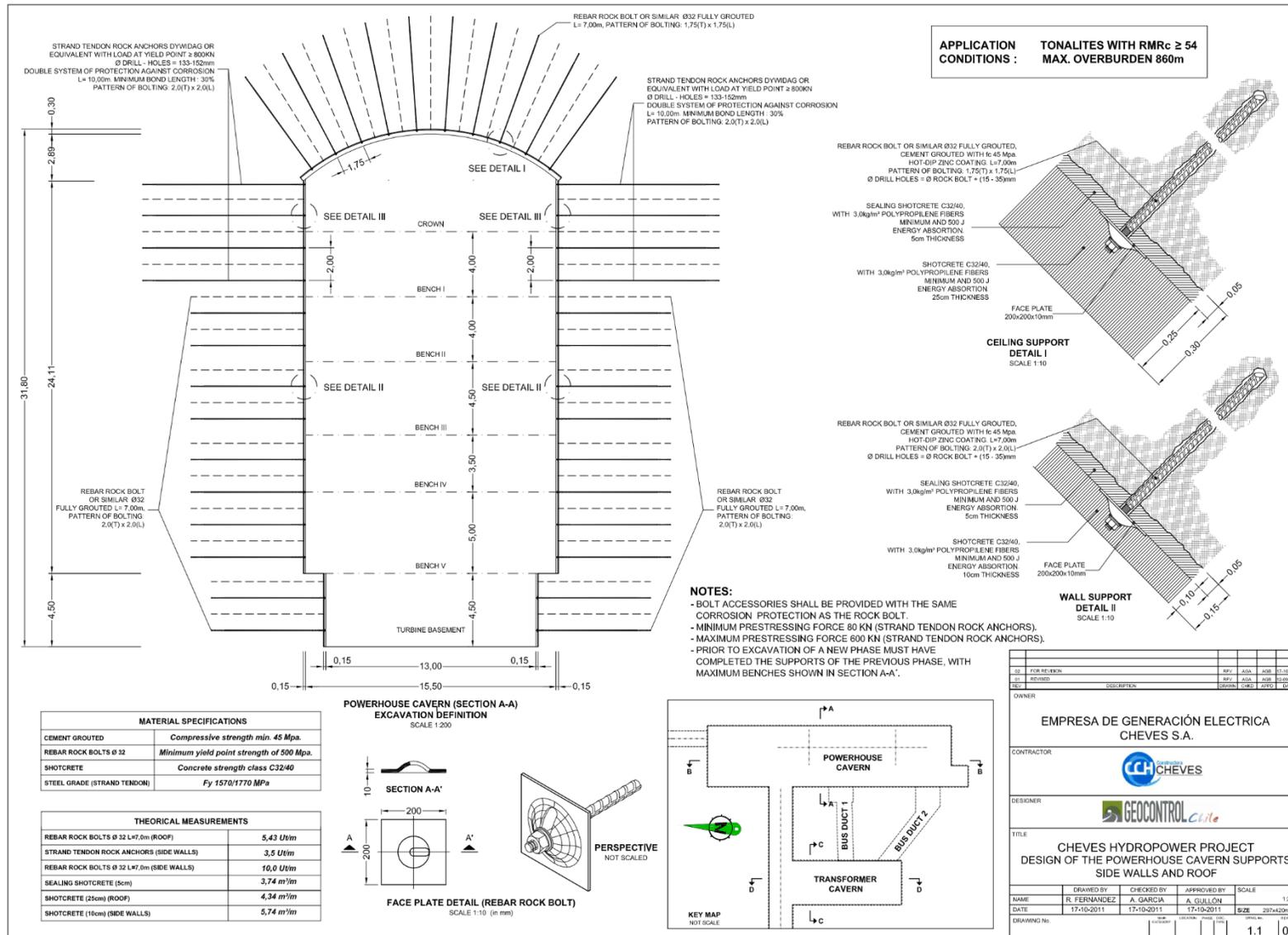
Anexo 8. Sección transversal de Casa de Máquinas y Transformadores



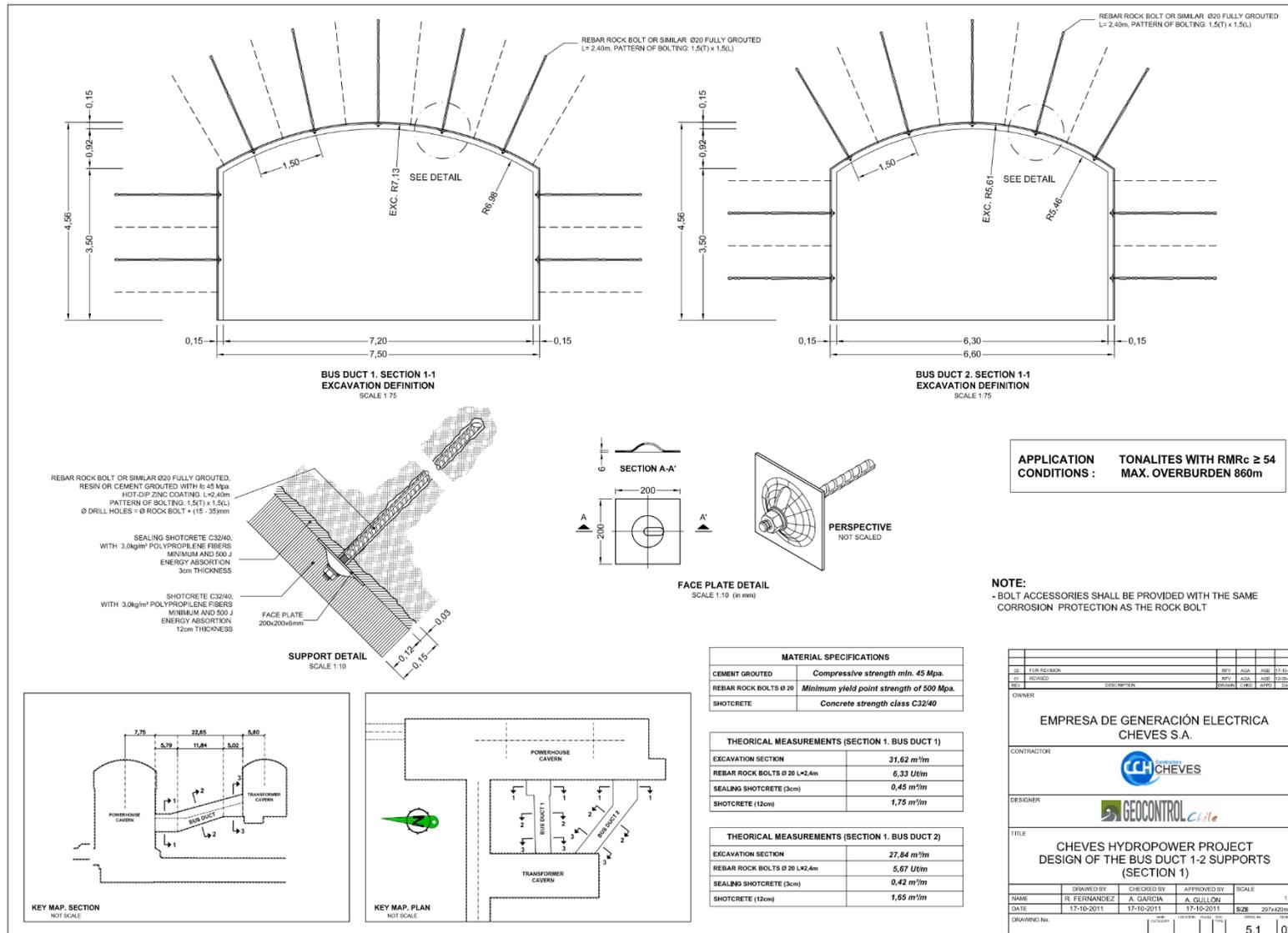
Anexo 9. Modelo 3D de la Casa de Máquinas y Transformadores



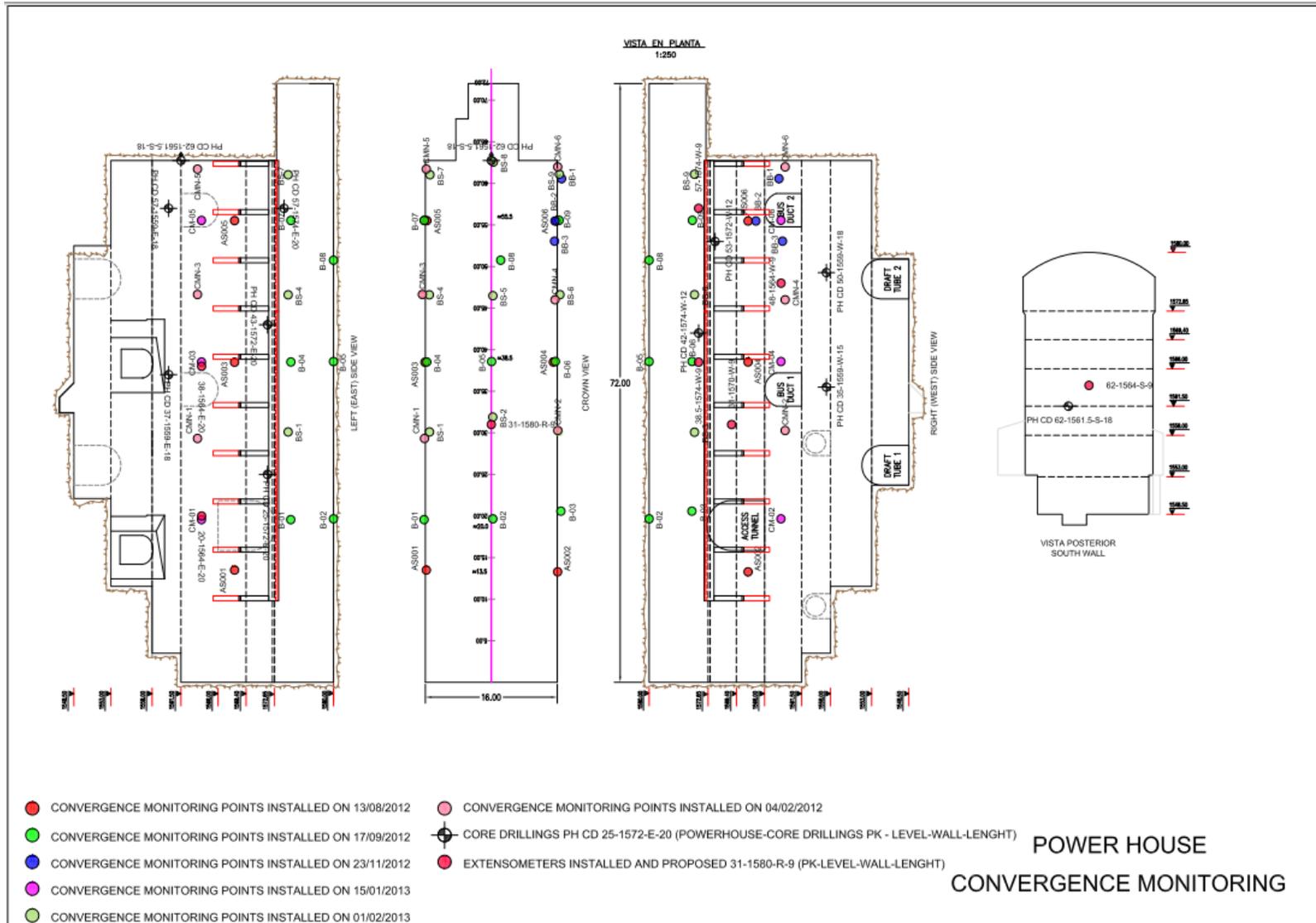
Anexo 11. Extensómetros



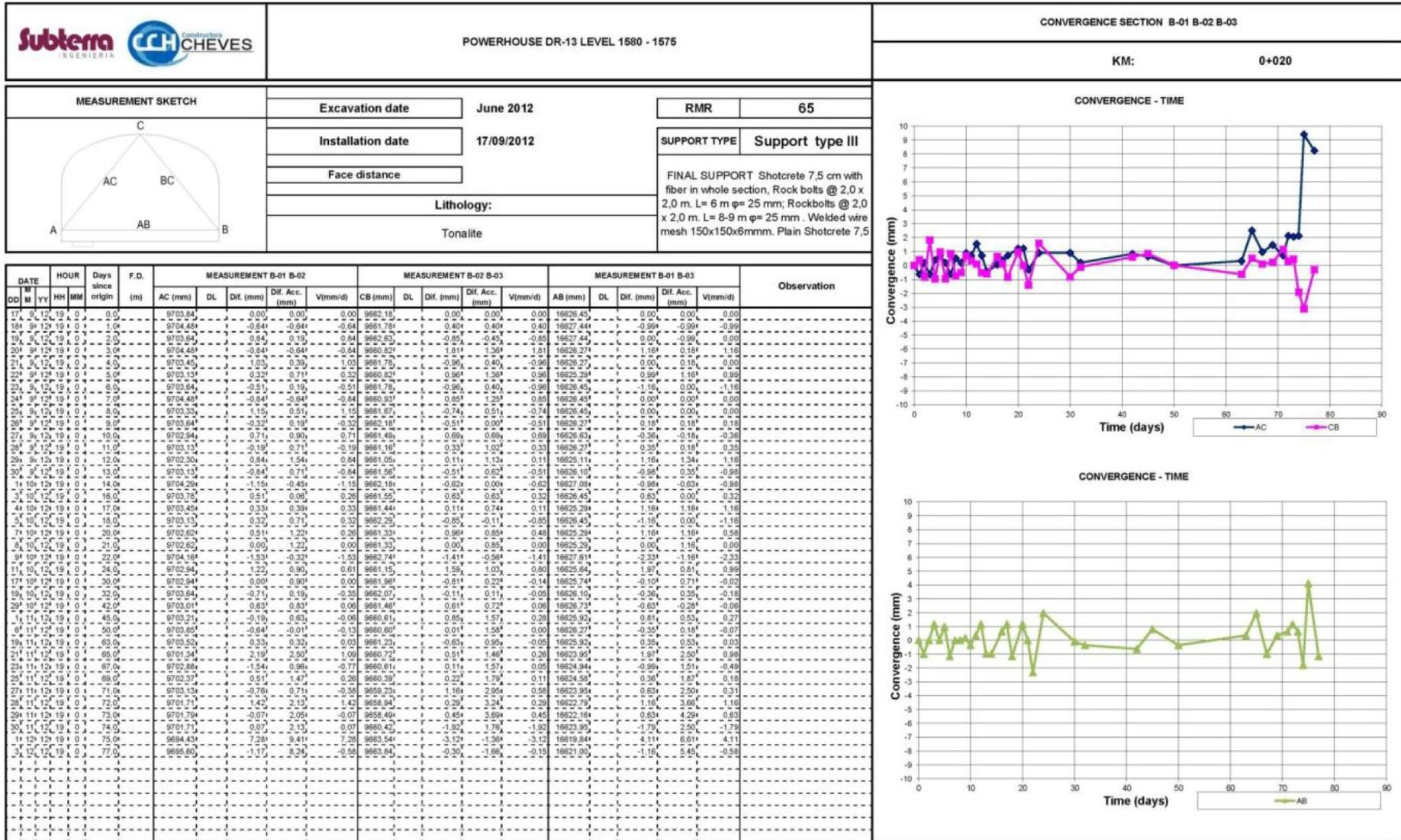
Anexo 11. Diseño de sostenimiento Caverna



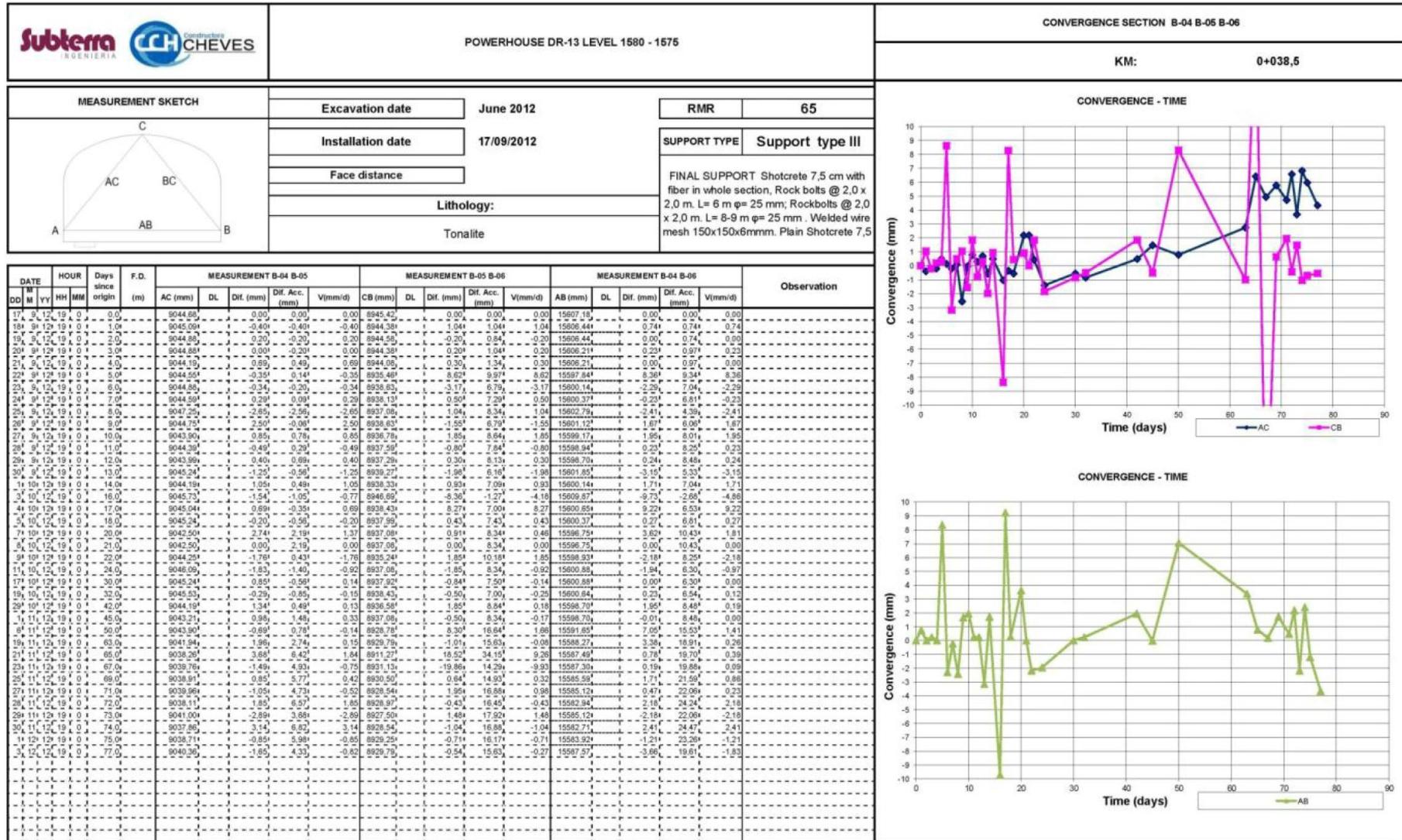
Anexo 12. Diseño de sostenimiento Bus Ducts



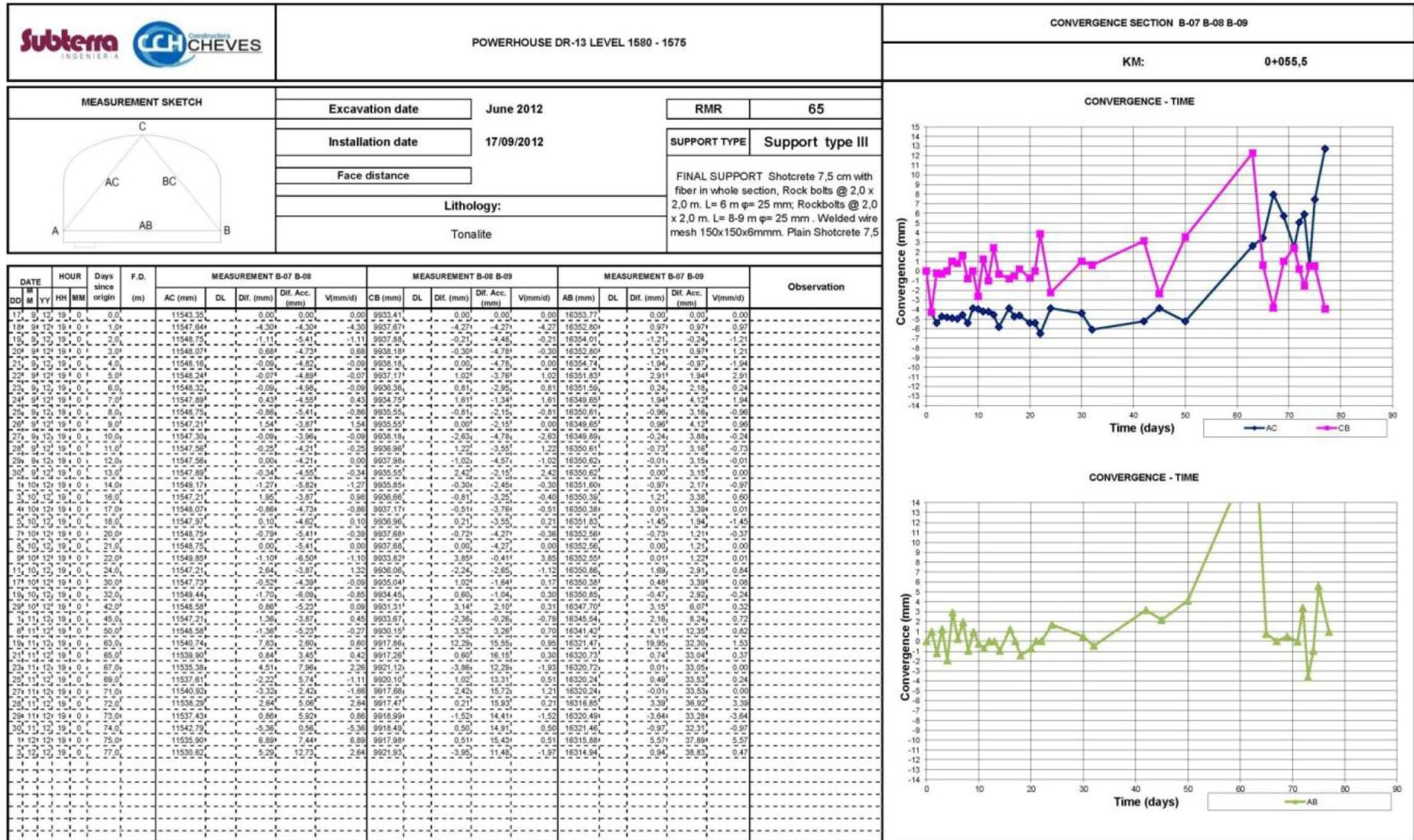
Anexo 13. Monitoreo de Convergencias de la Casa de Máquinas



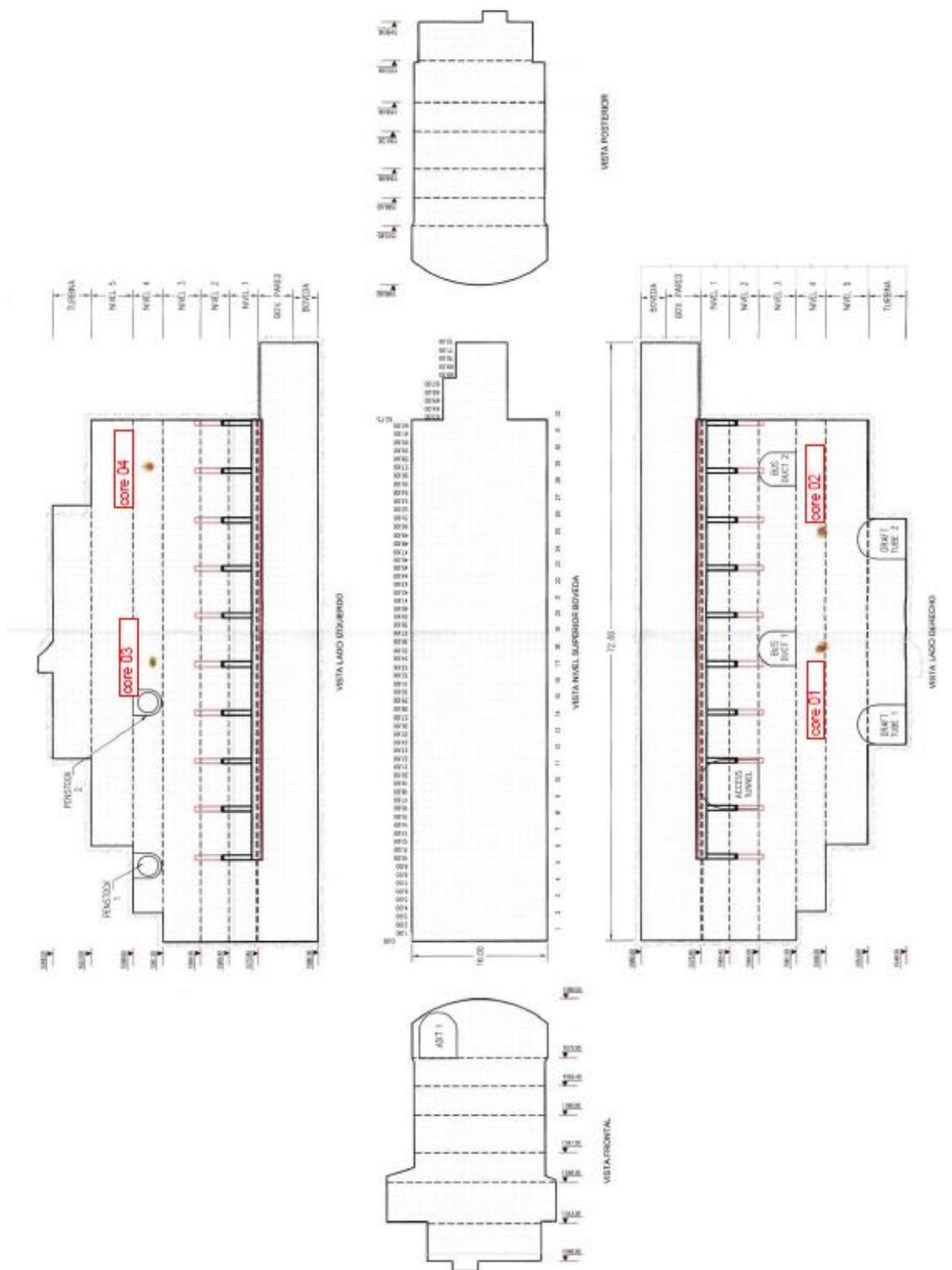
Anexo 14. Medición de convergencia – estación Pk 0+020



Anexo 15. Medición de convergencia – estación Pk 0+038.5



Anexo 16. Medición de convergencia – estación Pk 0+055.5



Anexo 17. Casa de Maquinas core drillings

Field Test No.	Depth (adjusted) (m)	Lithology	Cycle 1		Cycle 2				Cycle 3		Jacking
			P_{b1} (MPa)	P_{isip1} (MPa)	P_{r2} (MPa)	P_j (MPa)	P_{dpd2} (MPa)	P_{si2} (MPa)	P_{b3} (MPa)	P_{si3} (MPa)	P_j (MPa)
51	45.17	Diorite	9.2	7.3	7.6	10.7	4.7	1.0	7.3	1.9	3.4
264	229.50	Diorite	10.3	8.3	7.6	9.0	5.9	5.8	7.9	6.9	5.9
293	254.38	Magnetite	10.5	8.3	7.2	9.5	5.9	0.7	9.4	4.0	8.6
304	263.96	Magnetite	9.4	3.5	5.9	6.3	3.8	3.8	6.1	3.5	4.1
308	267.17	Magnetite	5.6	4.1	4.1	6.1	2.5	2.6	5.5	2.8	3.8
314	272.75	Diorite	10.0	6.8	7.7	9.0	5.6	4.0	8.7	4.4	5.2
322	279.41	Diorite	10.8	6.9	4.1	5.0	2.8	2.3	4.1	3.4	2.8

Field Test No.	Depth (adjusted) (m)	Lithology	Fracture Configuration			Type	Comments
			Orientation		Inclination		
			(°) Mag	(°) Corr	(°)		
51	45.17	Diorite	232	215	48	inclined	
264	229.50	Diorite					No orientation measured
293	254.38	Magnetite					No orientation measured
304	263.96	Magnetite					No orientation measured
308	267.17	Magnetite					No orientation measured
314	272.75	Diorite					No orientation measured
322	279.41	Diorite					No orientation measured

Legend: P_b = Breakdown pressure, P_r = Reopening pressure, P_{si} , P_{isip} or P_{dpd} = Shut-in pressure, P_j = Opening pressure during jacking, magnetic declination = 17.03° west of true north.
Note that pressures tabled are those measured at the readout panel at surface, the column of water should be added to show pressure at the test section.

Anexo 18. Resumen de resultados de las pruebas de hidrofracturamiento

Field Test No.	Depth (adjusted) (m)	Lithology	Cycle 1		Cycle 2				Cycle 3		Jacking
			P_{b1} (MPa)	P_{isip1} (MPa)	P_{r2} (MPa)	P_j (MPa)	P_{dpd2} (MPa)	P_{si2} (MPa)	P_{b3} (MPa)	P_{si3} (MPa)	P_j (MPa)
210	211.0	Magnetite	11.3	7.3	7.7	10.3	4.7	5.0	7.6	4.4	4.5
216	216.8	Anorthosite	11.3	6.9	7.5	9.6	6.9	3.6	8.9	5.2	5.1
230	230.3	Diorite	11.4	8.5	8.3	10.8	8.7	8.9	10.9	8.0	6.9
242	242.3	Diorite	12.0	7.3	8.1	10.0	6.9	2.9	9.0	4.9	4.8
269	269.8	Diorite	9.4	6.2	5.2	6.9	3.2	3.2	5.7	4.0	3.5

Field Test No.	Depth (adjusted) (m)	Lithology	Fracture Configuration			Type	Comments
			Orientation		Inclination		
			(°) Mag	(°) Corr	(°)		
210	45.17	Diorite	36	19	78	inclined	
216	229.50	Diorite	16	359	73	inclined	
230	254.38	Magnetite	12	355	66	inclined	
242	263.96	Magnetite	18	1	77	inclined	
269	279.41	Diorite	15	358	62	inclined	

Legend: P_b = Breakdown pressure, P_r = Reopening pressure, P_{si} , P_{isip} or P_{dpd} = Shut-in pressure, P_j = Opening pressure during jacking, magnetic declination = 17.03° west of true north.
Note that pressures tabled are those measured at the readout panel at surface, the column of water should be added to show pressure at the test section.

Anexo 19. Resumen de resultados de las pruebas de hidrofracturamiento

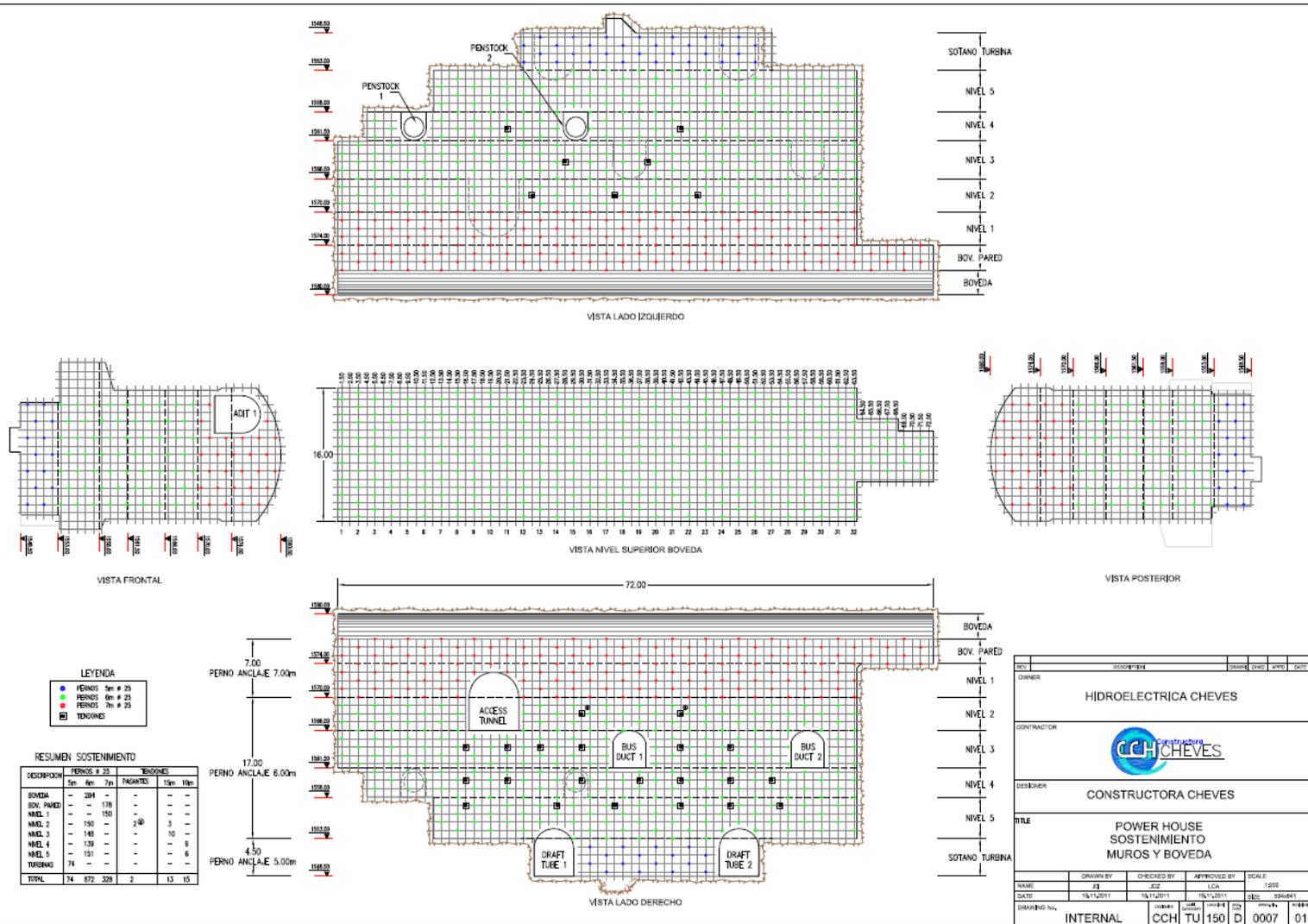
Borehole	Field Test No.	Depth (adj) (m)	Lithology	σ_{HMax}		σ_{HMin} (MPa)	σ_v (MPa)	T (MPa)	P_h Water Column (MPa)	P_o Pore Pressure (MPa)	Fracture	Comments
				Cycle 1 (MPa)	Cycle 2 (MPa)						Orientation (°) Corr	
PT01	51	45.17	Diorite	24.3	6.9	5.1	1.2	19	0.4	0.4	215	
	264	229.50	Diorite	28.6	12.3	8.1	6.2	19	2.3	2.2		
	293	254.38	Magnetite	24.6	12.9	8.4	6.9	15	2.5	2.5		
	304	263.96	Magnetite	19.6	8.1	6.4	7.1	15	2.6	2.6		
	308	267.17	Magnetite	19.5	6.0	5.1	7.2	15	2.6	2.6		
	314	272.75	Diorite	23.6	11.9	8.3	7.4	14	2.7	2.7		
	322	279.41	Diorite	14.3	6.9	5.5	7.5	14	2.7	2.7		
	SC01	210	211.0	Magnetite	19.8	8.3	6.7	5.7	15	2.1	2.1	19
216		216.8	Anorthosite	26.5	15.4	9.0	5.9	15	2.1	2.1	359	
230		230.3	Diorite	31.1	20.2	11.0	6.2	14	2.3	2.2	355	
242		242.3	Diorite	25.1	15.0	9.3	6.5	14	2.4	2.4	1	
269		269.8	Diorite	16.8	7.0	5.8	7.3	14	2.6	2.6	358	

Anexo 20. Resumen de calculación de los valores de estres

bore-hole		test no.	depth [m]	TVD [m]	P _c [MPa]	P _r [MPa]	P _{co} [MPa]	P _{si} [MPa]	frac trace	θ [deg]	β [deg]	α [deg]	remark
R18-90	4	10.5	823.5	25.5	7.8	17.7	11.2 *	A B	85 59	175 / 315 149	90 30	axial double trace, distinct inclined fracture	
	3	13.0	826.0	17.2	8.3	8.9	11.0 *	A B	163 55	73 / 253 145	90 50	axial double trace inclined fracture	
	1	17.9	830.9	16.8	10.9 - 12.0	4.8 - 5.9	14.6 *	A B	69 62	159 / 339 332	90 82	axial double trace, distinct inclined fracture, distinct	
	2	20.35	833.35	18.7	11.4	7.3	14.4 *	A B	98 164	8 / 188 254	90 70	axial double trace, distinct inclined fracture, distinct	
R18-35	4	11.4	819.5	16.0	12.0	4.0	14.9 *	A	126	216	68	axial double trace, distinct	
	3	15.0	821.6	19.5	15.6	3.9	14.9 *	A	174	264	27	sub-horizontal fracture, distinct	
	2	17.75	823.2	31.4	26.2	5.2	23.4	A B	176 5	266 275	66 63	part of an inclined fracture very fine inclined fracture	
	1	22.0	825.6	26.1	18.9	7.2	19.2	A B	142 7	231 277	89 72	axial single trace, not distinct part of an inclined fracture	

* increase of Psi with successive injection-cycles

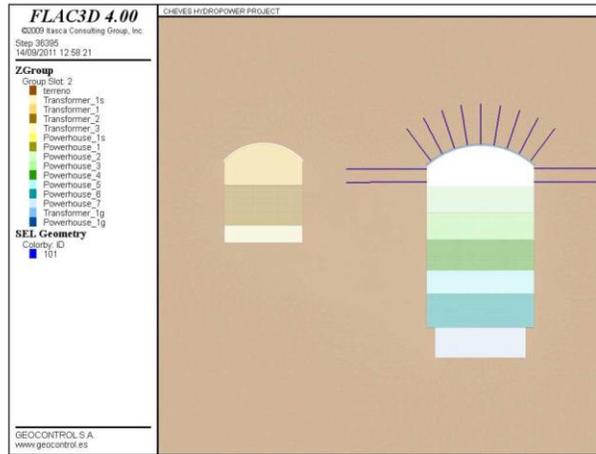
Anexo 21. Resumen de resultados de las pruebas de hidrofracturamiento



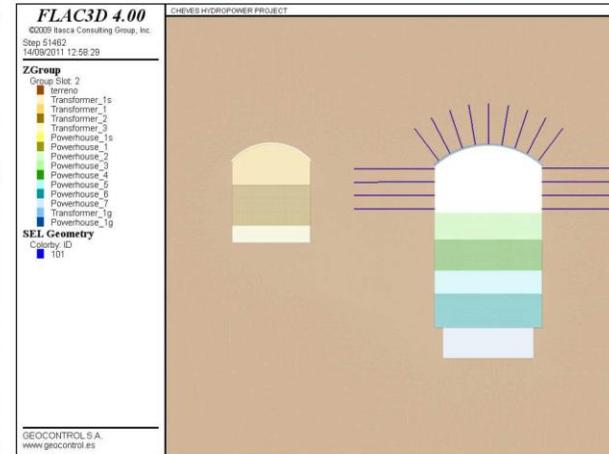
Anexo 22. Sostenimiento inicial de la casa de maquinas



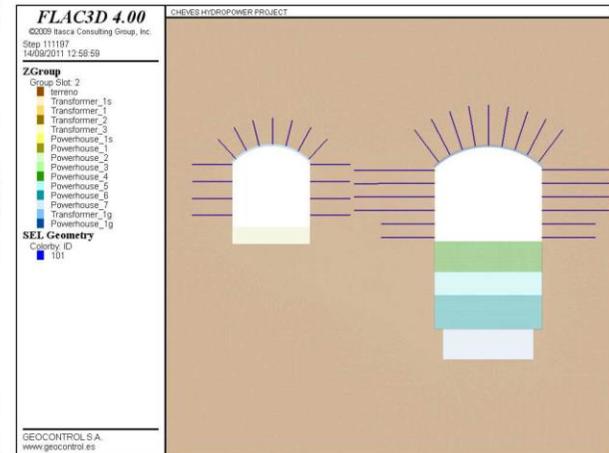
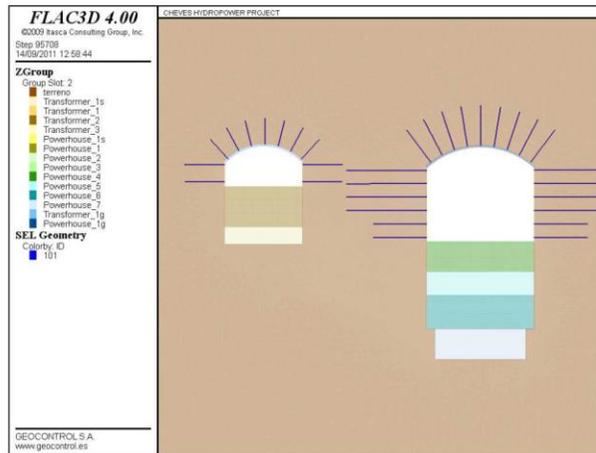
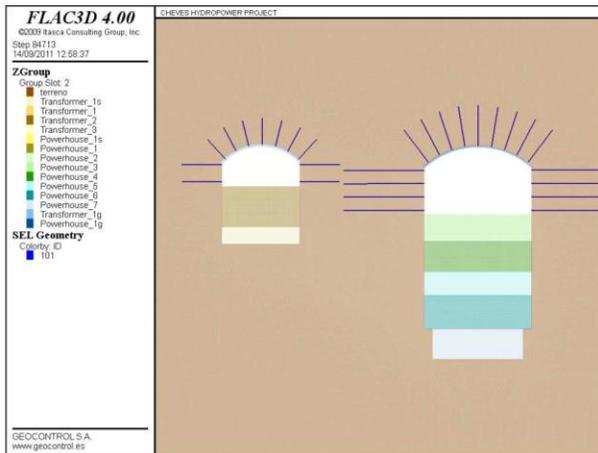
Stage I



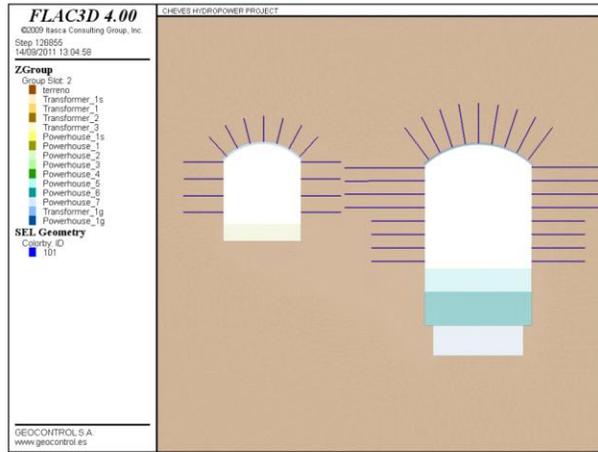
Stage III



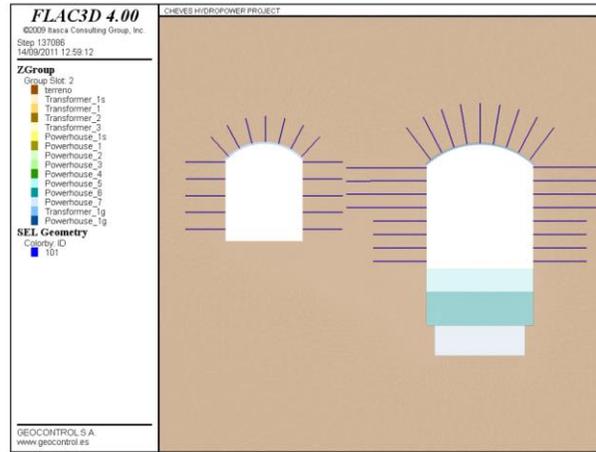
Stage IV



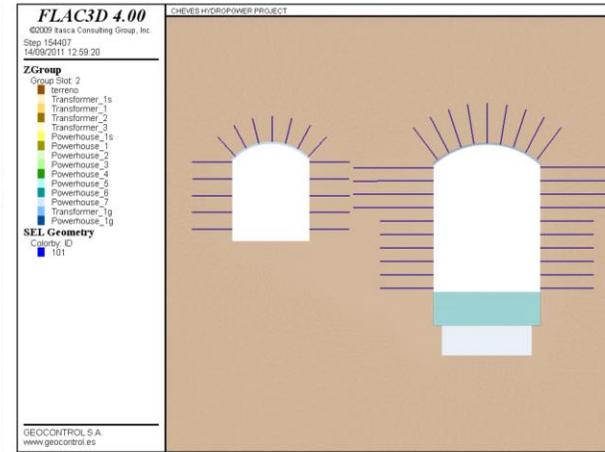
Anexo 23. Etapas de cálculo según modelo Flac



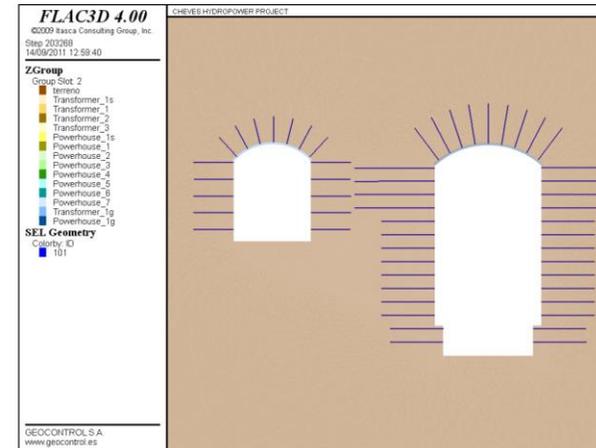
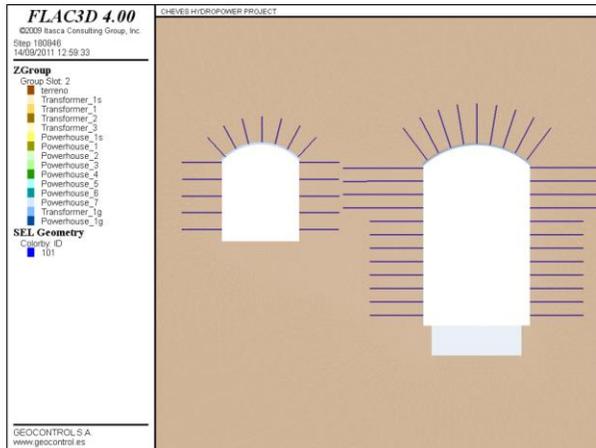
Stage IX



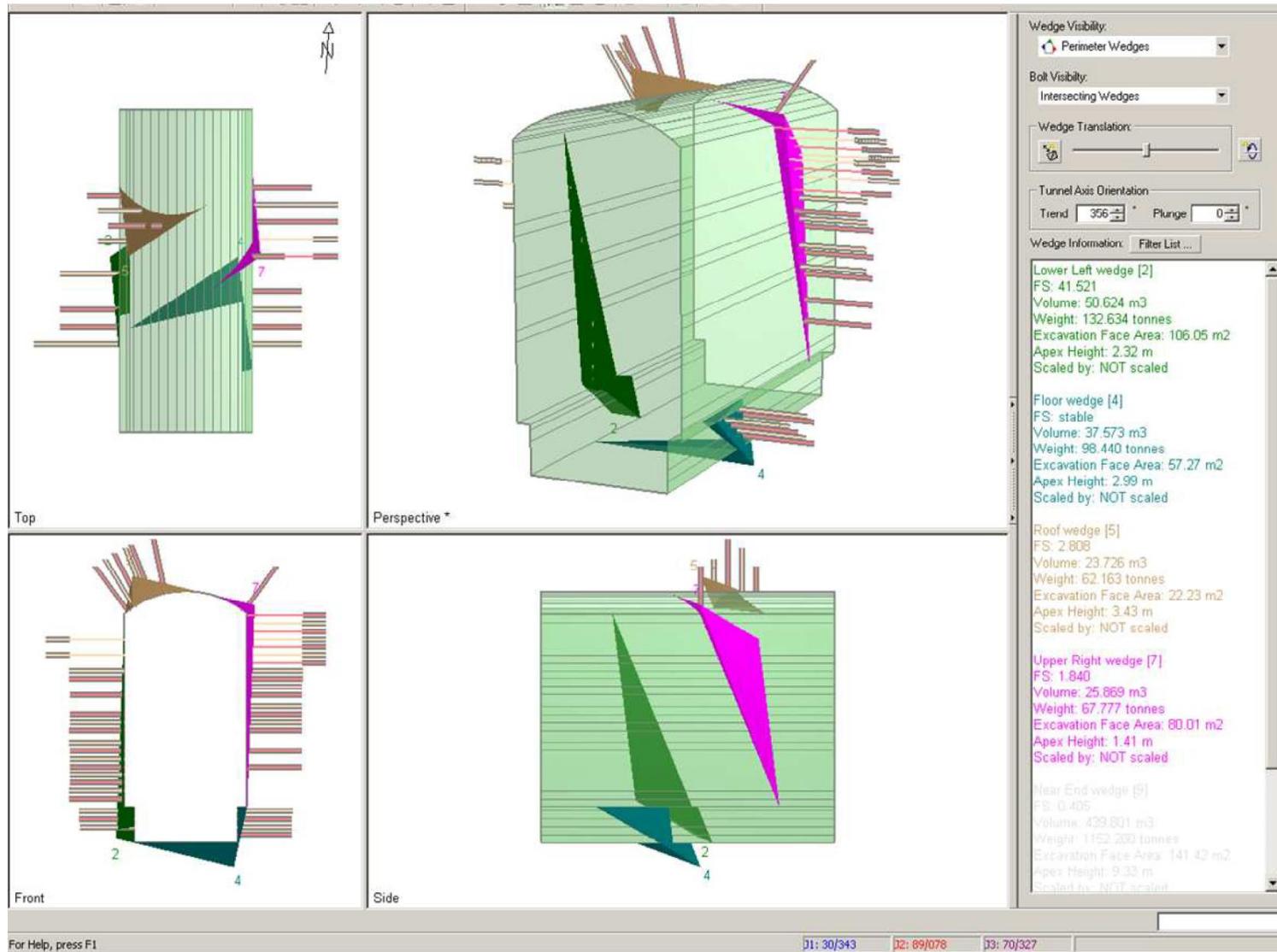
Stage X



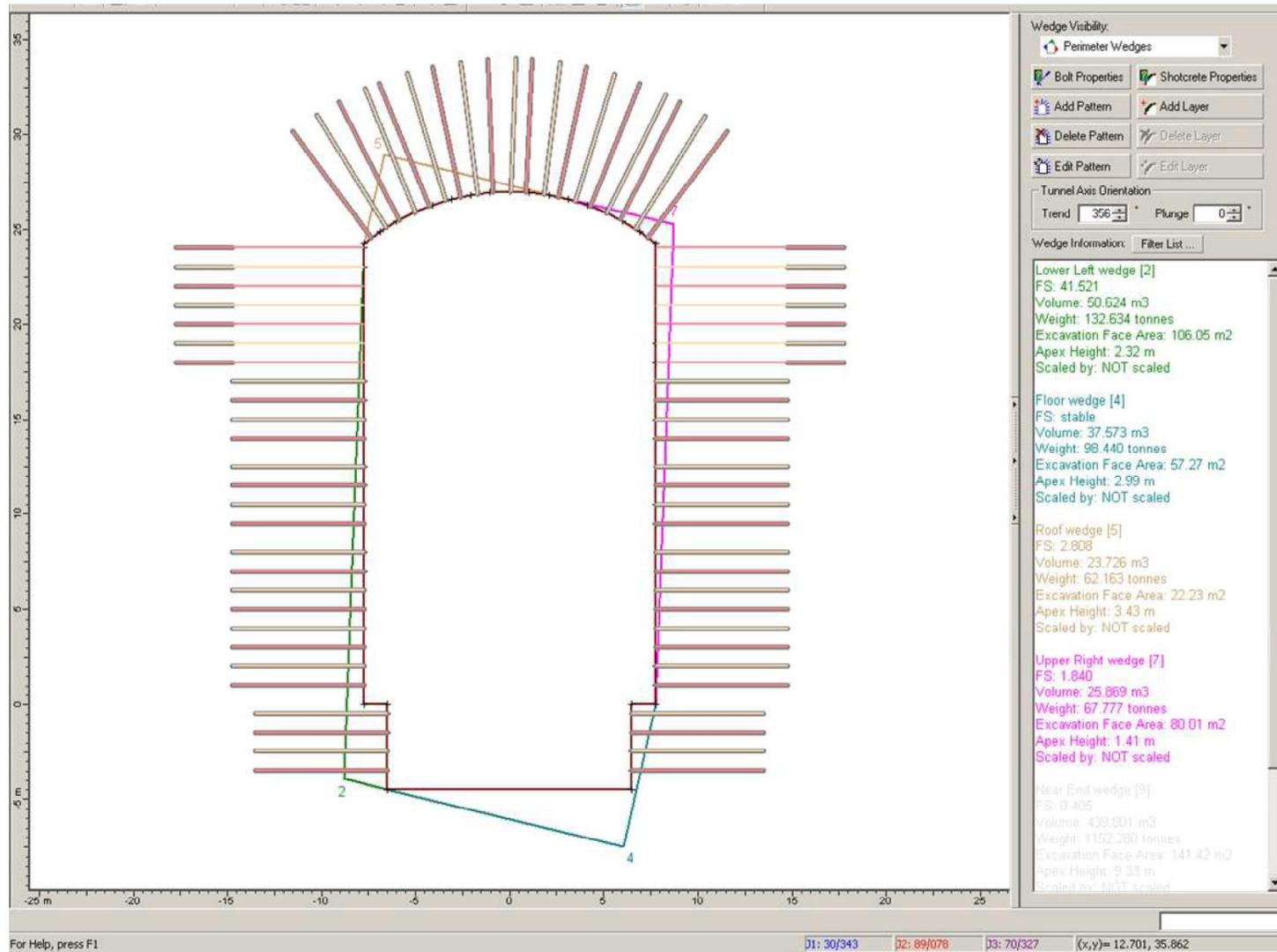
Stage XI



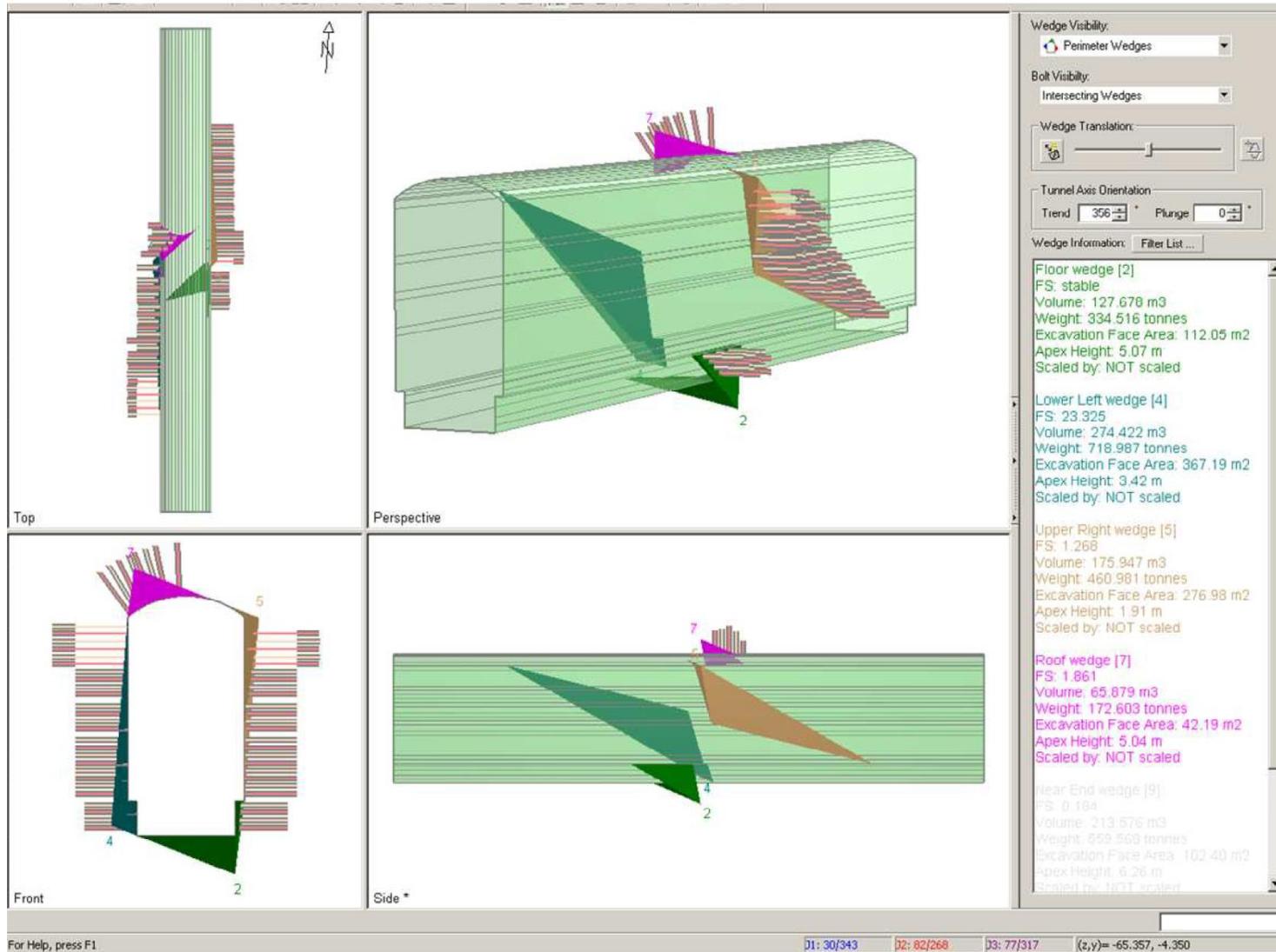
Anexo 24. Etapas de cálculo según modelo Flac



Anexo 25. Modelamiento de Cuñas formadas en juntas



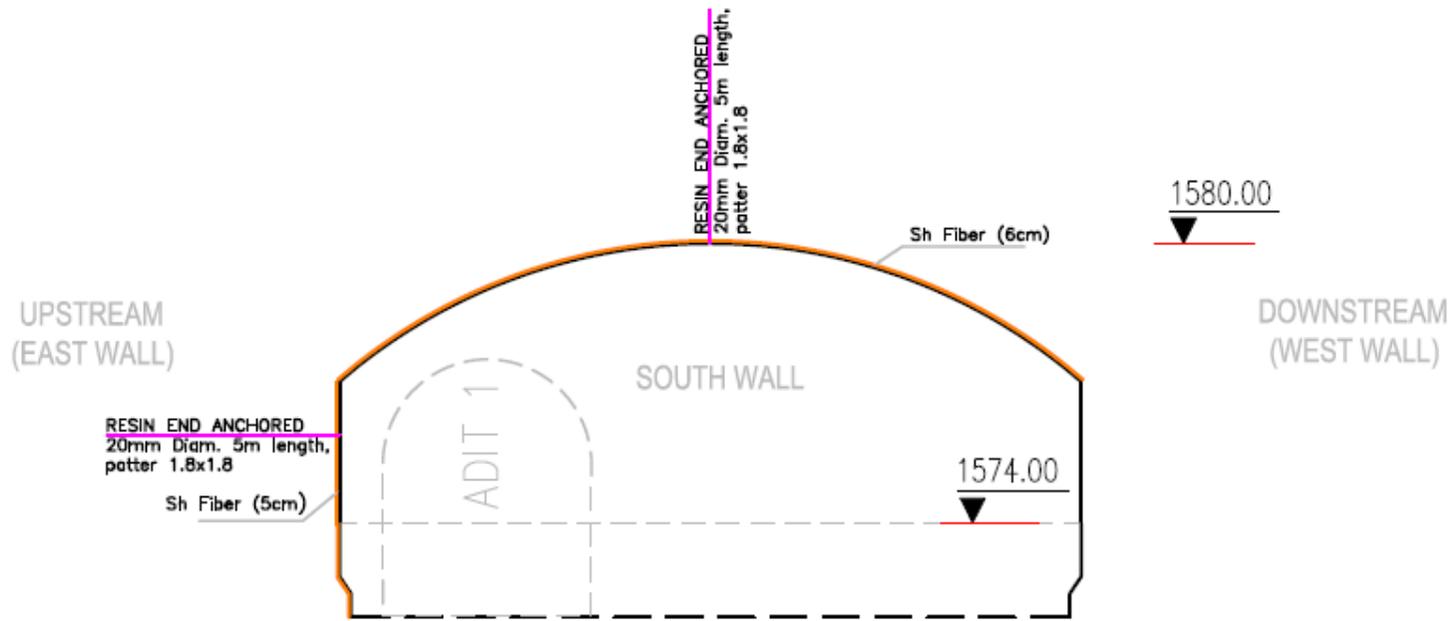
Anexo 26. Modelamiento de Cuñas formadas en juntas



Anexo 27. Modelamiento de Cuñas formadas en juntas

1

10/01/2012 SI-CCH-0161 Permanent Rock Support PH PK 0-3

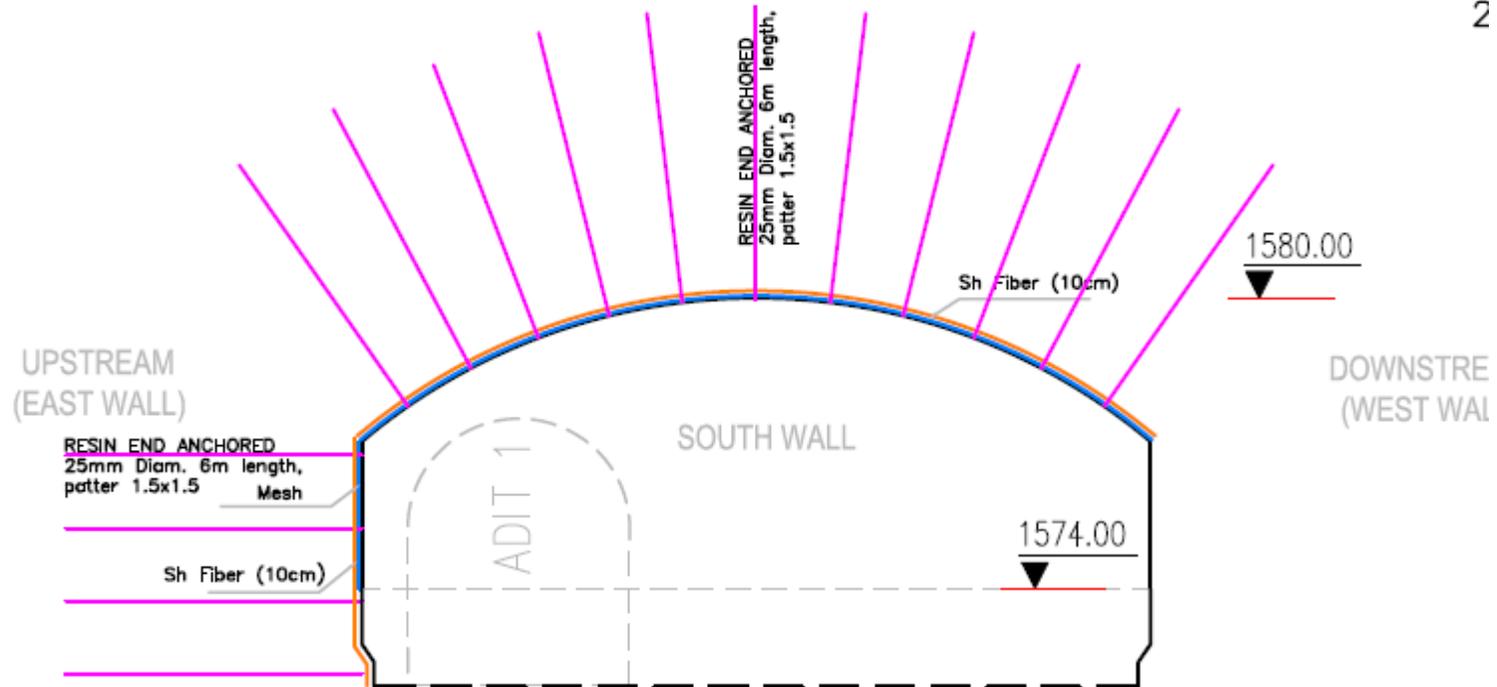


	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL	-	RESIN END ANCHORED	20	5	1,8x1,8	5			
CROWN	-	RESIN END ANCHORED	20	5	1,8x1,8	6			

Anexo 28. Sostenimiento boveda

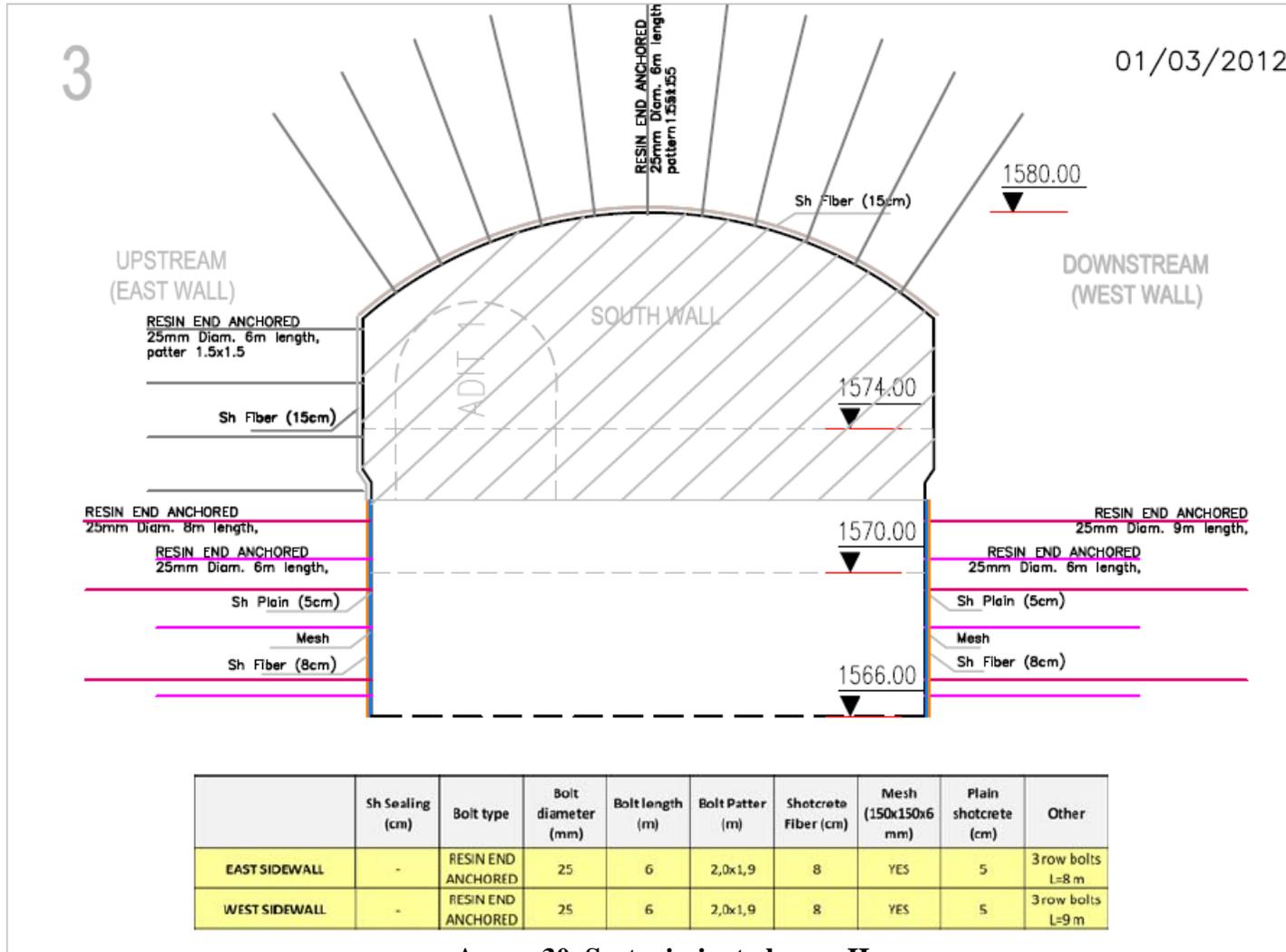
2

2

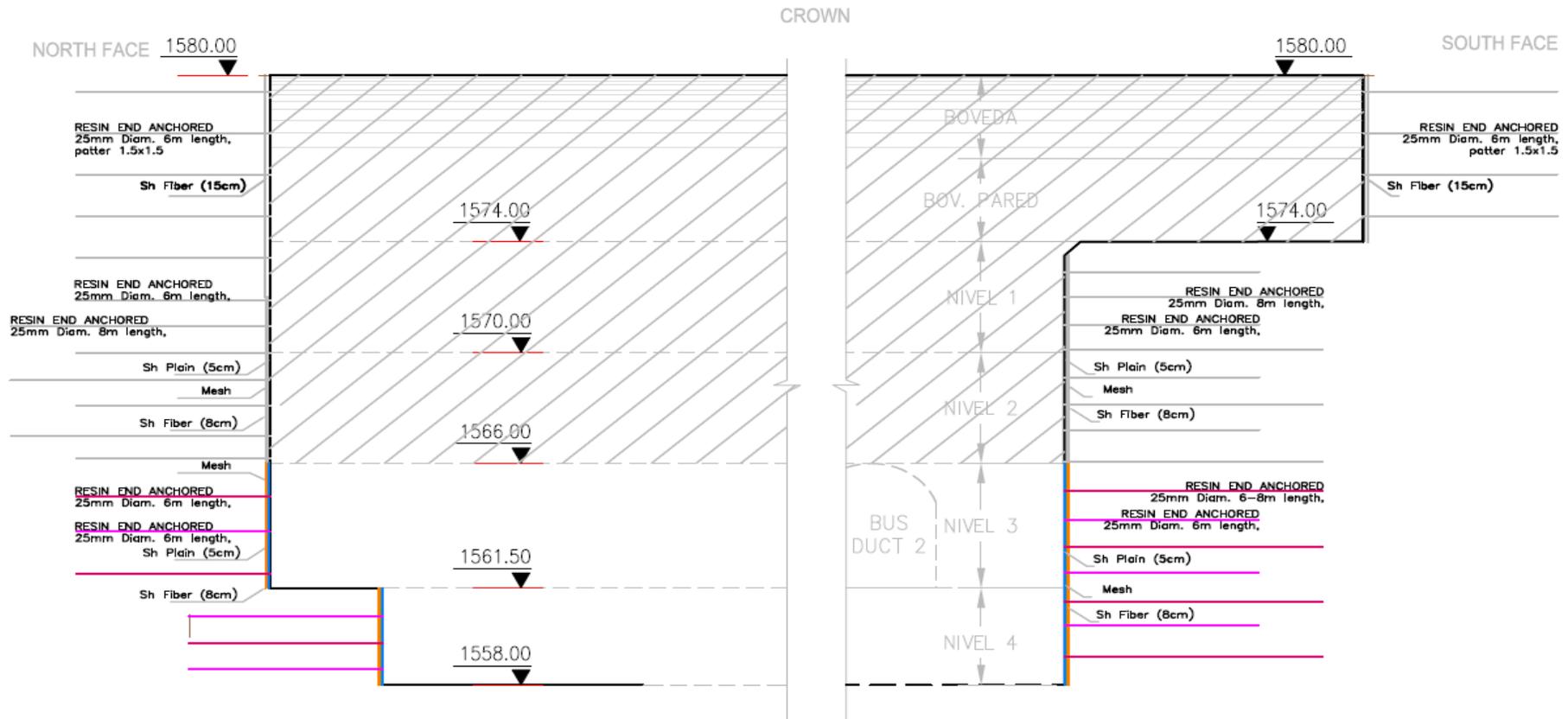


	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL	-	RESIN END ANCHORED	25	6	1,5x1,5	15	Only in some areas	Not specify	
CROWN	-	RESIN END ANCHORED	25	6	1,5x1,5	15	Only in some areas	Not specify	

Anexo 29. Sostenimiento bóveda y banco I

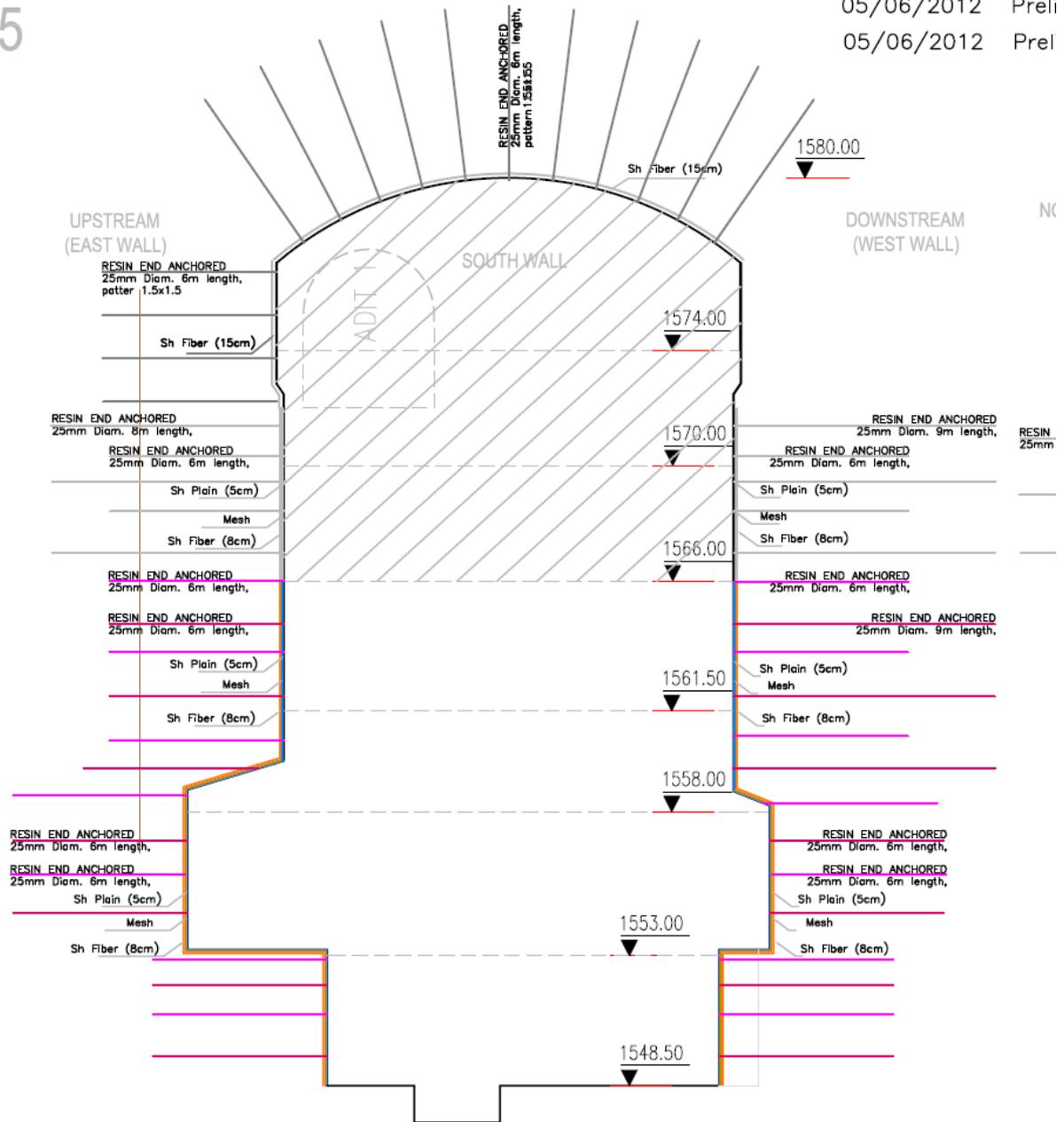


Anexo 30. Sostenimiento banco II



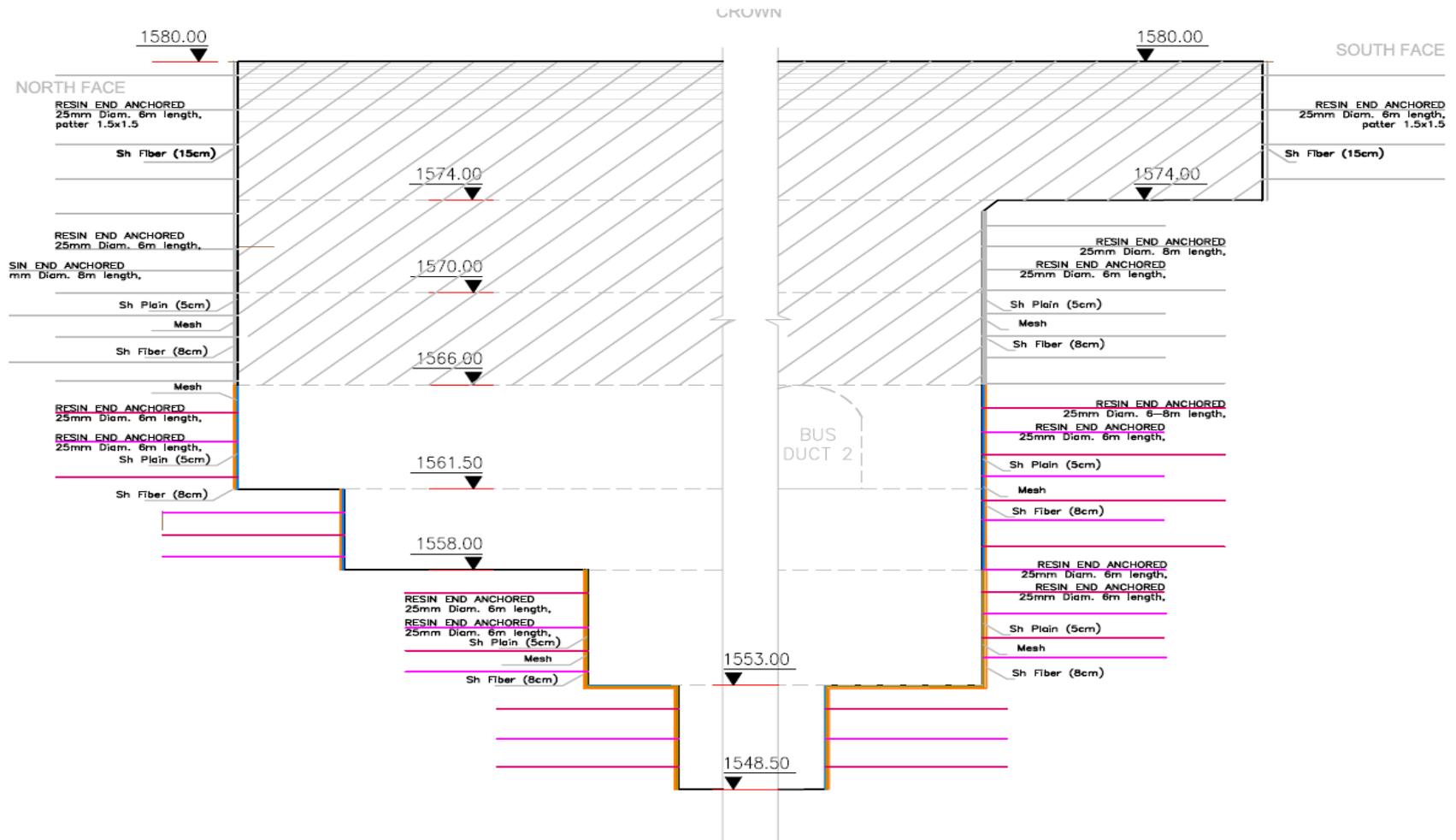
	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
NORTH END FACE	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m
SOUTH END FACE	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	4 row bolts L=6-8m

Anexo 31. Sostenimiento banco II



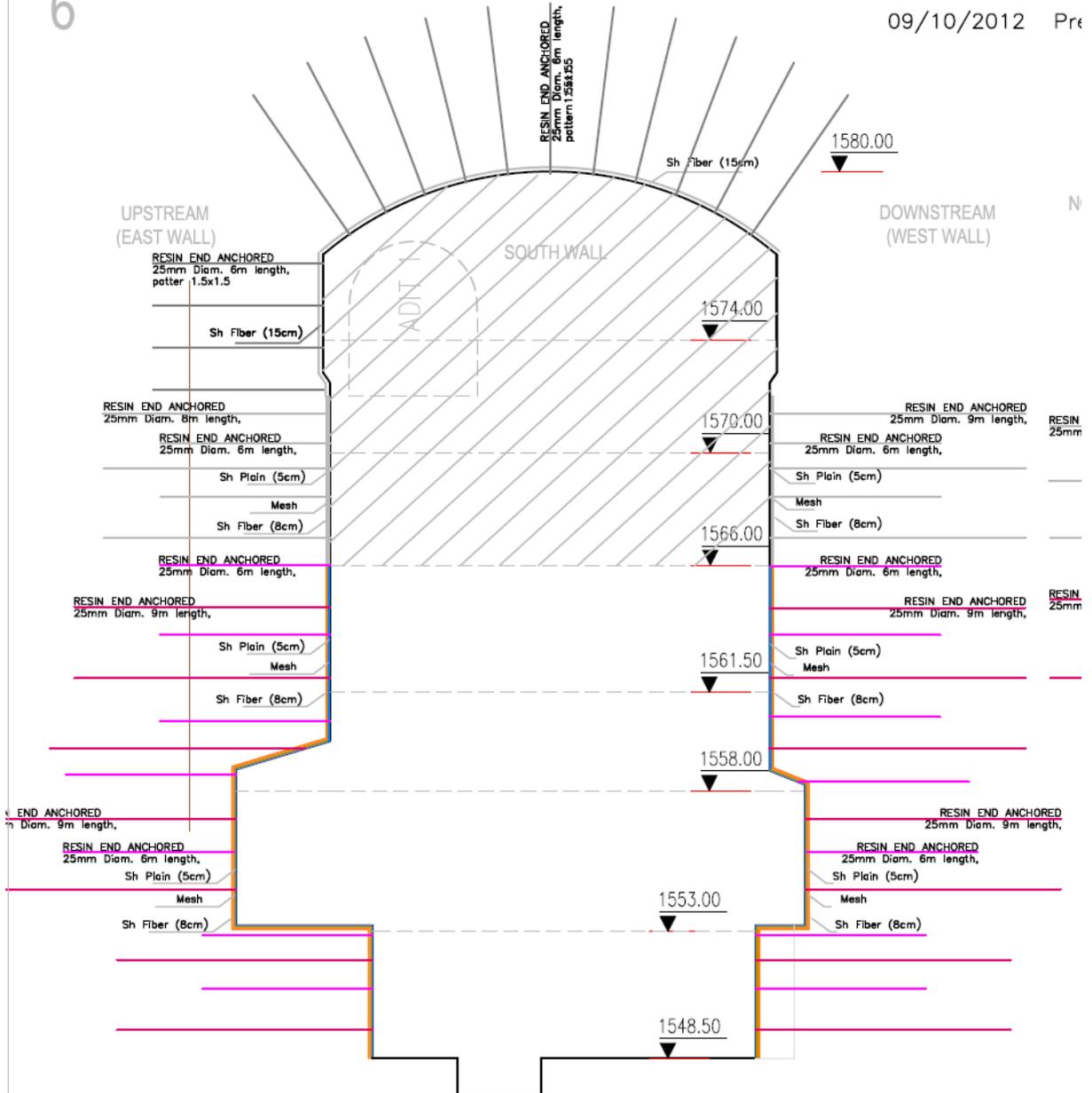
	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m
WEST SIDEWALL	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m

Anexo 32. Sostentimiento banco IV y V



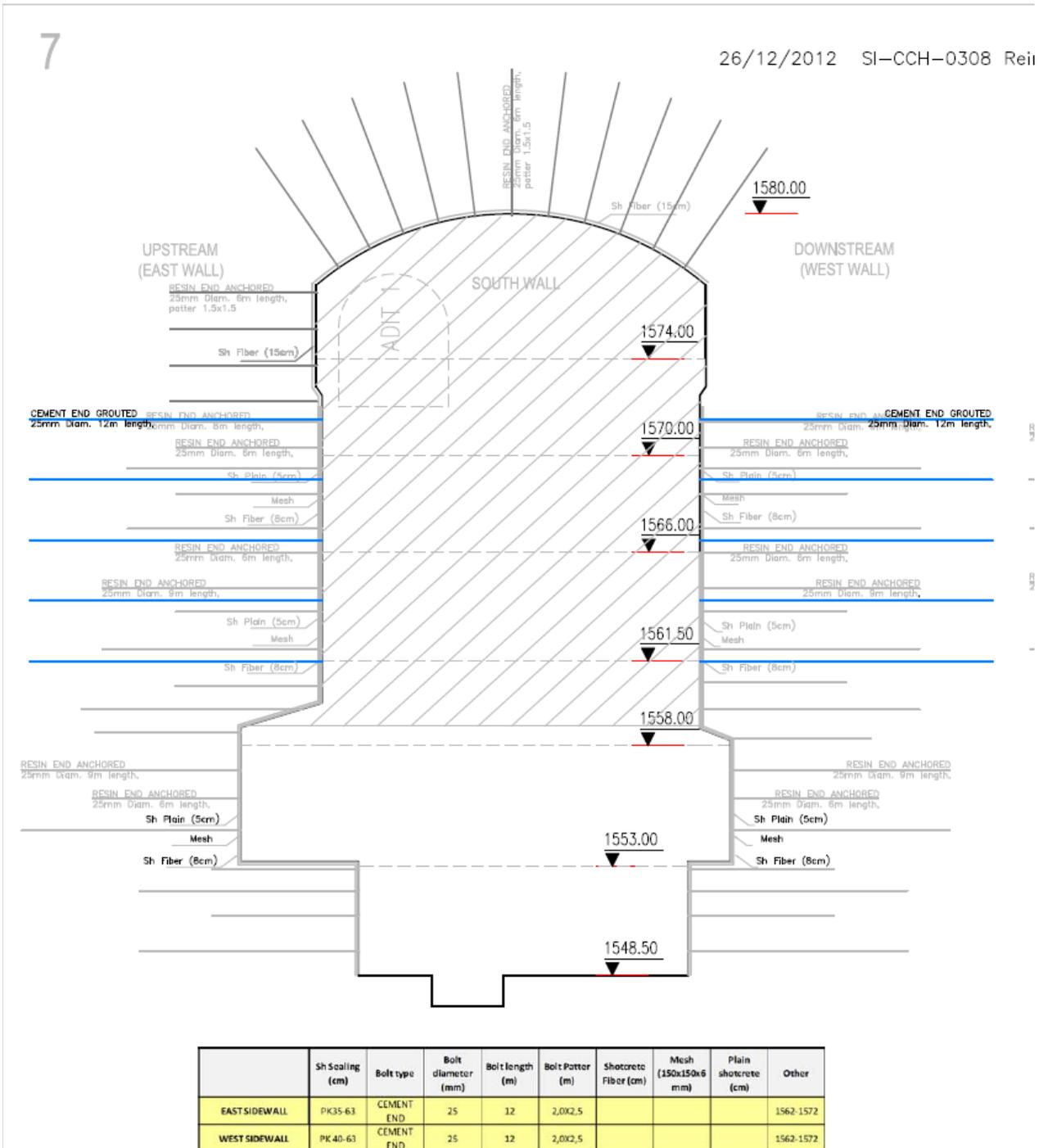
	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
NORTH END FACE	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6m
SOUTH END FACE	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	4 row bolts L=6m

Anexo 33. Sostenimiento banco IV y V



	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=9m
WEST SIDEWALL	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=9m

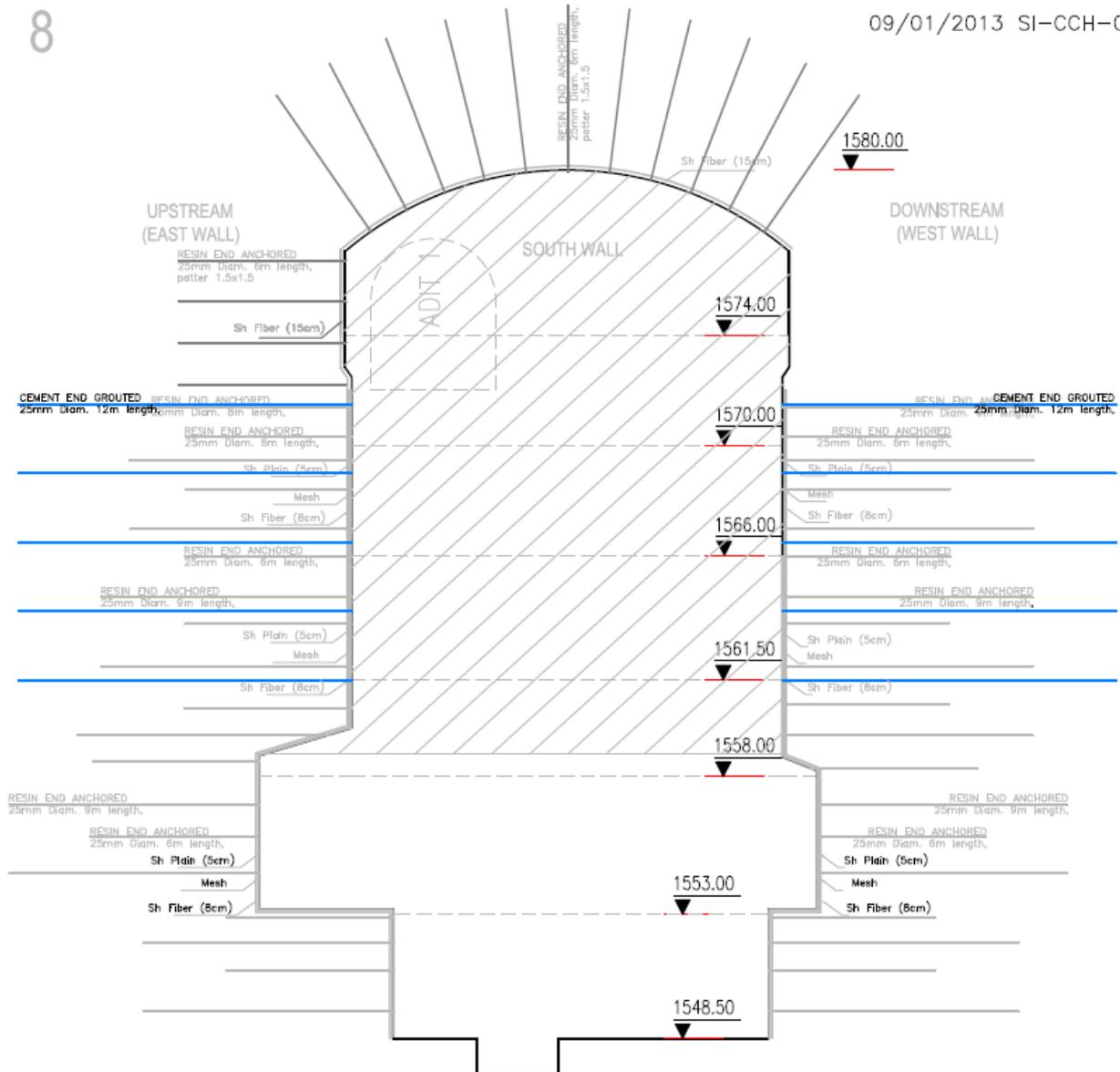
Anexo 34. Sostenimiento banco IV y V



Anexo 35. Sostenimiento adicional

8

09/01/2013 SI-CCH-03

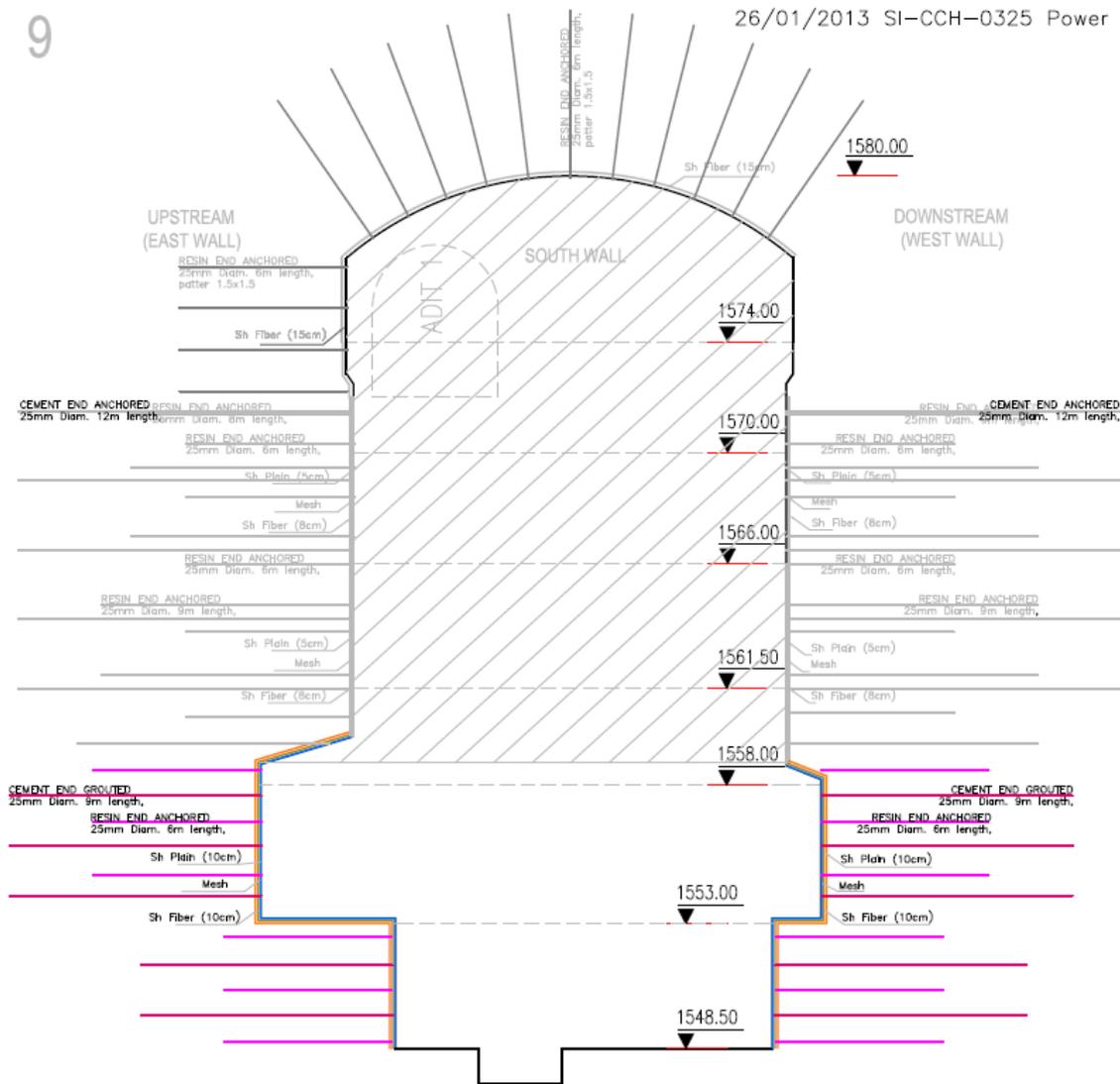


	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL	PK0-40	CEMENT END	25	12	2,0x2,5				1562-1572
WEST SIDEWALL	PK0-33	CEMENT END	25	12	2,0x2,5				1562-1572

Anexo 36. Sostenimiento adicional

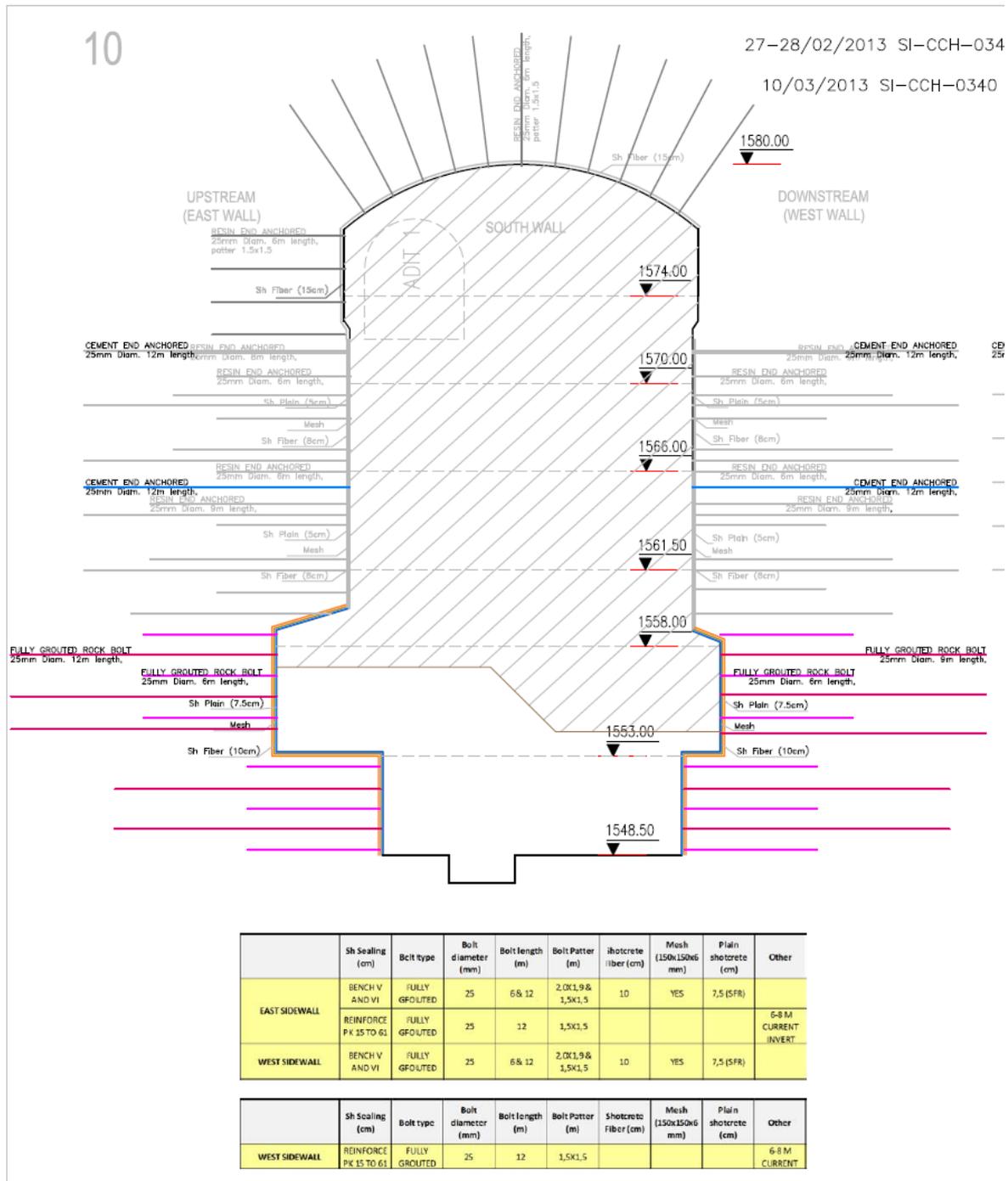
9

26/01/2013 SI-CCH-0325 Power Ho

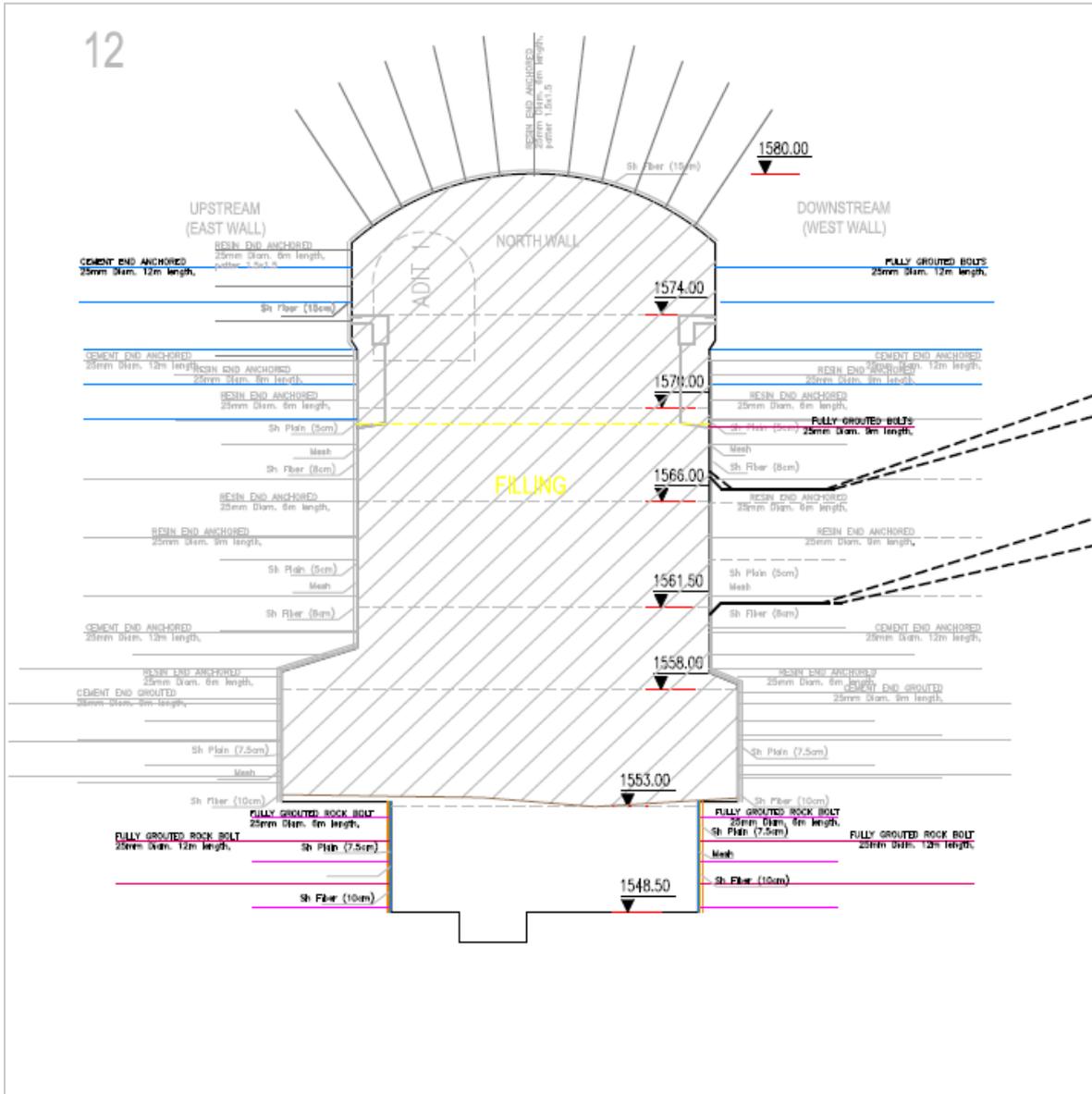


	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL		RESIN & CEMENT AND GROUTED	25	6 & 9	2,0x1,9 & 1,8x1,8	10	YES	10 (SFR)	BENCH IV-V-VI
WEST SIDEWALL		RESIN & CEMENT AND GROUTED	25	6 & 9	2,0x1,9 & 1,8x1,8	10	YES	10 (SFR)	BENCH IV-V-VI

Anexo 37. Sosténimiento adicional

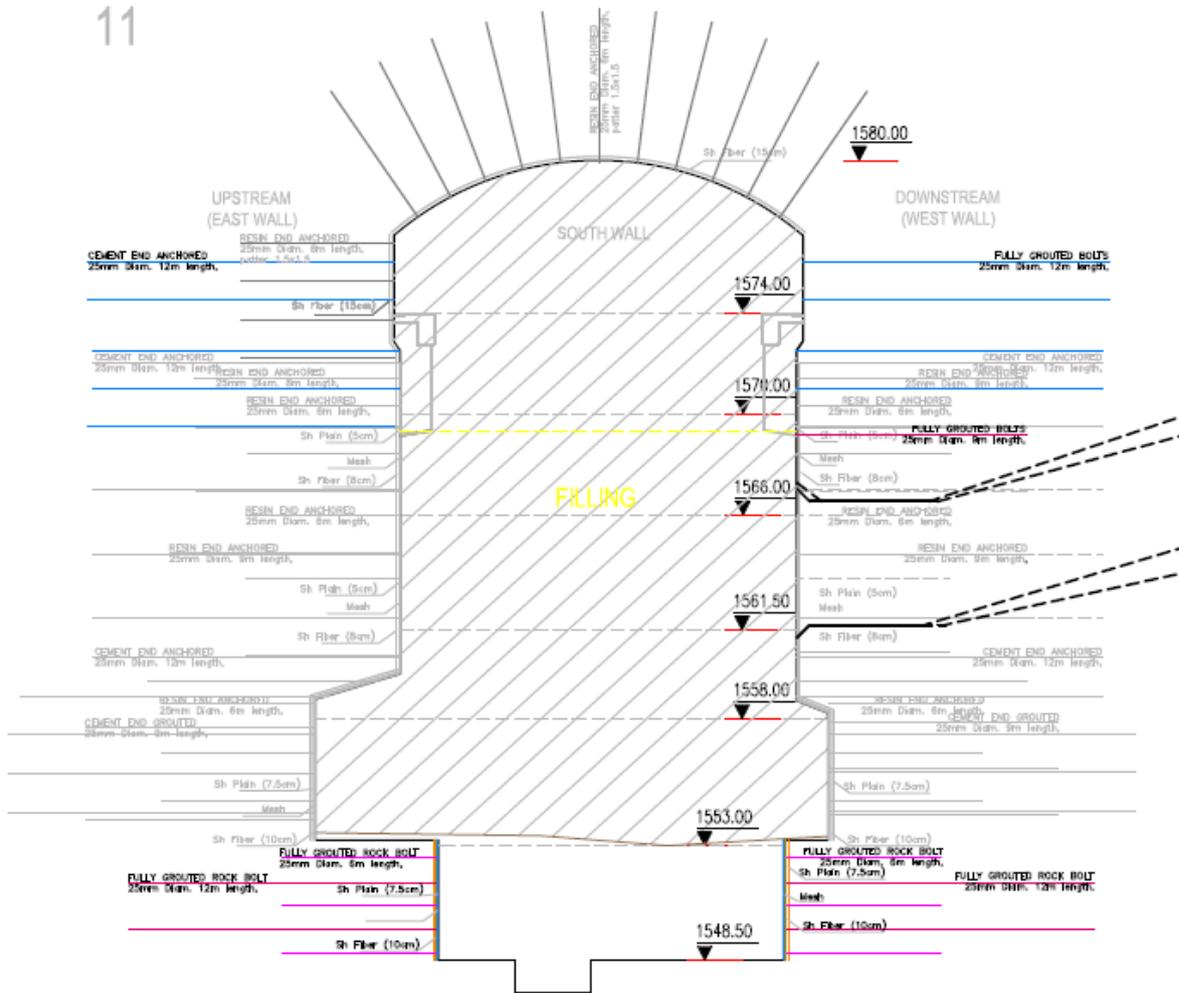


Anexo 38. Sosténimiento adicional



Anexo 39. Sostenimiento adicional

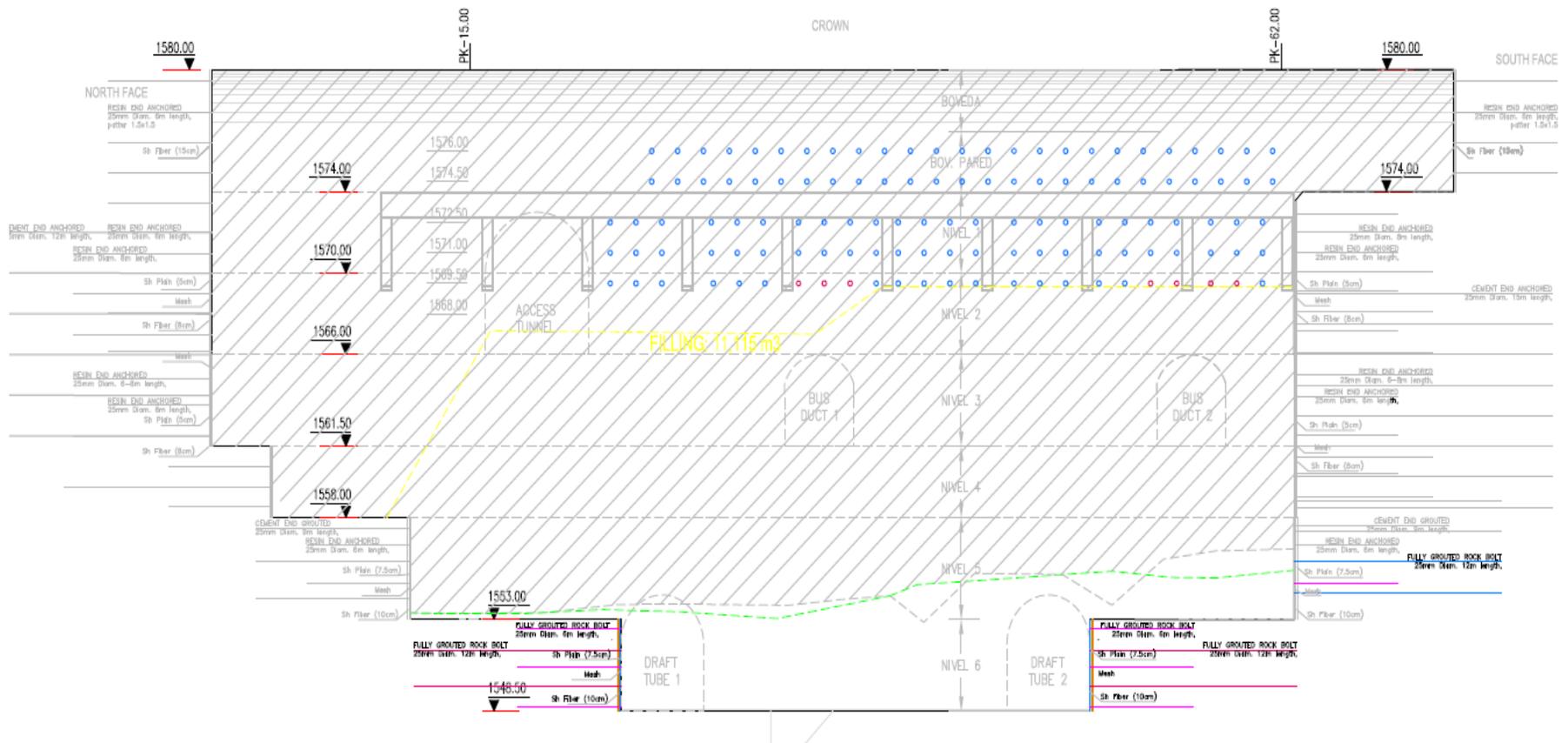
11



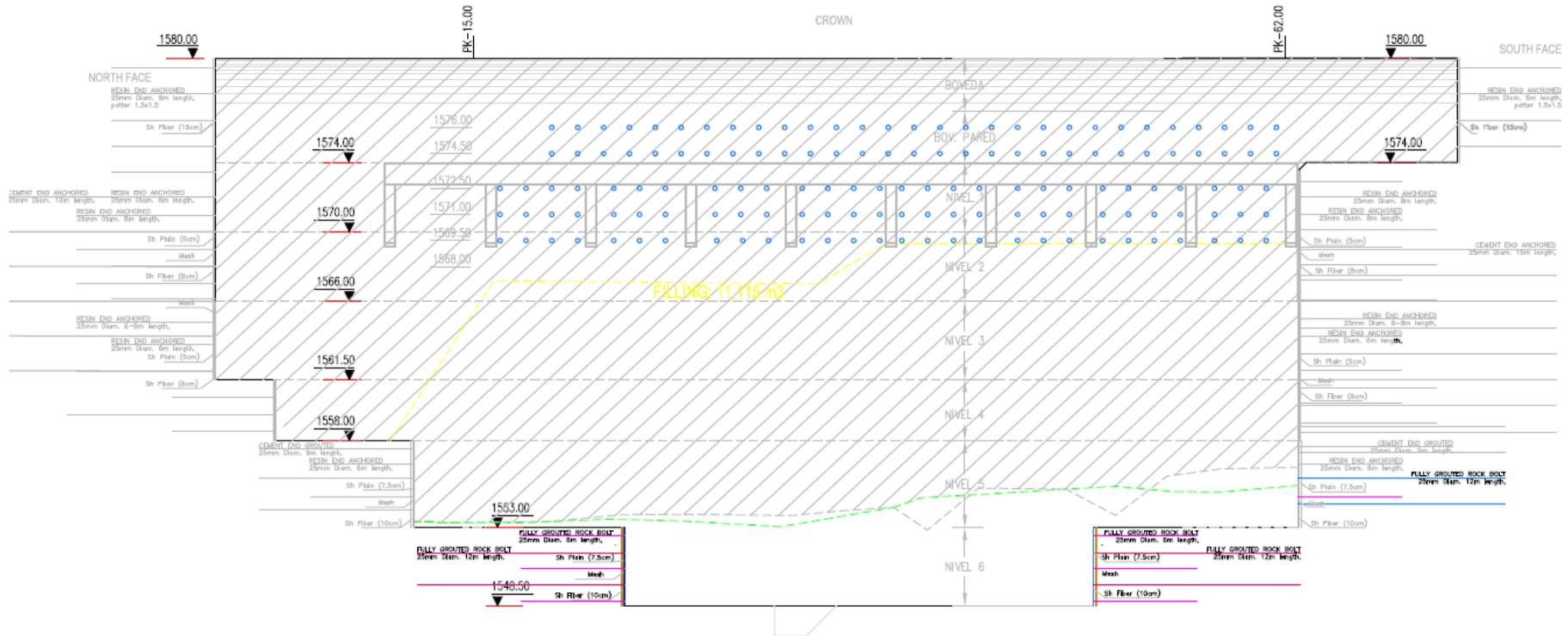
	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Pattern (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other
EAST SIDEWALL	RK 25 TO S1.5	FULLY GROUTED	25	12	1.5x0.5				Up to follow crane beam
	RK 20 TO S1.5	FULLY GROUTED	25	12	1.5x0.5				1574.5-1576
WEST SIDEWALL	RK 25 TO S1.5	FULLY GROUTED	25	12	1.5x0.5				Up to follow crane beam
	RK 20 TO S1.5	FULLY GROUTED	25	12	1.5x0.5				1574.5-1576

Nota: * Por encima de la cota 1566, y entre las RK 25 y 48, los pernos pueden ser instalados desde la caverna de transformadores. 1=12m. ** Los pernos instalados encima de los Bus Duct tendrán las siguientes longitudes: De la cota 1567 a 1568.4 (1=6m), De la cota 1568.5 a 1570.5 (1=20m)

Anexo 40. Sostenimiento adicional



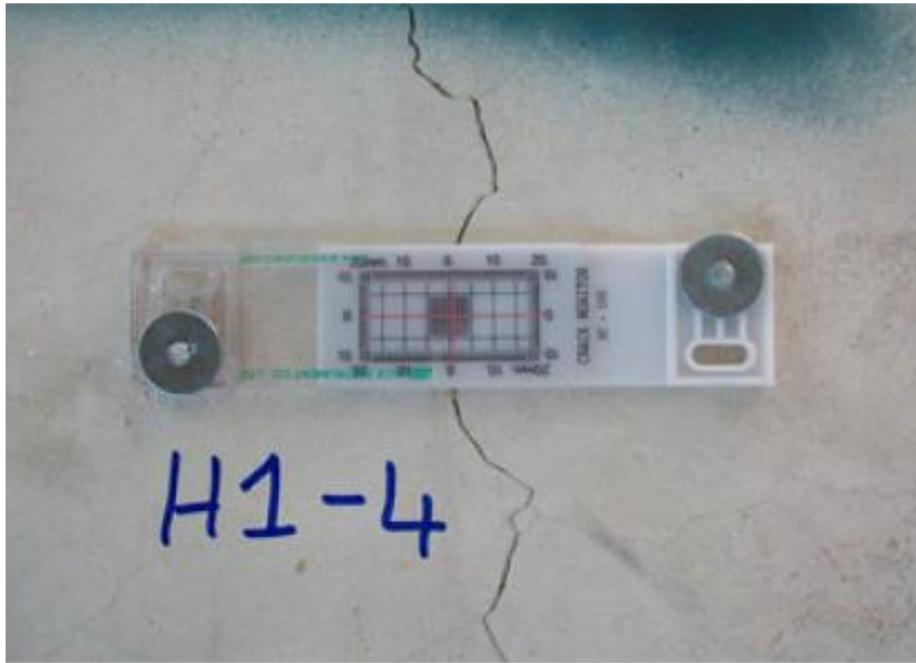
Anexo 41. Sosténimiento adicional



Anexo 42. Sostenimiento adicional

DATE	CCH/NPE	DOCUMENT REFERENCE	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt diameter (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh (150x150x6 mm)	Plain shotcrete (cm)	Other	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt Ø (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh	Plain shotcrete (cm)	Other	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt Ø (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh	Plain shotcrete (cm)	Other	Sh Sealing (cm)	Bolt type	Bolt Ø (mm)	Bolt length (m)	Bolt Patter (m)	Shotcrete Fiber (cm)	Mesh	Plain shotcrete (cm)	Other				
18/10/2011	CCH - Geocontrol	Design of the powerhouse & transformer cavern supports. Cheves hydropower project	5	FULLY GROUDED	32	7	2,0x2,0	10	-	-		5	FULLY GROUDED	32	7	2,0x2,0	10	-	-		5	fully grouted	32		1,75x1,75	25	-	-														
				STRAND TENDON	-	10-15	2,0x2,0	-	-	-			STRAND TENDON	-	10-15	2,0x2,0	-	-	-																							
10/01/2012	NPE	SI-CCH-0161 Permanent Rock Support PH PK 0-3	-	RESIN END ANCHORED	20	5	1,8x1,8	5																																		
23/01/2012	NPE	SI-CCH-0176 Permanent support Powerhouse	-	RESIN END ANCHORED	25	6	1,5x1,5	15	Only in some areas	Not specify																																
04/03/2012	NPE	Preliminary permanent support. Level 1572 to 1566	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=8 m	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=9 m																						
09/04/2012	CCH	1139-13 Rock Support for the Power House (version 02)	-	FULLY GROUDED	25	9	2,0x2,0	8	YES	5	2 rows of single	-	FULLY GROUDED	25	9	2,0x2,0	8	YES	5	2 rows of single																						
25/05/2012	CCH	TN-1139-006 Technical Note Powerhouse Support	-	FULLY GROUDED	25	6	2,0x2,0	10	YES	5	4 row bolts L=10 m	-	FULLY GROUDED	25	6	2,0x2,0	10	YES	5	4 row bolts L=10 m																						
05/06/2012	NPE	Preliminary permanent support. levels 1566-1558	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m																						
05/06/2012	NPE	Preliminary permanent support. levels 1558-1548	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=6 m																						
09/10/2012	NPE	Preliminary permanent support. levels 1566-1548	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=8 m	-	RESIN END ANCHORED	25	6	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=9 m																						
09/12/2012	CCH	1139_48_v00_Stress Event Powerhouse 06-12-2012	1562 TO UP	CEMENT END	25	9 TO 12	1,5x1,5				REINFORCE D BENCH II	1562 TO UP	CEMENT END	25	9 TO 12	1,5x1,5					REINFORCE D BENCH II	1562 TO UP	CEMENT END	25	9 TO 12	1,5x1,5																
			1562 TO DOWN	CEMENT END	25	9 TO 12	1,5x1,5	7,5	YES	7,5	SUPPORT BENCH IV-V	1562 TO DOWN	CEMENT END	25	9 TO 12	1,5x1,5	7,5	YES	7,5	SUPPORT BENCH IV-V																						
12/12/2012	CCH	TN-1139-081_Technical Note Proposal for the Preliminary Permanent Support at PowerHouse Internal distribution	REINFORCE MENT 1562	FULLY GROUDED	25	12	1,5x1,5				REINFORCE MENT 1562	FULLY GROUDED	25	12	1,5x1,5						REINFORCE MENT 1562	FULLY GROUDED	25	12	1,5x1,5																	
			INITIAL SUPPORT	CEMENT END	25	6 & 12	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=12 m	INITIAL SUPPORT	CEMENT END	25	6 & 12	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=12 m																						
	CCH	TN-1139-081_Technical Note Proposal for the Preliminary Permanent Support at PowerHouse. Official submitted	REINFORCE D 1562	CEMENT END	25	12	1 BOLT/1,5 m				REINFORCE D 1562	CEMENT END	25	12	1 BOLT/1,5 m						REINFORCE D 1562	CEMENT END	25	12	1 BOLT/1,5 m																	
			INITIAL SUPPORT	CEMENT END	25	6 & 12	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=12 m	INITIAL SUPPORT	CEMENT END	25	6 & 12	2,0x1,9	8	YES	5	3 row bolts L=12 m																						
26/12/2012	NPE	SI-CCH-0308 Reinforcement of rock support in Power House south wall	PK35-63	CEMENT END	25	12	2,0x2,5				1562-1572	PK 40-63	CEMENT END	25	12	2,0x2,5					1562-1572																					
09/01/2013	NPE	SI-CCH-0310 Reinforcement of rock support in Power House north	PK0-40	CEMENT END	25	12	2,0x2,5				1562-1572	PK0-33	CEMENT END	25	12	2,0x2,5					1562-1572																					
15/01/2013	CCH	TN-1139-098_Technical Note Powerhouse Support Proposal		FULLY GROUDED	25 & 32	6 & 15	2,0x2,0	7,5 TO 10,0	YES	7,5 TO 10,0	BENCH IV-V-VI	FULLY GROUDED	25 & 32	6 & 15	2,0x2,0	7,5 TO 10,0	YES	7,5 TO 10,0	BENCH IV-V-VI																							
16/01/2013	CCH	SI-CCH-0310 Reinforcement of rock support in Power House north		FULLY GROUDED	25 & 32	15	2,0x2,0					FULLY GROUDED	25 & 32	15	2,0x2,0																											
26/01/2013	NPE	SI-CCH-0325 Power House Cavern - Support for the remaining part of bench IV and benches V and VI		RESIN & CEMENT	25	6 & 9	2,0x1,9 & 1,8x1,8	10	YES	10 (SFR)	BENCH IV-V-VI	RESIN & CEMENT	25	6 & 9	2,0x1,9 & 1,8x1,8	10	YES	10 (SFR)	BENCH IV-V-VI																							
27-28/02/2013	NPE	SI-CCH-0340 Power House Cavern - Strengthening of support	BENCH V AND VI	FULLY GROUDED	25	6 & 12	2,0x1,9 & 1,5x1,5	10	YES	7,5 (SFR)	BENCH V AND VI	FULLY GROUDED	25	6 & 12	2,0x1,9 & 1,5x1,5	10	YES	7,5 (SFR)	BENCH V AND VI																							
			REINFORCE PK 15 TO 61	FULLY GROUDED	25	12	1,5x1,5				6-8 M CURRENT																															
10/03/2013	NPE	SI-CCH-0340 Power House Cavern - Strengthening of support									REINFORCE PK 15 TO 61	FULLY GROUDED	25	12	1,5x1,5																											

Anexo 43. Resumen del Sostentamiento final de la casa de maquinas



Anexo 44. Instrumentos de medición de fisuras



Anexo 45. Ensayo de Overcoring

ENERPAC 

Hoja de Instrucciones

Cilindros Hidráulicos

L1608 Rev B 03/05

Las hojas de despiece para este producto están disponibles en la página web de Enerpac en la dirección www.enerpac.com, o en su centro de Asistencia Técnica ó punto de venta Enerpac mas cercano.

1.0 IMPORTANTES INSTRUCCIONES DE RECEPCIÓN

Inspeccione visualmente todos los componentes para verificar si hay daños de envío. Debido a que la garantía **no** ampara daños por envío, si los hubiese, infórmeleselo inmediatamente a la empresa de transportes, puesto que ésta es responsable de todos los gastos de reparaciones o reemplazo que resulten por daños de envío.

SEGURIDAD PRIMERO

2.0 ASPECTOS DE SEGURIDAD

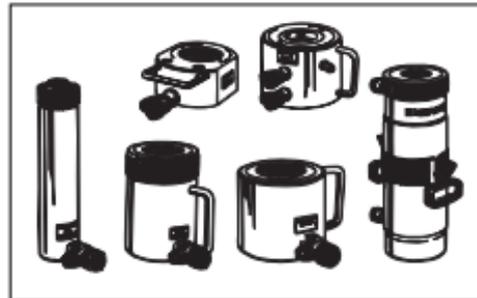


Lea todas las instrucciones, advertencias y precauciones. Acate todas las precauciones de seguridad para evitar lesiones personales o daños a la propiedad durante la operación del sistema. ENERPAC no puede ser responsable de daños o lesiones que resulten de no usar el producto de forma segura, falta de mantenimiento o aplicación incorrecta del producto y/u operación del sistema. Comuníquese con ENERPAC si tuviese dudas sobre las precauciones de seguridad o sobre las aplicaciones. Si nunca ha sido capacitado en seguridad hidráulica de alta presión, consulte a su distribuidor o centro de servicio para obtener un curso de seguridad gratis denominado ENERPAC Hydraulic.

El no cumplir con las siguientes precauciones y advertencias podría causar daños al equipo y lesiones personales.

Una **PRECAUCIÓN** se utiliza para indicar procedimientos y prácticas de operación o mantenimiento correctos para evitar daños o la destrucción de equipo u otra propiedad.

Una **ADVERTENCIA** indica un potencial peligro que requiere de procedimientos o prácticas correctos para evitar lesiones personales.



Un **PELIGRO** se utiliza sólo cuando su acción o falta de acción podría causar lesiones graves o incluso la muerte.



ADVERTENCIA: Use el equipo de protección personal adecuado cuando opere equipo hidráulico.



ADVERTENCIA: Manténgase alejado de las cargas soportadas por sistemas hidráulicos. Cuando un cilindro se utiliza como dispositivo para levantar carga, nunca debería usarse como dispositivo para sostener carga. Después de que la carga haya sido levantada o descendida, debe bloquearse siempre en forma mecánica.



ADVERTENCIA: USE SÓLO PIEZAS RÍGIDAS PARA SOSTENER CARGAS. Seleccione cuidadosamente bloques de acero o de madera capaces de soportar la carga. Nunca use un cilindro hidráulico como calza o separador en aplicaciones de levantamiento o presión.



PELIGRO: Para evitar lesiones personales, mantenga las manos y los pies alejados del cilindro y pieza de trabajo durante la operación.



ADVERTENCIA: No sobrepase el valor nominal del equipo. Nunca intente levantar una carga que pese más de la capacidad del cilindro. Las sobrecargas ocasionan fallas del equipo y posibles lesiones personales. Los cilindros están diseñados para resistir una presión máxima de 700 bar. No conecte un gato o cilindro a una bomba cuyo valor nominal de presión es mayor que el indicado.

Anexo 45. Cilindros Hidráulicos (prueba de pernos de anclaje)

 **PELIGRO:** Nunca fije la válvula de seguridad a una presión más alta que el máximo valor nominal de presión de la bomba. Los ajustes más altos pueden resultar en daños al equipo y/o lesiones personales. No remover la válvula de seguridad.

 **ADVERTENCIA:** La presión de operación del sistema no debe sobrepasar el valor nominal de presión del componente con el valor nominal más bajo en el sistema. Instale manómetros de presión en el sistema para vigilar la presión de operación. Es su ventana a lo que está sucediendo en el sistema.

 **PRECAUCIÓN:** Evite dañar la manguera hidráulica. Evite pliegues y curvas agudos al guiar las mangueras hidráulicas. Usar una manguera con pliegues o curvas puede causar severa contrapresión. Los pliegues y curvas agudos causarán daños internos a la manguera, lo que ocasionará que ésta falle prematuramente.

 **No** deje caer objetos pesados sobre la manguera. Un impacto directo puede causar daños internos a las hebras de alambre de la manguera. Aplicar presión a una manguera dañada puede ocasionar que se quiebre.

 **IMPORTANTE:** No levante el equipo hidráulico por las mangueras o acopladores giratorios. Use el mango de transporte u otros medios para transportarla con seguridad.

 **PRECAUCIÓN:** Mantenga el equipo hidráulico alejado de las llamas y el calor. El calor en exceso ablandará las juntas y sellos, lo que resultará en fugas de líquidos. Asimismo, el calor debilita los materiales de la manguera y juntas. Para lograr un rendimiento óptimo, no exponga el equipo a temperaturas de 65 °C [150 °F] o mayores. Proteja las mangueras y cilindros de salpicaduras de soldadura.

 **PELIGRO:** No manipule mangueras bajo presión. El aceite que escape bajo presión puede penetrar la piel y causar lesiones graves. Si se inyecta aceite bajo la piel, consulte a un médico inmediatamente.

 **ADVERTENCIA:** Use cilindros hidráulicos únicamente en sistemas acoplados. Nunca use un cilindro si los acopladores no están conectados. Si el cilindro se sobrecarga, los

componentes pueden fallar calamitosamente, lo que causaría lesiones personales graves.



ADVERTENCIA: Asegurese que el equipo sea antes de levantar la carga. El cilindro debe colocarse sobre una superficie plana capaz de soportar la carga. De ser necesario, utilice una base de cilindro para mayor estabilidad. No suelde ni modifique el cilindro en modo alguno para fijarle una base u otro medio de soporte.



Evite las situaciones en las cuales las cargas no estén directamente centradas sobre el émbolo del cilindro. Las cargas descentradas producen un esfuerzo considerable sobre los cilindros y los émbolos. Adeás, la carga podría resbalar o caerse, creando situaciones potencialmente peligrosas.



Distribuya la carga uniformemente sobre la superficie total del asiento del cilindro. Siempre utilice un asiento para proteger el émbolo cuando no se usen accesorios roscados.



IMPORTANTE: Únicamente técnicos calificados en sistemas hidráulicos habrán de prestarle servicio al equipo hidráulico. Comuníquese con el Centro de Servicio ENERPAC autorizado en su zona para prestarle servicio de reparaciones. Use únicamente aceite ENERPAC a fin de proteger su garantía.



ADVERTENCIA: Reemplace inmediatamente las piezas gastadas o dañadas por piezas ENERPAC genuinas. Las piezas de clasificación estándar se romperán, lo que causará lesiones personales y daños a la propiedad. Las piezas ENERPAC están diseñadas para encajar debidamente y resistir altas cargas.

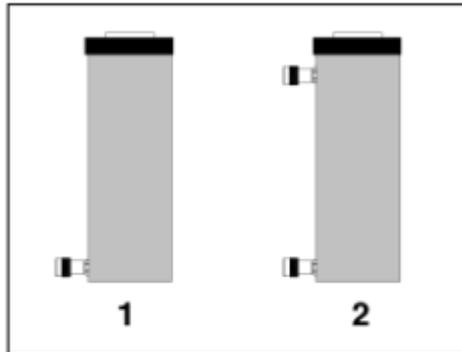
3.0 INSTALACION

1. Conecte los componentes hidráulicos. Utilice una bomba con una válvula de alivio o válvula de 3 vías y una manguera para los cilindros de acción única (1). Utilice una bomba con una válvula de 4 vías y dos mangueras para los cilindros de doble acción (2).

IMPORTANTE: Los cilindros de doble acción deberán tener ambos acopladores conectados.

Apriete todos los acopladores con la mano. Las conexiones flojas bloquearán el flujo del aceite entre la bomba y el cilindro.

Anexo 46. Cilindros Hidráulicos (prueba de pernos de anclaje)



2. Purgue el aire del cilindro como se muestra a continuación. Cilindros de acción única: Coloque el cilindro de modo que su émbolo funcione hacia abajo y el cilindro esté colocado en posición más baja que la bomba. Extienda y retraiga el cilindro por completo 2 ó 3 veces.

Cilindros de doble acción: Coloque el cilindro sobre su costado con los acopladores hacia arriba. Extienda y retraiga el cilindro por completo 2 ó 3 veces.

3. NO PERMITIR QUE EL VASTAGO GIRE CUANDO SE ESTEN INSTALANDO LOS ADAPTADORES. EL RESORTE PUEDE DANARSE CUANDO SE GIRE EL VASTAGO HACIENDO QUE ESTE NO RETORNE.

NOTA: Las roscas de la camisa están graduadas para la capacidad total del cilindro cuando están totalmente acoplados los accesorios.

NOTA: El empleo de accesorios o extensiones del cilindro reduce la capacidad del cilindro en

un 50% como mínimo.

4.0 FUNCIONAMIENTO

Accione la bomba hidráulica para extender y retraer el cilindro. Algunos cilindros de acción única tienen retorno por acción de resorte, otros tienen retorno por acción de la carga. La velocidad de retracción se ve afectada por la longitud de la manguera y otras restricciones en la línea. Los cilindros de doble acción son impulsados en ambos sentidos por la bomba.

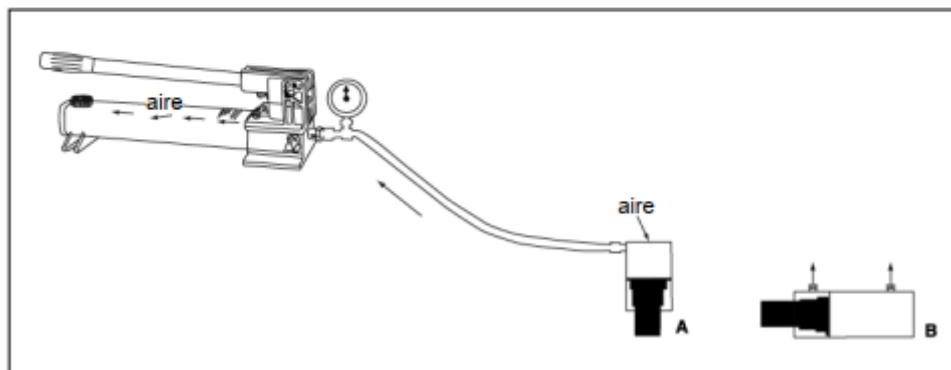
El casquillo de tope del cilindro está diseñado para aceptar toda la carga. Sin embargo, para reducir el desgaste del cilindro emplee, siempre que sea posible, menos del total de la carrera.

5.0 MANTENIMIENTO

1. Utilice con estos cilindros aceite hidráulico Enerpac exclusivamente. El empleo de cualquier otro aceite hidráulico puede invalidar la garantía.
2. Utilice tapas guardapolvo cuando los cilindros estén desconectados de la manguera. Mantenga limpio el cilindro en su totalidad para prolongar la vida útil del mismo.
3. Almacene los cilindros en posición vertical para evitar la distorsión de los sellos.

6.0 LOCALIZACION DE AVERIAS

La reparación de estos cilindros debe efectuarse únicamente en centros autorizados de servicio técnico de Enerpac. Los cilindros de acción única están bajo carga de resorte y requieren el uso de técnicas especiales de



Anexo 46. Cilindros Hidráulicos (prueba de pernos de anclaje)

PROBLEMA	CAUSA POSIBLE
El cilindro no avanza.	La válvula de alivio de la bomba está abierta. El acoplador no está completamente apretado. El nivel de aceite en la bomba está bajo. Mal funcionamiento de la bomba.
El cilindro avanza parcialmente.	Carga demasiado pesada para el cilindro. El nivel de aceite en la bomba está bajo. El acoplador no está completamente apretado.
El cilindro avanza de forma irregular.	Agarrotamiento del émbolo del cilindro. Aire en el sistema hidráulico. Agarrotamiento del émbolo del cilindro.
El cilindro avanza más lento que lo normal.	Fugas en la conexión. El acoplador no está completamente apretado. Mal funcionamiento de la bomba.
El cilindro avanza pero no retiene su posición.	Fugas en sellos del cilindro. Mal funcionamiento de la bomba. Fugas en la conexión. Conexión incorrecta del sistema.
Fugas de aceite en el cilindro.	Sellos desgastados o dañados. Daños internos en el cilindro. Conexiones flojas.
El cilindro no se retrae o se retrae más lento que lo normal.	La válvula de alivio de la bomba está cerrada. El acoplador no está completamente apretado. Depósito de la bomba excesivamente lleno. Restricción del flujo en la manguera. Resorte de retracción roto o debilitado. Daños internos del cilindro.
Fugas de aceite por la válvula de alivio externa.	El acoplador no está completamente apretado. Restricción en la línea de retorno.

Anexo 46. Cilindros Hidráulicos (prueba de pernos de anclaje)

ENERPAC 
Tecnología Hidráulica Mundial

Hoja de Instrucciones

Bombas Hidráulicas Manuales

L1763 Rev I 12/05

Las hojas de despiece para este producto están disponibles en la página web de Enerpac en la dirección www.enerpac.com, o en su centro de Asistencia Técnica ó punto de venta Enerpac más cercano.

1.0 IMPORTANTES INSTRUCCIONES DE RECEPCIÓN

Inspeccione visualmente todos los componentes para verificar si hay daños de envío. Debido a que la garantía **no** ampara daños por envío, si los hubiese, infórmele inmediatamente a la empresa de transportes, puesto que ésta es responsable de todos los gastos de reparaciones o reemplazo que resulten por daños de envío.

SEGURIDAD PRIMERO

2.0 ASPECTOS DE SEGURIDAD



Lea todas las instrucciones, advertencias y precauciones.

Acate todas las precauciones de seguridad para evitar lesiones personales o daños a la propiedad durante la operación del sistema. ENERPAC no puede ser responsable de daños o lesiones que resulten de no usar el producto de forma segura, falta de mantenimiento o aplicación incorrecta del producto y/u operación del sistema. Comuníquese con ENERPAC si tuviese dudas sobre las precauciones de seguridad o sobre las aplicaciones. Si nunca ha sido capacitado en seguridad hidráulica de alta presión, consulte a su distribuidor o centro de servicio para obtener un curso de seguridad gratis denominado ENERPAC Hydraulic.

El no cumplir con las siguientes precauciones y advertencias podría causar daños al equipo y lesiones personales.

Una **PRECAUCIÓN** se utiliza para indicar procedimientos y prácticas de operación o mantenimiento correctos para evitar daños o la destrucción de equipo u otra propiedad.

Una **ADVERTENCIA** indica un potencial peligro que requiere de procedimientos o prácticas correctos para evitar lesiones personales.

Un **PELIGRO** se utiliza sólo cuando su acción o falta de acción podría causar lesiones graves o incluso la muerte.



ADVERTENCIA: Use el equipo de protección personal adecuado cuando opere equipo hidráulico.



ADVERTENCIA: Manténgase alejado de las cargas soportadas por sistemas hidráulicos. Cuando un cilindro se utiliza como dispositivo para levantar carga, nunca debería usarse como dispositivo para



sostener carga. Después de que la carga haya sido levantada o descendida, debe bloquearse siempre en forma mecánica.



ADVERTENCIA: USE SÓLO PIEZAS RÍGIDAS PARA SOSTENER CARGAS.

Seleccione cuidadosamente bloques de acero o de madera capaces de soportar la carga. Nunca use un cilindro hidráulico como calza o separador en aplicaciones de levantamiento o presión.



PELIGRO: Para evitar lesiones personales, mantenga las manos y los pies alejados del cilindro y pieza de trabajo durante la operación.



ADVERTENCIA: No sobrepase el valor nominal del equipo. Nunca intente levantar una carga que pese más de la capacidad del cilindro. Las sobrecargas ocasionan fallas del equipo y posibles lesiones personales. Los cilindros están diseñados para resistir una presión máxima de 700 bar. No conecte un gato o cilindro a una bomba cuyo valor nominal de presión es mayor que el indicado.



PELIGRO: Nunca fije la válvula de seguridad a una presión más alta que el máximo valor nominal de presión de la bomba. Los ajustes más altos pueden resultar en daños al equipo y/o lesiones personales. No remover la válvula de seguridad.



ADVERTENCIA: La presión de operación del sistema no debe sobrepasar el valor nominal de presión del componente con el valor nominal más bajo en el sistema. Instale manómetros de presión en el sistema para vigilar la presión de operación. Es su ventana a lo que está sucediendo en el sistema.



PRECAUCIÓN: Evite dañar la manguera hidráulica. Evite pliegues y curvas agudos al guiar las mangueras hidráulicas. Usar una manguera con pliegues o curvas puede causar severa contrapresión. Los pliegues y curvas agudos causarán daños internos la manguera, lo que ocasionará que ésta falle prematuramente.

Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)

 **No** deje caer objetos pesados sobre la manguera. Un impacto directo puede causar daños internos a las hebras de alambre de la manguera. Aplicar presión a una manguera dañada puede ocasionar que se quiebre.

 **IMPORTANTE:** No levante el equipo hidráulico por las mangueras o acopladores giratorios. Use el mango de transporte u otros medios para transportarla con seguridad.

 **PRECAUCIÓN:** Mantenga el equipo hidráulico alejado de las llamas y el calor. El calor en exceso ablandará las juntas y sellos, lo que resultará en fugas de líquidos. Asimismo, el calor debilita los materiales de la manguera y juntas. Para lograr un rendimiento óptimo, no exponga el equipo a temperaturas de 65 °C [150 °F] o mayores. Proteja las mangueras y cilindros de salpicaduras de soldadura.

 **PELIGRO:** No manipule mangueras bajo presión. El aceite que escape bajo presión puede penetrar la piel y causar lesiones graves. Si se inyecta aceite bajo la piel, consulte a un médico inmediatamente.

 **ADVERTENCIA:** Use cilindros hidráulicos únicamente en sistemas acoplados. Nunca use un cilindro si los acopladores no están conectados. Si el cilindro se sobrecarga, los componentes pueden fallar calamitosamente, lo que causaría lesiones personales graves.

 **ADVERTENCIA:** Asegurese que el equipo sea antes de levantar la carga. El cilindro debe colocarse sobre una

superficie plana capaz de soportar la carga. De ser necesario, utilice una base de cilindro para mayor estabilidad. No suelle ni modifique el cilindro en modo alguno para fijarle una base u otro medio de soporte.

 **Evite** las situaciones en las cuales las cargas no estén directamente centradas sobre el émbolo del cilindro. Las cargas descentradas producen un esfuerzo considerable sobre los cilindros y los émbolos. Además, la carga podría resbalar o caerse, creando situaciones potencialmente peligrosas.

 Distribuya la carga uniformemente sobre la superficie total del asiento del cilindro. Siempre utilice un asiento para proteger el émbolo cuando no se usen accesorios roscados.

 **IMPORTANTE:** Únicamente técnicos calificados en sistemas hidráulicos habrán de prestarle servicio al equipo hidráulico. Comuníquese con el Centro de Servicio ENERPAC autorizado en su zona para prestarle servicio de reparaciones. Use únicamente aceite ENERPAC a fin de proteger su garantía.

 **ADVERTENCIA:** Reemplace inmediatamente las piezas gastadas o dañadas por piezas ENERPAC genuinas. Las piezas de clasificación estándar se romperán, lo que causará lesiones personales y daños a la propiedad. Las piezas ENERPAC están diseñadas para encajar debidamente y resistir altas cargas.

 **ATENCIÓN:** Siempre acarree la bomba tomándola del asa. Si la acarrea de la manguera puede dañar la manguera y/o la bomba.

ESPECIFICACIONES – Use esta hoja de instrucciones para los siguientes modelos de bombas manuales.						
Especificaciones						
Modelo	Tipo (velocidad)	Presión máxima psi [bar]		Volumen de aceite por embolada pulg ³ [cm ³]		Capacidad de aceite pulg ³ [cm ³]
EHF-65	1	6,500 [440]		.16 [2.62]		22 [360]
P-18	1	2,850 [200]		.16 [2.62]		22 [360]
P-25	1	2,500 [170]		.58 [9.51]		231 [3786]
P-39, 1003	1	10,000 [700]		.16 [2.62]		43 [705]
P-50	1	5,000 [340]		.29 [4.75]		231 [3786]
P-51	1	3,000 [210]		.25 [4.09]		50 [820]
P-141, 1001	1	10,000 [700]		.055 [.90]		20 [328]
P-391, 1004	1	10,000 [700]		.151 [2.47]		55 [900]
		Etapas 1	Etapas 2	Etapas 1	Etapas 2	
P-80, 1006	2	350 [25]	10,000 [700]	.99 [16.23]	.15 [2.46]	140 [2295]
P-84	2	350 [25]	10,000 [700]	.99 [16.23]	.15 [2.46]	140 [2295]
P-142, 1002	2	200 [14]	10,000 [700]	.221 [3.62]	.055 [.90]	20 [328]
P-142AL	2	200 [14]	10,000 [700]	.221 [3.62]	.055 [.90]	9.0 [148]
P-202	2	200 [14]	10,000 [700]	.221 [3.62]	.055 [.90]	55 [900]
P-77	2	200 [14]	10,000 [700]	.63 [16.0]	.094 [2.41]	47 [769]
P-392, 1005	2	200 [14]	10,000 [700]	.687 [11.26]	.151 [2.47]	55 [900]
P-392AL	2	200 [14]	10,000 [700]	.687 [11.26]	.151 [2.47]	55 [900]
P-462	2	200 [14]	10,000 [700]	7.69 [126.00]	.29 [4.75]	462 [7572]
P-464	2	200 [14]	10,000 [700]	7.69 [126.00]	.29 [4.75]	462 [7572]
P-801	2	350 [25]	10,000 [700]	.99 [16.23]	.15 [2.46]	250 [4095]
P-802	2	400 [28]	10,000 [700]	2.40 [39.34]	.15 [2.46]	155 [2540]
P-842	2	400 [28]	10,000 [700]	2.40 [39.34]	.15 [2.46]	155 [2540]

Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)

3.0 DESCRIPCIÓN

3.1 Modelos P-141, 1001/P-142, 1002/P-202/P-391, 1004/P-392, 1005/P-802/P-842

La Figura 1 y la tabla correspondiente a continuación muestran los componentes principales de los modelos de bombas manuales P-141, P-142, P-202, P-391, P-392, P-802, y P-842. La tapa de doble propósito de ventilación/llenado actúa como una válvula de alivio de presión en el caso de ocurrir una presurización accidental del depósito. Para proveer una conexión de acceso en la parte trasera del depósito para las válvulas remotas, use un conjunto de retorno al tanque. Vea la tabla a continuación para los números de modelos de los conjuntos.

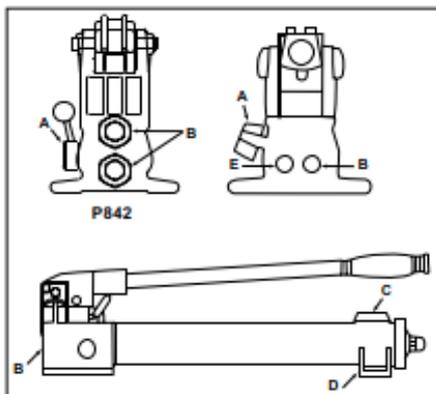


Figura 1

3.2 Modelos P-18/P-39, 1003/P-80, 1006/P-84/P-801, P77

La Figura 2 y la tabla correspondiente a continuación muestran los componentes principales de estos modelos de bombas manuales. Los modelos P-84 están equipados con una válvula de 4 vías y 3 posiciones para uso con cilindros de doble efecto. Para convertir los modelos P-18 ó P-39 a accionamiento por pedal, pida el conjunto PC-10.

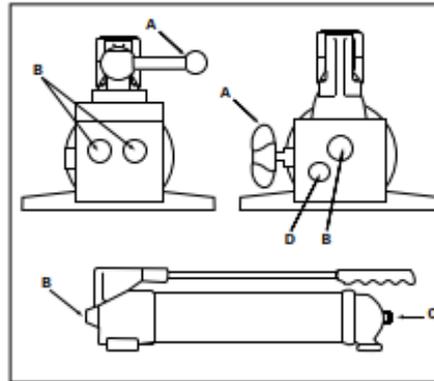


Figura 2



ADVERTENCIA: Estas bombas funcionan con un depósito sin ventilación. Si el depósito es sometido a alta presión, la envuelta puede romperse y causar lesiones personales y/o daños al equipo. **NUNCA** trate de devolver más aceite al depósito del que es capaz de contener.

Fig. 1	P-141, 1001	P-142, 1002	P-202	P-391, 1004	P-392, 1005	P-802	P-842
A	Válvula de alivio	Válvula de 4 vías					
B	Conexión de salida 1/4 NPTF	Conexión de salida 1/4 NPTF	Conexión de salida 1/4 NPTF	Conexión de salida 3/8 NPTF			
C	Tapa de ventilación/llenado						
D	Ranuras de montaje	Ranuras de montaje	—	—	—	Ranuras de montaje	Ranuras de montaje
E	—	—	—	—	—	Retorno al depósito	—
Conjunto de retorno al tanque	PC-20	PC-20	PC-25	PC-25	PC-25	—	—

Fig. 2	P-18	P-39, 1003	P-77	P-80, 1006	P-84	P-801
A	Válvula de alivio	Válvula de alivio	Válvula de alivio	Válvula de alivio	Válvula de 4 vías y 3 posiciones	Válvula de alivio
B	Conexión de salida 3/8 NPTF	Conexión de salida 3/8 NPTF				
C	Tapón de	Tapón de				
D	—	—	—	etorno al depósito 1/4 NPTF	—	etorno al depósito 1/4 NPTF

Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)

3.3 Modelos P-462 y P-464

La Figura 3 y la tabla a continuación muestran las características principales de los modelos de bombas manuales P-462 para uso con cilindros de simple efecto y P-464 para uso con cilindros de doble efecto.

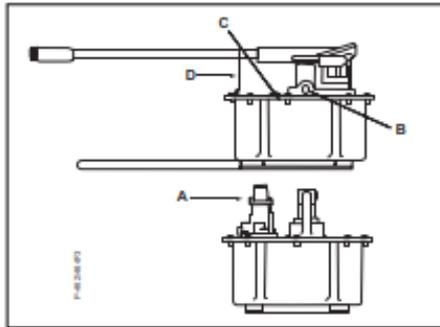


Figura 3, Modelos P-462 y P-464

Tabla 3		
Fig. 3	P-462	P-464
A	Válvula de 3 vías y 2 posiciones	Válvula de 4 vías y 3 posiciones
B	Conexión de salida 3/8 NPTF	Conexión de salida 3/8 NPTF
C	Tapón de ventilación/llenado	Tapón de ventilación/llenado
D	Grapa de asa	Grapa de asa

3.4 Modelos P-25, P-50 y P-51

La Figura 4 muestra los modelos de bombas manuales P-25 y P-50, los cuales están equipados con una palanca que funciona en ambos sentidos. La Figura 5 en la página muestra la bomba manual P-51. En la tabla a continuación se detallan los componentes principales de estas bombas.

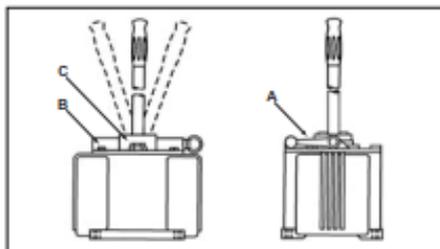


Figura 4, Modelos P-25 y P-50

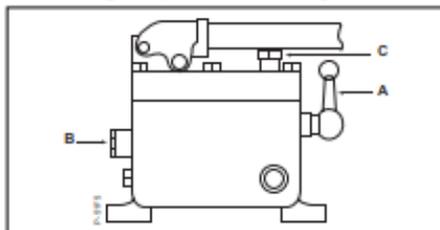


Figura 5, Model o P-51

Tabla 4 y 5			
Fig.4/5	P-25	P-50	P-51
A	Válvula de aliví	Válvula de aliví	Válvula de aliví
B	Conexión de salida 1/4 NPTF	Conexión de salida 1/4 NPTF	Conexión de salida 1/4 NPTF
C	Tapón de ventilación/llenado	Tapón de ventilación/llenado	Tapón de ventilación/llenado

4.0 INSTALACION

4.1 Conexión de la bomba

- Enrosque la manguera en la salida de la bomba. Ponga 1 1/2 vueltas de cinta de teflón (o sellador de roscas adecuado) en los racores de la manguera, dejando el primer hilo de rosca sin encintar para asegurar que no se desprendan pedazos de cinta y entren al sistema hidráulico y causen daño. Recorte las puntas sueltas.
- Instale un manómetro en línea desde la bomba para mayor seguridad y mejor control.
- Conecte la(s) manguera(s) a su cilindro o herramienta.

NOTA: Para cilindros de simple efecto, conecte una manguera de la bomba al cilindro. Para cilindros de doble efecto, conecte dos mangueras. Conecte una manguera de la conexión de presión de la bomba a la conexión de presión del cilindro. Conecte otra manguera de la conexión de retracción de la bomba a la conexión de retracción del cilindro.

4.2 Ventilación de la bomba

Vea la tabla a continuación para determinar si su bomba debe funcionar con un depósito con ventilación o uno sin ventilación. Las bombas con ventilación proporcionan un rendimiento ligeramente mejor. Para las bombas con depósitos de nylon, gire la tapa de ventilación/llenado 1/4 de vuelta en sentido contrahorario para la ventilación. Para las demás bombas, vea la calcomanía en la bomba. Cierre la ventilación antes de transportar la bomba para impedir el escape de aceite. P-80, P-801, y P-84 se ceban girando la válvula contra las agujas del reloj. Para cerrar el cebado, girar la válvula según las agujas del reloj.

OPCIONES DE VENTILACION			
EHF-65 sin ventilación	P-202 cualquiera de los dos
P-18 sin ventilación	P-351, 1004 cualquiera de los dos
P-25 cualquiera de los dos	P-77 con ventilación
P-39, 1003 sin ventilación	P-352, 1005 cualquiera de los dos
P-50 cualquiera de los dos	P-352AL con ventilación
P-51 con ventilación	P-462 con ventilación
P-80, 1006 cualquiera de los dos	P-464 con ventilación
P-84 cualquiera de los dos	P-801 sin ventilación
P-141, 1001 cualquiera de los dos	P-802 cualquiera de los dos
P-142, 1002 cualquiera de los dos	P-842 cualquiera de los dos
P-142AL sin ventilación		

Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)

4.3 Posición de la bomba

Vea la tabla a continuación para determinar la posición correcta de funcionamiento de su bomba, horizontal o vertical. La P-80, P-801, y la P-84 no podrán cebarse cuando estén trabajando verticalmente.

POSICION DE FUNCIONAMIENTO	
EHF-65 cualquiera de los dos	P-202 cualquiera de los dos
P-18 cualquiera de los dos	P-391, 1004 . cualquiera de los dos
P-25 horizontal solamente	P-77 cualquiera de los dos
P-39, 1003 . cualquiera de los dos	P-392, 1005 . cualquiera de los dos
P-50 horizontal solamente	P-392AL cualquiera de los dos
P-51 horizontal solamente	P-462 horizontal solamente
P-80, 1006 . cualquiera de los dos	P-464 horizontal solamente
P-84 cualquiera de los dos	P-801 cualquiera de los dos
P-141, 1001 . cualquiera de los dos	P-802 cualquiera de los dos
P-142, 1002 . cualquiera de los dos	P-842 cualquiera de los dos
P-142AL cualquiera de los dos	

NOTA: Cuando se hace funcionar la bomba en posición vertical, el extremo de la manguera debe estar apuntando hacia abajo, de lo contrario la bomba chupará aire y su presión no aumentará adecuadamente.

5.0 FUNCIONAMIENTO

5.1 Antes de usar la bomba

1. Revise todos los racores y conexiones del sistema para asegurar que estén apretados y sin fugas.
2. Revise el nivel de aceite en el depósito antes de hacer funcionar la bomba. Vea "Adición de aceite a la bomba" en la página 35.



ATENCION: NUNCA añada extensiones a la palanca de la bomba. Las extensiones causan el funcionamiento inestable de la bomba.



ADVERTENCIA: En ciertas situaciones la palanca de la bomba puede dar un "contragolpe". Siempre mantenga el cuerpo a un lado de la bomba, lejos de la línea de fuerza de la palanca.

NOTA: Para reducir el esfuerzo de la palanca a alta presión, acci6nela en tramos cortos. Se obtiene máxima fuerza en los últimos 5 grados de la carrera.

5.2 Utilización de bombas de dos velocidades

Estas bombas proporcionan un caudal de 2 etapas. Sin carga, la bomba funciona en la primera etapa de caudal alto. Cuando se hace contacto con la carga, la bomba automáticamente cambia a la segunda etapa para aumentar la presión. **Para los modelos P-462 ó P-464**, cuando la presión de la bomba llega aproximadamente a 200 psi (14 bar), debe parar momentáneamente de bombear y levantar la palanca para cambiar a la etapa de presión alta. **Para los modelos P-802 ó P-842**, cuando la presión de la bomba llega aproximadamente a 400 psi (28 bar), debe parar momentáneamente de bombear y levantar la palanca para cambiar a la etapa de presión alta. Después que la bomba cambie, se necesita hacer menos esfuerzo para bombear.

NOTA: Para mejor rendimiento, accione la palanca de la bomba a velocidad moderada durante la primera etapa de caudal alto. La velocidad rápida de la palanca en la primera etapa impedirá que la bomba alimente el volumen total de aceite.

5.3 Aplicaciones de simple efecto con válvula de alivio

1. Cierre la válvula de alivio girándola en sentido horario, como se muestra en la Figura 6.

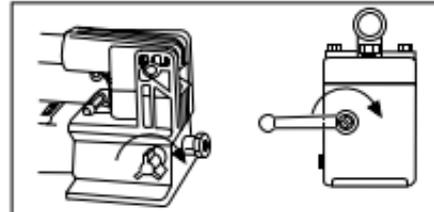


Figura 6



ATENCION: Cierre la válvula de alivio apretándola a mano **SOLAMENTE**. El uso de herramientas puede dañar la válvula y averiar la bomba.

2. Accione la palanca de la bomba para alimentar potencia hidráulica al sistema. Se mantendrá la presión hasta que se abra la válvula de alivio.
3. Abra la válvula de alivio (en sentido contrahorario) para quitar presión, dejando que el aceite fluya de vuelta al depósito.

5.4 Aplicaciones de simple efecto con válvula manual de 3 vías y 2 posiciones

1. Cambie la palanca de la válvula a la posición 1 como se muestra en la Figura 7.
2. Accione la palanca de la bomba para alimentar potencia hidráulica al sistema. Se mantendrá la presión hasta que cambie la válvula de posición.
3. Para que el aceite regrese al depósito, cambie la palanca de la válvula a la posición 2.

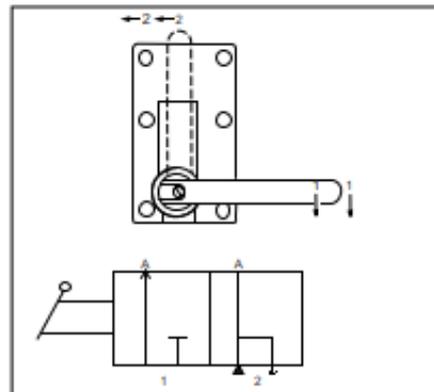


Figura 7

Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)

5.5 Aplicaciones de doble efecto con válvula manual de 4 vías y 3 posiciones

Las bombas con válvulas de control de 4 vías están diseñadas para accionar cilindros de doble efecto. Vea la Figura 8 en la página 13 para las posiciones de la válvula.

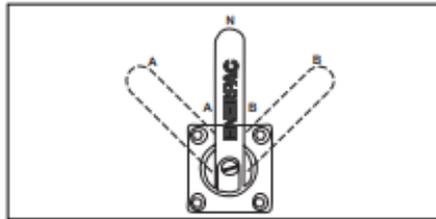


Figura 8a

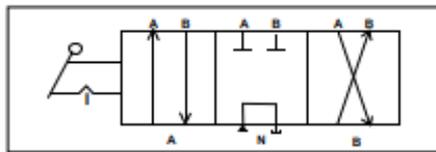


Figura 8b

11. Coloque la palanca en la válvula de 4 vías para seleccionar la función de la siguiente manera:

(A) Paso al orificio "A"; el orificio "B" devuelve el aceite al depósito

(N) Neutro; los orificios "A" y "B" están bloqueados

(B) Paso al orificio "B"; el orificio "A" devuelve el aceite al depósito

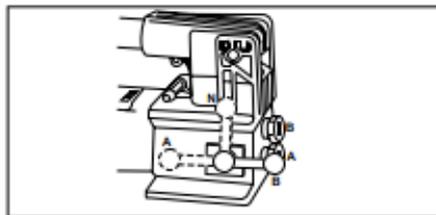


Figura 8c

- Haga funcionar la bomba para realizar el trabajo.
- Cambie las posiciones de la válvula según sea necesario.



ADVERTENCIA: Haga funcionar el cilindro de doble efecto solamente cuando las dos mangueras están conectadas a la bomba. Si se deja un acoplador desconectado, se acumulará alta presión detrás del acoplador lo que podría causar lesiones corporales y/o daño al equipo.

5.6 Ajuste de la válvula de alivio

Todas las bombas tienen una válvula de alivio ajustada en la fábrica para impedir la sobrepresurización del sistema. Se pueden obtener ajustes de presión más bajos. Póngase en contacto con el centro de servicio autorizado Enerpac.

6.0 PURGA DEL AIRE

La purga del aire del sistema hidráulico permitirá que el cilindro se extienda y se retraiga suavemente. Vea la Figura 9.

6.1 Bomba con cilindro de simple efecto (A)

- Abra el respiradero del depósito de la bomba (para bombas con ventilación solamente) y cierre la válvula de alivio.
- Coloque la bomba más elevada que el cilindro.
- Coloque el cilindro con el extremo del émbolo hacia abajo (arriba en caso de cilindro de tracción). Vea la Figura 9.
- Haga funcionar la bomba para extender totalmente el cilindro (retraer en caso de cilindro de tracción).
- Abra la válvula de alivio para retraer el cilindro (extender en caso de cilindro de tracción). Esto empujará el aire retenido hacia el depósito de la bomba.
- Repita los pasos anteriores según sea necesario.
- Añada aceite si es necesario. Vea la página 35.
- Vuelva a poner la tapa de ventilación/llenado en posición de funcionamiento.

6.2 Bomba con cilindro de doble efecto (B)

- Abra el respiradero del depósito de la bomba (para bombas con ventilación solamente).
- Coloque la bomba más elevada que el cilindro.
- Ponga el cilindro en posición horizontal con las conexiones hacia arriba. Vea la Figura 9.
- Extienda y retraiga totalmente el cilindro 2 a 3 veces.
- Repita los pasos anteriores según sea necesario.
- Añada aceite si es necesario. Vea la página 35.
- Vuelva a poner la tapa de ventilación/llenado en posición de funcionamiento.

7.0 MANTENIMIENTO

Use únicamente aceite hidráulico Enerpac con estas bombas para prolongar la duración de la bomba y proteger su garantía. Los juegos de sellos Viton y EPR están disponibles para algunas bombas manuales. Para más información acerca de estos productos y sus aplicaciones, póngase en comunicación con el representante de Enerpac.

7.1 Adición de aceite a la bomba

Revise el nivel de aceite regularmente.



ADVERTENCIA: Siempre añada aceite con los cilindros totalmente retraídos (extendidos en el caso de cilindros de tracción) de lo contrario el sistema sobrepasará la capacidad de aceite del depósito.

- Quite la tapa de ventilación/llenado del depósito.
- Llene el depósito solamente hasta la marca de nivel indicada en la bomba.

Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)

3. Purgue el aire del sistema si es necesario. Vea la página 51. Vuelva a revisar el nivel de aceite después de purgar el aire.
4. Vuelva a poner la tapa de ventilación/llenado en la posición apropiada.

NOTA: Las bombas manuales sin ventilación requieren aire en el depósito para funcionar correctamente. Si el depósito está totalmente lleno, se formará un vacío que impedirá la salida de aceite de la bomba.

7.2 Limpieza de las líneas de aceite

Cuando se desconecte las mitades del acoplador, siempre coloque tapas guardapolvo. Tome todas las precauciones debidas para proteger la bomba contra la entrada de suciedad. La materia extraña puede causar la falla de la bomba, el cilindro o la válvula..

7.3 Lubricación de la bomba

Para prolongar la duración de la bomba y mejorar su rendimiento, lubrique el pasador de soporte (A), pasador transversal (B) y la cabeza del pistón (C) regularmente con grasa para cojinetes de rodillos. Vea la Figura 10 a continuación.

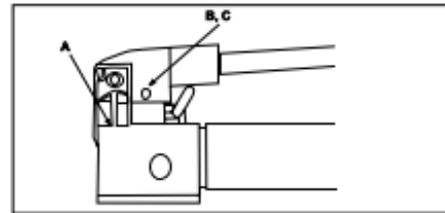


Figura 10

7.4 Cambio del aceite

1. Cada 12 meses, vacíe todo el aceite y vuelva a llenar con aceite Enerpac. Si la bomba funciona en ambientes sucios, cambie el aceite más frecuentemente.
2. Quite la tapa de ventilación/llenado del depósito.
3. Inclíne la bomba para vaciar el aceite viejo.
4. Llene el depósito solamente hasta la marca de nivel indicada en la bomba.
5. Vuelva a poner el tapón o tapa de ventilación/llenado.
6. Deseche el aceite viejo como es debido.

8.0 GUIA DE LOCALIZACION DE AVERIAS

La información siguiente está destinada sólo a ayudar a determinar si existe alguna avería. Para las reparaciones, diríjase al centro de servicio autorizado Enerpac de su zona.

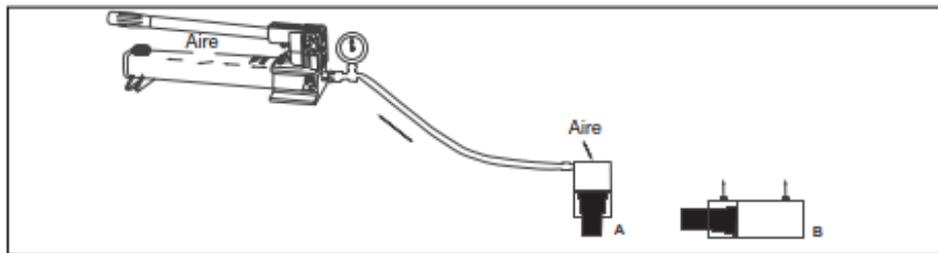


Figure 9

GUIA DE LOCALIZACION DE AVERIAS		
Problema	Causa posible	Solución
El cilindro no se extiende, lo hace lentamente o irregularmente.	<ol style="list-style-type: none"> 1. Bajo nivel de aceite en la bomba. 2. La válvula de alivio está abierta. 3. El acoplador hidráulico está suelto. 4. La carga es demasiado pesada. 5. Aire retenido en el sistema 6. Atascamiento del émbolo del cilindro. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Añada aceite de acuerdo a las instrucciones de Mantenimiento en la página 35. 2. Cierre la válvula de alivio. 3. Revise que todos los acopladores estén totalmente apretados. 4. No trate de izar más del tonelaje nominal. 5. Purgue el aire de acuerdo a las instrucciones en la página 35. 6. Revise si el cilindro está dañado. Pida que lo repare un técnico experto en sistemas hidráulicos.
El cilindro se extiende, pero no retiene la presión	<ol style="list-style-type: none"> 1. Fugas en las conexiones. 2. Fugas en los sellos. 3. Fuga interna en la bomba. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Revise que todas las conexiones estén apretadas y sin fugas. 2. Ubique la(s) fuga(s) y haga reparar el equipo por un técnico experto en sistemas hidráulicos. 3. Haga reparar la bomba por un técnico experto en sistemas hidráulicos.
El cilindro no se retrae, lo hace parcialmente o más lentamente que lo normal.	<ol style="list-style-type: none"> 1. Válvula de alivio cerrada. 2. El depósito de la bomba está lleno en exceso. 3. El acoplador hidráulico está suelto 4. Aire retenido en el sistema. 5. D.I. de la manguera demasiado estrecho. 6. El resorte de retracción del cilindro está roto o existe otro daño en el cilindro. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Abra la válvula de alivio. 2. Vacíe el aceite hasta la marca "full" (lleno). Vea las instrucciones en la página 35. 3. Revise que todos los acopladores estén totalmente apretados. 4. Purgue el aire de acuerdo a las instrucciones en la página 35. 5. Use una manguera hidráulica de mayor diámetro. 6. Haga reparar el cilindro por un técnico experto en sistemas hidráulicos.

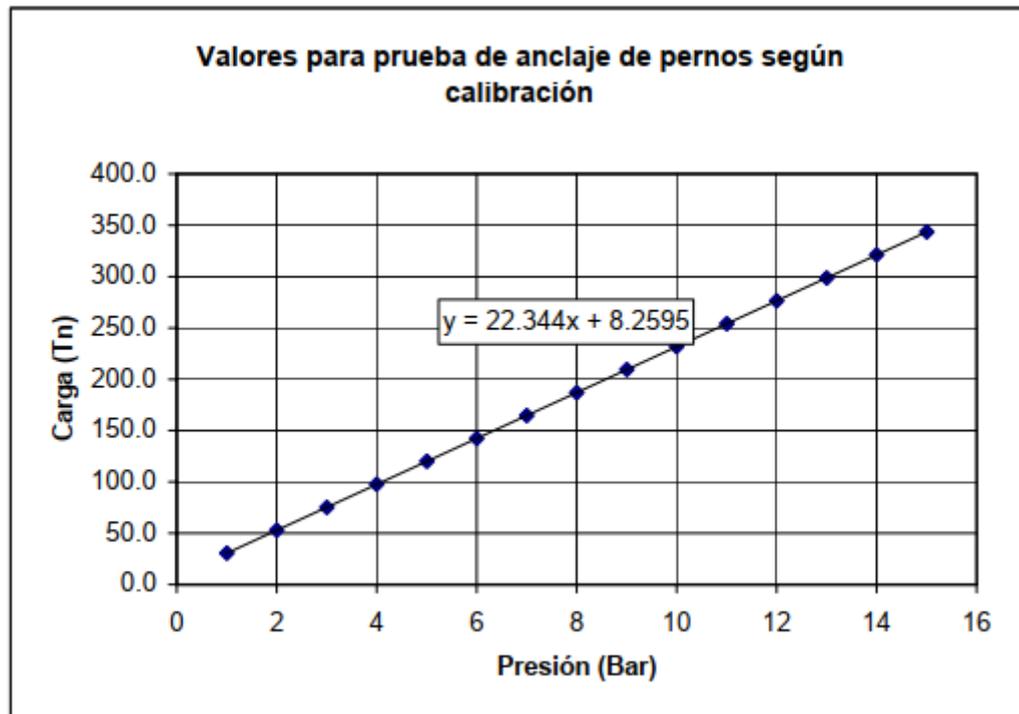
Anexo 47. Bombas Hidráulicas (prueba de pernos de anclaje)



Anexo 48. Certificado manómetros (prueba de pernos de anclaje)

VALORES PARA PRUEBA DE ANCLAJE DE PERNOS SEGÚN CALIBRACIÓN

Carga (Tn)	Presión (Bar)	Presión (PSI)
1	30.6	443.9
2	52.9	767.9
3	75.3	1092.0
4	97.6	1416.1
5	120.0	1740.2
6	142.3	2064.2
7	164.7	2388.3
8	187.0	2712.4
9	209.4	3036.4
10	231.7	3360.5
11	254.0	3684.6
12	276.4	4008.7
13	298.7	4332.7
14	321.1	4656.8
15	343.4	4980.9



Anexo 49. Prueba de pernos de anclaje



Anexo 50. Foto sostenimiento de la casa de maquinas



Anexo 51. Foto excavación casa de maquinas