

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



T E S I S

**Evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en la unidad minera El
Santo: Análisis estructural y modelado de esfuerzos - Proyecto Suykutambo –
Caylloma Arequipa -2023**

Para optar el título de profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autor:

Bach. Rodrigo Flavio ROMERO FALCÓN

Asesor:

Dr. Jose Fermín HINOJOSA DE LA SOTA

Cerro de Pasco - Perú – 2026

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



T E S I S

**Evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en la unidad minera El
Santo: Análisis estructural y modelado de esfuerzos - Proyecto Suyckutambo –
Caylloma Arequipa -2023**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Favio Maximo MENA OSORIO

PRESIDENTE

Mg. Vidal Victor CALSINA COLQUI

MIEMBRO

Mg. Luis Arturo LAZO PAGAN

MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

Facultad de Ingeniería

Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N° 026-2026-UNDAC/UIFI

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión en mérito al artículo 23° del Reglamento General de Grados Académicos y Títulos Profesionales aprobado en Consejo Universitario del 21 de abril del 2022, La Tesis ha sido evaluado por el software antiplagio Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Tesis:

**“Evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en la
unidad minera El Santo: Análisis estructural y modelado de
esfuerzos - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa -
2023”**

Apellidos y nombres del tesista

Bach. Rodrigo Flavio, ROMERO FALCÓN

Apellidos y nombres del Asesor:

Dr. José Fermín, HINOJOSA DE LA SOTA

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería Geológica

Índice de Similitud

18 %

APROBADO

Se informa el Reporte de evaluación del software similitud para los fines pertinentes.

Cerro de Pasco, 5 de junio del 2026



Firmado digitalmente por PALOMINO
ISIDRO Ruben Edgar FAU
20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 05.06.2026 16:24:36 -05:00

DEDICATORIA

A Dios, a nuestros padres por habernos forjado para ser las personas que somos.

A mis padres, por ser el soporte y el motor para seguir adelante y seguir esforzándome a diario para seguir siendo y creciendo como Profesional.

AGRADECIMIENTO

Distinguidos miembros del panel de evaluación,

Les escribo para mostrar mi gratitud y permitirme exponer este proyecto de tesis y así poder optar al título de Ingeniero Geólogo.

Por mucho tiempo, me dedique a estudiar, comprender y evaluar la importancia de la creación de este proyecto, con el objetivo de brindar mayor aporte hacia el entorno de la Geología como ciencia, ya que sabemos que nuestra carrera como tal no acaba en un solo punto, más por lo contrario se basa en seguir con la investigación y la implementación de nuevos conocimientos a diario. A lo largo de este trayecto se enfrentaron muchos desafíos, pero con el respaldo total de mis seres queridos, compañeros e ingenieros, se completó esta etapa de culminar con el trabajo de investigación.

Quiero expresar mi agradecimiento al jurado, por dedicar su tiempo a evaluar y analizar mi proyecto de tesis. Valoro sus amplias observaciones y recomendaciones, las cuales sin duda alguna enriquecerán el proyecto final, potenciarán mis conocimientos y mi puesta en campo como ingeniero.

Del mismo modo, deseo agradecer a mi alma mater, a los ingenieros de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por compartir sus conocimientos de alta calidad para la formación integral a los futuros ingenieros en el ámbito laboral, orgullosos de formar parte de esta institución y me comprometo a seguir dejando en alto el nombre de nuestra carrera.

RESUMEN

El presente proyecto de investigación, de tipo aplicada y nivel descriptivo-explicativo, se ubica en el proyecto Suyckutambo, unidad minera El Santo provincia de Caylloma, Arequipa, durante el año 2023. El objetivo principal fue realizar una evaluación geomecánica integral para diseñar un sistema de sostenimiento optimizado y seguro para las labores mineras subterráneas, abordando la estabilidad de las excavaciones como una problemática crítica para la productividad y seguridad operativa. El diseño metodológico fue no experimental, transversal y de campo. La metodología se basó en un análisis secuencial e integrado. Inicialmente, se ejecutó un análisis estructural detallado del macizo rocoso, mediante el mapeo geomecánico in situ para caracterizar las discontinuidades (fallas, diaclasas, estratificación) y determinar los sistemas estructurales dominantes. Esta caracterización permitió clasificar la calidad del macizo rocoso, arrojando una clasificación geomecánica RMR promedio de 48, correspondiente a una calidad "Regular". El análisis de estabilidad en el escenario sin soporte mostró un Factor de Seguridad (FS) global crítico de 1.1. Finalmente, el diseño el sostenimiento específico. La propuesta para las galerías principales consiste en un sistema sistemático de pernos de anclaje tipo split set de diámetro de 1 3/4" y longitud de 2.4 m, instalados en una malla de espaciamiento de 1.5 m x 1.5 m, complementado con una capa de shotcrete de 5 cm. Con esta configuración, el modelo numérico validó un FS final superior a 1.7, garantizando la estabilidad a largo plazo, optimizando costos y asegurando condiciones de trabajo seguras. El estudio concluye que la metodología aplicada es fundamental para la planificación minera eficiente en condiciones geomecánicas complejas.

Palabras clave: Análisis estructural, Diseño de sostenimiento, Evaluación geomecánica, Modelado de esfuerzos, Unidad Minera El Santo.

ABSTRACT

This applied research project, with a descriptive-explanatory level, was conducted at the Suyckutambo project, El Santo mining unit, Caylloma province, Arequipa, during 2023. The main objective was to carry out a comprehensive geomechanical evaluation to design an optimized and safe support system for underground mining works, addressing excavation stability as a critical issue for operational productivity and safety. The methodological design was non-experimental, cross-sectional, and field-based. The methodology relied on a sequential and integrated analysis. Initially, a detailed structural analysis of the rock mass was performed through in-situ geomechanical mapping to characterize discontinuities (faults, joints, bedding) and determine the dominant structural systems. This characterization allowed the classification of rock mass quality, yielding an average RMR geomechanical classification of 48, corresponding to "Fair" quality. Stability analysis in the unsupported scenario showed a critical global Factor of Safety (FS) of 1.1. Finally, specific support was designed. The proposal for the main galleries consists of a systematic system of split set anchor bolts (1 3/4" diameter, 2.4 m length) installed on a 1.5 m x 1.5 m spacing grid, complemented by a 5 cm shotcrete layer. With this configuration, the numerical model validated a final FS greater than 1.7, ensuring long-term stability, optimizing costs, and guaranteeing safe working conditions. The study concludes that the applied methodology is essential for efficient mining planning under complex geomechanical conditions.

Keywords: Structural analysis, Support design, Geomechanical evaluation, Stress modeling, El Santo Mining Unit.

INTRODUCCIÓN

La industria minera subterránea enfrenta el desafío crítico de garantizar la estabilidad de sus excavaciones, donde la seguridad, eficiencia operativa y viabilidad económica dependen directamente de comprender el comportamiento geomecánico del macizo rocoso (Hoek & Brown, 1980). La evaluación geomecánica integral resulta indispensable para predecir y controlar inestabilidades, gobernadas por la interacción entre la estructura del macizo y el campo de esfuerzos in situ (Brady & Brown, 2004).

El proyecto Suyckutambo en Caylloma, Arequipa, presenta un entorno geológico complejo característico de los Andes. La unidad minera El Santo requiere desarrollar labores subterráneas en macizos influenciados por una intensa historia tectónica. Esta complejidad estructural, con sistemas de fallas y diaclasas, sumada a un campo de esfuerzos naturalmente alto, genera condiciones propicias para desprendimientos, fallas estructurales o colapsos si no se gestionan adecuadamente (Priest, 1993). Por ello, un diseño de sostenimiento basado únicamente en experiencias empíricas resulta insuficiente y potencialmente riesgoso.

Frente a esto, la metodología moderna combina análisis estructural detallado con modelado numérico. La caracterización geomecánica mediante sistemas de clasificación como RMR (Bieniawski, 1989) y Q (Barton et al., 1974) proporciona una base cuantitativa. Sin embargo, la integración de estos datos en modelos numéricos permite simular la respuesta real del macizo ante la excavación, identificando zonas críticas de concentración de esfuerzos y deformación (Itasca Consulting Group, 2023). Este enfoque posibilita transitar de diseños genéricos a otros optimizados para las condiciones reales del sitio.

Este estudio tuvo como objetivo realizar una evaluación geomecánica integral y diseñar el sistema de sostenimiento para las labores subterráneas de la unidad minera El Santo. La metodología aplicó un enfoque de modelado numérico. El tipo de investigación fue aplicada, utilizando el método de elementos finitos con un diseño no experimental-transversal. Las

técnicas e instrumentos incluyeron análisis estructural con estereonetas, clasificación RMR y Q, y modelado con software FLAC3D. Los resultados confirmaron la influencia significativa de los parámetros geomecánicos en la estabilidad (H1) y validaron un diseño de sostenimiento que eleva el factor de seguridad por encima de 1.5 y reduce las deformaciones plásticas en más de un 60% (H2).

El proyecto de investigación se organiza en cuatro capítulos. El Capítulo I trata el marco teórico y los antecedentes que sustentan la evaluación geomecánica y el diseño de sostenimiento. El Capítulo II trata de la metodología empleada, detallando el enfoque, tipo de investigación, técnicas e instrumentos aplicados. El Capítulo III trata los resultados y el análisis de la evaluación geomecánica, la modelación numérica y la propuesta de sostenimiento. Finalmente, el Capítulo IV trata los resultados, conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio.

INDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

INDICE

INDICE DE FIGURAS

INDICE DE TABLAS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Identificación y determinación del problema.....	1
1.2.	Delimitación de la investigación.....	2
1.3.	Formulación del Problema	3
1.3.1.	Problema general.....	3
1.3.2.	Problema específicos.....	3
1.4.	Formulación de objetivos.....	4
1.4.1.	Objetivo general	4
1.4.2.	Objetivos específicos.....	4
1.5.	Justificación de la investigación	4
1.6.	Limitaciones de la investigación.....	4

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio	6
------	-------------------------------	---

2.1.1.	Antecedentes internacionales	6
2.1.2.	Antecedentes nacionales	8
2.1.3.	Antecedentes regionales y/o locales.....	11
2.2.	Bases Teóricas – Científicas	16
2.2.1.	Geomecánica y estabilidad del macizo rocoso.....	16
2.2.2.	Modelado estructural y esfuerzos en minería subterránea	17
2.2.3.	Diseño de sostenimiento en minería subterránea	18
2.2.4.	Riesgos geomecánicos y estrategias de mitigación.....	18
2.2.5.	Clasificaciones de los sistemas de soporte	19
2.2.6.	Anclas y barras de reforzamiento.....	20
2.2.7.	Marcos metálicos.....	25
2.2.8.	Hormigón proyectado.....	31
2.2.9.	Paraguas pesados.....	37
2.3.	Definición de términos básicos	44
2.4.	Formulación de Hipótesis	46
2.4.1.	Hipótesis general	46
2.4.2.	Hipótesis específicas	46
2.5.	Identificación de variables	47
2.5.1.	Variable independiente.....	47
2.5.2.	Variable dependiente.....	47
2.5.3.	Variables intervinientes.....	47
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores.....	48

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación	49
------	-----------------------------	----

3.2.	Nivel de investigación.....	50
3.3.	Método de investigación	50
3.4.	Diseño de la Investigación	50
3.5.	Población y muestra	51
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	52
3.6.1.	Técnicas.....	52
3.6.2.	Instrumentos	52
3.7.	Técnica de procesamiento y análisis de datos.....	53
3.8.	Tratamiento estadístico	55
3.6.3.	Procesamiento de datos estructurales (Análisis de discontinuidades)	55
3.6.4.	Análisis estadístico de los parámetros de clasificación geomecánica.....	55
3.6.5.	Calibración y validación de modelos numéricos.....	56
3.9.	Orientación ética filosófica y epistémica	56

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Descripción del trabajo de campo	58
4.1.1.	Ubicación	58
4.1.2.	Accesibilidad.....	59
4.1.3.	Clima y vegetación.....	60
4.1.4.	Fisiografía.....	60
4.1.5.	Marco Geológico.....	61
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados	101
4.3.	Prueba de Hipótesis.....	130
4.3.1.	Hipótesis general	130
4.3.2.	Hipótesis específicas	130

4.4. Discusión de resultados.....	131
-----------------------------------	-----

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICA

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS

	Página
Figura 1. Esquema de anclaje pasivo.....	21
Figura 2. Esquema del anclaje activo.	22
Figura 3 Esquema del anclaje Swellex.	25
Figura 4 Instalación de anclaje tipo Swellex, Túnel Frijolar, carretera Durango-Mazatlán..	25
Figura 5 Marcos metálicos IPR pesados retacados con hormigón.	29
Figura 6 Características estructurales de los perfiles TH.....	29
Figura 7 Sistema de apriete con grapas en perfiles TH.	30
Figura 8	30
Figura 9 Estabilización de un túnel mediante anclaje sistemático y hormigón proyectado. .	33
Figura 10 Contorno de una excavación en roca fisurada.	34
Figura 11. Detalle de la forma que puede tener la capa de hormigón proyectado en una excavación en roca fisurada	35
Figura 12. Esquema constructivo del método SCL.	36
Figura 13 Enfilaje pesado, apoyado sobre una viga de atado	38
Figura 14 Esquema tridimensional de un paraguas de micropilotes.....	39
Figura 15 Jumbo y micropilotes.	41
Figura 16 Esquema y fotografía de un EEPS.....	42
Figura 17 Paraguas de micropilotes en boquilla exterior.....	42
Figura 18 Enfilaje autoperforante.	43
Figura 19 Sistema de micropilotes auto-perforantes.	43
Figura 20 Ubicación del Proyecto.....	59
Figura 21 Ejemplos de paisajes típicos en la región del proyecto	61
Figura 22 Columna estratigráfica regional	64

Figura 23 Plano de la serie volcánica Cenozoica del sur del Perú.....	70
Figura 24 Plano geológico regional	74
Figura 25 Columna estratigráfica regional	75
Figura 26 Columna estratigráfica local.....	76
Figura 27 Mirando al NW, afloramiento de la toba andesítica en el rio Cairahuri	77
Figura 28 Mirando al NW, afloramiento del aglomerado andesítico	78
Figura 29 Detalle de las brechas hidrotermales con alto contenido de limonitas.....	79
Figura 30 Afloramiento de la brecha Potosí	80
Figura 31 Afloramiento de toba andesítica, Brecha volcánica andesítica	81
Figura 32 Detalle de la brecha volcánica andesítica.....	82
Figura 33 Mirando al SW, se muestra la brecha volcánica silicificada.....	82
Figura 34 Mirando al N, se muestra el afloramiento del pórfido dacítico en superficie	83
Figura 35 Figura generalizada, posible forma del lacolito ubicado en el proyecto	84
Figura 36 Mirando al N, afloramiento de Microdiorita cortando la andesita	85
Figura 37 Dique andesítico de textura porfirítica con disseminación de Pirita 3%, brechamiento en las cajas con silicificación moderada a fuerte.	86
Figura 38 Se aprecia el detalle del dique andesítico y la alteración en las cajas	86
Figura 39 Contacto litológico entre el aglomerado andesítico tobáceo (derecha) y la toba andesítica argilizada (izquierda) controlado por una falla de dirección N47W.....	87
Figura 40 Plano geológico local del proyecto Suyckutambo.....	88
Figura 41 Tipo de depósito asociado a los yacimientos estudiados de BGP	95
Figura 42 Plano de las propiedades de BGPP y los tipos de mineralización encontrados en zonas adyacentes a las propiedades	95

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Diferenciación entre anclas o bulones y barras de reforzamiento.	23
Tabla 2 Matriz de operacionalización de variables e indicadores	48
Tabla 3 Vías de acceso al proyecto Suyckutambo.....	59
Tabla 4 Compresión uniaxial, constantes elásticas, compresión triaxial de la andesita. ...	119
Tabla 5 Compresión uniaxial, constantes elásticas, compresión triaxial para el cuarzo con rodonita.	121

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La Unidad Minera El Santo – Proyecto Suykutambo – Caylloma Arequipa, enfrenta desafíos críticos relacionados con la estabilidad estructural de sus labores subterráneas debido a las complejas condiciones del macizo rocoso. Las características geomecánicas, como las discontinuidades presentes, la variabilidad en la resistencia del macizo, y la influencia del agua subterránea, generan incertidumbre en el comportamiento del terreno durante la explotación minera. Estas condiciones complejas pueden comprometer la integridad del sistema de sostenimiento y la seguridad operativa, incrementando el riesgo de desprendimientos y colapsos. El análisis previo ha identificado varios sistemas de fracturamiento con buzamientos y direcciones desfavorables para las excavaciones, lo que puede reducir la vida útil de las labores y aumentar los costos de mantenimiento y mitigación.

Adicionalmente, la explotación eficiente requiere de un sostenimiento adecuado, alineado con la calidad y la clasificación RMR del macizo rocoso según Bieniawski (1989). Sin una evaluación detallada del estado de esfuerzos y

deformaciones, y un diseño de soporte optimizado, la operación puede experimentar interrupciones y accidentes que afecten no solo la continuidad de la producción sino también la integridad del personal.

Por tanto, es imprescindible desarrollar un estudio geomecánico exhaustivo que permita no solo caracterizar el comportamiento del macizo, sino también diseñar un modelo de sostenimiento efectivo que se adapte a las condiciones cambiantes del terreno. La solución radica en combinar ensayos de laboratorio, mapeo geomecánico y modelado de esfuerzos, garantizando que los métodos de explotación y sostenimiento elegidos minimicen los riesgos operativos, maximicen la eficiencia y prolonguen la vida útil de las labores subterráneas.

1.2. Delimitación de la investigación

Delimitación espacial

El estudio se centrará en la Unidad Minera El Santo, ubicada en el proyecto Suyckutambo, distrito de Caylloma, Arequipa (Perú). El análisis se realizará en las labores mineras subterráneas seleccionadas, considerando las zonas críticas identificadas por inestabilidad geomecánica.

Delimitación temporal

La investigación se desarrollará en base a datos recopilados durante el año 2023, incluyendo campañas de campo, muestreo geomecánico y modelamiento numérico.

Delimitación conceptual

Enfoque geomecánico: Se evaluará la calidad de la roca mediante clasificaciones geomecánicas (RMR, Q de Barton, GSI) y ensayos de laboratorio para determinar propiedades físico-mecánicas.

Análisis estructural: Se identificarán discontinuidades (fallas, fracturas, foliación) que afecten la estabilidad de las excavaciones.

Modelado de esfuerzos: Se utilizará software especializado (como Phase2, RS2 o FLAC3D) para simular el comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes condiciones de carga.

Diseño de sostenimiento: Se propondrán sistemas de soporte (pernos, shotcrete, mallas) basados en los resultados del análisis geomecánico.

Delimitación metodológica

Recolección de datos: Mapeo geomecánico, levantamiento estructural y muestreo de rocas.

Modelamiento: Uso de software de elementos finitos o diferencias finitas para simular esfuerzos.

Validación: Comparación con casos similares y/o monitoreo de deformaciones (si hay datos disponibles).

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo afecta la variabilidad geomecánica del macizo rocoso en la estabilidad estructural y la seguridad operativa de las labores subterráneas en la Unidad Minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa?

1.3.2. Problema específicos

- a. ¿Qué características geomecánicas del macizo rocoso influyen en su comportamiento bajo diferentes estados de esfuerzo?
- b. ¿Qué sistemas de sostenimiento son los más adecuados para optimizar la estabilidad y seguridad en las condiciones específicas del macizo rocoso?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Analizar los parámetros geomecánicos y estructurales en la unidad minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa, para diseñar una propuesta de sostenimiento optimizada.

1.4.2. Objetivos específicos

- a. Identificar los parámetros geomecánicos y estructurales que influyen en la estabilidad de la sección específica de la unidad minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa.
- b. Proponer un diseño de sostenimiento basado en el análisis geomecánico y estructural de la sección estudiada.

1.5. Justificación de la investigación

La estabilidad del macizo rocoso en la Unidad Minera El Santo – Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa, es crucial para garantizar la seguridad operativa y la continuidad de la producción. La alta variabilidad geomecánica y la presencia de fracturas incrementan el riesgo de colapsos y accidentes, afectando tanto la eficiencia como los costos operativos. Este estudio es esencial para caracterizar el comportamiento del macizo y optimizar los sistemas de sostenimiento, asegurando un entorno seguro para el personal y minimizando interrupciones. Los resultados contribuirán no solo al éxito de la operación, sino también al desarrollo de prácticas mineras más seguras y sostenibles.

1.6. Limitaciones de la investigación

- Representatividad geológica limitada: Dado que la caracterización del macizo rocoso se basa en un área específica de la Unidad Minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa, los resultados obtenidos podrían no ser

completamente extrapolables a otras zonas del yacimiento con variabilidad estructural significativa.

- Restricciones en la recolección y calidad de datos: La disponibilidad de datos precisos dependerá de las condiciones operativas en el momento del estudio, lo que podría limitar el acceso a ciertas áreas críticas y afectar la cantidad de muestras recolectadas para ensayos en laboratorio.
- Dependencia de equipos especializados y recursos técnicos: El éxito del modelado de esfuerzos y deformaciones estará condicionado por el acceso a equipos avanzados y software especializado, lo que podría limitar la profundidad del análisis si ocurren restricciones logísticas o presupuestarias.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes internacionales

- ***Codelco División Chuquicamata (2023):*** " Caracterización Geotécnica del Macrobloque S05 en Mina Subterránea Chuquicamata ". Esta investigación se enfoca en la caracterización geomecánica del macrobloque S05 en la Mina Chuquicamata Subterránea (Chile). Utilizando técnicas de modelamiento numérico y análisis del flujo gravitacional, el estudio optimiza la distribución de puntos de extracción y predice el comportamiento del macizo bajo diferentes estados de carga. Este trabajo destaca la importancia de integrar las características geomecánicas con el diseño de explotación para asegurar la estabilidad durante la transición de minería a cielo abierto a subterránea.
- ***Haines, A., Swart, A., y Kruger, A. (2006):*** " Mitigar proactivamente los riesgos geotécnicos en la minería a cielo abierto y subterránea ". Realizada en Australia, esta investigación explora estrategias proactivas para mitigar

riesgos geotécnicos tanto en minería a cielo abierto como subterránea. Los autores subrayan la importancia de integrar datos geomecánicos y modelos de riesgo para anticipar problemas estructurales y minimizar las interrupciones operativas. El estudio aporta un enfoque metodológico robusto para mejorar la toma de decisiones y gestionar la incertidumbre en proyectos mineros complejos

- **Yegulalp, T., y Mahtab, A. (2023):** " Un análisis estadístico de datos geomecánicos y su impacto en el modelado numérico del macizo rocoso". Este estudio, centrado en minas de carbón en China, analiza la influencia de la heterogeneidad del macizo rocoso en la precisión de los modelos numéricos. La investigación muestra que las variaciones en la resistencia del macizo afectan significativamente los diseños de sostenimiento, lo que requiere métodos estadísticos avanzados para reducir incertidumbres. Esta perspectiva destaca la necesidad de combinar técnicas estadísticas con enfoques numéricos para optimizar el diseño de túneles y galerías.
- **Baryshnikov, V.D., y Gakhova, L.N. (2012):** " Monitoreo instrumental de la subsidencia socavada del relleno ". Este estudio realizado en Rusia analiza el monitoreo instrumental del comportamiento del relleno minero en minas subterráneas. Los autores enfatizan la importancia del monitoreo en tiempo real para anticipar cambios en los esfuerzos y prevenir fallos estructurales. Utilizando sistemas numéricos avanzados, los investigadores demuestran cómo los datos en tiempo real pueden mejorar la seguridad operativa y la planificación minera a largo plazo.
- **Castro, R., Gómez, R.E., y Pérez, A. (2022):** " Integración de Flujo Gravitacional y Análisis Geomecánico en la Minería Tipo Block Caving "

Esta investigación profundiza en la interacción entre el flujo gravitacional de los materiales y la estabilidad geomecánica del macizo rocoso en operaciones de minería tipo block caving. Este método implica el colapso controlado de grandes bloques de roca que se fragmentan y fluyen hacia niveles de extracción mediante la acción de la gravedad, facilitando la explotación masiva de minerales. Además, la investigación subraya la importancia de integrar los análisis geomecánicos con el diseño del flujo gravitacional. Si no se considera adecuadamente la interacción entre ambos factores, es posible que se produzcan colapsos no deseados o daños estructurales en el macizo, poniendo en riesgo tanto la infraestructura subterránea como la seguridad del personal. Las recomendaciones del estudio incluyen el ajuste constante del diseño de los niveles de extracción y la implementación de sistemas de monitoreo continuo para reaccionar a cambios en tiempo real.

2.1.2. Antecedentes nacionales

- **Mercado, G., y Obregón, C. (2017):** "Modelamiento Geomecánico a Nivel de Prefactibilidad en una Mina Subterránea". Este estudio realizado en la PUCP aborda el diseño geomecánico en la fase de prefactibilidad de una mina subterránea. La investigación se enfoca en la caracterización del macizo rocoso, utilizando herramientas como Phase2 y Unwedge para modelar los esfuerzos y dimensionar los sistemas de sostenimiento necesarios. Además, se realizaron logueos geotécnicos y ensayos de mecánica de rocas para proponer soluciones que minimicen la dilución del mineral y maximicen la estabilidad de los tajeos.
- **Lucas, M. (2019):** "Caracterización geomecánica para evaluar el

sostenimiento subterráneo de la mina Huantajalla U.P. Uchucchacua Compañía Minera Buenaventura S.A.A”. Esta investigación se enfoca en evaluar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la mina Huantajalla, perteneciente a la Unidad de Producción Uchucchacua. Mediante mapeo geomecánico y la clasificación RMR de Bieniawski, se identificaron las características estructurales de la roca para diseñar sistemas de sostenimiento adecuados, como pernos helicoidales y shotcrete, garantizando la seguridad y estabilidad de las operaciones subterráneas.

- **Ricra, C. (2023).** Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la profundización del yacimiento de Uchucchacua Distrito de Oyón – Lima”. Evalúa las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en la mina Uchucchacua, con el objetivo de optimizar la profundización del yacimiento Gina Socorro. A través del mapeo geotécnico y la clasificación RMR, se identifican los principales sistemas de discontinuidades que afectan la estabilidad del macizo. La investigación propone mejoras en los sistemas de sostenimiento mediante la implementación de pernos, shotcrete y monitoreo continuo, garantizando la seguridad y eficiencia operativa. Además, se buscan alternativas para optimizar los métodos de minado, incrementando la producción sin comprometer la estabilidad de las estructuras subterráneas.
- **Cortez, F. A., & Cotrina, J. D. (2022).** Evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en la galería principal subterránea, Mina Atahualpa, Caraz - Ancash, Se conoce que el desprendimiento de roca es uno de los mayores riesgos para los trabajadores mineros en la minería subterránea. Por ello, para evitar dichos eventos, es impórtate conocer la estabilidad y calidad del

macizo rocoso que ayudará a establecer un tipo de sostenimiento. Por lo tanto, el presente estudio tiene como objetivo proponer un diseño de sostenimiento a partir de una evaluación geomecánica en la galería principal subterránea de la mina Atahualpa. Para cumplir con dicho objetivo se llevó a cabo las siguientes metodologías: Aplicación de las clasificaciones geomecánicas RMR, índice Q e Índice GSI; análisis estructural usando el software Dips; determinación de las zonas plásticas usando el software Phase2; y el modelamiento de sostenimiento puntual y sistemático usando el software Unwedge. El estudio se realizó en 110 metros lineales, donde se establecieron 11 estaciones, cada una de 10 metros donde se obtuvieron dos calidades de roca: Mala en las estaciones 1, 2, 3, 4, 5 y 6, y regular en las estaciones 7, 8, 9, 10 y 11. Se propuso empernado sistemático con malla electrosoldada en roca de calidad mala, y empernado sistemático con malla electrosoldada ocasional en roca de calidad regular.

- ***Loaiza Julcamoro, K. & Rojas Urrutia, A. (2023)***, Evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en una labor subterránea, Algamarca, Cajabamba, Cajamarca, La presente investigación tiene como objetivo realizar la evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en una labor subterránea en Algamarca, Cajabamba, Cajamarca 2023. Para el cumplimiento del objetivo se aplicó las siguientes metodologías, se caracterizó el macizo rocoso mediante los parámetros de Bienawski con el RMR del 89 y considerando el ajuste por orientación obteniendo un RMR básico de 48 teniendo una puntuación de 43.25 considerando el ajuste, clasificándose como Roca regular Tipo B. Se cálculo el índice de Q según

la clasificación de Barton obteniéndose un índice promedio de 3.29, clasificándose como Tipo de Roca Mala y acercándose a categorizarse como regular, Se determino las propiedades físicas tales como resistencia obteniéndose un rebote promedio de 52 con el martillo de Schmidt, un JRC de 6 con el peine de Barton para la familias críticas y una resistencia a la compresión Uniaxial promedio de 177, Se realizó el análisis de discontinuidades para las 04 familias reconocidas en el mapeo geomecánicos, además se realizó la evaluación del tipo de rotura e identificándose que se podría producir una rotura planar. Se cálculo el factor de seguridad para la rotura planar obteniéndose un valor de 0.74 para condiciones Pseudoestáticas y saturadas, además se hizo la corrida para el cociente de seguridad de la rotura en vuelco con un valor de 0.75 para las condiciones estáticas y saturadas; además se obtuvo los factores de seguridad para las potenciales cuñas deslizantes de las 04 combinaciones, siendo las combinaciones 234 y 123 las que presentan factores de seguridad menores a 1 , por lo que se propuso la instalación de obras de drenaje y la instalación de pernos en los hastiales y techo de la galería como medida de sostenimiento a fin de garantizar la estabilidad de la labor.

2.1.3. Antecedentes regionales y/o locales

- **Camala Nina, A. (2021)**, Evaluación geomecánica para la selección del tipo de sostenimiento en la construcción de la rampa – 440, en la minera aurífera Cuatro de Enero s.a. (MACDESA) – Arequipa. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco (UNSAAC). La presente tesis titulada Evaluación geomecánica para la selección del tipo de sostenimiento en la construcción de la rampa – 440, en la Minera Aurífera Cuatro de Enero

S.A. (MACDESA) – Arequipa, el problema se centra en la selección del tipo de sostenimiento adecuada para cada tipo de roca mediante la evaluación geomecánica, el cual incrementa los costos y tiempos de sostenimiento en la construcción de la rampa 440 (RP440); se persigue el objetivo general de determinar la influencia de la evaluación geomecánica en la selección del tipo de sostenimiento para cada tipo de roca mediante la clasificación geomecánica en la construcción de la rampa 440, en la Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. La investigación consta de una descripción geológica, geomecánica y la descripción del sostenimiento actual en la construcción de la rampa 440 y se aplicó el planteamiento metodológico de enfoque descriptivo no experimental, obteniendo resultados que garantizan una mejor selección del tipo de sostenimiento para cada tipo de roca mediante la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 y Q de Barton los cuales reducen los tiempos y costos de sostenimiento, arribando a la principal conclusión de que la evaluación geomecánica del macizo rocoso en la construcción de la rampa 440 de la Minera Aurífera Cuatro De Enero S.A. para efectos de selección de sostenimiento de acuerdo a la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 y Q de Barton, nos determina que la selección del tipo de sostenimiento adecuado para cada tipo de roca está en función de una evaluación geomecánica constante y eficiente.

- **Apaza Beltrán, C. A. (2024)**, Evaluación geomecánica y sostenimiento para minimizar riesgos por caída de rocas en Comunidad minera Rio Grande. Universidad Católica de Santa María – Arequipa. El propósito principal de esta investigación es aplicar los conocimientos de la mecánica de rocas en

la evaluación geomecánica del macizo rocoso, con el fin de proponer un adecuado sistema de sostenimiento para cada tipo de macizo presente en la Comunidad Minera Río Grande. Para cumplir con este objetivo, se desarrolló una investigación explicativa que abarcó desde el análisis teórico hasta su aplicación práctica, con el propósito de determinar los aspectos geomecánicos relevantes que influyen en otros procesos mineros, como la producción y la seguridad. Se formularon propuestas basadas en los datos obtenidos en la unidad minera objeto de estudio. La investigación identificó tres tipos de macizo rocoso dominantes en la comunidad minera Río Grande: Tipo III Regular, Tipo IV Malo y Tipo II Bueno, presentes en diversas galerías de estudio. Utilizando software especializado como Roclab, Unwedge, Phase2 y Dips, Se llevó a cabo un análisis y diseño del sostenimiento necesario para cada tipo de macizo rocoso identificado. Para la roca Tipo III Regular, se recomienda colocar pernos de anclaje sistemáticos con un espaciado de 1.2 m x 1.2 m, o Shotcrete de 5 cm si es necesario. Para el Tipo IV Malo, se sugiere la instalación de pernos sistemáticos con espaciados de 1.0 m a 1.5 m en la corona y las paredes, junto con malla de alambre, además de Shotcrete con espesor de 100 mm a 150 mm en la corona y las paredes, y arcos según sea necesario. Para el Tipo II Bueno, solo se requieren pernos ocasionales en la corona. Como resultado de la implementación de estas propuestas de sostenimiento, hasta la fecha no se han reportado demoras debido a caídas de rocas, lo que ha permitido un incremento en la producción de 2.39 toneladas por día, cumpliendo con los planes establecidos y evitando retrasos ocasionados por eventos de este tipo. Finalmente, se ha logrado reducir el número de

accidentes de 19 en el año 2022 a 1 en el año 2023, lo que refleja una mejora significativa en las condiciones de seguridad laboral en la comunidad minera Rio Grande.

- ***Alcántara, L. H., Pacheco, R. V. & Salazar, I. N. (2018).***
Caracterización geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en labores subterráneas, Perú - 2018 Repositorio de la Universidad Privada del Norte. En este trabajo de investigación se presenta datos y antecedentes de análisis con respecto a estudios sobre geomecánica de macizos rocosos y la determinación de tipos de sostenimiento usados en labores subterráneas tanto en campo minero como en túneles vehiculares. hay que considerar que la construcción de estos accesos tiene fines de integración, ya sea en una población que necesita reducir tiempos de comunicación vial, aumento de turismo o túneles para labores mineras. Según diferentes autores, antes de realizar la construcción de un túnel, ha de realizarse un estudio geomecánico incisivo, para ello se utilizarán métodos de evaluación. Cabe destacar que el objetivo principal del presente trabajo es conocer y estudiar la caracterización geomecánica para determinar un tipo de sostenimiento para labores subterráneas en el Perú en 2018. La información obtenida en el presente informe fue encontrada en los buscadores Dialnet, Scielo y Renati, donde se analizó tesis y artículos referentes al tema. Las diferentes investigaciones lanzan como resultados y recomendaciones un estudio geomecánico en base a evaluaciones en RMR (Bieniawski- 1989), Q Barton, y uso de la cartilla GSI (Hoek Brown), gracias a estas herramientas se puede determinar el tipo de sostenimiento que requerirá el túnel a construir.

- **Vega Quispe, R. A. (2022).** Determinación del tipo de sostenimiento mediante las clasificaciones geomecánicas GSI, RMR y Q de Barton en las labores de la unidad minera San Antonio - Compañía Minera Chaspaya SAC 2021. Universidad Nacional de Moquegua. El informe de Examen Profesional se realizó con la finalidad de demostrar los fundamentos y criterios teóricos al ejecutar los estudios geomecánicos para poder determinar el tipo de sostenimiento que requiere según indiquen las características del macizo rocoso, para así poder desarrollar las operaciones de una manera más eficiente y segura en minería subterránea. Dicho informe se compromete a enfatizar la real importancia que se tiene al realizar este tipo de control con el macizo rocoso, que no solo va a permitir la seguridad e integridad de cada uno de los trabajadores de dicha minera sino también a mantener la operatividad en forma óptima en las labores mineras de la Unidad Minera de San Antonio de la Compañía Minera Chaspaya. Dicho informe está orientado a compartir y describir las distintas etapas que se tomaron para el desarrollo. Finalmente, mediante el estudio de las distintas clasificaciones geomecánicas se pudo realizar la determinación del tipo de sostenimiento.
- **Arana Alvites, G. D. (2019).** Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la Mina Apminac Pulpera Caylloma- Arequipa. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco. El sostenimiento que se ha elegido es el de cuadros de madera, porque según las diferentes clasificaciones geomecánicas que se han estudiado se ha obtenido valores de RMR entre 38 y 63 en rocas sin mineralización, en cambio en zonas mineralizadas el RMR es menor a 23 por lo cual el sostenimiento es

inmediato así como se ha determinado en la evaluación de labores auto soportadas, por otra parte el análisis de esfuerzos en la roca circundante es mínimo siendo menor de 5 MPa con lo cual no existe la posibilidad de deformación ni casos de rotura porque la roca en la pruebas físico mecánicas que se han realizado ha arrojado resultado entre 40 y 60 MPa, en las zonas mineralizadas es donde se tiene presencia de roca alterada y de mala calidad así como indican los resultados del GSI en donde se encontró roca MF/M, el sostenimiento con madera es la mejor opción en sus diferentes formas tales como cuadros de madera puntales de avance, es posible la aplicación de split set, pero la minera prefiere la compra de madera a las comunidades aledañas como parte de un contrato que tienen, el sostenimiento con cerchas no es posible por el elevado costo de sostenimiento que implica, el sostenimiento con shotcrete vía seca con el equipo aliva puede ser posible pero las dimensiones de la sección dificultaría su empleo, los estudios de estabilidad demostraron que las labores son estables, las convergencias no llegan a 20mm y no son de riesgos para las labores, las deformaciones no son significativos, tampoco se ve la presencia de fracturamiento significativo en la roca por lo que la presencia de cuñas y bloques no es posible o en el caso de que existieran no son representativas y no comprometen la estabilidad ni la seguridad en la mina Apminac Pulpera.

2.2. Bases Teóricas – Científicas

2.2.1. Geomecánica y estabilidad del macizo rocoso

La geomecánica estudia las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso con el objetivo de predecir su comportamiento bajo condiciones de carga. Según Muñoz

& Monsalve (2015), una evaluación geomecánica adecuada permite identificar riesgos y diseñar estrategias de sostenimiento efectivas.

Los métodos de clasificación geomecánica más utilizados incluyen:

- **Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski (1989):** evalúa la resistencia del macizo rocoso considerando factores como la resistencia a la compresión de la roca, espaciado de discontinuidades, estado de las discontinuidades, agua subterránea y condiciones de excavación.
- **Q de Barton (1974):** mide la calidad del macizo rocoso mediante seis parámetros, incluyendo el índice de resistencia de la roca y el número de conjuntos de discontinuidades.
- **GSI (Geological Strength Index):** desarrollado por Hoek y Brown, clasifica la calidad del macizo rocoso en función de su estructura y alteración.

En estudios recientes, el análisis de esfuerzos en el macizo rocoso mediante software como Phase2 y RS2 ha demostrado ser una herramienta clave para predecir zonas de inestabilidad y optimizar el diseño de sostenimiento (Torres, 2021).

2.2.2. Modelado estructural y esfuerzos en minería subterránea

El modelado estructural en minería subterránea permite evaluar la distribución de esfuerzos y deformaciones en las excavaciones. Según Isheyskiy & Sanchidrián (2020), el uso de herramientas de inteligencia artificial y machine learning ha optimizado la recopilación y análisis de datos en tiempo real, permitiendo una mejor toma de decisiones en el diseño de sostenimiento.

Los principales métodos de modelado estructural incluyen:

- **Elementos finitos (FEM):** utilizado en software como FLAC3D y Phase2 para simular el comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes

condiciones de carga.

- **Elementos discretos (DEM):** permite modelar el comportamiento de bloques individuales en macizos rocosos fracturados.

Un estudio en minas peruanas reveló que la aplicación de estos modelos ha permitido reducir la inestabilidad en túneles y mejorar la selección del tipo de sostenimiento (Muñoz & Monsalve, 2015)

2.2.3. Diseño de sostenimiento en minería subterránea

- El sostenimiento en minería subterránea tiene como objetivo garantizar la estabilidad de las excavaciones y la seguridad de los trabajadores. Según Barrabí (1996), la elección del tipo de sostenimiento depende de la calidad geomecánica del macizo rocoso y los esfuerzos inducidos por la excavación.

Los tipos de sostenimiento más utilizados incluyen:

- **Pernos de anclaje:** utilizados en rocas de buena calidad para reforzar la estabilidad del macizo.
- **Malla metálica:** aplicada en zonas con discontinuidades para evitar desprendimientos.
- **Shotcrete (concreto proyectado):** recomendado para macizos de calidad media o baja.
- **Arcos de acero:** Empleados en terrenos inestables con alta deformabilidad.

En un estudio realizado en la Comunidad Minera Río Grande, se demostró que la aplicación de sostenimientos adecuados redujo los colapsos y aumentó la producción en un 2.39% (Apaza Beltrán, 2024).

2.2.4. Riesgos geomecánicos y estrategias de mitigación

Los principales riesgos en minería subterránea incluyen:

- **Colapsos por esfuerzos elevados:** generados por sobrecargas en el macizo rocoso.
- **Desprendimientos de bloques:** causados por discontinuidades y fracturas en la roca.
- **Pandeo de techos y hastiales:** debido a esfuerzos compresivos y baja resistencia del material.

2.2.5. Clasificaciones de los sistemas de soporte

Aun cuando no hay criterios unificados respecto a la clasificación de los sistemas de soporte, algunos autores como Brady y Brown (1994) distinguen entre “Soporte Activo” (aquel instalado en el interior de la masa de roca), y “Soporte Pasivo” (el soporte externo que es colocado en el perímetro de la excavación). Esta clasificación no distingue entre estabilización y reforzamiento y considera de carácter pasivo al soporte estructural, lo cual no deja de ser correcto en la mayoría de los casos. Otros autores como Indraratna y Kaiser (1987) consideran “Soporte Activo” a aquel que puede sustituirse por fuerzas externas a la masa de roca y que, por lo tanto, incrementa el confinamiento de la roca; y “Soporte Pasivo” a aquel que podría generar mejoras en la resistencia de la masa de roca, incrementando su cohesión. Esta clasificación omite la consideración del soporte estructural tradicional en la periferia de la excavación.

Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México Para cubrir en su totalidad las funciones del soporte, se sugiere la siguiente clasificación:

- Grupo 1
- Grupo 2
- Grupo 3

Soporte Convencional o Estructural (anillos, marcos, dovelas, etc.) Sostenimiento Inducido por Estabilización (o consolidación) (inyectado, congelación, bulones tensionados, hormigón proyectado) Sostenimiento Pasivo o por Reforzamiento de la Masa (barras adheridas, hormigón proyectado, segmentos de marcos, marcos noruegos). El hormigón proyectado lanzado

suele cumplir con las funciones tanto de un sistema estabilizador como de uno de reforzamiento y, en condiciones muy particulares, las de un soporte estructural. Existen algunos otros sistemas que también pueden cumplir simultáneamente con las funciones de estabilización y de reforzamiento; uno de ellos es el de los denominados marchavanti en sus diversas modalidades, desde simples barras o perfiles cortos que se colocan antes de un avance y forman una corona protectora, hasta tubos perforados largos en posición similar que se colocan y se inyectan (estabilizando el terreno) y creando un especie de visera protectora (reforzamiento del terreno) para varios avances consecutivos. Este último sistema recibe el nombre de enfilaje o paraguas.

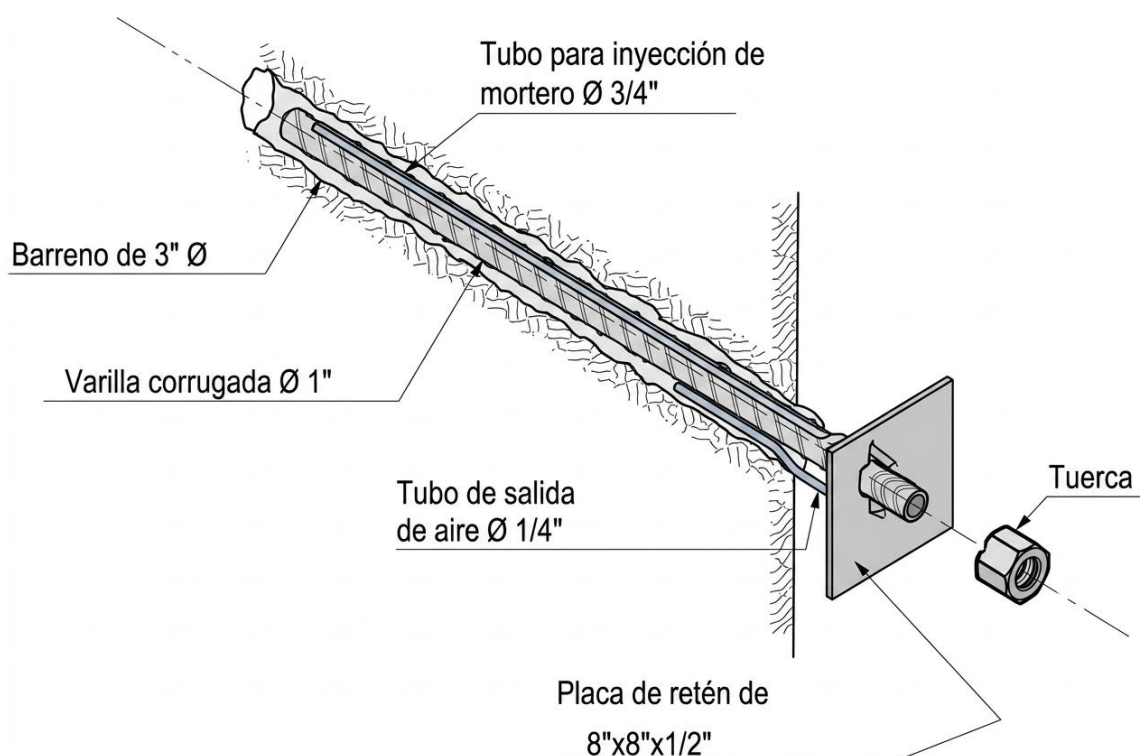
2.2.6. Anclas y barras de reforzamiento

Es común que se confundan las funciones de los elementos de acero (o algún otro material resistente a la tensión) que se instalan en barrenos durante la excavación de túneles, a los que suele llamárseles genéricamente “anclas o bulones”.

En párrafos anteriores se han diferenciado los principios de los sistemas de estabilización de los de reforzamiento; aquí convendría señalar las ventajas de llamar anclas o anclajes sólo a aquellos elementos que están fijos al terreno en su extremo profundo y a los que se les aplica una tensión inicial que induce modificaciones al estado de esfuerzos del medio, las que se pretende sean favorables a la estabilidad de la excavación. A diferencia de los bulones tensionados, los elementos no tensados (pero si adheridos al terreno en toda su longitud): barras corrugadas (anclas o pernos) o tubos de acero deformados adheridos por medios mecánicos, tienen una función pasiva, es decir, no modifican el campo de esfuerzos en la excavación y sólo al activarse refuerzan al terreno para mejorar su comportamiento, cuando éste tiende a deformarse. Por tal razón, la instalación de estas barras (para lograr su función) debe hacerse antes de que hayan ocurrido movimientos significativos en la masa de roca. Podría decirse que las

barras de reforzamiento pueden disponerse en la excavación en dos modalidades; en una se siguen patrones de espaciamentos preestablecidos en las dos direcciones (generalmente en tresbolillo) y se les orienta en dirección perpendicular a la superficie excavada y en la otra, el espaciamiento y la dirección se fijan de acuerdo con los resultados específicos de orientación de cuñas potencialmente inestables. El primer arreglo es característico de rocas masivas a las que se pretende reforzar con estos elementos para ayudar al macizo a reducir y limitar las deformaciones diferidas hacia el interior de la oquedad. A los bulones de fricción, pernos o bulones, que también se utilizan en las excavaciones en roca para coser o sujetar bloques potencialmente inestables, se les puede considerar una función pasiva que puede definirse como de reforzamiento.

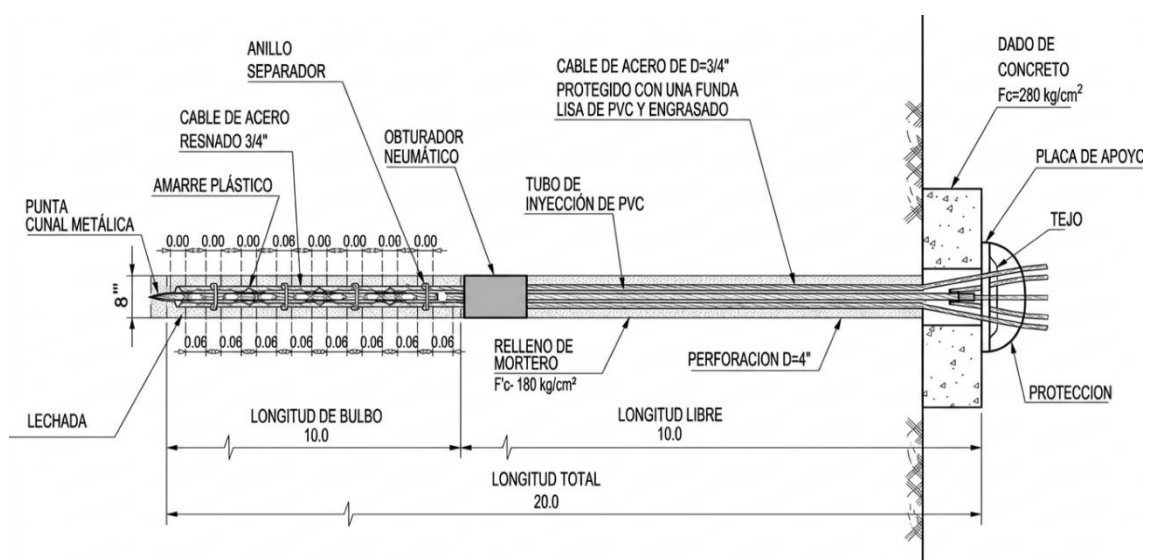
Figura 1. Esquema de anclaje pasivo.



Nota. El gráfico representa las partes de una barra antes de una instalación dentro de la masa rocosa. Autor: José Francisco SUÁREZ FINO. CONSULTEC Ingenieros Asociados, S.C. Antonio ALONSO JIMÉNEZ. PROACON

Habría que agregar que, sin duda, los bulones tensionados, aparte de inducir cambios en el estado de esfuerzos de la masa de roca al ser puestas en tensión, contribuyen al reforzamiento de la roca ante las deformaciones del terreno hacia el interior de la oquedad. El uso de los términos adecuados resulta recomendable para diferenciar funciones y para evitar confusiones. Por ejemplo, en algunas obras de túneles indebidamente se especifica “dar tensión por medios mecánicos” a las barras de reforzamiento corrugadas que están adheridas en toda su longitud; lo cual, además de inútil, resulta contraproducente. También llega a ocurrir que, cuando la excavación ya se ha estabilizado, se olvide de inyectar los bulones tensionados para protegerlos contra la corrosión, o que se omita su tensado complementario ante la posible pérdida de esfuerzos. Aquí conviene mencionar que en la excavación de túneles de obras civiles no son muchos los casos en que se utilizan bulones tensionados, lo que es frecuente en túneles profundos de minería y en la estabilización de taludes; en la mayor parte de excavaciones subterráneas de obras civiles importantes se emplean barras corrugadas adheridas al terreno

Figura 2. Esquema del anclaje activo.



Nota. Partes de un sistema de anclaje activo. Autor: José Francisco SUÁREZ FINO. CONSULTEC Ingenieros Asociados, S.C. Antonio ALONSO JIMÉNEZ. PROACON

Tabla 1 Diferenciación entre anclas o bulones y barras de reforzamiento.

INGLES	DICCIONARIO AETOS	FORMA USUAL	FORMA SUGERIDA	CARACTERISTICA PRINCIPAL
RockAnchor	Anclaje para roca $\ell \square 7m$	Anclas	Anclas pretensadas	Barras lisas o cables pretensados con el extremo profundo anclando al terreno.
Rock Bolt	Bulón de Anclaje Puntual $\ell \square 7m$	Anclas	Anclas activas; anclas cortas comprimidas contra el terreno	Barras lisas pretensadas (cortas) con el extremo profundo anclado al terreno
Rock Dowel	Bulón de Anclaje Repartido o Bulón Continuo	Anclas	Anclas de fricción; anclaje pasivo Barras adheridas; Barras de Reforzamiento; Pernos de fricción; Bulones de fricción.	Barras corrugadas e inyectadas, adheridas en toda su longitud; elementos (tubos metálicos) deformados, adheridos mecánica- mente al terreno en toda su longitud.

Nota. Tanto en 1 como en 2 el elemento de tensión cuenta con un dispositivo mecánico de anclaje en un extremo y con rosca, tuerca y una palanca de distribución, en el otro. En 3 el elemento sólo lleva cuerda y rosca y una placa de reacción. Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México. (Elaboración propia)

Como parte de la evolución tunelera en México, durante la construcción de algunos túneles, sobre todo carreteros se han introducido el anclaje tipo Swellex. Desde su introducción hace 25 años, el sistema de anclaje Swellex ha obtenido un amplio reconocimiento en la industria minera y de tuneles.

Swellex es un perno de anclaje hecho de un tubo soldado doblado sobre sí y sellado en un extremo. Se expande utilizando un flujo de agua de alta presión entregado por una bomba especial. El perno se expande al interior de un tiro, y el proceso de instalación es relativamente fácil y muy similar al de otros pernos de anclaje.

El perno de anclaje Swellex está sellado en un extremo; el otro extremo está equipado con una boquilla especial usada para inflarlo. La expansión del perno, al interior del tiro, crea un roce y un ancla interlocking, lo que entrega soporte a toda la columna y soporte a toda la longitud del tiro.

Debido a este mecanismo de anclaje, el perno Swellex se puede adaptar a una amplia variedad de rocas y proporciona una capacidad de anclaje muy buena.

La simplicidad del sistema explica su rendimiento. El operador simplemente perfora un hoyo en la roca, inserta el perno y lo infla a una presión pre-determinada utilizando un sistema de inflado especialmente diseñado. La bomba se detiene cuando alcanza la presión de inflada recomendada que garantiza la calidad de la instalación. Los pernos de anclaje Swellex pueden fácilmente ser puestos a prueba en cualquier momento para controlar el rendimiento. En la Fig. 3, se muestra un esquema, así mismo en la Foto 1 se muestra una fotografía de su implementación en algunos túneles de la carretera Durango Mazatlán.

Figura 3 Esquema del anclaje Swellex.



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Figura 4 Instalación de anclaje tipo Swellex, Túnel Frijolar, carretera Durango-Mazatlán.



Nota. Fotografía de la instalación de anclaje tipo Swellex, Túnel Frijolar, carretera Durango- Mazatlán.

2.2.7. Marcos metálicos

Los marcos metálicos son sin duda el sistema más popular de soporte y se utilizan mucho en túneles de dimensiones medias, normalmente de sección herradura o portal, excavados en roca, o en suelos duros. Es normal que los marcos estén formados por

perfiles de acero estructural, de peralte y sección que se varían según las necesidades de soporte (naturaleza del terreno) y de acuerdo al ancho y altura de la excavación; también es usual que, para facilitar la circulación de la maquinaria de excavación, los marcos no dispongan de tornapuntas en el piso, es decir, no formen una estructura cerrada. Su diseño suele efectuarse por métodos convencionales en los que se imponen ciertas cargas en un plano, normalmente verticales, y en los que se les asignan (a los marcos) determinadas condiciones de apoyo.

Por otro lado, desde hace algunos años se emplean comúnmente los perfiles TH, o marcos tipo Omega; en túneles carreteros. Se trata de estructuras relativamente ligeras, de mucha más fácil colocación que los tradicionales perfiles estructurales; están fabricados de tal manera que los segmentos embonan unos con otros permitiendo una cierta carrera, lo cual facilita su adaptación al contorno del terreno. No requieren soldadura ya que incluyen unas piezas de amarre (grapas) que se sujetan mediante tornillos y tuercas.

Estos marcos tienen menos capacidad de carga y aportan una rigidez mucho menor al contorno excavado que los tradicionales perfiles estructurales, por tanto, suelen emplearse en terrenos de no muy mala calidad o en secciones de excavación pequeñas. Combinados con una capa de hormigón proyectado que los recubre completamente representan una auténtica armadura de refuerzo, aunque en estos casos es precisamente el hormigón proyectado el que aporta la mayor parte del trabajo estructural.

Siendo congruentes con la clasificación propuesta para los sostenimientos, y con la forma en que éstos se diseñan, debe considerarse que los marcos sí tienen la función de un verdadero soporte estructural; por lo tanto, resulta pertinente analizar las situaciones inconvenientes que suelen presentarse y que limitan esta función.

Es común utilizar perfiles comerciales tipo HEB, IPR o TH que poseen una rigidez (EI_x) considerable en el plano transversal al eje del túnel; sólo que su rigidez en el sentido longitudinal (EI_y) es baja (menor aun en los perfiles TH); esta característica los hace susceptibles al pandeo lateral.

En ocasiones, los marcos ya colocados no se encuentran contenidos en un plano, debido a los alabeos laterales que ocurren en el transporte; o bien se alojan en planos que no son verticales por deficiencias de colocación; en cualquier caso, resulta mermada su capacidad de soporte ante cargas verticales. En un buen número de casos, los marcos ya colocados no logran un contacto adecuado con el terreno (particularmente en la clave), y en otros casos carecen de un apoyo firme que les permita transmitir las cargas verticales al piso, con lo que su acción como soporte se desvirtúa. Generalmente los marcos cuentan con un apoyo en el piso que no constituye un empotramiento, y en ocasiones ni siquiera un apoyo fijo, lo que ocasiona que lleguen a tener una capacidad muy limitada para resistir fuerzas horizontales.

El emplazamiento de los marcos, en algunas ocasiones, se realiza extemporáneamente, cuando ya ocurrió el aflojamiento del terreno, por lo que su función estructural llega a ser nula, sólo proporcionando un efecto psicológico de seguridad.

Se ignora o se minimiza la importancia de la interconexión estructural entre marcos en el sentido longitudinal, y esto llega a conducir a que se fijen espaciamientos que resultan ineficientes; se pierde de vista que una de las principales cargas que deben resistir, es decir las de aflojamiento de la bóveda o debidas a alguna cuña o bloque inestable, se generan tanto transversal como longitudinalmente al eje del túnel y que, por tanto, los espaciamientos entre marcos mayores de un cierto límite impiden una función estructural aceptable.

No obstante, todo lo que se ha dicho acerca de la función, a veces incierta, que tienen los marcos metálicos como sistema de soporte estructural, habría que reconocer que con estos elementos suele crearse un “escudo protector”, que se forma colocando hormigón proyectado, o en su defecto madera, en los espacios entre marcos y terreno, lo que no deja de ser una buena solución para realizar la excavación con mayor seguridad (real y psicológica). De hecho, los marcos metálicos, cuando están ligados adecuadamente entre ellos, ya pueden quedar fuera de contacto con la roca en algunas zonas, no obstante, cumplen su función de estructuras protectoras que son especialmente apreciadas en rocas muy fragmentadas y en secciones muy sobreexcavadas. También, en túneles de pequeña a mediana dimensión, en terrenos difíciles, el avance del frente se lleva a cabo muchas veces utilizando únicamente marcos metálicos y hormigón (o madera) para dar protección al personal en cada avance.

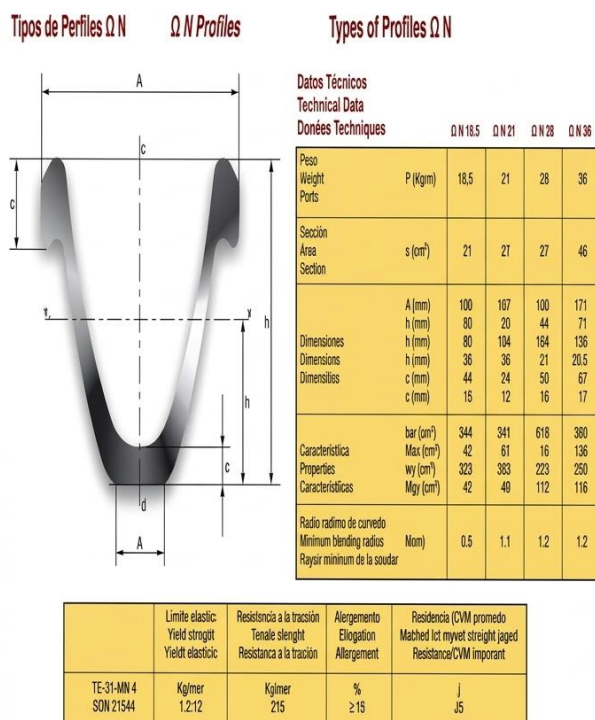
Por las razones expuestas, esta solución resulta muy atractiva en los emportalamientos o emboquilles de túneles y en los primeros metros de avance de las excavaciones, así como en zonas de mala calidad geotécnica. Además, los marcos siempre ayudan como plantillas para adecuar la geometría de las excavaciones.

Figura 5 Marcos metálicos IPR pesados retacados con hormigón.



Nota. Fotografía mostrando los marcos metálicos IPR. Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Figura 6 Características estructurales de los perfiles TH



Nota. Mostrando los tipos de perfiles TH. Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Sin embargo, el uso indiscriminado de los marcos metálicos como soporte de excavaciones en túneles debe ser cuestionado en cualquier caso; su empleo debiera ser justificado adecuadamente; sería además conveniente revisar los conceptos de soporte y analizar de forma racional las condiciones que prevalecerán en campo, para mejorar sustancialmente los diseños estructurales; también, convendrá aplicar criterios sanos, más que simples fórmulas o recetas, y no recurrir innecesariamente a cálculos sofisticados (FEM y similares), los que a veces impone el proyectista o el constructor sólo para impresionar o para justificar su empleo.

Figura 7 Sistema de apriete con grapas en perfiles TH.



Nota. Fotografía mostrando amarres de grapas de perfiles. Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.



Nota. Fotografía mostrando la implementación de marcos TH. Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

2.2.8. Hormigón proyectado

El hormigón proyectado como método o sistema de sostenimiento, por sí solo representa una de las mayores aportaciones a la ingeniería de túneles de los últimos 60 años y merece una especial atención. No obstante, es tanto lo que se ha escrito al respecto que es mejor concretarse sólo a conceptualizarlo y definirlo como lo que verdaderamente es: un sistema de sostenimiento, principalmente por su efecto de reforzamiento, además de un bien conocido efecto estabilizador. Lo que resulta inaceptable es que, cuando se aplica en superficies irregulares, en capas delgadas, se le asigne la función de un “ademe de concreto lanzado” y que se le quiera considerar (y diseñar) como un sistema de soporte estructural.

La conceptualización de las funciones del hormigón proyectado es fundamental; a falta de un entendimiento claro se incurre en el error de considerar que una cáscara delgada de este material, aplicado en una superficie de geometría irregular, constituye una estructura que “soporta y transmite cargas. Es muy importante enfatizar los verdaderos efectos del hormigón proyectado en una excavación subterránea, que consisten en sus acciones de reforzamiento del terreno en la periferia expuesta (efecto de piel) y en la estabilización de la masa, al inducir mejoras a las propiedades del terreno como resultado del sellado de juntas, fracturas, oquedades y otras irregularidades en la superficie, además de que inhibe considerablemente los efectos detrimentales de la meteorización del terreno en la superficie expuesta.

Algunos diseñadores y constructores han encontrado atractiva la idea de que el revestimiento final de un túnel se haga con una capa gruesa de hormigón proyectado reforzado. Con esto se pierde de vista que la función básica del hormigón proyectado es la de aplicarse en capas relativamente delgadas para proteger, reforzar y estabilizar al terreno. Por otro lado, un revestimiento de hormigón proyectado puede no poseer la solidez y la continuidad estructural que uno de hormigón convencional y, sin duda, la igualdad de espesores resultará más caro.

Figura 9 Estabilización de un túnel mediante anclaje sistemático y hormigón proyectado.



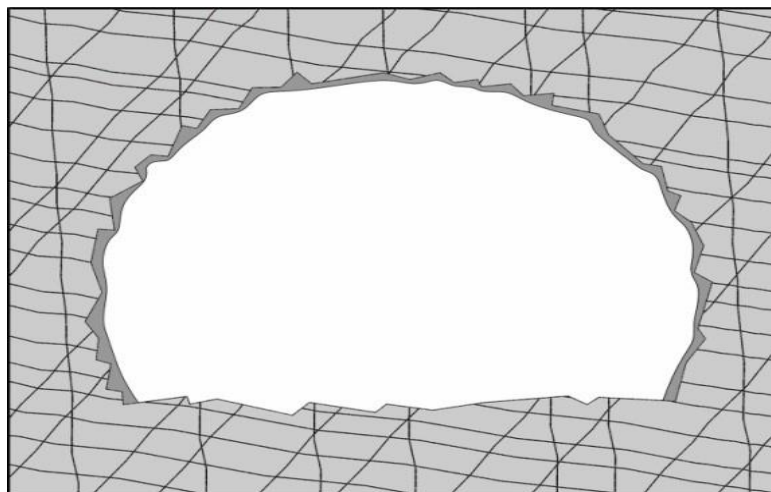
Nota. Fotografía mostrando la estabilización del túnel. Autores: José Francisco SUÁREZ FINO. CONSULTEC Ingenieros Asociados, S.C. Antonio ALONSO JIMÉNEZ. PROACON

El desarrollo de la tecnología del hormigón proyectado y su aplicación a las excavaciones subterráneas, en términos prácticos, ha supuesto un avance importantísimo. Muchos túneles que antiguamente hubieran sido excavados valiéndose de complicados sistemas de entibación y apuntalamiento, hoy en día se construyen de forma mucho más económica e igualmente segura, valiéndose de la protección y estabilización que brinda el hormigón proyectado. Sin embargo, en términos teóricos, el comportamiento de este cascarón todavía genera amplias polémicas. El problema radica en si se le considera como una estructura capaz de recibir y soportar cargas o simplemente se asume que su función es la de proteger la superficie expuesta y evitar la apertura de fisuras y el movimiento de bloques que acabarían por aflojar y desestabilizar la bóveda. En el mundo del diseño de túneles hay quien “analiza y diseña” el hormigón proyectado, valiéndose de modelos analíticos y numéricos, por

medio de elementos tipo viga que generan momentos, fuerzas axiales y cortantes y las atribuciones estructurales que se le dan llegan al extremo de suponer el apoyo del arco de hormigón proyectado sobre zapatas armadas. Por otro lado, hay los que no creen que dicho elemento se comporte como una estructura, sino únicamente como una “piel” que brinda protección; no soporta cargas y se deforma casi libremente junto con el terreno.

Si se considera una excavación en roca fisurada, en un macizo duro que forma bloques definidos por sus distintos sistemas de fracturamiento y si la excavación se lleva a cabo por el método tradicional de barrenación y voladura, el perfil de la sección de análisis, siendo muy optimistas, podría ser como el que se muestra en la Fig. 10

Figura 10 Contorno de una excavación en roca fisurada.



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Si a esta sección se le aplican 8 o 10 cm de hormigón proyectado, haciendo una ampliación del contorno del túnel se vería algo como la Fig. 11.

Para tal espesor de hormigón lanzado las irregularidades del contorno del túnel son demasiado importantes. Además, hay que tomar en cuenta que por muy bien hecho que esté el trabajo, el espesor de hormigón lanzado distará mucho de ser constante y

por otro lado tampoco será homogéneo y tendrá algunos huecos en su interior y algunos otros puntos de debilidad. En un caso así, es difícil pensar que este elemento pueda comportarse como arco portante y pretender analizarlo con elementos continuos tipo viga para después diseñarlo en base a elementos mecánicos, resulta completamente irreal.

Figura 11. *Detalle de la forma que puede tener la capa de hormigón proyectado en una excavación en roca fisurada*

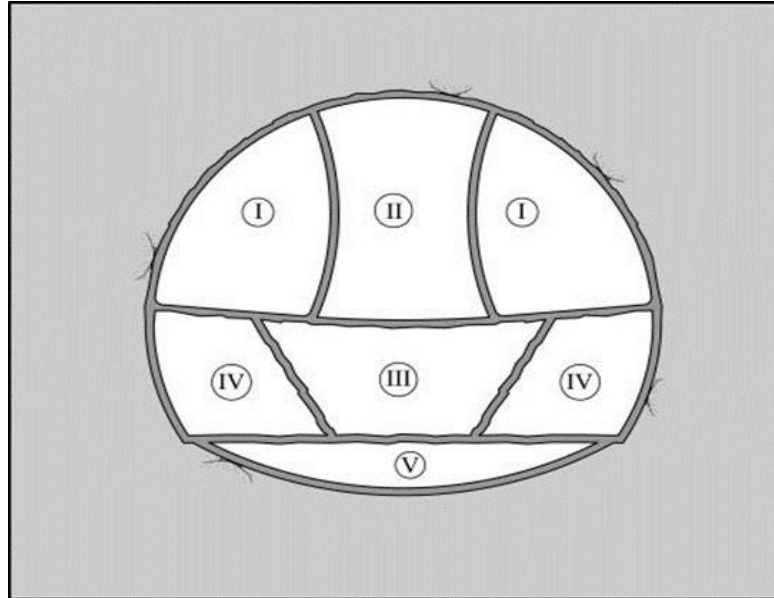


Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

El caso de túneles excavados con maquinaria, en suelos o terrenos blandos, como por ejemplo los túneles urbanos, es ciertamente distinto. En este tipo de excavaciones incluso se ha desarrollado una tecnología, supuestamente basada en el llamado Nuevo Método Austriaco (sprayed concrete lining, SCL), que se basa en la excavación de pequeñas secciones las cuales se protegen con una capa importante de hormigón lanzado (hasta 30 cm) la cual se cierra en forma de anillo (invert temporal). En tal tipo excavaciones el contorno suele ser bastante más uniforme que en el caso de la roca excavada con explosivos, además, el importante espesor de hormigón proyectado y el hecho de que éste se construya formando un anillo cerrado

inmediatamente después de cada avance, hacen que efectivamente se convierta, junto con el terreno, en una estructura de soporte.

Figura 12. *Esquema constructivo del método SCL.*



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Sobre el diseño del hormigón proyectado, Evert Hoek destaca que éste es un proceso muy impreciso:

La compleja interacción entre la roca en estado límite de falla en la periferia de la excavación y una capa de hormigón lanzado de espesor variable y con propiedades que cambian con el tiempo, desafía los intentos de un análisis teórico.

Hoek también afirma que “un claro entendimiento del comportamiento del hormigón proyectado requerirá aun muchos años de experiencia”.

Las aportaciones del hormigón proyectado a la estabilización y al reforzamiento de excavaciones subterráneas en roca pueden enumerarse como sigue:

1. Sella las grietas, fisuras y otras discontinuidades de la superficie expuesta de la excavación (estabilización).
2. Al endurecer, aumenta la resistencia de la superficie interior de la excavación

debido al efecto de “piel” resistente (reforzamiento).

3. Crea una costra endurecida que evita el deterioro de la roca expuesta por el efecto de la meteorización (protección).
4. En su estado plástico, sigue primero las deformaciones de la superficie interior de la excavación (adherido a ella) y las reduce en un cierto grado. Una vez endurecido, sigue las deformaciones diferidas del terreno, restringiéndolas hasta que alcanza su límite de rotura (reforzamiento).

Una consideración básica es que una capa delgada de hormigón proyectado endurecido, aplicada en la superficie interior en una excavación subterránea irregular, se integra al terreno y queda sujeta primordialmente a solicitaciones directas de tensión o compresión (efecto de cáscara) y por tal razón tiene poca capacidad para resistir esfuerzos de flexión; es decir, no posee la rigidez que se requeriría para transmitir cargas.

Otro asunto aparte, es la implementación de fibras en el hormigón proyectado, que requiere una discusión extensa que sale de los alcances del presente artículo; sin embargo, no deja de ser una gran contribución en la construcción de las obras subterráneas.

2.2.9. Paraguas pesados

Se utilizan en materiales de mala o muy mala calidad, en rocas o suelos, especialmente cuando la sección de avance es de dimensiones considerables y la estabilidad del frente puede estar comprometida.

Están constituidos por micropilotes de tubería de acero estructural, con diámetro exterior entre los 50 mm y los 140 mm y espesores entre los 3 y 8 mm. El diámetro de perforación es igual o superior a 1,5 veces el diámetro del tubo. El interior del tubo y el espacio entre el acero y el terreno se rellena con una inyección de lechada de cemento.

Esta inyección puede realizarse con una ligera presión. Las longitudes de los micropilotes suelen variar entre los 10 y los 20 metros. Cuando la longitud de los paraguas es inferior a 12 m se colocan en una sola pieza (aunque esto dependerá también del fabricante). Si se requiere mayor longitud, la unión puede realizarse mediante sistemas macho–hembra, conexiones roscadas o soldadura. El espacio entre perforaciones dependerá de las necesidades de sostenimiento, pero normalmente es de alrededor de 0,4 a 0,5 m.

Normalmente los micropilotes sobresalen unos 40 cm del frente de excavación, uniéndose entre ellos mediante una viga armada de matriz curva (viga de atado), paralela al límite teórico de la sección o apoyándolos directamente contra los marcos metálicas, Fig. 12.

Figura 13 *Enfilaje pesado, apoyado sobre una viga de atado*



Nota. Fotografía sobre el enfilaje pesado, del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

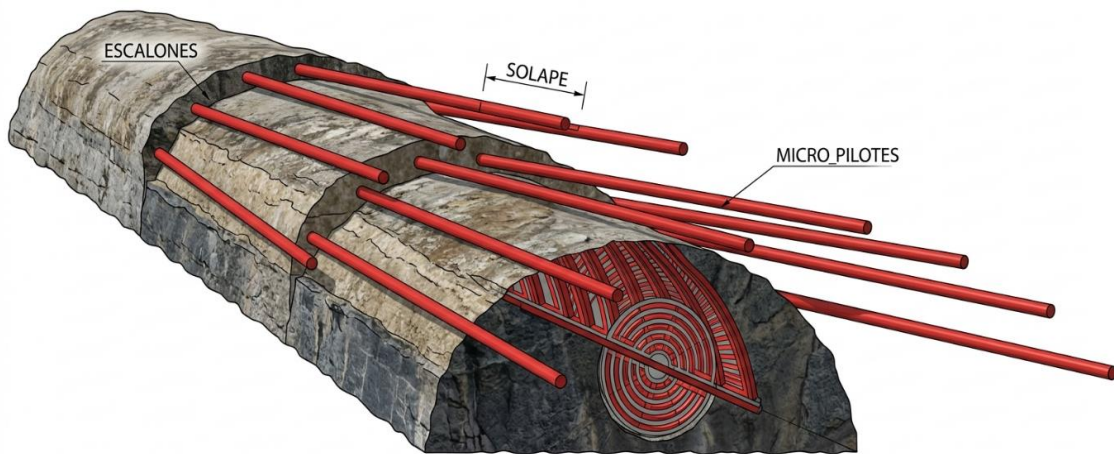
Las fases de ejecución son las siguientes: replanteo, perforación/introducción de la armadura e inyección. El proceso de perforación-introducción puede hacerse en

dos fases o en una, dependiendo del sistema y la maquinaria que se empleé, tal y como se verá más adelante.

El replanteo es una parte fundamental para la correcta ejecución de un paraguas. Un mal replanteo puede desembocar en el cruce entre las armaduras o la introducción de las mismas en la línea teórica de excavación. Para llevar a cabo un correcto replanteo se deben seguir los siguientes pasos:

- Se marca un punto en el frente para cada armadura. Con éste se fija el primer punto para la perforación.
- Se marcan dos puntos más para cada armadura sobre la plataforma de trabajo.
- Estos puntos representan la proyección de cada armadura. La perforadora queda fijada en la dirección, quedando tan sólo la variable de la inclinación.
- Se fija la inclinación del mástil de la perforadora mediante un medidor de ángulos.

Figura 14 Esquema tridimensional de un paraguas de micropilotes.



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

La perforación depende del tipo de terreno. En material duro se usa el método de la rotoperCUSión con martillo de fondo, mientras que en materiales blandos es preferible el método de rotación con trialeta. En este último tipo de terreno, si existe

riesgo de colapso de la perforación, se introduce una tubería de revestimiento recuperable.

Después de la introducción de la armadura, directamente en la perforación o por el interior de la tubería de revestimiento, según el caso, se procede a la inyección del espacio anular. Esta inyección puede ser de dos tipos:

- Inyección sin presión: Se inyecta el espacio anular por el interior de la armadura. Se obtura la boca del taladro, dejándose dos conductos, uno para la inyección y otro de purga y control de llenado.
- Inyección a presión: la armadura en este caso tiene válvulas insertas cada 0.3– 0.5 metros. La inyección se realiza mediante un obturador simple o doble y seleccionando cada válvula (inyección repetitiva selectiva o IRS). Esta inyección queda traslapada con la siguiente, por lo que se forma una superficie resistente más continua.

Las armaduras más comúnmente utilizadas son las tubulares, principalmente por su fabricación comercial y, en su caso, su fácil unión, la cual puede incluir roscas para evitar la soldadura.

Los paraguas de micropilotes pueden ser llevados a cabo mediante equipos convencionales de perforación, Jumbos, Foto 8, aunque también existen equipos específicos de perforación sub-horizontal (EEPS).

Los equipos EEPS, también son conocidos como Casagrande. Tienen un mástil giratorio con dos apoyos, por lo que la perforación no produce balanceo, con una longitud aproximada del mástil de 18 m y 11 m de varillaje. La altura aproximada de alcance vertical es de 6,5 m.

Los equipos EEPS son más adecuados para la ejecución de paraguas de micropilotes en los emboquilles. Esto tanto por su calidad de ejecución y por su

productividad en obra. Sin embargo, la práctica constructiva ha demostrado que en el interior del túnel resultan más versátiles los equipos convencionales tipo Jumbo, ya que, además de tener mucha mayor movilidad, se adaptan mejor a los ciclos de producción.

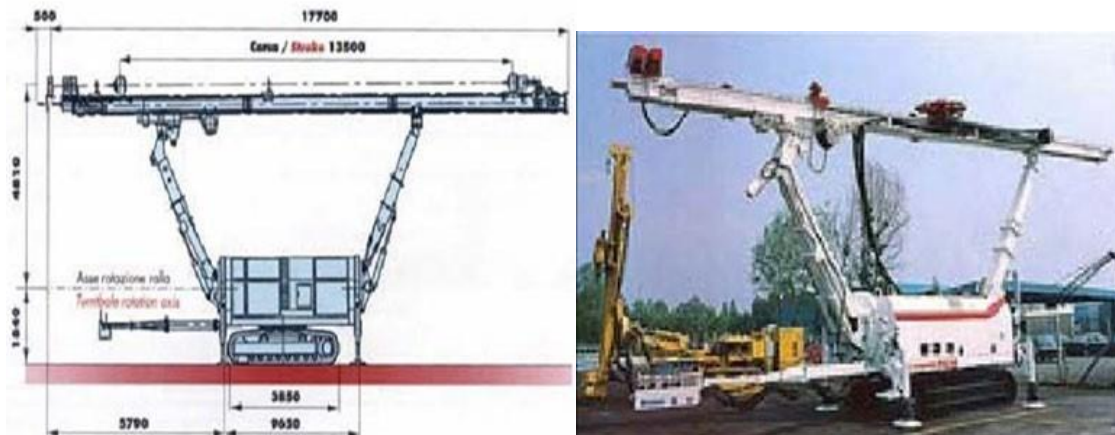
Figura 15 *Jumbo y micropilotes.*



Nota. Fotografía de jumbo y micropilotes. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Actualmente un sistema que está dando resultados de productividad muy atractivos es el de micropilotes auto-perforantes. El sistema consiste en una serie de piezas que se unen al frente del tubo y una barra perforadora que pasa a través de éste y va unida al mecanismo de rotación del jumbo. La boca de corona tiene el mismo diámetro de la tubería y es una pieza no recuperable, mientras que la boca piloto se retira la final de la perforación, junto con la barra perforadora, Figura 15.

Figura 16 Esquema y fotografía de un EEPS.



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Figura 17 Paraguas de micropilotes en boquilla exterior.



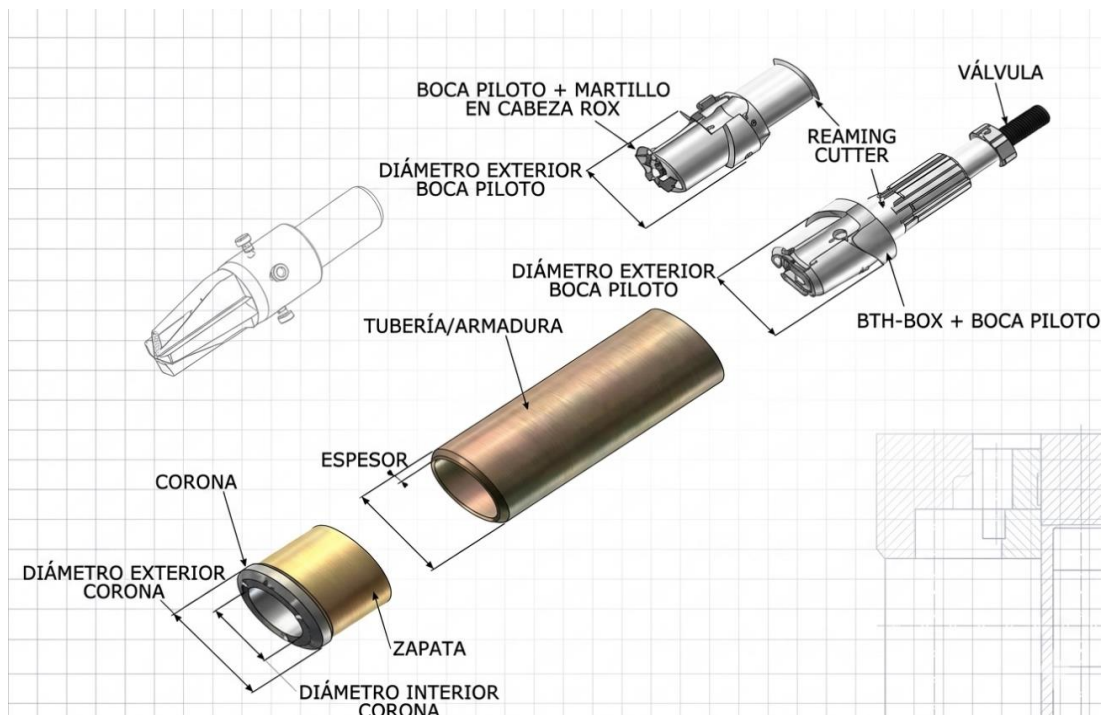
Nota. Fotografía de micropilotes.

Figura 18 Enfilaje autoperforante.



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Figura 19 Sistema de micropilotes auto-perforantes.



Nota. Información del Libro: Evolución de los tipos de sostenimiento para la excavación de túneles en roca en los últimos años en México.

Este sistema implica que el diámetro de perforación es igual al de la tubería, con lo que no es necesario rellenar el espacio entre tubo y barrena. No obstante, el tubo puede ser ranurado para que la inyección a presión penetre en el terreno formando un anillo resistente. El sistema es totalmente adaptable al jumbo de barrenación.

2.3. Definición de términos básicos

Geomecánica

Disciplina que estudia el comportamiento mecánico de los materiales geológicos (rocas y suelos), analizando sus propiedades físicas y mecánicas para aplicaciones en minería, túneles y estructuras subterráneas.

Macizo rocoso

Conjunto de rocas interconectadas que conforman el subsuelo de una región. Su resistencia y estabilidad dependen de factores como fracturación, discontinuidades y composición mineralógica.

Diseño de sostenimiento

Proceso de selección e implementación de estructuras de soporte en excavaciones subterráneas para garantizar la estabilidad del macizo rocoso y prevenir derrumbes o colapsos.

Modelado de esfuerzos

Simulación numérica o analítica de las tensiones y deformaciones que afectan a una estructura geológica debido a fuerzas internas y externas.

Análisis estructural

Estudio de la disposición y comportamiento de discontinuidades en un macizo rocoso, incluyendo fallas, diaclasas y planos de debilidad, que afectan la estabilidad de las excavaciones mineras.

RMR (Clasificación de masa rocosa)

Sistema de clasificación geomecánica que evalúa la calidad del macizo rocoso según sus propiedades físicas y mecánicas, facilitando el diseño de sostenimiento adecuado.

GSI (Índice de fuerza geológica)

Índice que mide la resistencia del macizo rocoso basado en la estructura geológica y el estado de alteración de la roca, utilizado en el criterio de Hoek-Brown para estimar su resistencia.

Método de elementos finitos (FEM)

Técnica de simulación computacional que descompone un dominio complejo en pequeños elementos para analizar su respuesta mecánica ante cargas y esfuerzos.

Esfuerzos in-situ

Presiones naturales que actúan sobre un macizo rocoso antes de ser perturbado por actividades mineras o excavaciones.

Fracturamiento de rocas

Proceso de formación de fisuras y discontinuidades en el macizo rocoso debido a tensiones naturales o inducidas por actividades mineras.

Tensión litostática

Presión ejercida por las capas superiores de la corteza terrestre sobre las rocas subyacentes, influenciada por la profundidad y densidad del material.

Desplazamiento geomecánico

Cambio en la posición de bloques o estratos de roca debido a la redistribución de esfuerzos en una excavación minera.

Concreto proyectado (Shotcrete)

Material de sostenimiento compuesto por concreto lanzado a alta presión sobre las paredes de una excavación para mejorar su estabilidad.

Pernos de anclaje

Elementos de refuerzo introducidos en el macizo rocoso para aumentar su cohesión y prevenir el colapso de estructuras subterráneas.

Análisis numérico de estabilidad

Evaluación de la estabilidad de un macizo rocoso mediante modelos computacionales que simulan diferentes condiciones geomecánicas y tipos de sostenimiento.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La evaluación de los parámetros geomecánicos y estructurales en la unidad minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa, permitirá diseñar una propuesta de sostenimiento optimizada, mejorando la estabilidad del macizo rocoso y reduciendo los riesgos asociados a fallas estructurales.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a. H1: Los parámetros geomecánicos y estructurales, como la resistencia a la compresión, la orientación de discontinuidades y la calidad del macizo rocoso, tienen una influencia significativa en la estabilidad de la sección específica de la unidad minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa.
- b. H2: La implementación de un diseño de sostenimiento basado en el análisis geomecánico y estructural optimiza la estabilidad de la sección estudiada en la unidad minera El Santo, reduciendo el riesgo de colapsos y

deformaciones.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable independiente

Evaluación geomecánica.

2.5.2. Variable dependiente

Diseño de sostenimiento.

2.5.3. Variables intervinientes

Profundidad de la excavación.

Condiciones hidrogeológicas.

Variabilidad geológica.

Métodos de excavación.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 2 Matriz de operacionalización de variables e indicadores

Variable	Dimensión	Indicadores	Escala de medición	Instrumento
Variable Independiente: Evaluación geomecánica	Caracterización del macizo rocoso	Índice de calidad de la roca (RQD, GSI, RMR, Q)	Ordinal	Levantamiento geomecánico in situ, software Dips, Unwedge.
	Resistencia del macizo rocoso	Resistencia a la compresión simple (MPa), módulo de deformación	Continua	Ensayos de laboratorio (prensa hidráulica), software RocData
	Estado de fracturamiento	Tipo, espaciado, persistencia y orientación de discontinuidades.	Nominal y ordinal	Mapeo estructural, análisis con software stereonet.
	Estabilidad estructural.	Factor de seguridad (FS), desplazamientos máximos (mm).	Continua	Modelado con MEF (Método de Elementos Finitos).
Variable Dependiente: Diseño de sostenimiento	Tipo de sostenimiento.	Pernos, mallas, concreto lanzado, cerchas.	Nominal	Análisis de resultados del modelado.
	Costo- beneficio del sostenimiento	Relación entre inversión y efectividad (USD/m²).	Continua	Evaluación económica comparativa.
	Seguridad y estabilidad.	Reducción de deformaciones y colapsos.	Ordinal	Comparación de escenarios antes y después del sostenimiento.

Nota. Elaboración propia.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

El proyecto se clasifica como una investigación cuantitativa, descriptiva, no experimental y aplicada, que emplea modelado numérico y análisis estructural para optimizar el diseño de sostenimiento en la mina.

El estudio es cuantitativo porque se basa en la recolección y análisis de datos numéricos, utilizando modelos geomecánicos, simulaciones computacionales y ensayos de laboratorio para evaluar las condiciones del macizo rocoso y diseñar el sostenimiento adecuado.

Este estudio describe las características geomecánicas del macizo rocoso y las condiciones estructurales que influyen en la estabilidad de la excavación. Además, se analizan los esfuerzos y los métodos de sostenimiento para determinar su efectividad.

La investigación es no experimental porque no manipula variables de manera directa, sino que analiza las condiciones actuales de la mina a partir de datos existentes y mediciones en campo, permitiendo realizar evaluaciones geomecánicas y modelados estructurales.

El estudio tiene un propósito práctico, ya que busca generar recomendaciones para mejorar la seguridad y eficiencia del sostenimiento en la unidad minera "El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa".

3.2. Nivel de investigación

Esta investigación es de carácter técnico-científico, con un enfoque práctico para la seguridad y estabilidad de labores mineras subterráneas. Combina metodologías de campo, laboratorio y simulación computacional para optimizar el diseño de sostenimiento en la Unidad Minera El Santo - Proyecto Suyckutambo – Caylloma Arequipa.

3.3. Método de investigación

El método de investigación es cuantitativo, ya que se basa en la recolección y análisis de datos numéricos sobre las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, los esfuerzos presentes en la mina y la eficacia de los sistemas de sostenimiento.

3.4. Diseño de la Investigación

El diseño se ha elaborado en tres fases:

Fase 1 – Recolección de datos geomecánicos

Levantamiento geológico estructural (cartografía de discontinuidades).

Ensayos de laboratorio: resistencia de la roca (uniaxial, triaxial), índice de fracturación, análisis petrográfico.

Medición de esfuerzos in situ (overcoring, stress relief).

Fase 2 – Modelado numérico

Uso de software como RS2 (Rocscience), FLAC3D, Phase2, Plaxis. Simulación de esfuerzos y deformaciones bajo distintas condiciones de carga. Evaluación del factor de seguridad y zonas de falla potencial.

Fase 3 – Diseño y evaluación del sostenimiento

Comparación de sistemas de sostenimiento (pernos, mallas, concreto proyectado, marcos de acero).

Simulación del desempeño de cada tipo de sostenimiento en base a las condiciones geomecánicas modeladas.

Selección de la mejor alternativa considerando costos, seguridad y viabilidad operativa.

3.5. Población y muestra

La población de estudio en la investigación geomecánica y de diseño de sostenimiento en minería está compuesta por:

- Macizo rocoso de la unidad minera El Santo: Incluye diferentes tipos de formaciones geológicas presentes en la mina.
- Sectores de la mina bajo análisis estructural: Áreas específicas donde se realizará el modelado de esfuerzos y evaluación del sostenimiento.
- Datos históricos y registros geotécnicos: Informes previos de estabilidad, ensayos geomecánicos y monitoreos de esfuerzos.

La muestra debe ser representativa de la población para garantizar la validez del estudio. Se determina a partir de los siguientes criterios:

- Criterios de selección

Sectores específicos de la mina con antecedentes de inestabilidad. Formación geológica predominante en las zonas de excavación.

Registros de esfuerzos previos y ensayos de laboratorio. Disponibilidad de acceso y seguridad en las áreas de estudio.

➤ **Técnica de muestreo**

Dado que el estudio es cuantitativo y descriptivo, se recomienda el muestreo intencional o dirigido, seleccionando áreas y datos relevantes para el análisis.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

1. Observación técnica directa

Permite la recolección de datos geomecánicos directamente en el campo (mina). Se utiliza para registrar visualmente fracturas, planos de falla, condiciones del sostenimiento y deformaciones visibles.

2. Medición instrumental

Técnica que implica el uso de equipos especializados para cuantificar parámetros físicos y mecánicos del macizo rocoso. Se enfoca en esfuerzos in-situ, deformaciones, desplazamientos y condiciones geotécnicas.

3. Ensayos de Laboratorio

Análisis de muestras recolectadas de roca para obtener propiedades como resistencia a la compresión simple, tracción y módulo de elasticidad.

4. Análisis de Modelado Numérico

Utiliza software especializado como Phase2, FLAC3D o RS2 para simular el comportamiento del macizo rocoso y validar el diseño de sostenimiento.

3.6.2. Instrumentos

1. Martillo Schmidt

Para medir la dureza superficial del macizo rocoso, útil como aproximación de la resistencia.

2. Brújula geológica y clinómetro

Para medir la orientación de discontinuidades (buzamiento y rumbo de fallas o diaclasas).

3. Extensómetros y celdas de carga

Para monitorear deformaciones y esfuerzos internos en el macizo rocoso.

4. Mapeo geomecánico (Formato de campo)

Plantillas o fichas normalizadas para registrar datos estructurales y geotécnicos durante el reconocimiento de galerías.

5. Testigos de perforación (Carotaje)

Para realizar análisis estructurales detallados en núcleos de roca, observar fracturas internas y hacer clasificación RQD.

6. Software de análisis geotécnico

Rocscience Phase2, FLAC3D, RS2, Dips y Swedge, utilizados para simular esfuerzos, estabilidad y fallas estructurales.

3.7. Técnica de procesamiento y análisis de datos

1. Recolección de datos geomecánicos

Se utilizarán métodos como:

Mapeo geomecánico in situ (medición de RMR, GSI, orientación de discontinuidades).

Ensayos de laboratorio: resistencia a la compresión uniaxial (UCS), tracción indirecta (ensayo brasileño), etc.

Ensayos geofísicos y geotécnicos como sísmicos, de carga puntual y permeabilidad.

2. Número arábigo. Tratamiento de datos

Estadística Descriptiva: para caracterizar la calidad del macizo rocoso mediante frecuencias, medias, desviaciones estándar y coeficientes de variación.

Análisis gráfico con histogramas, diagramas de dispersión y diagramas estereográficos para orientación de fracturas.

3. Análisis estructural

Análisis estereográfico (diagrama de polos): para determinar familias de discontinuidades y posibles planos de falla.

Método de cinemática de falla: para evaluar tipos de inestabilidad (deslizamiento planar, cuña, toppling).

4. Clasificación geomecánica

Aplicación de sistemas como RMR, GSI y Q de Barton para determinar la calidad del macizo rocoso y sugerir sostenimientos.

5. Modelado numérico

Uso de software como Rocscience (RS2, Dips, Slide), FLAC3D o Phase2: Simulación de esfuerzos.

Estimación de deformaciones.

Evaluación del factor de seguridad con diferentes tipos de sostenimiento.

6. Análisis comparativo

Evaluación del comportamiento del macizo con y sin sostenimiento.

Comparación de resultados numéricos con datos reales de campo para validar el modelo.

7. Técnicas de optimización

Selección del tipo y diseño del sostenimiento más adecuado (tipo de pernos, espaciado, longitud, uso de concreto proyectado) según el comportamiento del modelo.

3.8. Tratamiento estadístico

3.6.3. Procesamiento de datos estructurales (Análisis de discontinuidades)

Los datos obtenidos en el mapeo geomecánico (rumbo, buzamiento, espaciamiento, persistencia, etc.) fueron procesados mediante análisis estadístico direccional. La representación e interpretación de los sistemas de discontinuidades se realizó utilizando el software DIPS (Rocscience, 2022), el cual permite un análisis riguroso mediante: Diagramas de Schmidt (redes de estereográfica): Herramienta esencial para visualizar la orientación preferencial de las familias de discontinuidades y calcular sus polos medios (Hoek & Bray, 1981).

Análisis de agrupamiento (Cluster Analysis): Se aplicaron algoritmos estadísticos, como K-means o análisis de agrupamiento por densidad, para identificar y separar las distintas familias de discontinuidades de manera objetiva a partir de la nube de polos (Shanley & Mahtab, 1976).

Cálculo de estadísticos descriptivos: Para cada familia identificada, se calcularon la media vectorial (rumbo y buzamiento medios) y la concentración de datos (intervalo de confianza), lo que proporcionó los datos de entrada esenciales para los modelos numéricos.

3.6.4. Análisis estadístico de los parámetros de clasificación geomecánica

Los valores individuales de los índices RMR y Q se analizaron estadísticamente para determinar la calidad representativa del macizo rocoso en cada sector de la mina. Esto incluyó:

Estadística descriptiva: Cálculo de medidas de tendencia central (media, mediana) y de dispersión (desviación estándar, rango) para los puntajes de RMR y Q en cada zona homogénea. Esto permitió evaluar la variabilidad espacial de la calidad del macizo rocoso (Bieniawski, 1989).

Clasificación probabilística: En lugar de utilizar un valor único, se consideró la distribución de frecuencias de los índices para asignar una clasificación más robusta, reconociendo la inherente variabilidad del macizo rocoso (Harrison & Hudson, 2000).

3.6.5. Calibración y validación de modelos numéricos

El tratamiento estadístico fue crucial para vincular el modelo conceptual con el modelo numérico. El proceso incluyó:

Análisis de sensibilidad: Se realizaron múltiples simulaciones numéricas (por ejemplo, usando el software FLAC3D o Phase2) variando sistemáticamente los parámetros de entrada clave (propiedades de la roca, magnitud del campo de esfuerzos) dentro de rangos probables definidos a partir de los datos de campo y la literatura. Este análisis permitió identificar qué parámetros tenían la mayor influencia en los resultados (ej., desplazamientos, zonas de falla) y calibrar el modelo (Itasca, 2023).

Validación cualitativa y cuantitativa: La validación del modelo se realizó comparando los patrones de deformación y falla predichos por el modelo con las observaciones reales de comportamiento del macizo rocoso en la mina (ej., mapas de inestabilidad). Se utilizó una aproximación estadística de "bondad de ajuste" para evaluar la correlación entre las predicciones del modelo y el comportamiento observado (Jardine et al., 2005).

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

La presente investigación se desarrollará bajo los principios éticos fundamentales que rigen los estudios científicos y técnicos, garantizando el respeto por

las normativas institucionales, el bienestar de las personas involucradas y la integridad del entorno de estudio.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

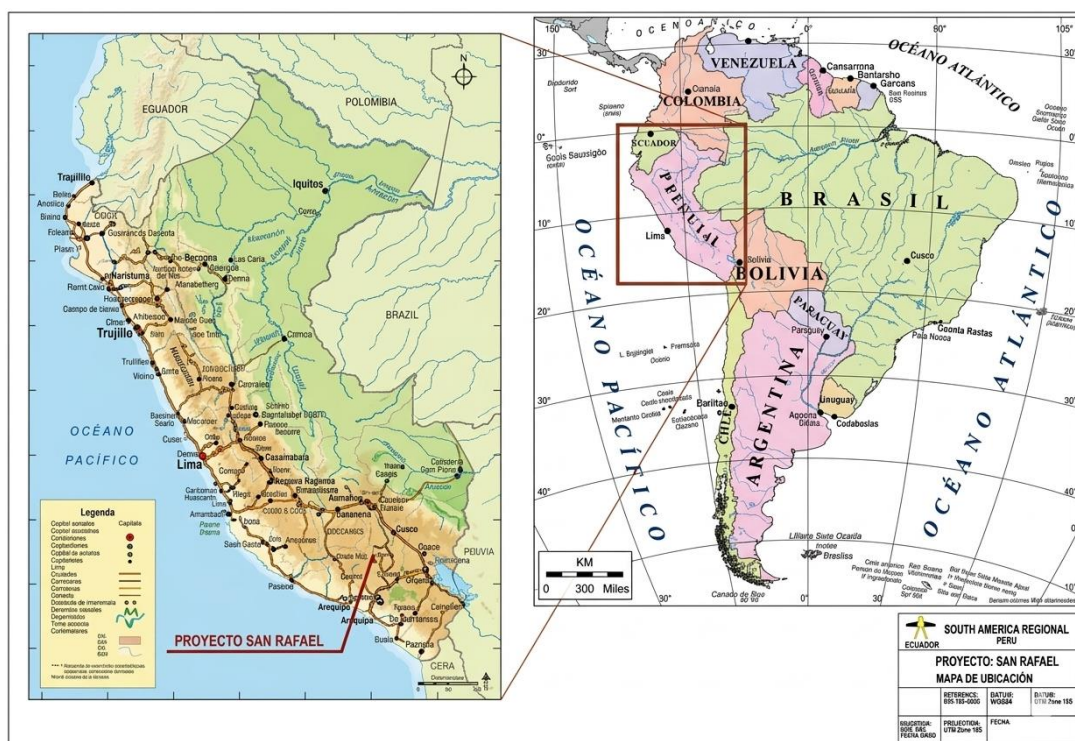
4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Ubicación

La zona de estudio se encuentra al sur de Perú, al norte de la ciudad de Arequipa, en el límite de los departamentos de Arequipa y Cusco. Políticamente pertenece al departamento de Cusco, provincia de Espinar, distrito de Suyckutambo.

La unidad minera Suyckutambo se encuentra ubicado en la franja de epitermales de baja sulfuración, la roca encajante corresponde al grupo Tacaza y la edad posible de mineralización en este distrito minero data a 12 a 16 M.a. Fig. N° 19.

Figura 20 Ubicación del Proyecto



Nota. Ubicación de la Unidad Minera de Suycktambo

4.1.2. Accesibilidad

El acceso al área del proyecto se realiza a través de la carretera que viene desde la ciudad de Arequipa hasta el cruce Chivay- La Pulpera- Sibayo, de allí se continua por un acceso de trocha hasta el distrito de Caylloma, y se prosigue hasta la unidad de Suyckutambo.

Tabla 3 Vías de acceso al proyecto Suyckutambo

Acceso a la Zona del Proyecto			
RUTA	Km.	Vía	Horas
			(Vehículo)
Lima- Arequipa	1005	Asfaltada	16 h.
Arequipa-Yura - La Pulpera	104	Asfaltada	2 h.
La Pulpera-Sibayo- Caylloma	121	Trocha carrozable	2h. 30m.
Caylloma – Unidad Suyckutambo	26	Trocha carrozable	0 h. 40m
TOTAL	1256		21 h. 10 m.

Nota. Elaboración propia

4.1.3. Clima y vegetación

Se diferencian dos estaciones bien marcadas:

Una húmeda durante los meses de noviembre a abril, con abundantes precipitaciones pluviales por lo general en forma de nieve y granizo; y la otra el resto del año con ausencia de precipitaciones pluviales y la ocurrencia de fuertes heladas. En los meses de agosto y octubre se da la ocurrencia de fuertes vientos.

El periodo más caliente ocurre en el mes de diciembre con temperaturas de hasta 8,5°C y el más frío en junio y julio con temperaturas de -7°C. Los meses más cálidos son: noviembre, diciembre, enero, febrero y marzo, con un promedio de 7,5 °C. Los meses más fríos son en junio, julio y agosto, con un promedio de 2,5 °C.

El clima es típico en la región comprendida entre la Puna y Cordillera, con dos estaciones bien marcadas: una frígida – helada va desde mayo a octubre, y la segunda frígida y húmeda entre noviembre y abril.

En estas zonas altas las precipitaciones pluviales son abundantes y tiene lugar entre diciembre y abril de cada año, generalmente están acompañadas por fuertes tempestades eléctricas también con granizo y nieve.

La flora está limitada a plantas como Ichu, pastos, yareta, musgo, pinco pinco, paja de puna.

La fauna está conformada por vicuña, llamas, alpacas, vizcachas, huallatas, zorros cordilleranos y venados.

4.1.4. Fisiografía

La fisiografía de la zona está formada por laderas empinadas y cumbres, así como valles glaciares, morrenas y lagunas. Todo ello como consecuencia de la acción glaciaria que está actuando tanto en rocas volcánicas como en sedimentarias que afloran en la región. Los desniveles de esta región corresponden a los valles glaciares y depresiones

lagunarias; estos desniveles al sur son más pronunciados, alcanzando 500 m. de profundidad, mientras que al N se hacen cada vez menos pronunciados. Las pampas no son continuas y ocupan un área mínima en la zona de estudio, pero fuera de ella ocupan una gran extensión. Sus altitudes fluctúan entre 4950 y 4700 m.s.n.m.

Las lomadas están representadas por una sucesión de pequeñas colinas bajas y alargadas con flancos de inclinación suave, y en conjunto dan un aspecto ondulado al paisaje cortado por numerosas quebradas, estas están localizadas entre las altitudes de 4700 a 4950.

Por la actividad glacial las partes más altas han sido afectadas fuertemente por la acción denudatoria del hielo, mientras que las partes bajas adyacentes están cubiertas por morrenas y depósitos fluvioglaciares, que a su vez se hallan parcialmente cubiertos por material aluvial.

Figura 21 *Ejemplos de paisajes típicos en la región del proyecto*



Nota. Fotografía de los paisajes de la zona de estudio.

4.1.5. Marco Geológico

El yacimiento está emplazado en la faja volcánica de la cordillera occidental de los Andes del sur del Perú, al borde noroeste de la caldera de Cailloma, donde afloran rocas sedimentarias y volcánicas desde el Jurásico hasta el reciente. El depósito se

caracteriza por un sistema de vetas de tendencia NE-SW, E-W y NW-SE intruyendo a rocas del Grupo Tacaza de edad Mioceno Inferior.

En la zona de Caylloma estos depósitos volcánicos y algunos afloramientos sedimentarios conforman parte de la Cordillera Occidental de los Andes del Sur del Perú. Estos son el resultado del emplazamiento, migración y superposición de varios arcos magmáticos entre 24 y 0.01 Ma. (OLADE, 1980; Kaneoka, 1982; Noble et al., 2002 y 2003; Echavarría et al., 2006), es decir durante el Mioceno al Pleistoceno. De esta manera se distinguen varios centros eruptivos: estrato volcanes, probables calderas, domos y conos de escorias; los cuales dieron lugar a numerosas secuencias volcánicas y volcanoclásticas generadas por intensas e intermitentes actividades efusivas, explosivas y extrusivas.

Geología Regional

El substrato del volcanismo Cenozoico en la región sur del Perú, consiste en secuencias sedimentarias silicoclásticas y carbonatadas erosionadas y deformadas, comprendidas entre el Jurásico al Cretáceo superior (Coniaciano). Estas secuencias sedimentarias rellenaron la cuenca sedimentaria Arequipa, que se encuentra localizada en el Suroeste Peruano. La columna estratigráfica presenta a la base depósitos turbidíticos depositados en la cuenca (Fm. Puente, Caloviano-Oxfordiano), seguidos por depósitos de talud (Fm. Cachíos, Kimmeridgiano) y por depósitos silicoclásticos de plataforma (Fm. Labra, Kimmeridgiano-Titoniano), a continuación, se depositaron calizas arrecifales (Fm. Gramadal, Titoniano), cubiertas por depósitos de playa (Fm. Hualhuani, Berriasiano); estos depósitos son conocidos como Grupo Yura. Hacia arriba se tienen depósitos deltaicos y de llanura de inundación (Fm. Murco, Valanginiano), cubiertos por depósitos de plataforma carbonatada y evaporitas con facies tipo Sabhka (Fm. Arcurquina, Aptiano- Coniaciano). Finalmente, los depósitos del volcanismo

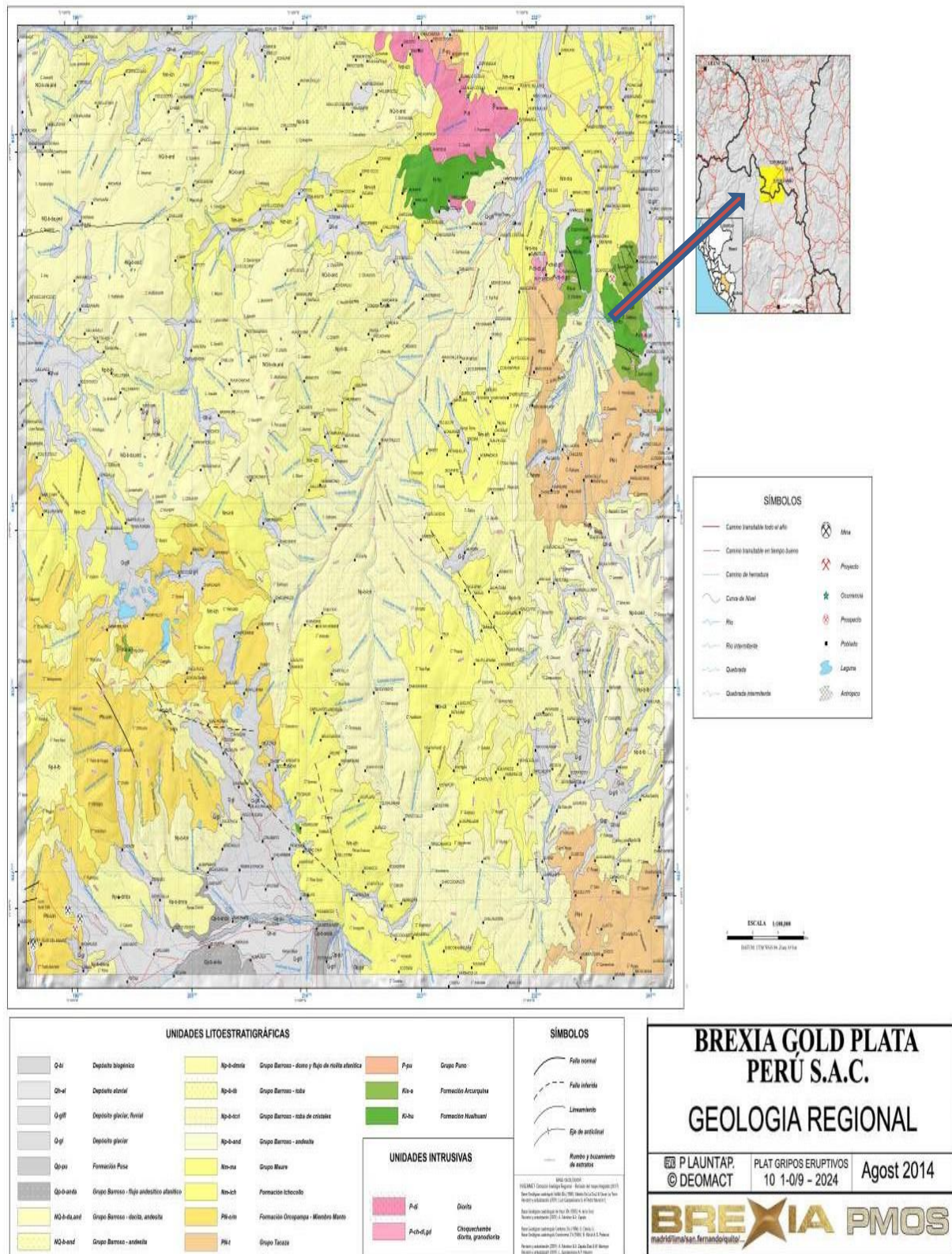
Cenozoico sobreyacen en discordancia angular a las secuencias sedimentarias del Cretácico.

El Grupo Yura es la formación más antigua y constituye el basamento local. En él se han diferenciado las formaciones Labra y Hualhuani; sobre esta última formación yace en forma concordante la formación Murco, en la que se han diferenciado cuatro miembros: A, B, C y D, terminando la secuencia sedimentaria mesozoica con la presencia de la formación Arcurquina.

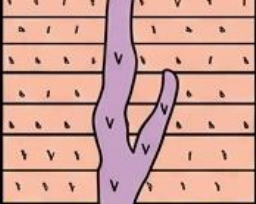
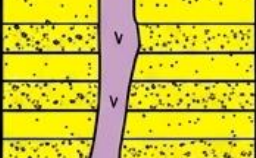
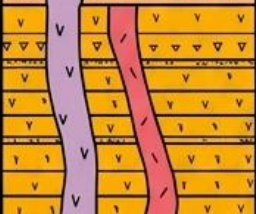
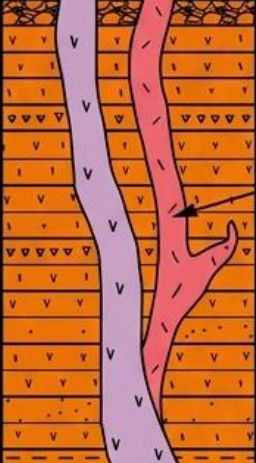
El grupo Tacaza está conformado por una potente secuencia de rocas volcánicas, en general de composición andesítica y en menor medida dacítica y riolítica. En la zona se reconocen las formaciones Orcopampa e Ichoccollo, de fundamental importancia por constituir la roca huésped para la mineralización. Sobreyace discordantemente al grupo Yura y a las tobas y tufos dacíticos y riolíticos de la formación Sencca, en discordancia erosional. Sobreyaciendo a la formación Sencca se encuentra en discordancia la formación Pusa, con sedimentos lacustres.

En el Cuaternario se emplazaron las rocas volcánicas del grupo Barroso, a los que le siguió una intensa actividad glacial originando depósitos pleistocénicos con predominancia de morrenas y fluvioglaciares y recientes, de pequeñas morrenas y depósitos aluviales y residuales. Finalmente, como rezagos de la intensa actividad volcánica se emplazaron los conos de escorias del grupo Andagua.

Figura 22 Columna estratigráfica regional



Nota. Elaboración propia.

E R A				UNIDAD	LITOLOGIA	ESPESOR (M)	DESCRIPCIÓN	
C E N O Z O I C O	CUATERNARIO	RECIENTE		Depositos Rcientes		?	Gravas, Arevas y inos incorosidades, conas de deverción diuables, mevenas fliorsigícares, selves resularies.	
				Depositos Pleistoceniros		±100	Gravis, arenta y tras, en forzo de olevelts. Pocogícares y hervones.	
		PLEISTOCENO		Grupo Barroso		±150	Grupo Irurso, endeta pra cnara perfetica, obyovan et blogas. Mortas bonitas, enfesita pra aczore efántica, obyysran en logas.	
			Discor. Erocional					
				Formación Puso		±100	Intercolocior aligado de ornncerte fabrnos finca con indilics de cíleros croros y incovements.	
			Discor. Erocional					
	TERCIARIO	PLIOCENO		Volcánico Sencca		±100	Coldera Loyfona degas andesticos porfesticos. Tobos e tyfas desiticos y rófilicos, compertes y brechenos. Reracermes. Dygeretan mnsa akietreo, con reslite erésle laborecs.	
			Discor. Erocional					
				Formación Ichocollo		± 800	Calfero Deorto derto deciticos poet colapso Aremnes andesticos, oríficas y foctiarticas, gris costrus, con edeles de breches y arenecos volenciras.	
			Discor. Erocional					
		MIOCENO	GRUPO TACAZA		Formación Orcopompo		±1000	Lovis y Aglootrados dertasticos, verdissos, Viciornia. Merados con metos de broctos. Sequendo lucuetre petraticado de Tabra derranes. arenalccas. Conglererados, proyectos fines, fimittes verdes e nótornos con efestes velénticos.
				Discor. Erocional				
MESOZOICO	CRETÁCICO	GRUPO YURA		Formación Hualhuani		± 250	Areniscas eeenittics Mercas, con tanzos de 7 a 3 metros, con estratificación crtanda.	
				Formación Gramadal		± 200	Glores grova w mi ron, niécrtorns, poeros díogeles, con ekales de peltics tóxicos.	
	JURÁSICO SUPERIOR			Formación Labro		±1200	Intercolación de granuros gría asceros y trofites cobros.	
				Formación Cachios		± 400	l orófas gris asceros e regros, con algunos inerssfecores de oronticos graza.	

Estratigrafía Volcánica

Se han distinguido tres periodos eruptivos: Mioceno, Plioceno y Pleistoceno.

Mioceno (23.0 M.a) – (5.3 M.a)

Centro volcánico Sonco-Chonta: Se encuentra ubicado a 14 Km. al NO de Caylloma. Este centro volcánico ha originado numerosos y espesos depósitos lávicos y piroclásticos, como resultado de seis eventos eruptivos. El centro volcánico Sonco-Chonta reporta edades Ar/Ar de 20.3 ± 0.11 M.a. (Echevarría et al, 2006) y K/Ar de 11.4 ± 0.4 M.a. (Peterson et al., 1983). Esta estructura volcánica fue reconocida por Peterson et al. (1983) y Noble et al. (1989) como una caldera volcánica, sin embargo, luego del trabajo realizado no se han reunido los suficientes argumentos geológicos para confirmar y definirla como tal.

Centro volcánico Kerhuanta: Se encuentra localizado a 15 Km. al SO del poblado de Caylloma, siendo constituido luego de tres eventos eruptivos: 1) Corresponde a depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, gris blanquecinos. 2) Está constituido por depósitos de flujos piroclásticos de bloques y cenizas, gris verdosos; cubiertos por depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas gris claros a gris violáceos 3) Consiste en depósitos de flujos de lava porfirítica, gris verdosa; y por depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, gris verdosos; siendo intruidos por varios domos andesíticos porfiríticos.

Complejo volcánico Caylloma: Ubicado a 10 Km. al Sureste de Caylloma. Este complejo volcánico está constituido por un centro eruptivo inicial de edad Miocénica, edificado por diversos depósitos volcánicos, los cuales fueron posteriormente erosionados y cubiertos por otros productos que son el resultado del colapso gravitacional del edificio volcánico inicial y que ha generado una estructura

volcánica denominada como Caldera Caylloma (Noble, 1979; Dávila, 1981) de edad Pliocénica. El centro volcánico inicial está constituido por tres eventos eruptivos:

- 1) Consiste en secuencias volcanoclásticas, gris blanquecinas, que representan un hiato volcánico producido antes de la formación del centro eruptivo inicial
- 2) Conformado por depósitos de flujos piroclásticos de bloques y cenizas, gris oscuros
- 3) Muestra una dinámica predominantemente explosiva, sus productos consisten en flujos piroclásticos de pómez y cenizas, gris blanquecinas

Complejo volcánico Culluncuya: Se localiza a 28 Km. al Sur de Caylloma. Está constituido por dos estructuras: un edificio volcánico inicial emplazado en el Mioceno, posteriormente cubierto por un nuevo centro volcánico emplazado probablemente en el Plioceno. Conformando cuatro eventos eruptivos:

- 1) Consiste intercalaciones de depósitos de flujos de lava, porfirítica, gris verdosa; flujos piroclásticos de bloques y cenizas, porfiríticos, gris violáceos.
- 2) Corresponde a una dinámica netamente explosiva que originó depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, gris blanquecinas.
- 3) Constituido por depósitos de flujos piroclásticos de bloques y cenizas, gris verdosos.
- 4) Conformado por depósitos de flujos de lava andesítica, gris azulina, textura afanítica.

Plioceno (5.3 M. A) – (1.8 M. A)

Complejo volcánico Caylloma (Caldera Caylloma): Como se señaló anteriormente, el centro eruptivo inicial de probable edad Miocénica, es destruido por un aparente colapso gravitacional del edificio volcánico generado por la emisión de voluminosos depósitos de flujos piroclásticos, resultando una estructura circular tipo caldera (Noble, 1979; Dávila, 1981; Peterson et al., 1983; Noble et al., 1989; Noble

et al., 2002). Posteriormente al colapso gravitacional, probablemente parte del resto de magma de la cámara fue emitido súbitamente depositando un nuevo flujo piroclástico de cenizas, con cristales muy finos. La depresión formada fue rellenada por sedimentos volcanoclásticos, característicos de las facies intracaldera. Estos depósitos han sido agrupados conformando tres eventos eruptivos:

- 1) Consiste en depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, gris blanquecinos, soldados
- 2) Conformado por depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, soldados, gris oscuros a parduscos, textura eutaxítica y lapilli acrecional.
- 3) Una vez formada la caldera volcánica resulta una depresión topográfica, en la cual se emplazó probablemente una laguna, la cual fue rellenada por sedimentos volcanoclásticos y limolitas de coloraciones gris blanquecinas a amarillentas, en capas centimétricas y laminación paralela.

Se ha reportado una edad Ar/Ar de 4.4 ± 0.1 Ma, tomado en el camino de Yauri a Tintaya (Noble et al., 2002), asignándole una edad Pliocénica.

Centro volcánico Cosana: Se localiza a 8 Km. al SE de Caylloma. Este centro volcánico se encuentra emplazado en la parte central de la Caldera Caylloma, sin embargo, no representa alguna resurgencia de esta estructura volcánica (Noble et al., 2002). Sus depósitos conforman tres eventos eruptivos: 1) depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, gris blanquecinos 2) Está constituido por depósitos de flujos de lava, afanítica, gris verdosa. 3) Constituido a la base por depósitos de flujos de lava, color gris azulinos

Se le asigna al Plioceno debido a la edad K/Ar realizado en roca total que reporta 3.77 ± 0.14 Ma (Kaneoka, 1982).

Centro volcánico Culluncuya: Como se indicó anteriormente, el nuevo centro volcánico cubre al edificio de edad Miocénica, siendo el resultado de cinco eventos eruptivos: 1) Está conformado a la base por secuencias volcanoclásticas, gris blanquecinas 2) Consiste en intercalaciones de depósitos de flujos piroclásticos de cenizas, gris verdosos; depósitos de flujos de pómez y cenizas, gris verdosos y gris blanquecinas, soldados. 3) Hacia la base consiste en depósitos de flujos piroclásticos de pómez y cenizas, de color gris; sobreyacen flujos piroclásticos de pómez y cenizas, de color gris, soldados. 4) Constituidos por depósitos de flujos piroclásticos de cenizas, gris claros; cubiertos por depósitos de flujos de lava, gris verdosa.

Centro volcánico Chila: Se encuentra ubicado aproximadamente a 14 Km. al Oeste de Caylloma, habiendo sido constituido por tres eventos eruptivos:

- 1) Consiste en depósitos de flujos de lava, gris azulinos gris verdosos, afaníticos.
- 2) Constituido a la base por depósitos de flujos de lava, gris verdosa, textura afanítica; cubiertos por flujos piroclásticos de pómez y cenizas, color gris.
- 3) Consiste en depósitos de flujos de lava gris verdosa, textura afanítica; sobreyacen depósitos de flujos piroclásticos de cenizas, gris verdosos

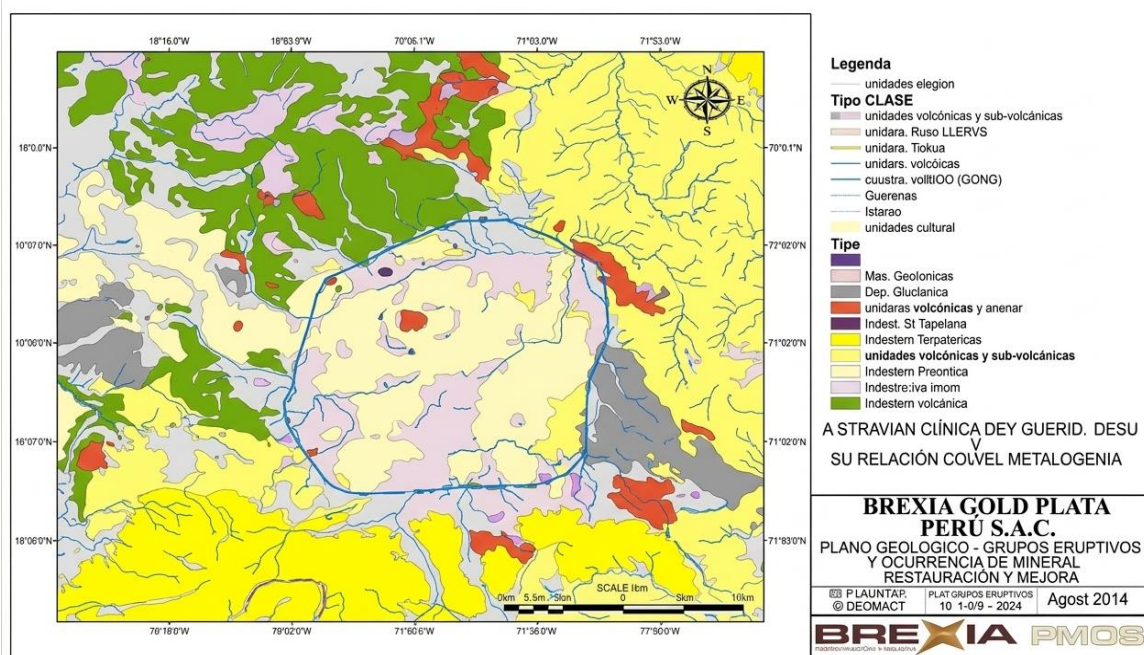
Se ha reportado una edad K/Ar en roca total de 1.02 ± 0.02 Ma (OLADE, 1980), sin embargo, se presume que esta edad es muy joven para estos depósitos, debido probablemente a la pérdida de argón durante su extracción en la preparación del análisis K/Ar.

Pleistoceno (1.8 M.a.) – 10.000 Años

Conos de escorias: Se encuentran ubicados en la parte sur del cuadrángulo de Caylloma, alineados en direcciones NO-SE y NE-SO. Geomorfológicamente son conos truncados, con pendientes de 35° a 40°. Su litología consiste en depósitos de flujos piroclásticos de bombas y escorias, color negro, afaníticos, con estructuras de

fluidización. Se ha reportado una edad K/Ar en roca total de 0.06 ± 0.023 Ma (Kaneoka, 1982). Similares depósitos son reconocidos en los valles de Andagua y Huambo, los cuales tienen edades C 14 comprendidas entre 4050 ± 50 y 370 ± 50 años (Cabrera & Thouret, 2000).

Figura 23 Plano de la serie volcánica Cenozoica del sur del Perú



Nota. Plano elaborado por Brexia Gold Plata Perú S.A.C.

Estratigrafía Regional

Grupo Yura

Formación Labra

Aflora en las márgenes del río Santiago (Campamento Huayllacho). Constituida por intercalaciones de areniscas grises a grises oscuras de grano medio a fino, con estratos delgados hasta de 20 cm. Presenta algunos niveles de limonitas

Nota. Plano elaborado por Brexia Gold Plata Perú S.A.C. 4.1.5.3

Estratigrafía Regional

Grupo Yura

Formación Labra

Aflora en las márgenes del río Santiago (Campamento Huayllacho). Constituida por intercalaciones de areniscas grises a grises oscuras de grano medio, con estratos delgados hasta de 20 cm. Presenta algunos niveles de limonitas oscuras y pelitas carbonosas. Por el intemperismo toma coloraciones marrones claro. La formación Labra sobreyace a la formación Cachios y subyace a la formación Gramadal en concordancia. Se estima un grosor aproximado de 1200 m. Se le correlaciona con su homónima que aflora en los alrededores de Arequipa, y se le asigna una edad Jurásico Superior-Cretácico Inferior (Titoniano-Berriasiano).

Formación Hualhuani

Aflora en las inmediaciones del caserío y quebrada Huarajo (Mina Cuchilladas), constituyendo una ventana estratigráfica, rodeada de rocas volcánicas del grupo Tacaza. Está constituida por areniscas cuarcíticas blancas de grano fino a medio, en bancos de 2 a 3 metros, los que presentan estratificación cruzada.

Por correlaciones estratigráficas la formación Hualhuani es concordante con las formaciones Gramadal y Murco. Su grosor estimado es de 250 m (Quebrada Purupuya) y por su ubicación estratigráfica se le asigna una edad Cretácico Inferior. Se le correlaciona con su homónima descrita en los alrededores de Arequipa y la formación Chimu del norte del Perú.

Grupo Tacaza (Eoceno Sup. – Mioceno Sup.)

Constituido por las Formaciones Orcopampa e Ichoccollo, los cuales se caracterizan por una serie de derrames, brechas de flujo, aglomerados y tobas, a veces brechoides, de composición mayormente andesítica y en menor proporción dacítica y riolítica. Localmente presenta flujos basálticos (andesitas basálticas de color gris oscuro de textura afanítica).

A este Grupo se le asigna una edad que va desde el Eoceno Superior al Mioceno Superior (40 M.A. – 18 M.A.). En las rocas de este grupo se encuentran emplazadas la mineralización Polimetálica y la de Au-Ag de la franja Puquio - Caylloma.

Formación Orcopampa (Tm – Or)

Formación caracterizada por su origen volcano sedimentario. Está constituida por lavas color gris a verde violáceo, brechas matrices soportada de clastos andesíticos y matriz tobáceas, bancos de lava de textura afanítica y porfiríticas y areniscas. Esta formación presenta una potencia de aproximadamente 1000 m.

Se encuentra suprayaciendo en discordancia angular a la Formación Arcurquina y subyaciendo en discordancia erosional a la Formación Ichoccollo.

Formación Ichoccollo (Tm – Ich)

Formación conformada por lavas y domos de composición dacítica en la base, andesítica de textura porfirítica y localmente derrames basálticos de textura afanítica en la parte superior. Las andesitas de esta formación son augíticas, de textura porfirítica y aspecto fluido, de pasta traquítica, con algunos fenocristales de cuarzo y biotita euhedral.

Las riolitas presentan textura porfiríticas con pasta fluidal, plagioclasa, biotita sub-euhedral y fenocristales de cuarzo intersticial y cavidades.

Formación Sencca (Ts – Se)

Formación volcánica de alcance regional constituida por tobas de composición dacítica – riolítica. Presenta colores blanquecinos y amarillentos, es de origen piroclástico de tipo explosivo y fluidal, presenta intercalaciones con horizontes de material clástico y niveles de tobas – lavas de disposición subhorizontal y con un buzamiento de 10° a 15° al SW. Se encuentra suprayaciendo a las rocas del grupo Tacaza en discordancia angular y subyaciendo mediante discordancia erosional a la Fm. Pusa y Grupo Barroso.

Esta formación presenta una potencia que varía entre 30 a 200 metros.

Formación Pusa (Tq – Po)

Formación que se encuentra emplazada en la zona de Pusa y Pillone. Se caracteriza por las intercalaciones delgadas de areniscas de matriz tobáceas de granulometría fina y limonitas blanco amarillenta, las cuales son de origen lacustre en la zona de Pillone. En la zona de Angostura se observan niveles conglomeráticos. Esta formación subyace en discordancia erosional a las lavas del Grupo Barroso.

Presenta una potencia de aproximadamente 100 m y es de edad Plio-Pleistocénica y correlacionable con la Fm. Capillune del Sur del país.

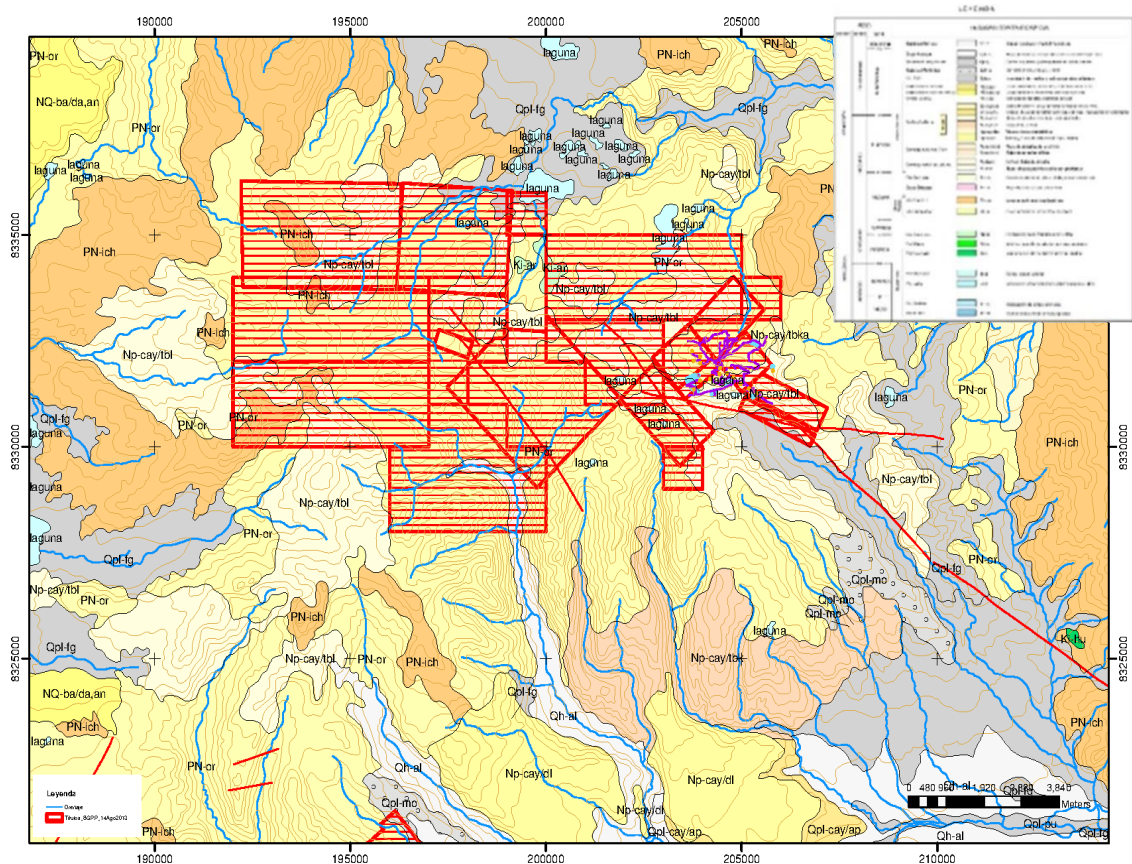
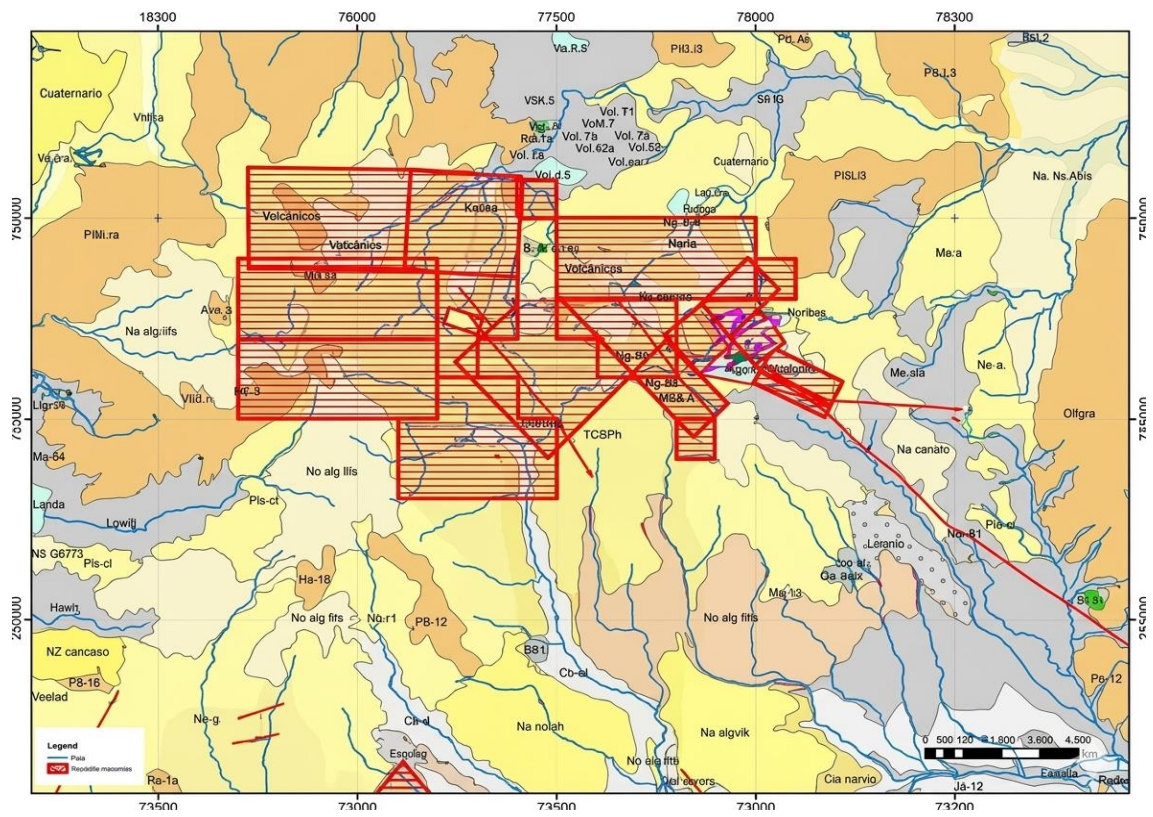
Grupo Barroso

Conformado de lavas andesíticas piroxénicas en la base, con notoria disyunción planar (lajas) y porfiríticas de matriz microlítica, de anfíbol y piroxeno al techo, con disyunción en bloques. Por la forma de emplazamiento se le ha tipificado en Estrato volcán, Lava domo, Domo y otros. Por las correlaciones estratigráficas al Grupo Barroso se le considera edad Pleistoceno, datación hecha en el volcán Chila K/Ar 2.35 m.a. (Laharie 1973).

Depósitos del cuaternario

Conformados por depósitos aluviales, conos de deyección y materiales de deslizamientos de pie de monte. Los primeros se presentan en los lechos de los ríos y se componen de gravas, arenas y limos en capas poco estratificadas. En la zona de Angostura se distinguen algunos niveles de terrazas. Los terceros se producen por fenómenos lito- estructurales y se acumulan en los flancos de los valles al perder estabilidad.

Figura 24 Plano geológico regional



Nota. Plano elaborado por departamento de geología de Brexia Gold Plata Perú S.A.C.

Figura 25 Columna estratigráfica regional

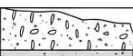
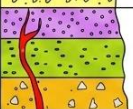
CRONOESTRATIGRAFÍA				LITOESTRATIGRAFÍA				
MASTERIA	ASCIENIA	EPOCA	UNIDAD	ESPASOR (metros)	COLUMNA	DESCRIPCIÓN		
CENOZOICO	CUATERNARIO	Reciente	Depositas Recientes	?		Darnas, ansnas y limas, accombilidades (benes, alucietel y lincienadia lalar).		
			Grupo Anttagus	?		Conca de enceria de interacción andentiva y aggrossadas.		
		Pleistoceno	Capábilos Pleistoceneno	100 aprox.		Marnas, ananas y lunos acumulados en aprios de duimates, gaonfonadas, momeranos.		
			Grupo Barraso	20-100		Instan las perfóicos grapo, son se oro:anos omos nolos, antaminos, anflatorriones, y linos basncos exspastos.		
			Formación Pasa	100 aprox.		Instrafoación despelar de premies que de stality honocs y drenias, smieves novaros de latar mator y mtardlado de ndumagenicersión).		
	TERCIARIO	Superior	Formación Setoza	101 aprox.		Instruación de labar has lova y 101 lcite electorma scostidos, de natemtica anotativa y olverva con meritia con a gravillas y gnevicos franidos.		
			Medio	Grupo Tacaza	Formación Ikhecapa	400 aprox.		Luvar y conca culdnas a betaticos degros senames, afno y perficos son avates de ceventos y lecanes embertinas.
		Formación Okcopapha			Miembro C	1000 aprox.		Bacaunoe becunine navadentada por su estatificación Innena, percibada por inendoas tren jos, veviadés a vidaadas con fragrantes de natemtica motativas, herre el linker se observo anera lon y mientos en solor liax con bran esserva de leves, hama el lecher peclararsls lirrea
					Miembro B	600 aprox.		Totas y congronefiacha las liokas en termal de 1.2 m, sin cailaes g rees accerdantes, con rapatos de conpoección sor lineratitas berielitida.
					Miembro A	1000 aprox.		Aneilazas brechas, invas grees, volcincos y cutifoces de composición generalmente entileicisma.
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	Formación Acurguma	100 aprox.		Calieres, conda anerotas, grin a mayro gratamao en esteteta de 10 x 50 cm.		
		Media		Inferior	Formación Meritia	Miembro D	100 aprox.	
		Miembro C	200 aprox.				Interacción anercanas amerstamas en graco fino a muido sin leimbro de L a fi N con mersollanadon maneda, con anenizas materinas grancicas gra:marlos de graco fino.	
		Miembro B	200 aprox.				Ineroolación de estatmas constanas graoo nucho ledra, en herana en 1.7 m con panderes msiros de 0-5 m cm y limitmos cados ensinladras.	
		Miembro A	400 aprox.				Anerszas metias, maciones, arminianos en 17-87 cm con anenocalas de granestas cosilos braco por los grãos.	
			Grupo Yuia		Formación Huahhaan	200 aprox.		Aneriazas cioerdacas lites tee. de graco fino a tarco en bancos de 2-3 m.
					Formación Gramadal	200 aprox.		Cabres y laes y manones, aver aces en baccos gravilos y los fiibros.
					Formación Labra	1000 aprox.		Interrolación de anodacas cascianas gro a ent hacuras, con imertros gro clorures.
					Formación Cachios	600 aprox.		Unotbras que nonaras la negote, estratos colo sora con intercolanentes de groccasas gro co fiures, de arerar lino en enterios riedgalias.
					Formación Puesia	1000 aprox.		Unenbras y acola nemoitaa que securse a pasturora de plano medio a lino normietalles con familias gro cenales, con vir a loy de cent o frorilitos.
PALEOZOICO	JURASICO	Sictemit						
		Media						

Nota. Elaborado en departamento de geología de Brexia Gold Gold Plata Perú S.A.C.

Geología Local

Dentro del área de estudio se presentan rocas correspondientes a las Formaciones Orcopampa e Ichocollo (Grupo Tacaza) junto con depósitos cuaternarios de origen glaciar y fluvial.

Figura 26 *Columna estratigráfica local*

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		DESCRIPCION LITOLOGICA	
CENOZOICO	CUATERNARIO	Raciente	Dep. aluviales recientes		Gravas, arena y limo inconsolidados	
		Pleistocono	Dep. aluviales		Gravas, arenas	
			Dep. fluvioгляclares Morronas		Doleas, arenas inconsolidados Fragmentes fiocia, gravas, limos	
	TERCIARIO	Mioceno	Grupo Tacaza	Form. Ichocollo		Brevaa volcánica Toba dacítica con textura flowástica Brncha hidrogenas, clantos de silica
				Formación Orcopampa		Andesita Profirítica gris ventosa
						Tobas andecíticas Arglica dible
						Tobas andecíticas propifizante
						Viatasaco Salimentasto Laguelle Agromerdo andecítica
						Tobas anderítica propifasata
						Andesita Pofirítica
COLUMNA ESTRATIGRAFICA LOCAL SUYCKUTAMBO					LAMINA 04	

Nota. Elaborado en el departamento de geología de Brexia Gold Plata Perú S.A.C.

Formación Orcopampa

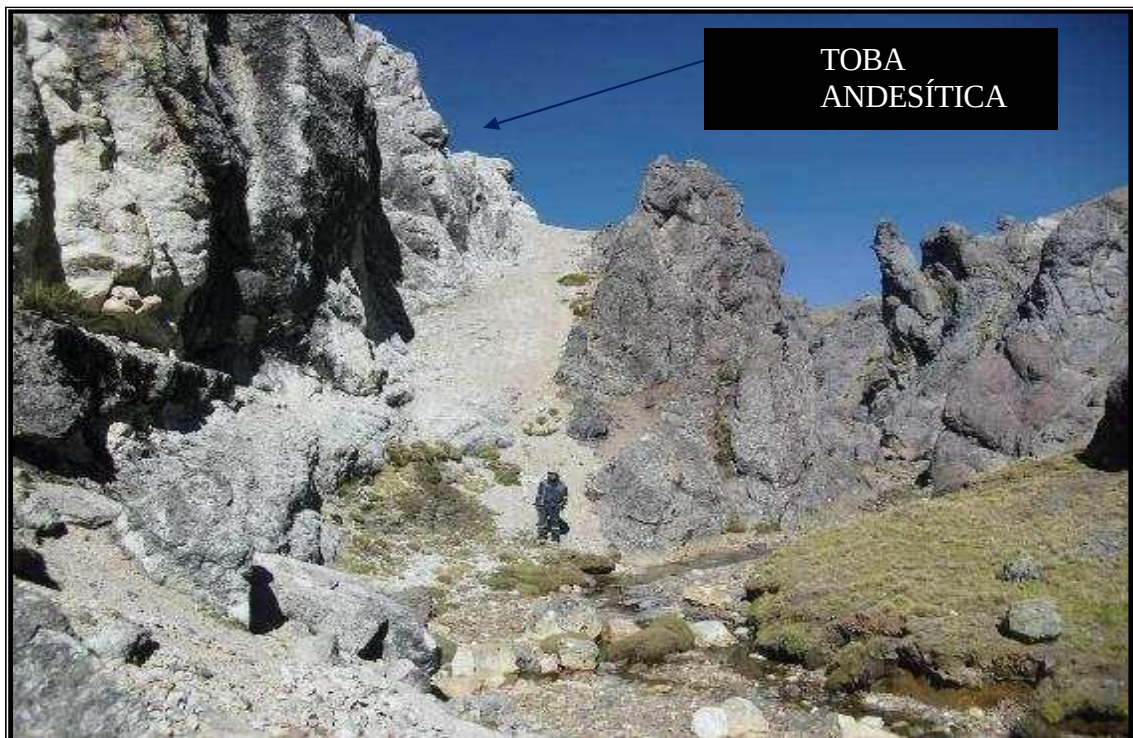
Toba Andesítica

Estas tobas afloran en la gran mayoría al NE de la zona mapeada, al sur de la laguna Huilacocha, se puede distinguir los cristales de plagioclasa subhedrales. Son de color verde grisáceo con una alteración argílica débil-propilítico débil, sus cristales tienen una ligera orientación hacia el NE, en estas tobas existen venillas de cuarzo muy cortas con una longitud de 0.30 m. Existen en la zona diques andesíticos color verde con

alteración propilítica, que siguen un lineamiento estructural NEE-SWW que cortan esta toba.

Macroscópicamente se distinguen fenocristales de plagioclasa. Posiblemente su pasta está sufriendo un proceso de desvitrificación en las partes inferiores del afloramiento.

Figura 27 *Mirando al NW, afloramiento de la toba andesítica en el rio Cairahuirí*



Nota. Fotografía visualizándose la toba andesítica del grupo Tacaza – Terciario Cenozoico.

Aglomerado Andesítico

Roca compacta de color gris verdosa, cuya pasta presenta una leve textura fluidal y cristales de plagioclasa, los cuales son subhedrales y en tonalidades blancas a incoloras.

Tiene una potencia aproximada de 15 a 20 metros, los fragmentos de la roca son subredondeados y están fuertemente cementados. Los ferromagnesianos representan un total del 15%, y están en proceso de alteración a cloritas. Esta unidad se encuentra en

la parte NW y central de la concesión Santa Úrsula #2. Presenta un escaso fracturamiento y en algunas zonas presentan clastos de Andesita porfirítica verdosa.

Figura 28 *Mirando al NW, afloramiento del aglomerado andesítico*



Nota. Fotografía observándose el aglomerado andesítico del grupo Tacaza - Mioceno

Andesita Puca Puca

Andesita de textura porfirítica, de grano medio a grueso, subhedral de hábito tabular. El color varía desde un gris violáceo hasta una pasta vítrea ligeramente verdosa; como componentes esenciales están distribuidos uniformemente los fenocristales de plagioclasa y minerales ferromagnesianos. Los cristales presentan una ligera orientación en su textura que da indicio de su fluidez al momento de su depositación. Presenta adicionalmente concentraciones de óxidos de Fe, así como también concentraciones y venillas de jaspe distribuidas indistintamente. Composición; fenocristales de plagioclasa 40 y 60 %; pasta 30 y 40 %; ferromagnesianos se limitan entre un 10% y 20%.

Aflora en la mayor parte del área, en la zona entre la Veta Potosí y la Veta Santa Úrsula.

Formación Ichocollo

Brechas hidrotermales

Estas brechas hidrotermales están asociadas a fallas y vetas en sistema estructural NE-SW. Son de tipo clastos soportados con fragmentos polimicticos subredondeados de andesitas, brecha volcánica y fragmento de cuarzo, cuya matriz de polvo de roca silicificada y argilizada contiene un porcentaje alto de limonitas de 5 a 7% (hematitas, goethitas y jarositas), esta matriz presenta boxwork regulares e irregulares y escasa pirita fina.

Figura 29 *Detalle de las brechas hidrotermales con alto contenido de limonitas*



Nota. Fotografía visualizándose las brechas hidrotermales.

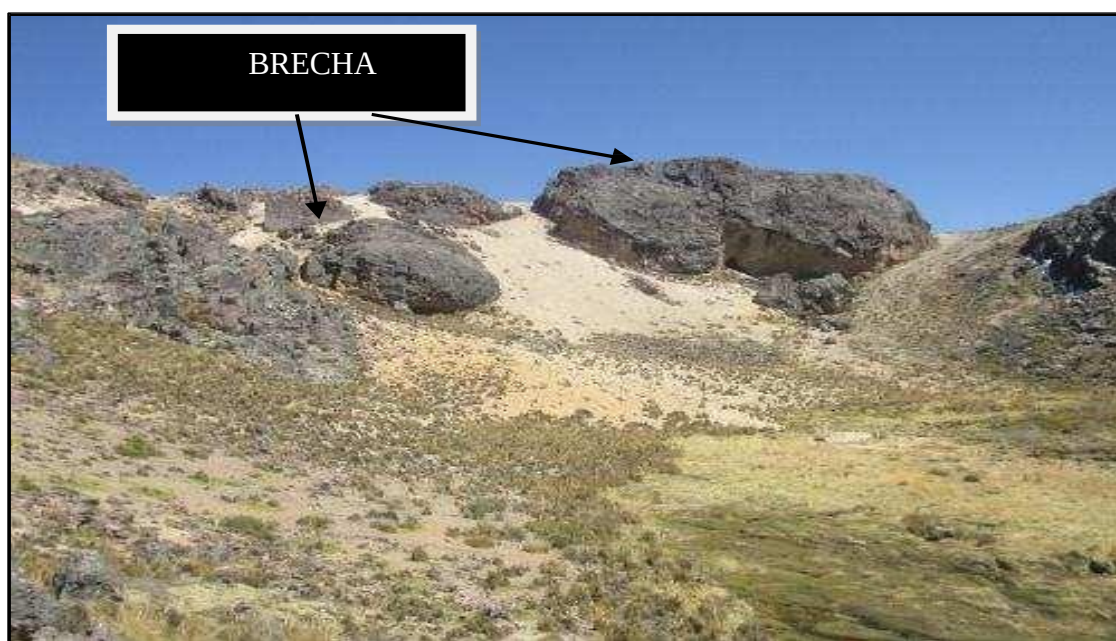
Brecha hidrotermal Potosí

Ubicada al SW en la concesión Nueva Corona N°1. Es una de las unidades litológicas más destacadas en la zona de Suykutambo por ser uno de los principales alimentadores auríferos y argentíferos del sistema Potosí, posee longitud de 210 metros y un ancho de 90 m.

Tiene una mezcla heterogénea de fragmentos subangulares a subredondeados y una textura de clastos soportados andesíticos. Los clastos están alterados y varían desde

una argilización moderada a una silicificación fuerte, la matriz es polvo fino de la roca que apenas se nota, los halos de alteración de la brecha van desde una argilica fuerte a pervasiva y va gradando a una alteración argilica con sílice, presenta venillas de cuarzo y calcedonia. La mineralización asociada por hematitas, goethitas y jarositas, en algunos casos se ve la martitización de ferromagnesianos.

Figura 30 *Afloramiento de la brecha Potosí*



Nota. Fotografía de la brecha Potosí. Grupo Tacaza – Mioceno.

Toba andesita afanítica.

Toba color blanca humo, de textura afanítica con cristales microcristalinos y pasta vítrea. Muestra una silicificación con intensidad que varía de moderada a fuerte. En zonas esta toba presenta una alteración argilica debido al proceso de intemperismo. La toba se presenta craquelada y sus fracturas están rellenas con limonitas. También presentan venillas de cuarzo asociadas con alto contenido de limonitas 4% a 5%.

A esta unidad litológica la cortan brechas hidrotermales monomicticas, con alto contenido de limonitas. Los diques hipoabisales andesíticos no logran cortar esta unidad litológica quedándose cerca de la superficie.

Figura 31 *Afloramiento de toba andesítica, Brecha volcánica andesítica*



Nota. Fotografía de la toba andesítica. Grupo Tacaza - Mioceno

Esta unidad esta suprayaciendo a la toba andesita afanítica. Contiene fragmentos andesiticoscon textura afanítica predominantemente subangulares a angulares. La textura de la brecha es de clastos soportados, la matriz presenta venillas de hematitas y posiblemente corresponda a la martitización de ferromagnesianos, su alteración varía desde un propilitica débil a moderada a una silicificación fuerte a pervasiva

La silicificación de esta brecha volcánica está asociada a los lineamientos estructurales y brechas hidrotermales con alto contenido de limonitas.

Figura 32 *Detalle de la brecha volcánica andesítica*



Nota. Fotografía de la brecha volcánica andesítica. Grupo Tacaza - Mioceno.

Figura 33 *Mirando al SW, se muestra la brecha volcánica silicificada*



Nota. Fotografía de brecha volcánica silicificada. Grupo Tacaza – Neógeno.

Pórfido Dacítico

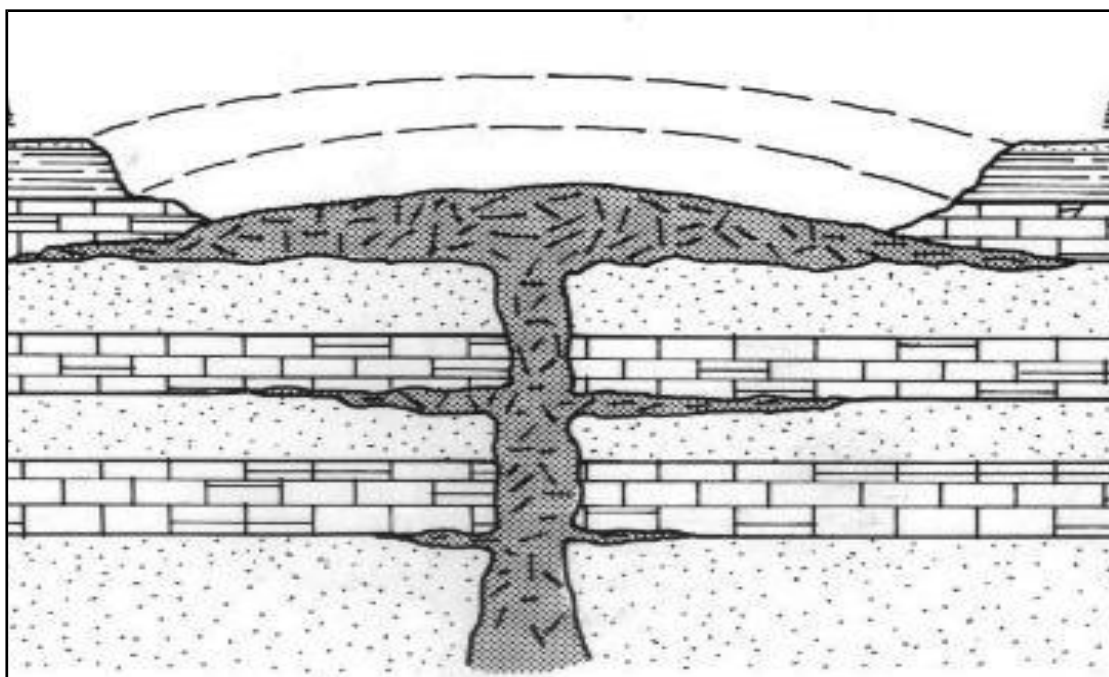
Aflora al SW de la Falla Chila entre El Ramal Potosí Sur y la Veta Carmen. Corresponde a un stock dacítico de color blanco grisáceo, con fenocristales de plagioclasa y sanidina. Se ha observado en una pequeña hondonada que tiene una forma superficial romboédrica y espacialmente tendría la forma de un lacolito (ver Figura 16). Es de textura porfirítica, los granos de cuarzo son finos, ligeramente higroscópica. La alteración que presenta es una Fílica(cuarzo-Ser-Pirita) de fuerte a pervasiva y silicificación moderada selectiva. Presenta una disseminación de Pirita de entre 2 a 3 %, y está cortado por venillas de cuarzo con escasa disseminación de sulfuros (Ga, Sf y Pirita a un máximo de 0.5 %).

Figura 34 *Mirando al N, se muestra el afloramiento del pórfido dacítico en superficie*



Nota. Fotografía del afloramiento pórfido dacítico. Complejo de la Diorita Coporaque – Mioceno Superior.

Figura 35 *Figura generalizada, posible forma del lacolito ubicado en el proyecto*

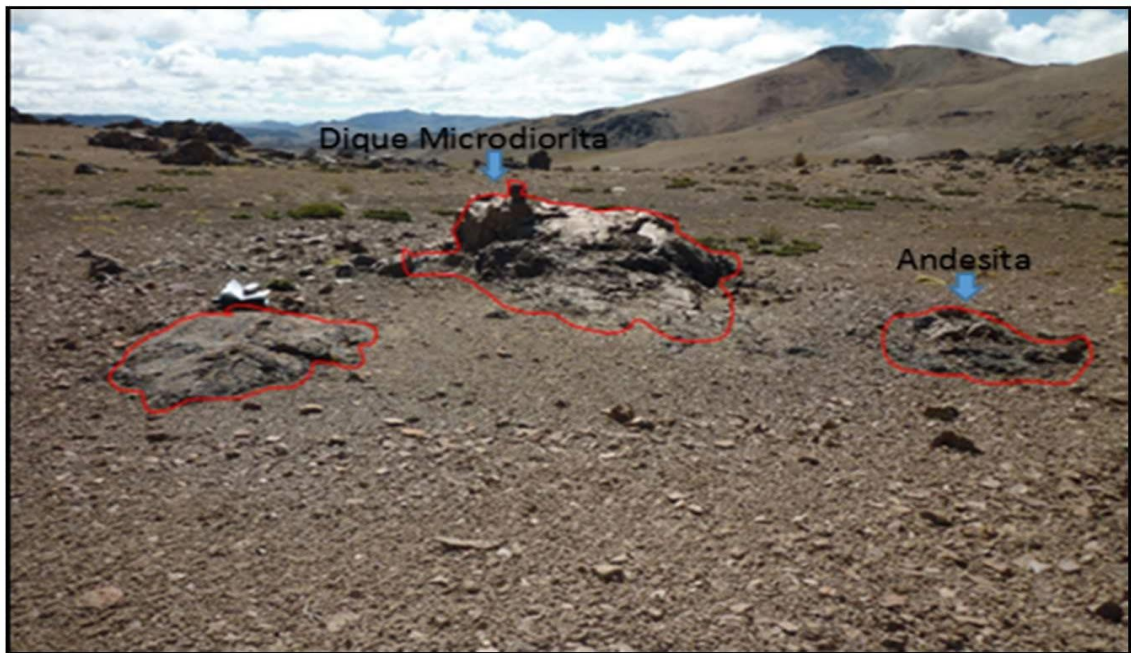


Nota. Elaboración propia.

Dique Microdiorita

Corta el cuerpo de andesita porfírica en el target Alejandrina. Su color es negro con tonalidades verdosas. En superficie muestra fragmentos angulares y fracturas rellenas con limonitas debido a su intemperismo. Está compuesto principalmente por plagioclasas no muy bien diferenciadas, de grano medio a fino y ferromagnesianos, contiene una disseminación de pirita <1%. su alteración es propilítica débil. Los afloramientos son muy escasos en la zona.

Figura 36 Mirando al N, afloramiento de Microdiorita cortando la andesita



Nota. Fotografía de la microdiorita, cortando la andesita. Stock de Andahuaylas-Yauri - Mioceno

Andesita Biotítica

Estas andesitas afloran al S de la concesión don Paul XXXII, son de color gris verdoso, los cristales de plagioclasas anhedrales y euhedrales tiene una pasta vítrea la cual está englobando los cristales de biotita, presenta una alteración argílica y silicificación asociada a diques, la alteración propilítica muy débil, está en zonas donde no se tiene ninguna asociación estructural.

Esta andesita en zonas se presenta con alteración y varía desde una argílica moderada y silicificación débil. La biotita se alteró a moscovita y las plagioclasas a arcillas.

Diques Andesíticos

Estos diques podrían ser el control de mineralización y emplazamiento de vetas de Au y Ag. Afloran en diferentes zonas asociadas a lineamientos estructurales de dirección NEE-SWW. NE- SW. Algunos de estos diques están asociados a fallas y se muestran como brechas tectónicas. Presentan una textura porfirítica color negro a

gris, también presenta una disseminación de pirita entre 1 y 2 %. Están encajados en toba andesítica de textura afanítica, la cual está moderadamente silicificada y a la vez brechada por el emplazamiento de estos diques.

Los diques siguen un patrón de lineamiento estructural junto con la mineralización de San Miguel y la empresa VIPSA, lo cual se podrían estar correlacionando.

Figura 37 *Dique andesítico de textura porfirítica con disseminación de Pirita 3%, brechamiento en las cajas con silicificación moderada a fuerte.*



Nota. Fotografía observándose la textura porfirítica. Grupo Tacaza – Terciario.

Figura 38 *Se aprecia el detalle del dique andesítico y la alteración en las cajas*



Nota. Fotografía detallando el dique andesítico. Grupo Tacaza – Neógeno.

Esta infrayaciendo a la toba andesítica de textura Afanítica, presenta un color verde con tonalidades violáceas. Está dispuesta en posición subhorizontal, con fragmentos porfíricos angulares a subangulares caóticos en una matriz tobacea porfírica, los fragmentos están fuertemente cementados. A esta unidad la cortan diques andesíticos afaníticos con una dirección NEE-SWW que tienen alteración propilítica y potencia desde 5 cm hasta 0.15m.

Presenta un bajo grado de alteración, ha sufrido una erosión intensa ya que se encuentra atravesada por una red de drenaje actual (rio Cairahuirí). El contacto entre la toba andesítica y el aglomerado andesítico se encuentra definido por una falla de rumbo N47W/70SE como se aprecia en la Figura 38.

Figura 39 Contacto litológico entre el aglomerado andesítico tobáceo (derecha) y la toba andesítica argilizada (izquierda) controlado por una falla de dirección N47W.



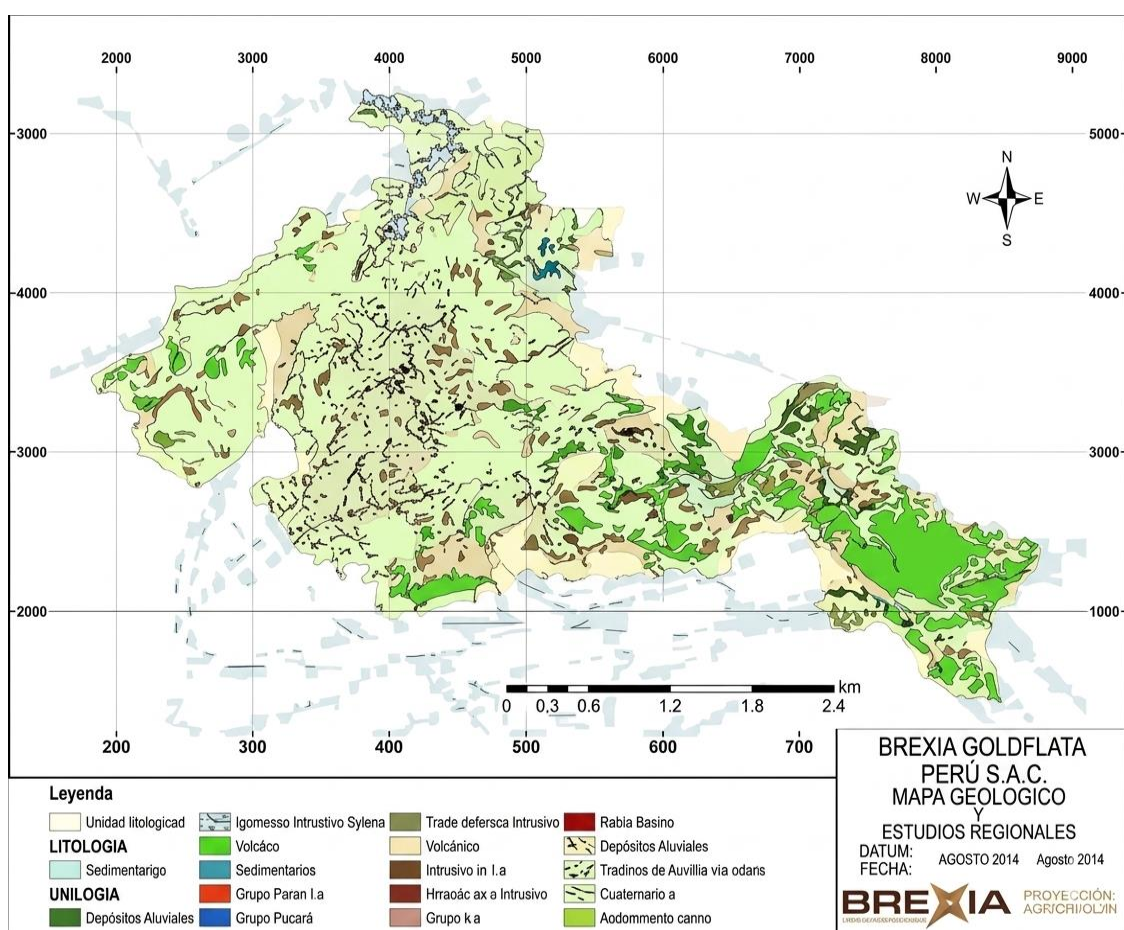
Nota. Fotografía del contacto litológico del aglomerado andesítico con la andesita argilizada. Grupo Tacaza – Neógeno.

Toba andesítica laminar

Se caracteriza por que presenta textura porfirítica, y una matriz vítrea color verde, se encuentra ubicada en las concesiones Don Paul XXXII y XXV

Presenta disyunción laminar, yacen en mantos lávicos que siguiendo los lineamientos de la topografía pre-existente tienden a aproximarse geométricamente a los cuerpos estratiformes. Contiene limonitas provenientes de martitización de los ferromagnesianos.

Figura 40 Plano geológico local del proyecto Suyckutambo



Nota. Plano elaborado por Brexia Gold Plata Perú S.A.C.

Tectónica

En el cuadrángulo de Caylloma se reconocen estructuras pertenecientes al Ciclo Andino diferenciándose las siguientes fases tectónicas:

- Fases Peruana e Incaica
- Fase Quechua
- Fase Pliocénica
- Formación de la Caldera Caylloma
- Fase Cuaternaria

Fases Peruana e Incaica

La Fase Peruana consta de un levantamiento general que ocasionó el retiro del mar y la formación de pliegues y fallas contemporáneas. Esta fase afectó a sedimentitas del Grupo Yuray a las Formaciones Murco y Arcurquina.

Los pliegues son simétricos y amplios con 30° a 40° de buzamiento en promedio, como se observa en el anticlinal de Ichohuayjo. El rumbo es NW-SE, lo que indica una compresión NE- SW. Las fallas son de rumbo y conjugadas, ocurridas en la etapa final de la compresión.

Entre Arequipa y Huambo Vicente et al (1979) y Caldas (1973), observaron sobreescurrecimientos de bajo ángulo en los que el control litológico, son las Formaciones Murco y Seraj, dando origen a una serie autóctona de pliegues amplios, y a otra serie alóctona de pliegues apretados (VICENTE et al, 1979).

Como consecuencia de la fase peruana - ya en ambiente continental - se depositó la Formación Huanca. En el área de estudio no se observan afloramientos de esta Formación. Una vez depositada hubo una nueva compresión con dirección de esfuerzo similar al de esta fase, denominada Fase Incaica, que es la causante de que parte de los ejes de los pliegues rotaran hasta una posición E-W.

Posterior a la Fase Incaica hubo una prolongada actividad volcánica con la consiguiente deposición de materiales volcánicos (Grupo Tacaza).

Las fase peruana e Incaica constituye la mayor deformación de los Andes.

Fase Quechua

En el cuadrángulo de Caylloma la Fase Quechua afectó a las vulcanitas del Grupo Tacaza. Consta de dos etapas, ambas compresionales: la primera de plegamiento y la segunda de fracturamiento y fallamiento.

La primera etapa ocasionó pliegues amplios y simétricos de rumbo NW-SE con buzamientos de 10° a 20° . La segunda etapa dio origen a fallas de desgarre conjugadas y a fracturas de tensión. Las fallas de desgarre son de direcciones NW-SE y NE-SW. Las primeras son sinestrales y las segundas dextrales, resultando en una compresión E-W. Las fracturas de tensión se originaron al inicio del proceso de fracturamiento, por causa de la compresión.

Las rocas volcánicas del grupo Tacaza fueron sometidas a la actividad tectónica de la fase quechua en dos etapas de esfuerzos compresionales: la primera de plegamiento y la segunda de fallamiento de desgarre. Dichas estructuras favorecieron la circulación y deposición de las soluciones mineralizantes. Las estructuras que predominan son de orientación NE-SW y E-W.

Fase Pliocénica

La Fase Pliocénica afectó a las vulcanitas de la formación Sencca sin originar macroestructuras; más bien determinó los centros volcánicos por donde fluyeron dichas vulcanitas que se encuentran en posición horizontal. Los conductos volcánicos están alineados lo determina una relación vulcano- tectónica para esta fase.

La subsidencia que dio origen a la Caldera de Caylloma está relacionada a esta fase tectónica.

Caldera de Caylloma

Estructura de subsidencia relacionada con el tectonismo y el vulcanismo de tipo “valle”, con relleno de volcánicos andesíticos pleistocénicos. Se reconocen los siguientes eventos:

Eventos Pre-Caldera: el basamento de la caldera está constituido por rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades van desde el Jurásico hasta el Mioceno. Dichas unidades han sufrido procesos tectónicos del ciclo andino, siendo el más importante la Fase Quechua con una etapa de plegamiento suave (donde se formó el gran anticlinal Cailloma – Chivay) y otra de fallamiento con fallas de desgarre conjugadas. El vulcanismo del Grupo Tacaza y la Fase Quechua, junto con las fallas de basamento, crearon las condiciones necesarias para la ubicación de la caldera.

Caldera: a fines del Mioceno se produjo una fuerte erosión que dio como resultado la formación de la Superficie Puna. Posteriormente se produjo el vulcanismo Sencca, en unidades homotaxiales, constituidas por tobas riolíticas a dacíticas de textura vitro-clástica, piroclásticas y fluidal, con fenocristales de plagioclasas, ortosa, cuarzo y fragmentos líticos, y contenido de 65 a 75% de SiO_2 , 12 a 20% de Al_2O_3 y 1.0 a 8.5% de $\text{Na} + \text{K}$, lo cual según la clasificación química de Middlemost (1972) corresponde a la clase riolítica – dacítica.

La caldera de Caylloma se formó debido a los siguientes eventos:

- Formación del anticlinal Caylloma-Chivay desarrollado sobre rocas del Mioceno (grupo Tacaza) durante la Fase Quechua. El anticlinal, tiene rumbo NW-SE y los flancos son simétricos y de suave buzamiento.
- Formación de fallas de desgarre conjugadas durante la etapa de ruptura de la Fase Quechua que afectaron a las rocas pre-miocénicas.
- Erupción y deposición de las tobas de la Formación Sencca, producto de un

vulcanismo de naturaleza explosiva y efusiva de tipo central (principalmente, aunque en algunas áreas se observa el tipo fisura).

- Ocurrencia de un tectonismo distensivo desarrollado al final de deposición de las tobas de la formación Sencca.

Dichos fenómenos tuvieron su mayor desarrollo en el área de subsidencia, lo que permitió la formación de la caldera que tiene una forma elíptica con su eje menor de dirección este-oeste, de 20 km. y su eje mayor norte sur, de 28 km. La subsidencia de la Caldera Cailloma se produjo al final del vulcanismo Sencca.

Eventos Post-Caldera: Una vez producido el colapso se formó una depresión que fue aprovechada para la formación de un gran lago, el cual dio origen a la formación Pusa. La erosión, el tectonismo y el vulcanismo continuaron emplazándose en el Pleistoceno, así como las rocas volcánicas de los grupos Barroso y Andagua. Estos eventos dieron como resultado el perfil actual de la Caldera. Actualmente se observa la ocurrencia de fuentes termales que son controladas por la Caldera Cailloma.

Fase Cuaternaria

La fase Cuaternaria afectó a las rocas volcánicas de los grupos Barroso y Andagua. En el área de estudio no se han determinado fallas que afecten a las mencionadas unidades litológicas, pero el análisis de la posición de los conductos volcánicos indica zonas de debilidad por donde fluyeron los magmas que coinciden con fisuras de erupción. Dichas fisuras tienen un alineamiento casi E-W a ENE-WSW y ESE-WNW para los aparatos ligados al vulcanismo del grupo Barroso, mientras que los aparatos relacionados al vulcanismo del grupo Andagua tienen una dirección N-S. Los lineamientos citados corresponden a una tectónica de fractura relacionada a fallas de basamento.

Tipos de depósito

El depósito de Suyckutambo consiste en una serie de vetas (filoniano) y localmente mineralización diseminada, epitermal de baja a intermedia sulfuración, con mineralización económica de Au y Ag sin contenidos económicos de Pb, Zn y/o Cu. Estas vetas se encuentran emplazadas en rocas volcánicas (andesitas y dacitas principalmente) del grupo Tacaza. Las vetas tienen una orientación N50°E (Chila – Santa Úrsula) y N70°E a E-W (sistemas Potosí y Raquel), con afloramientos hasta de 800 m. y potencias hasta de 13 m (Santa Úrsula). Las vetas en la mina Suyckutambo están relacionadas con estructuras de cizallamiento y tensión con tres direcciones predominantes NE-SW, NW-SE y E-W.

Las principales vetas del depósito son: Carmen, Santa Úrsula, Corona, Nueva Corona, Potosí, San José y San Mateo. Todas las vetas fueron originadas por relleno de fracturas. La mineralización de Au y Ag en estas vetas es irregular, de tipo “rosario”, con variaciones en vertical y horizontal que forman clavos mineralizados limitados por zonas estériles.

Las texturas epitermales más comunes en las vetas son geodas, crustificación y diseminación en la roca caja. Esta generalmente está silicificada cerca de las estructuras, observándose localmente un halo de alteración argílica a propilítica en los bordes externos de las vetas.

De acuerdo con el zonamiento vertical que presentan los sistemas estructurales del área de estudio, el emplazamiento de brechas hidrotermales y cuerpos porfiríticos hipoabisales y la presión del ambiente deposicional tendríamos yacimientos epitermales de baja sulfuración a intermedia.

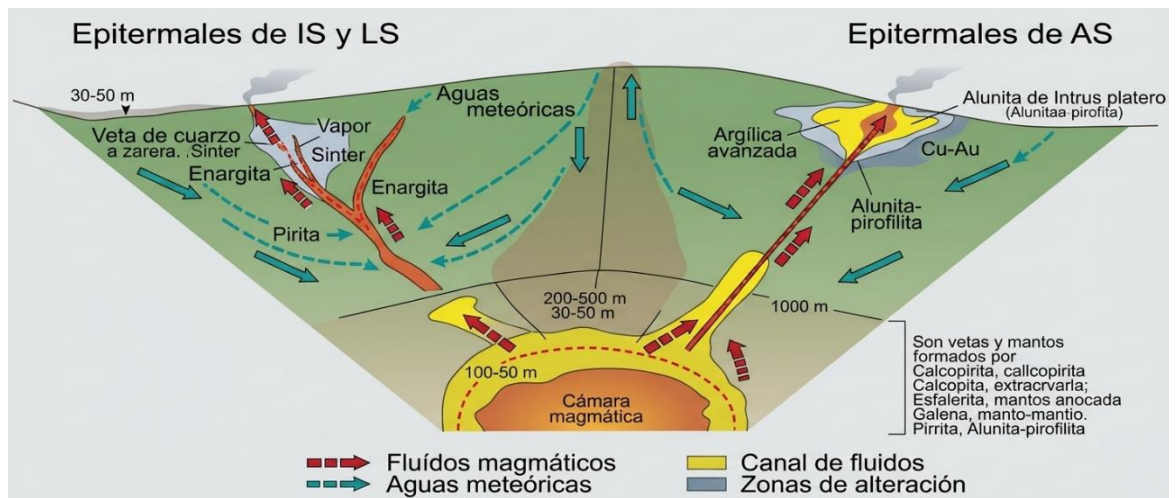
Dentro del área del proyecto se puede distinguir al menos tres sistemas metalogenéticos asociados a mineralización epitermal de Au-Ag-Pb-Zn y Cu:

Sistema Baja Sulfuración Au-Ag (Suyckutambo) Este sistema está caracterizado por tener una mineralización principal de Au y Ag y en poca muy proporción Pb-Zn y Cu (entre 200 ppm y 100 ppm) y una ganga de cuarzo-adularia y arcillas. Este sistema presenta evidencias de varios episodios hidrotermales, los cuales aceleraron la oxidación y lixiviación del yacimiento.

Para la caracterización de este yacimiento de baja sulfuración se tiene los siguientes controles litológicos y estructurales: el Pórfido Dacítico que presenta una alteración Fílica (cuarzo-Ser- Pirita) con una intensidad que varía desde moderada a pervasiva ubicado entre las Veta Fátimay Ramal Potosí Sur; la falla Chila, con una dirección aproximada de N65°W / 75° SW, la que controla el emplazamiento de las veta Santa Úrsula, Carmen y todo el sistema de Potosí; y la Brecha Hidrotermal Potosí de clastos soportados y alteración que va desde una Argílico moderado hasta una Silicificación fuerte, y que controla el emplazamiento de vetas del Sistema Potosí y Blanca y sus ramales asociados a esta.

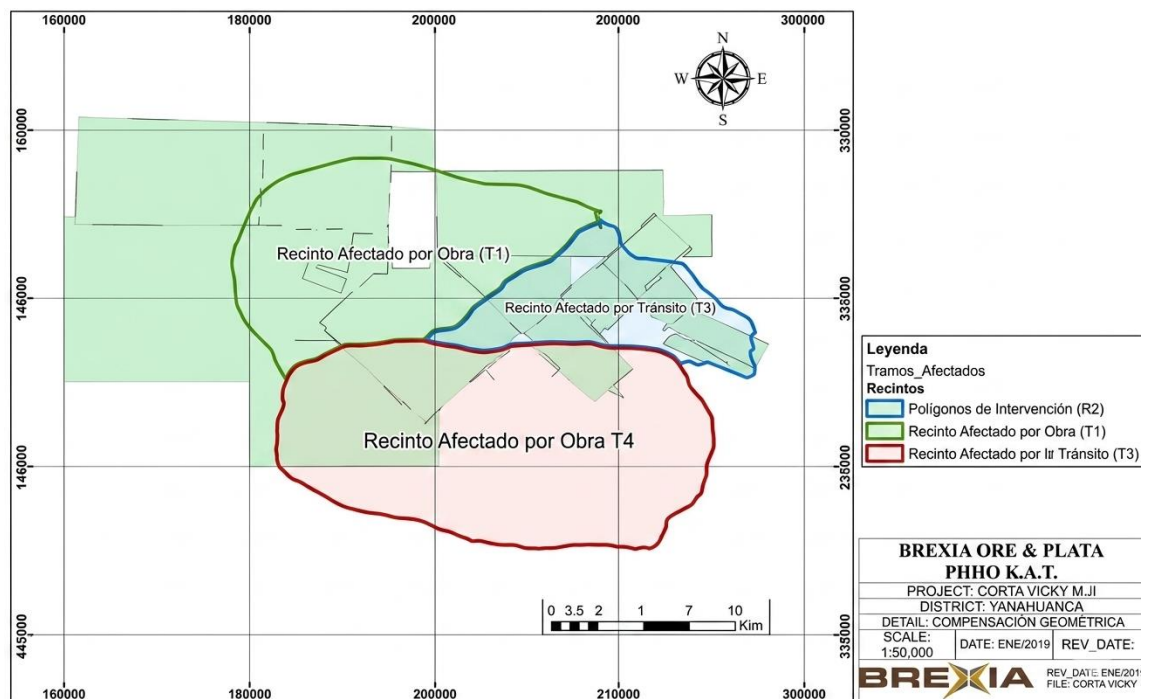
Sistema Intermedia Sulfuración Au-Ag (San Miguel) este sistema está caracterizado por tener una mineralización de Au y Ag, sulfuros de Ag (Argentita) con un mínimo incremento de Pb a 600 ppm y Zn a 200 ppm aproximadamente. Este tipo de yacimiento tiene dos controles de mineralización: un sistema de fallas sinestrales de dirección NNW-SSE y el segundo control se encuentra en la asociación de un Pórfido Dacítico con mineralización de Au- Ag y Cu.

Figura 41 Tipo de depósito asociado a los yacimientos estudiados de BGP



Nota. Modelo de yacimientos estudiados por BGP.

Figura 42 Plano de las propiedades de BGPP y los tipos de mineralización encontrados en zonas adyacentes a las propiedades



Nota. Propiedades de BGP y tipos de mineralización.

Sistema Intermedia Sulfuración Au-Ag-Pb-Zn, este tipo de yacimiento es característico en las minas de Max Pala y La Pulpera, es controlado principalmente por un sistema de fallamiento transcurrente y a la vez normal de dirección NWW-SEE y

NNW y SSE. La mayoría de las vetas emplazadas en este sistema son brechadas, con textura de clastos soportados con una matriz de sulfuros de Ag-Pb-Zn y Cu en la cual tiene la asociación de Au. Este tipo de yacimiento está definido por fallas longitudinales brechadas y profundas.

Geología estructural

En la zona de exploraciones predominan los controles primarios (veta Santa Úrsula, diques, veta Fátima), en otras zonas los rasgos sobreimpuestos son los controles básicos (Falla Chila, veta Carmen, veta Roxana). Uno de los modelos estructurales a seguir en la zona de Suyckutambo y la que más se acerca a nuestro modelo del target mineralizado, es un sistema estructural tipo Riedel dado por la falla Chila como primer limite, y como segundo limite la falla que controla la mineralización entre Maxpala y Suyckutambo. En medio de estas fallas, las vetas se estarían definiendo como un sistema estructural mineralizado de fallas conjugadas asociadas al sistema Riedel. Las fracturas originadas por las fallas presentan en determinadas secciones ligero brechamiento, lo que sugiere que se han formado relativamente a poca profundidad.

En lo que respecta a los factores que determinan las zonas de concentración de mineral, ellos están relacionados principalmente a las características de las fracturas. En las zonas donde estas fracturas se estrangulan, cambian de inclinación o presentan un material tanto permeable, la circulación de las soluciones mineralizantes son perturbadas en su ascenso y dan lugar a la concentración de

A continuación, se menciona los sistemas estructurales ubicados en la zona de trabajo (Ver zonas de mineral). Estas zonas críticas de las fracturas se les conocen con el nombre de barreras y están caracterizadas por su baja mineralización.

Es notorio también el estrangulamiento a profundidad en la zona de brecha de la falla Chila, su zona de cizalla tiene más de 20 metros en superficie y en el taladro

diamantino DDH-05-07 su zona de cizalla solo llega a tener 1.20 metros. Esta característica nos indica que la falla se ha originado por tensiones tangenciales poco profundas.

Entre San Miguel y Suyckutambo se han determinado fallas longitudinales, transversales y por último juntas con un rumbo promedio NE-SW que han hecho posible la formación de diferentes tipos de vetas. Las fallas post-minerales son las que han desplazado las vetas, esto se nota mejor en interior mina (Sistema Potosí); y a veces se presentan en las mismas vetas en la que se tiene evidencia de mineral de arrastre en la zona de falla (Veta Blanca y Santa Úrsula)

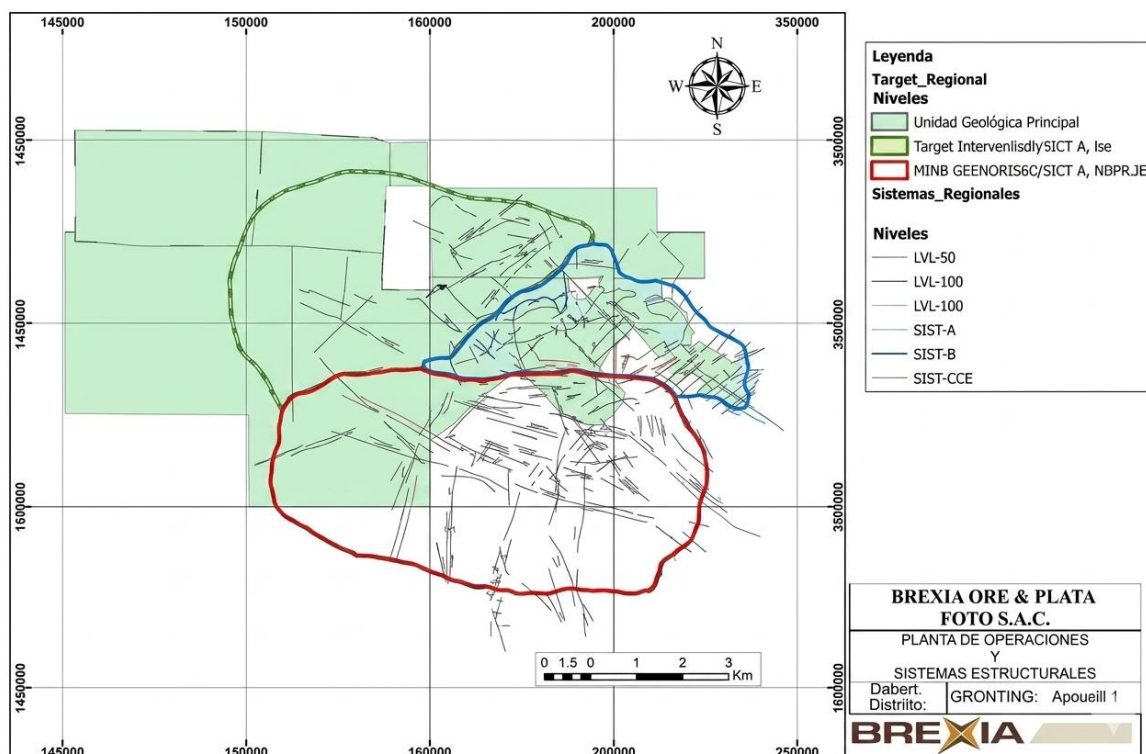
Las fallas transcurrentes son perpendiculares al sistema NE-SW y NW-SE, son fallas normales de trazo extenso, estas fallas son recetoras de mineralización, son el resultado de esfuerzos secundarios (post mineral) que acompañaron el esfuerzo principal que origino el fracturamiento de la zona. Ver figura 25.

Sistema NW-SE: Corresponde al sistema de fallamiento Chila y Santa Úrsula y dos estructuras paralelas ubicadas hacia el SW de las fallas. Este sistema está controlado por el sistema NE-SW. Como vetas principales de este sistema tenemos a las vetas Santa Úrsula, Carmen y Chila.

Falla Chila: Esta falla se expone en la unidad Suyckutambo; se considera como normal y de rumbo con salto y desplazamiento tanto en la vertical como en horizontal con rumbo general de N60°W con buzamiento de 75°SW, las estrías observadas en el espejo de falla tienen una inclinación de 10° a 15° al SE. La zona afectada por la falla “zona de cizallamiento” tiene aproximadamente 20 metros de ancho, y está caracterizada por un intenso fracturamiento, brechamiento y alteración. En esa zona de cizallamiento se observan venillas de cuarzo con mineralización escasa, y a la vez este sirvió para el emplazamiento de ramales. El buzamiento de la falla con la veta Santa

Úrsula en algunas zonas es opuesto y en otras su buzamiento es más inclinado a favor de la falla Chila.

Figura 42 Plano de lineamiento estructural del proyecto Suyckutambo.



Nota. Plano elaborado en el departamento de geología de BREXIA.

Fallamiento Santa Úrsula: este fallamiento acompaña a la veta Santa Úrsula en toda su longitud, es también uno de los principales componentes junto con la falla Chila en el control mineralógico de todo el yacimiento Suyckutambo, tiene una dirección de N65°W y buzamiento de 70°SW el diaclasamiento existente en la roca andesítica, tiene la dirección asociada a la falla Chila veta Santa Úrsula, esta falla está más expuesta en interior mina.

Sistema E-W: Sistema transcurrente normal que divide la mineralización de baja sulfuración a intermedia sulfuración polimetálica. Se caracteriza por ser un sistema de fallas transcurrentes que cortan la falla Chila sin deformarla y se trasladan hasta la veta Santa Úrsula flexionándola. El sistema tiene una longitud aproximada de 7 km y es posterior al emplazamiento de la falla Chila, ya que la falla principal de este sistema

corta dicha falla y la desplaza levemente. Este Fallamiento es muy importante ya que controla el sistema de vetas Roxana, Negra y sus ramales asociados a estas, así como su mineralización post fallamiento

Sistema NWW-SEE (posiblemente ultimo evento de mineralización): Sistema transcurrente normal correspondiente a la mineralización polimetálica de las minas Maxpala y La Pulpera, es un sistema extensional ubicado y controlado entre el sistema NW-SE y posiblemente el E-W. Al igual que la mayoría de las vetas de relleno de fallas la mineralización está relacionada a post fallamiento. Las estructuras de relleno con fallas dextrales y lineamiento viene acompañados con lazos sigmoides distensivos, esto es evidenciado por las texturas crustiforme, brechas mineralizadas y otros tipos de textura de relleno de espacios abiertos.

Figura 43 *Lineamiento de falla Chila*



Nota. Fotografía visualizando el lineamiento de la falla Chila.

Sistema NE-SW: Este sistema divide a la mineralización de baja sulfuración (Suyckutambo) con la de intermedia sulfuración de San Miguel. Formada por un

sistema de falla inversas, este sistema tiene como corredor estructural principal el sistema Alejandrina con una dirección variable entre N65E a N75E de aproximadamente 2.5 km de largo, la característica de este sistema es que está emplazado en las tobas andesíticas de textura afanítica y una brecha volcánica extrusiva con clastos subangulares, en ese sistema se puede apreciar el emplazamiento de diques andesíticos hipoabisales así como también brechas hidrotermales asociadas a los lineamientos.

Sistema N-S: Posiblemente tenga un movimiento hacia el sur debido a que los esfuerzos postcaldera de Caylloma. Falta realizar visitas de campo a esta zona de fallamiento y posible mineralización.

Mineralización

Las zonas mineralizadas en la unidad Suyckutambo presentan todas las características de un Yacimiento filoneano de origen epigenetico, con mineralización principal de Au y Ag (Baja sulfuración), y en menos proporción Plomo, Zinc y Cobre. La alteración que circunda a las vetasvaría en amplitud desde menos un metro hasta más de 40 metros, a ambos lados de la veta. En general hay una secuencia de cuarzo bandeado y brechado en la veta, pasando a una zona alterada de caolinita de intensa a débil. Muchos de los volcánicos circundantes exhiben una alteración propilítica considerable en la cual se desarrolló clorita, pirita y carbonatos.

La mineralización de Suyckutambo se encuentra asociada a dos lineamientos estructurales principales NW-SE y tensionales de dirección NEE-SWW, en medio de los cuales encontramos un pequeño pórfido dacítico y la brecha hidrotermal de Potosí. Asociados a este sistema de cuerpos intrusivos se ubican las principales vetas con mineralización económica de Au y Ag. El clavo principal, se desarrolla en este sector. El sistema NW-SE (falla Chila) probablemente es posterior al sistema NE-SW (Potosí,

San Mateo y ramales). En consecuencia, la falla Chila, desplaza al sistema de fallas NE-SW. La interpretación geoquímica del sistema de vetas NE muestra la continuidad de la mineralización en sentido vertical.

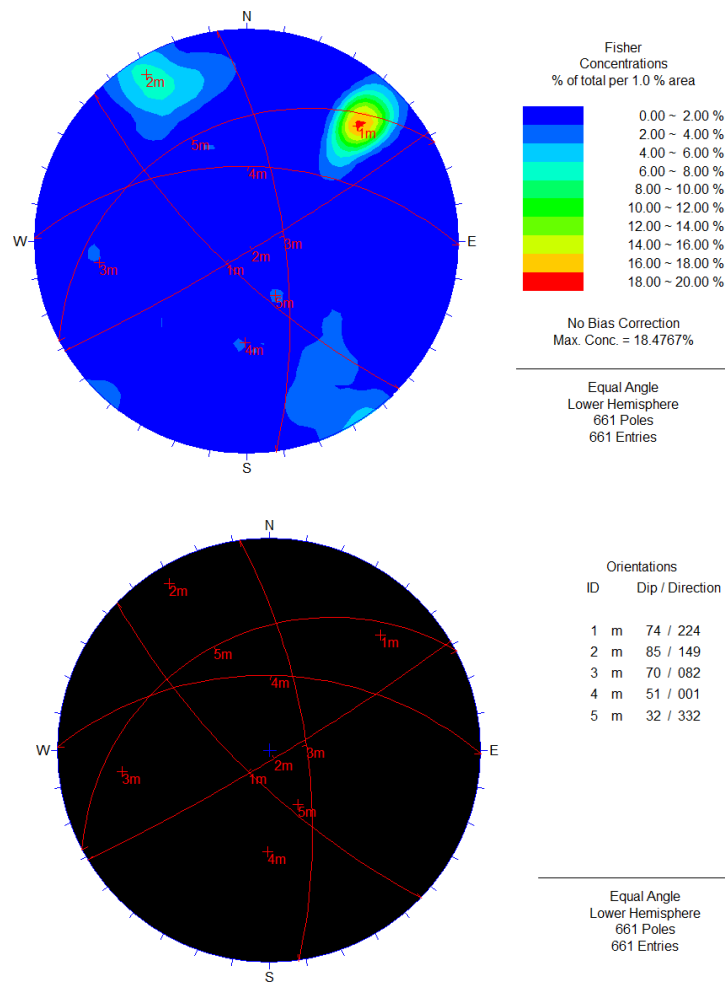
La mayoría de las vetas de la Unidad Suyckutambo consta de cuarzo hialino, lechoso, gris y amatista con disseminación de pirita. En el sistema Potosí se puede encontrar tetraedrita y pirita. El sistema estructural NEE-SWW es el posiblemente el control metalogénico para el cambio de mineralización, pasando de baja sulfuración Au-Ag a una Intermedia sulfuración Au- Ag, Pb, Zn y Cu

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Posterior a la segunda fase del plegamiento Andino (Fase Inca), hubo una prolongada actividad volcánica con la consiguiente deposición de materiales volcánicos (Grupo Tacaza), los que fueron sometidos a la actividad tectónica de la fase Quechua, en dos etapas de esfuerzos compresionales, la primera de plegamiento y la segunda de fallamiento de desgarre conjugadas, fracturamiento, y fracturas de tensión, estructuras que favorecieron la circulación y deposición de las soluciones mineralizantes.

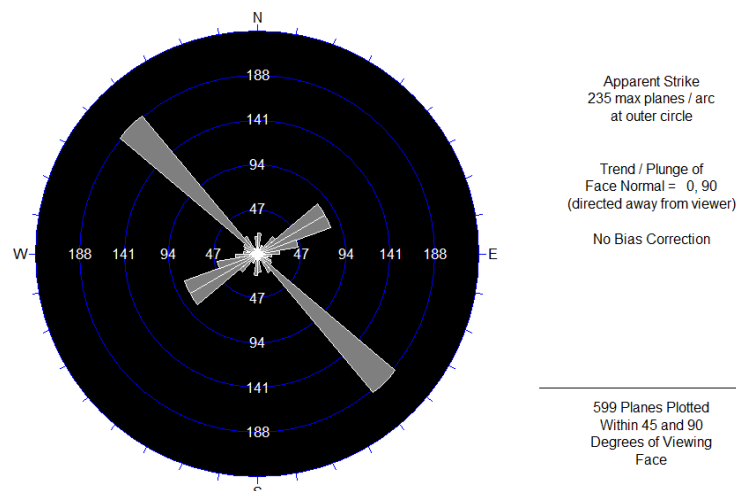
Para analizar la distribución de discontinuidades se hace uso del software Dips 6.0 de la empresa *Rocscience* permite representando estructuras en la mina. Se hará un análisis estructural individual de las estructuras por cada estación y luego un análisis global de las mismas. La representación de las cuñas en cada estación se hará con el software Unwedge 3.0 que permite representar la formación de cuñas en el techo y paredes de la excavación.

Análisis global de discontinuidades



El 20% del sistema total de fracturas, este set de fracturas con buzamiento 74 y dirección de buzamiento 224 es el principal. El análisis de formación de cuñas se hará individualmente para cada estación geomecánica.

Dirección más desfavorable para el minado



En este gráfico se observa que la dirección más desfavorable para el minado es de Rumbo N45W que se presenta 188 veces.

Caracterización de la masa rocosa

Los dominios geotécnicos y estructuras que predominan en la zona. Para este mapeo geomecánico se usó la clasificación RMR de Bieniawski 1989. En la mina el Santo se han tomado 15 estaciones geomecánicas y se encontraron los siguientes tipos de roca:

- Tipo IIB RMR 61-70 para lo cual se requiere un soporte esporádico con perno puntual
- Tipo IIIA RMR 51-60 para lo cual se requiere un sostenimiento con pernos helicoidal sistemático
- Tipo IIIB RMR 41-50 para este tipo de roca se requiere sostener con malla y perno helicoidal
- Tipo IVA RMR 31-40 Este tipo de roca requiere un mayor refuerzo y se debe usar shotcrete de 2" con fibra + perno helicoidal si se presenta bloques
- Tipo IVB RMR 21-30 Sostenimiento con cimbras tipo H6".

En los registros de datos se describen según la clasificación de Bieniawski cada estación Geomecánica. En estos registros se indica la ubicación por coordenada de cada estación. El valor final de RMR es el ajustado por orientación de discontinuidades.

Registros de datos:

Estación Geomecánica: E17 Station:

2014-09-21_09-50-40 Date of

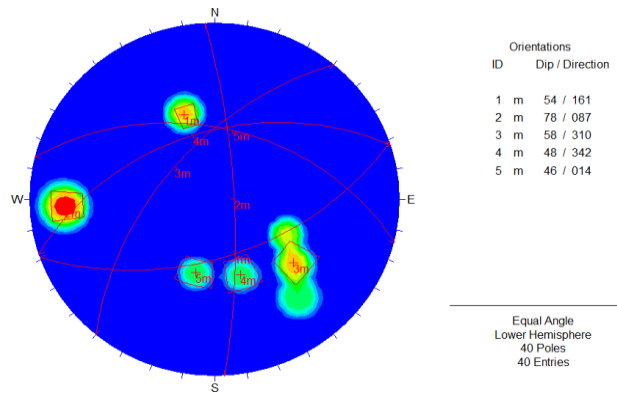
Report: 25/5/2015 1:11:36

E = 196296.279

N = 8320715.405

Z = 4672.243

Rock Mass Rating System
(After Bieniawski 1989).



A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS

Parameter	Values	Rati
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	None	6
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Hard < 5 mm	4
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ.)	0	
General conditions	Completely	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very	-12
Obtained RMR Value:	53	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	11,9 GPa	

Estación Geomecánica:18

Station: 2014-09-21_10-01-05

Date of Report:

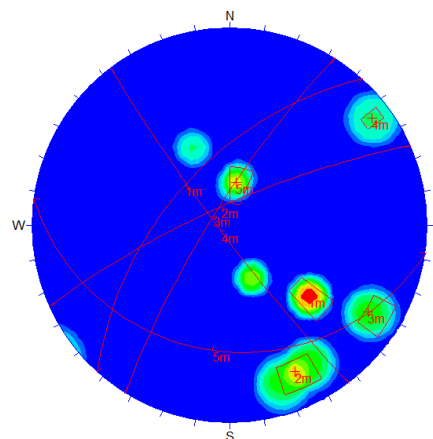
25/5/2015 E =

196226.404

N = 8320674.665

Z = 4663.047

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip	Direction
1	m	56 / 312
2	m	78 / 336
3	m	79 / 302
4	m	84 / 233
5	m	25 / 188

Equal Angle
Lower Hemisphere
36 Poles
36 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Slightly weathered	5
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very unfavourable	-12
Obtained RMR Value:	48	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	08,9 GPa	

Estación Geomecánica: E19

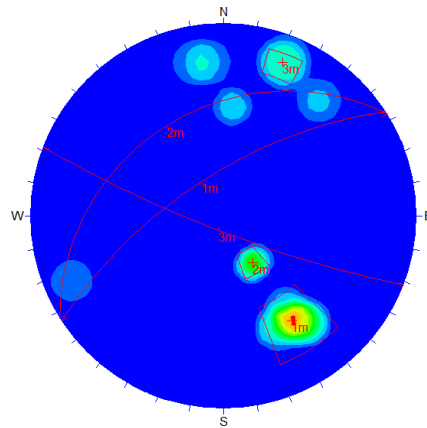
Station: 2014-09-21_10-04-43

Date of Report: 25/5/2015 1:12:18

E = 196211.236 N = 8320667.087

Z = 4661.475

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip / Direction	
1	m 66 / 327	
2	m 32 / 328	
3	m 81 / 201	

Equal Angle
Lower Hemisphere
60 Poles
60 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	75-90 %	17
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	3-10 m	2
Separation (aperture)	None	6
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very unfavourable	-12
Obtained RMR Value:	56	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		

Class number	III
Description	Fair rock
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa
Friction angle of rock mass	25 - 35 °
Modulus of deformation Em	14,1 GPa

Estación Geomecánica: E20

Station: 2014-09-21_10-12-41

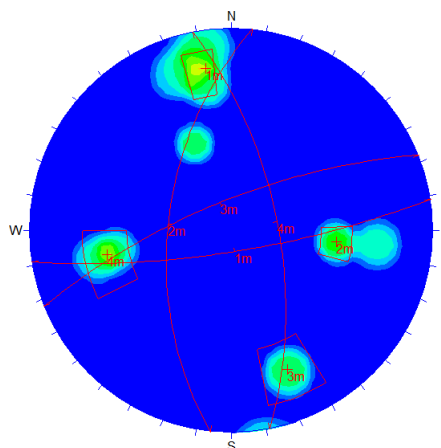
Date of Report: 25/5/2015

1:12:48 E = 196179.197

N = 8320655.051

Z = 4655.057

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip / Direction	
1	m 78 / 171	
2	m 55 / 276	
3	m 73 / 338	
4	m 64 / 079	

Equal Angle
Lower Hemisphere
40 Poles
40 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. Strength	50-100 MPa	7
Point-load strength index	2-4 MPa	
Drill core Quality RQD	25-50 %	8
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	3-10 m	2
Separation (aperture)	<0.1 mm	5
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Moderately weathered	3
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Fair	-5
Obtained RMR Value:	45	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	07,5 GPa	

Estación Geomecánica: E21

Station: 2014-09-21_10-26-58

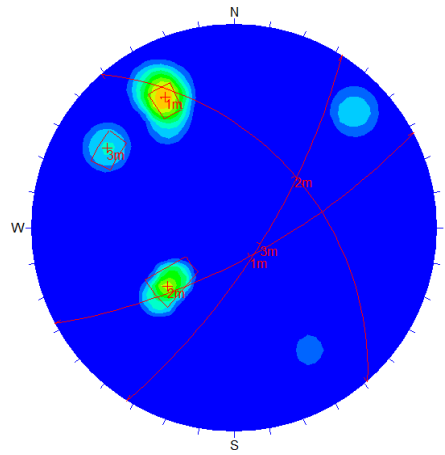
Date of Report: 25/5/2015

1:13:36 E = 196127.337

N = 8320624.546

Z = 4647.437

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip	Direction
1	m	72 / 152
2	m	47 / 049
3	m	73 / 122

Equal Angle
Lower Hemisphere
45 Poles
45 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. Strength	50-100 MPa	7
Point-load strength index	2-4 MPa	
Drill core Quality RQD	75-90 %	17
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	<0.1 mm	5
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Fair	-5
Obtained RMR Value:	56	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	14,1 GPa	

Estación Geomecánica: E22

Station: 2014-09-21_10-52-52

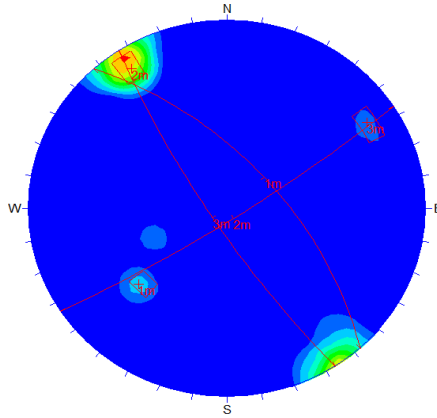
Date of Report: 25/5/2015

1:13:56 E = 196082.668

N = 8320546.086

Z = 4635.519

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip / Direction	
1	m	62 / 048
2	m	83 / 147
3	m	80 / 237

Equal Angle
Lower Hemisphere
80 Poles
80 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. Strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Slightly weathered	5
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Fair	-5
Obtained RMR Value:	55	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	13,3 GPa	

Estación Geomecánica: E23

Station: 2014-09-21_11-20-27

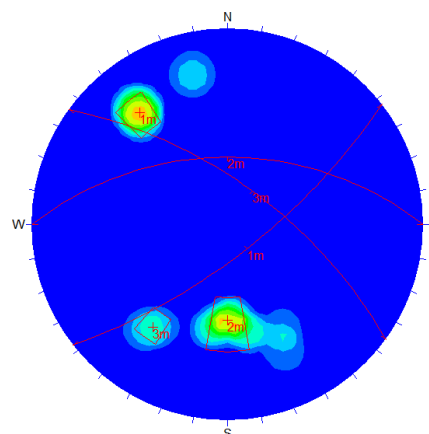
Date of Report: 25/5/201

1:14:24 E = 196048.813

N = 8320522.002

Z = 4630.294

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip	Direction
1	m	72 / 142
2	m	52 / 360
3	m	66 / 036

Equal Angle
Lower Hemisphere
54 Poles
54 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. Strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Slightly weathered	5
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Fair	-5
Obtained RMR Value:	55	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	13,3 GPa	

Estación Geomecánica E24

Station 2014-09-21_11-29-37

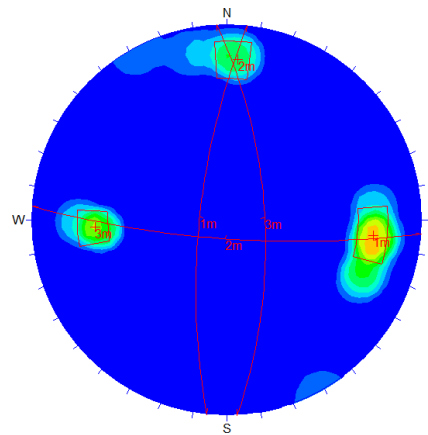
Date of Report: 25/5/2015

1:14:42 E = 196041.533

N = 8320505.005

Z = 4628.597

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip	Direction
1 m	74	276
2 m	79	184
3 m	68	087

Equal Angle
Lower Hemisphere
37 Poles
37 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	50-100 MPa	7
Point-load strength index	2-4 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	10-20 m	4
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Slightly weathered	5
Groundwater		15
Inflow per 10 m tunnel length	None	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0	
General conditions	Completely dry	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very unfavourable	-12
Obtained RMR Value:	46	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	07,9 GPa	

Estación Geomecánica: E25

Station: 2014-09-21_11-34-37

Date of Report:

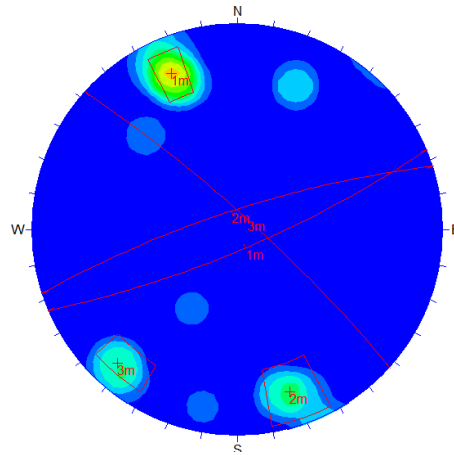
25/5/2015 1:15:2

E = 196055.787

N = 8320494.349

Z = 4627.146

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip	Direction
1	m	79 / 157
2	m	79 / 342
3	m	82 / 042

Equal Angle
Lower Hemisphere
72 Poles
72 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	75-90 %	17
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	3-10 m	2
Separation (aperture)	<0.1 mm	5
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		10
Inflow per 10 m tunnel length	<10 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	<0.1	
General conditions	Damp	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Fair	-5
Obtained RMR Value:	57	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	15,0 GPa	

Estación Geomecánica: E26

Station: 2014-09-21_11-44-15

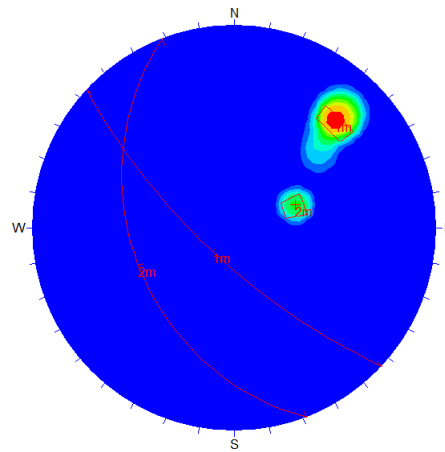
Date of Report: 25/5/2015

1:15:24 E = 196055.787

N = 8320494.349

Z = 4627.146

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations
ID Dip / Direction
1 m 72 / 223
2 m 36 / 249

Equal Angle
Lower Hemisphere
24 Poles
24 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		10
Inflow per 10 m tunnel length	<10 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	<0.1	
General conditions	Damp	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very unfavourable	-12
Obtained RMR Value:	44	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	07,1 GPa	

Estación Geomecánica: E27

Station: 2014-09-21_12-01-54

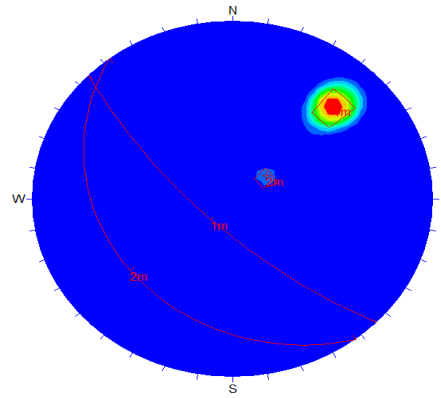
Date of Report: 25/5/2015

1:16:42 E = 196101.383

N = 8320509.777

Z = 4620.438

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations
ID Dip / Direction
1 m 72 / 224
2 m 24 / 232

Equal Angle
Lower Hemisphere
30 Poles
30 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250	12
	MPa	
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	<0.1 mm	5
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft < 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		10
Inflow per 10 m tunnel length	<10 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	<0.1	
General conditions	Damp	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Favourable	-2
Obtained RMR Value:	55	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	13,3 GPa	

Estación Geomecánica: E28

Station: 2014-09-21_12-09-24

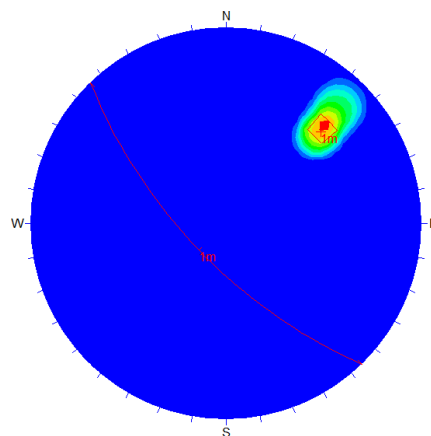
Date of Report: 25/5/2015

1:17:5 E = 196101.097

N = 8320531.858

Z = 4620.854

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations
ID Dip / Direction
1 m 68 / 226

Equal Angle
Lower Hemisphere
23 Poles
23 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	<0.1 mm	5
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Hard > 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		10
Inflow per 10 m tunnel length	<10 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	<0.1	
General conditions	Damp	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very favourable	0
Obtained RMR Value:	57	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	15.0 GPa	

Estación Geomecánica: E29

Station: 2014-09-21_12-13-51

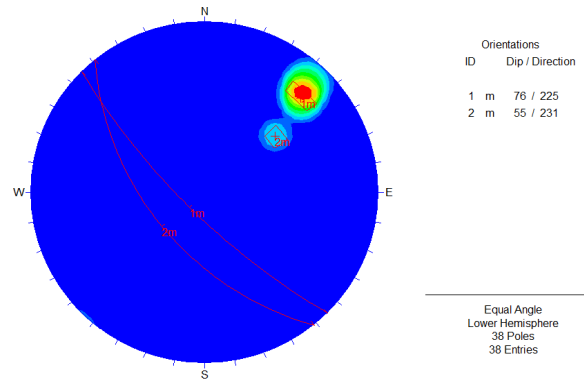
Date of Report: 25/5/2015

1:17:28 E = 196105.577

N = 8320538.148

Z = 4621.013

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	50-100 MPa	7
Point-load strength index	2-4 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Soft > 5 mm	0
Weathering	Slightly weathered	5
Groundwater		7
Inflow per 10 m tunnel length	10-25 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0.1-0.2	
General conditions	Wet	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very unfavourable	-12
Obtained RMR Value:	33	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	IV	
Description	Poor rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	10 hours for 2.5 m span	
Cohesion of rock mass	100 - 200 kPa	
Friction angle of rock mass	<15 °	
Modulus of deformation Em	03,8 GPa	

Estación Geomecánica: E30

Station: 2014-09-21_12-19-06

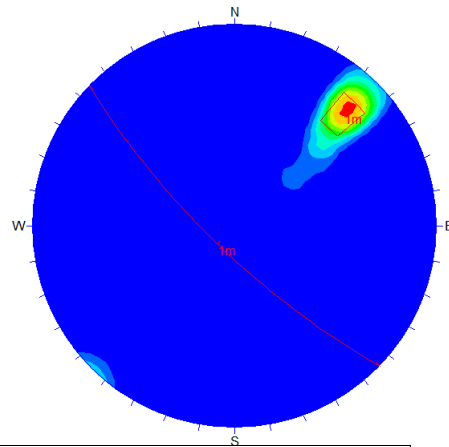
Date of Report: 25/5/2015

1:17:48 E = 196106.232

N = 8320555.673

Z = 4621.347

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations
ID Dip / Direction
1 m 76 / 224

Equal Angle
Lower Hemisphere
36 Poles
36 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	50-75 %	13
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	1
Separation (aperture)	<0.1 mm	5
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Hard < 5 mm	4
Weathering	Unweathered	6
Groundwater		10
Inflow per 10 m tunnel length	<10 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	<0.1	
General conditions	Damp	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Very favourable	0
Obtained RMR Value:	59	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	16,8 GPa	

Estación Geomecánica: E31

Station: 2014-09-21_12-32-52

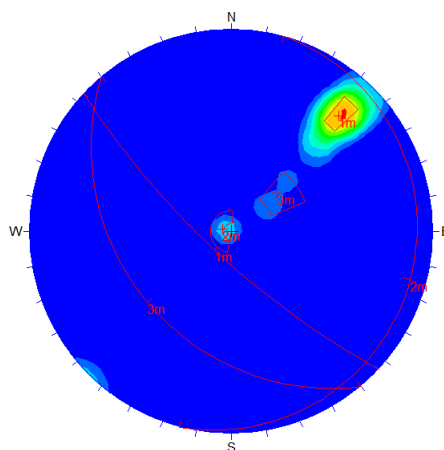
Date of Report: 25/5/2015

1:18:9 E = 196091.964

N = 8320464.885

Z = 4624.092

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).



Orientations		
ID	Dip	Direction
1	m	76 / 223
2	m	05 / 105
3	m	33 / 230

Equal Angle
Lower Hemisphere
46 Poles
46 Entries

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND RATINGS		
Parameter	Values	Rating
Strength		
Uniaxial comp. strength	100-250 MPa	12
Point-load strength index	4-10 MPa	
Drill core Quality RQD	75-90 %	17
Discontinuities		
Spacing of discontinuities	60-200 mm	8
Discontinuity length (persistence)	1-3 m	4
Separation (aperture)	0.1 - 1.0 mm	4
Roughness	Slickensided	0
Infilling (gouge)	Hard > 5 mm	2
Weathering	Unweathered	6
	d	
Groundwater		7
Inflow per 10 m tunnel length	10-25 l/min	
(Joint water press.)/ (Major princ. stress)	0.1-0.2	
General conditions	Wet	
B. ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS		
Applied to:	Tunnels	
Strike and Dip Orientations:	Fair	-5
Obtained RMR Value:	55	
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED		
Class number	III	
Description	Fair rock	
Average stand-up time (Tunnel face)	1 week for 5 m span	
Cohesion of rock mass	200 - 300 kPa	
Friction angle of rock mass	25 - 35 °	
Modulus of deformation Em	13,3 GPa	

Modelo Geomecánico

Las propiedades elásticas de las muestras de andesita y mineral se han obtenido en roca intacta y no se considera ajuste por la calidad del macizo. El ajuste por la calidad de la roca se hará en modelo según la zona donde se esté analizando.

Ensayos de laboratorio realizados Andesita.

Tabla 4 *Compresión uniaxial, constantes elásticas, compresión triaxial de la andesita.*

Muestra Sondaje		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Densidad Seca (g/cm ³)	Densidad Húmeda (g/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m ³)
DD4-04-D-12 (1)	1	4.76	2.29	2.55	2.56	1.64	0.64	25.12
	2	4.76	2.15	2.64	2.66	1.83	0.69	26.02
	3	4.76	2.30	2.66	2.68	1.71	0.64	26.21
Promedio				2.62	2.63	1.73	0.66	25.78

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2216-02, dando los siguientes resultados:

El peso específico que se usará en el modelo será de 25.78 kN/m³ para las andesitas.

ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM D2938, dando el siguiente resultado:

Muestra Sondaje	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
DD4-04-D-12 (2)	4.75	9.56	103.0	594	58.2

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$).

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta para el caso de la andesita es de 58.2 MPa. Para el caso del modelo se usará el determinado por la clasificación geomecánica

ENSAYOS DE CONSTANTES ELÁSTICAS

El ensayo se realizó según la norma ASTM D3148, dando el siguiente resultado.

Muestra Sondaje	Módulo Young "E" (Gpa)	Relación de Poisson "v"
DD4-04-D-12 (4)	14.14	0.25

El módulo de Young para la andesita como roca intacta es de 14.14 GPa y una relación de Poisson de 0.25.

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2664-95, dando el siguiente resultado:

Muestra Sondaje		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confin. σ_3 (Mpa)	Carga (kN)	m_i	Cohesión (MPa)	Ángulo de Fricción Interno (°)
DD4-04-D-12 (3 y 7)	1	4.76	9.59	2	193.1			
	2	4.76	9.52	4	214.6	20.97	11.64	57.38
	3	4.76	9.52	6	254.9			

Nota. La andesita tiene constante m_i usada en criterio de falla de Hoek tiene un valor de 20.97. Ensayos de laboratorio realizados en muestras de mineral del cuarzo con rodonita.

El peso específico que se usará en el modelo para el mineral del cuarzo con rodonita, será de 28.88 kN/m³. Resultados generados por la Universidad Nacional de Ingeniería.

Tabla 5 *Compresión uniaxial, constantes elásticas, compresión triaxial para el cuarzo con rodonita.*

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)
M3	4.96	9.51	408.3	2146	210.4

El ensayo se realizó según la norma ASTM D2938, dando el siguiente resultado:

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$)

El valor de resistencia compresiva uniaxial para el mineral intacto es de 210 MPa.

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2216-02, dando los siguientes resultados:

Muestra		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Densidad Seca (g/cm ³)	Densidad Húmeda (g/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m ³)
M1	1	4.42	1.95	2.81	2.86	4.98	1.77	28.07
	2	4.42	1.89	2.85	2.92	6.69	2.35	28.63
	3	4.42	2.02	2.99	3.05	5.98	2.00	29.94
Promedio				2.88	2.94	5.88	2.04	28.88

ENSAYOS CONSTANTES ELÁSTICAS

El ensayo se realizó según la norma ASTM D3148, dando el siguiente resultado:

Muestra	Módulo Young "E" (Gpa)	Relación de Poisson "v"
M5	11.15	0.27

El módulo de elasticidad o módulo de Young para el mineral es de 11.15 GPa y un valor de 0.27 de peso específico.

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2664-95, dando el siguiente resultado:

Muestra		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confin. σ_3 (Mpa)	Carga (kN)	mi	Cohesión (Mpa)	Ángulo de Fricción Interno (°)
M4	1	5.38	10.86	2	416.0			
	2	5.38	10.90	4	432.5	27.94	17.41	62.23
	3	5.38	11.00	6	523.8			

Nota. El valor de la constante elástica *mi* para la muestra de mineral es de 27.94.

Resultados generados por la Universidad Nacional de Ingeniería.

Modelo de Esfuerzos y Deformaciones

La relación de esfuerzos horizontal y vertical se determina con la relación de Sheorey (1994), para lo cual se tiene que estimar el módulo de elasticidad del macizo rocoso.

Para determinar el módulo de Young del macizo rocoso define la relación lineal elástica entre el esfuerzo aplicado y la deformación producidas se hará con el método de Carranza Torres.

$$K = 0.25 + 7 * E * (0.001 + 1/Z)$$

Donde Z es la altura litostática y Eh es el módulo de deformación.

La carga litostática en el santo varía entre 50 m a 77 m. El valor estimado de $k = 1.7$

Estación Geomecánica E-17

Station: 2014-09-21_09-50-40Date of

Report:25/5/2015 1:11:36

E = 196296.279

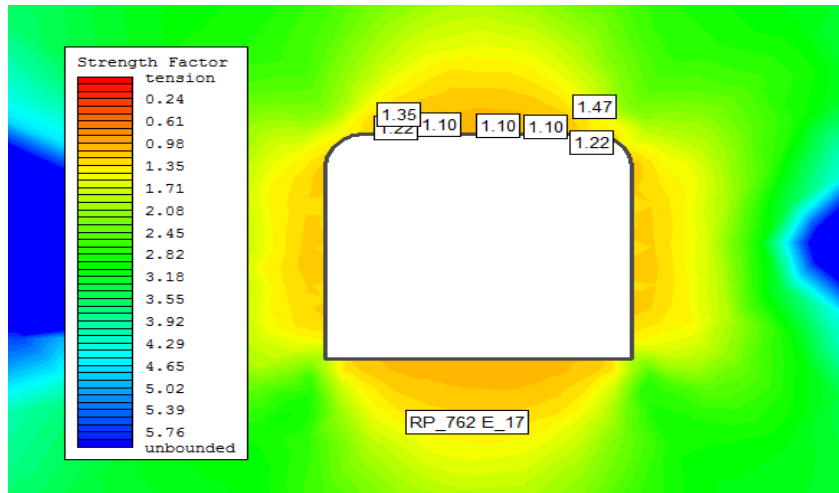
N = 8320715.405

Z = 4672.243

Rock Mass Rating System

(After Bieniawski 1989).

Factores de seguridad por encima de uno.



Estación Geomecánica E-18

Station: 2014-09-21_10-01-05

Date of Report:

25/5/2015 E =

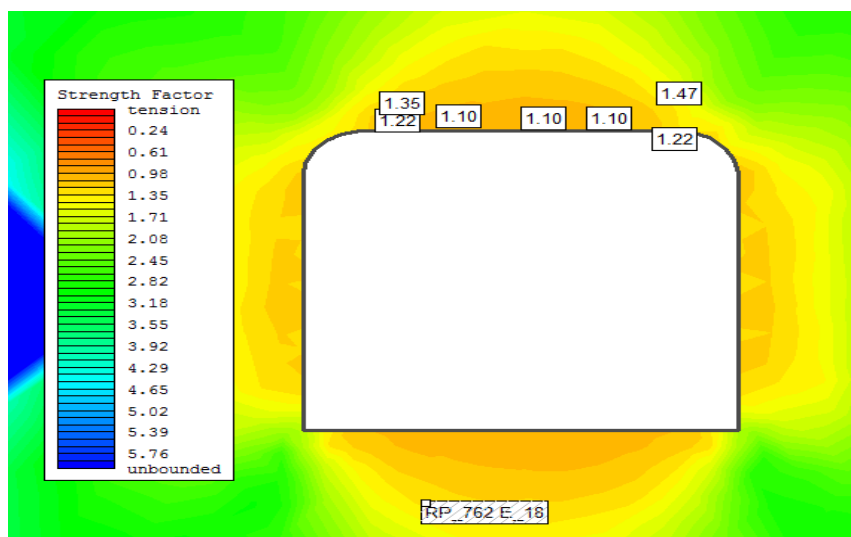
196226.404

N = 8320674.665

Z = 4663.047

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989)

Factores de seguridad por encima de uno



Estación Geomecánica E-19

Station: 2014-09-21_10-04-43

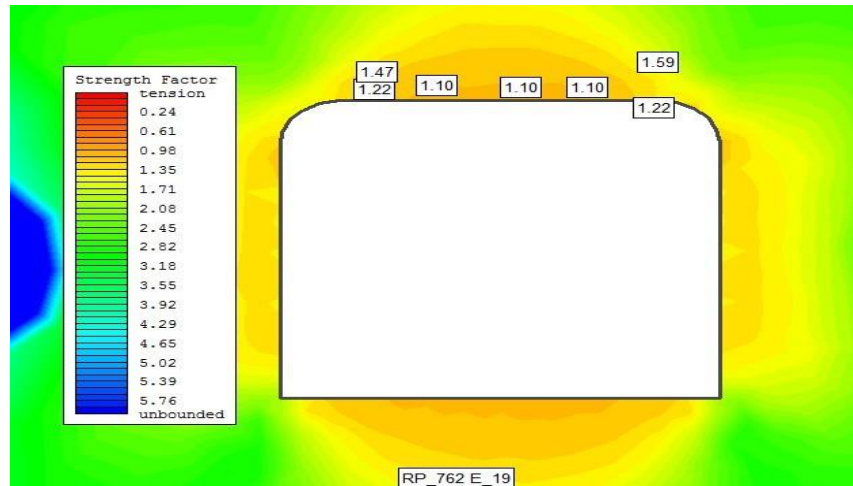
Date of Report: 25/5/2015 1:12:18

E = 196211.236 N = 8320667.087

Z = 4661.475

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Factores de seguridad por encima de uno.



Estación Geomecánica E-20

Station: 2014-09-21_10-12-41

Date of Report:

25/5/2015 1:12:48 E =

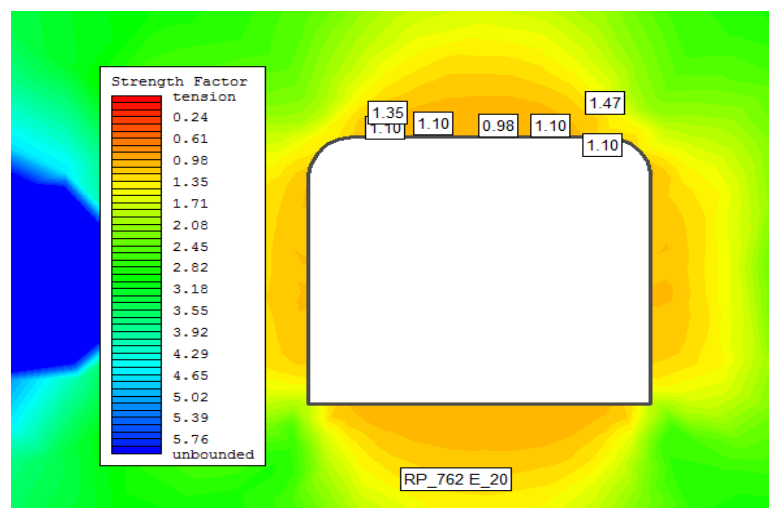
196179.197

N = 8320655.051

Z = 4655.057

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Factores de seguridad por encima de uno



Estación Geomecánica E-21

Station: 2014-09-21_10-26-58

Date of Report:

25/5/2015 1:13:36 E =

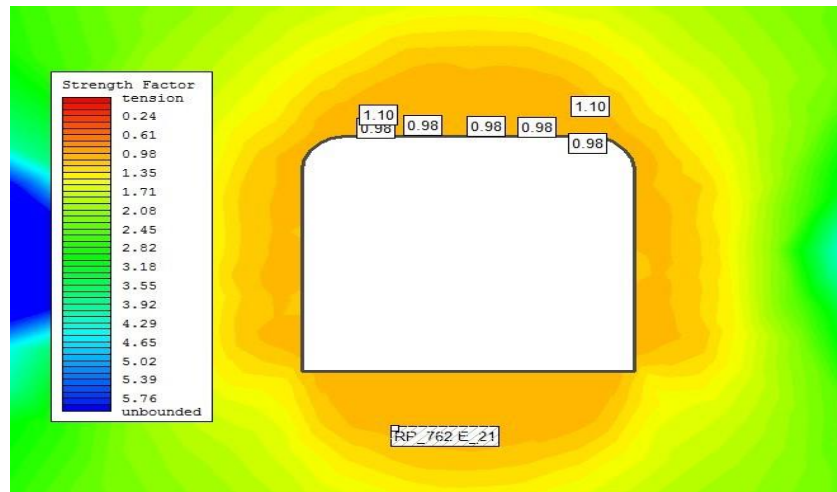
196127.337

N = 8320624.546

Z = 4647.437

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989)

Factores de seguridad en el contorno por debajo de uno, se colocó soporte con cimbras espaciadas a 1.2m.



Estación Geomecánica E-22

Station: 2014-09-21_10-52-52

Date of Report:

25/5/2015 1:13:56 E =

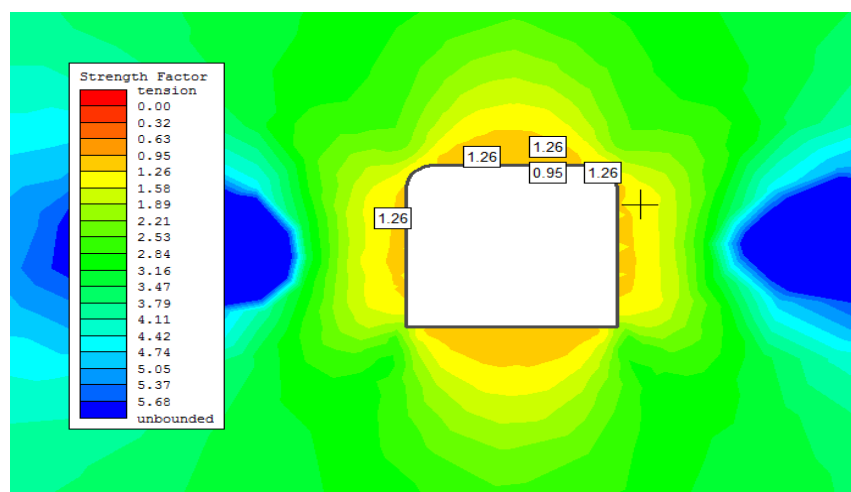
196082.668

N = 8320546.086

Z = 4635.519

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Sostenimiento con perno helicoidal sistemático factores de seguridad cercanos a uno.



Estación Geomecánica E-23

Station: 2014-09-21_11-20-27

Date of Report:

25/5/201 1:14:24 E =

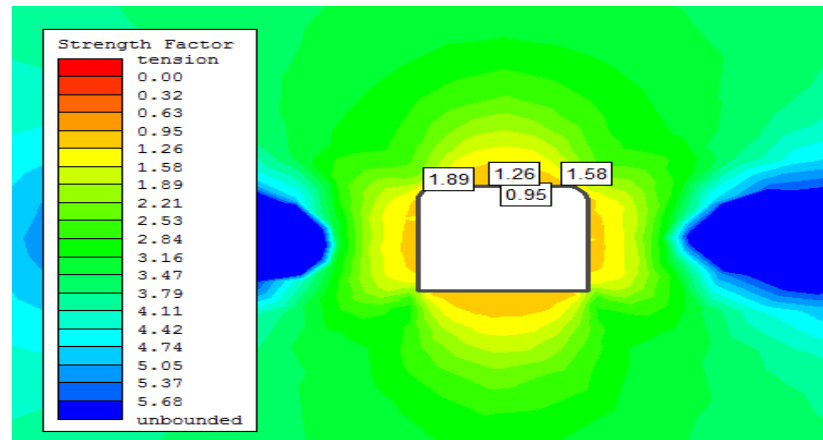
196048.813

N = 8320522.002

Z = 4630.294

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Sostenimiento con perno helicoidal sistemático de 7 pies factores de seguridad por encima de uno.



Estación Geomecánica E-24

Station 2014-09-21_11-29-37

Date of Report:

25/5/2015 1:14:42 E =

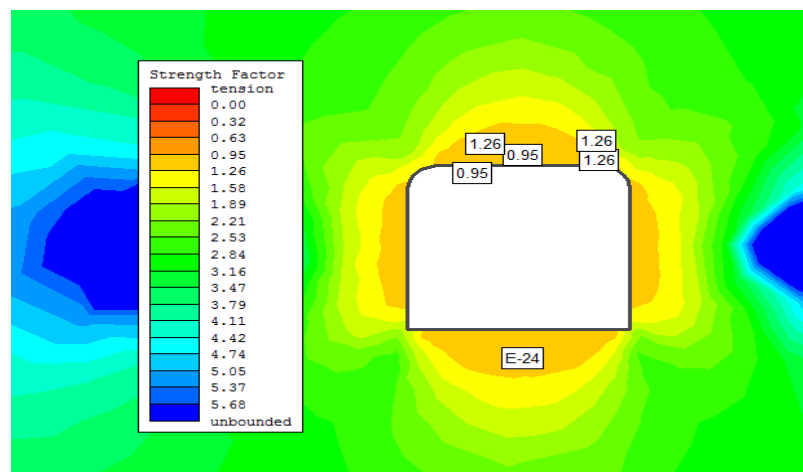
196041.533

N = 8320505.005

Z = 4628.597

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Sostenimiento con perno más malla electrosoldada factores de seguridad entre 0.95 y 1.26



Estación Geomecánica E-25

Station: 2014-09-21_11-34-37

Date of Report:

25/5/2015 1:15:2

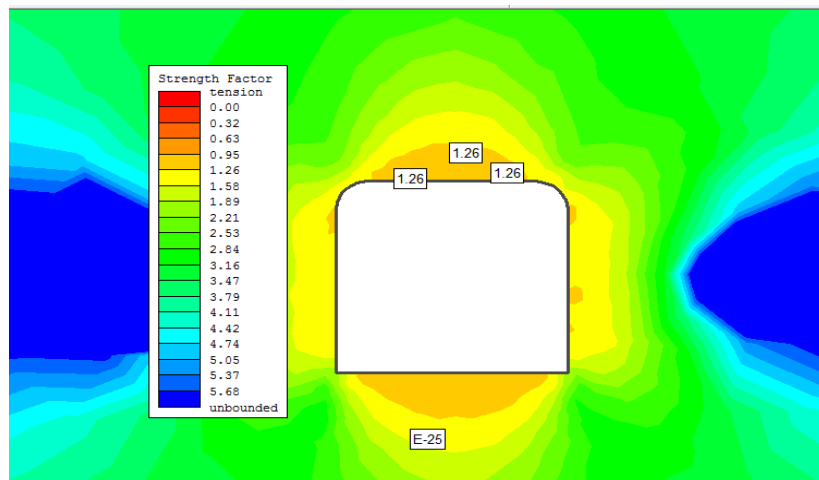
E = 196055.787

N = 8320494.349

Z = 4627.146

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Sostenimiento con perno helicoidal de 7 pies sistemático espaciado a 1.5mx1.5m.



Estación Geomecánica E-26

Station: 2014-09-21_11-44-15

Date of Report:

25/5/2015 1:15:24 E =

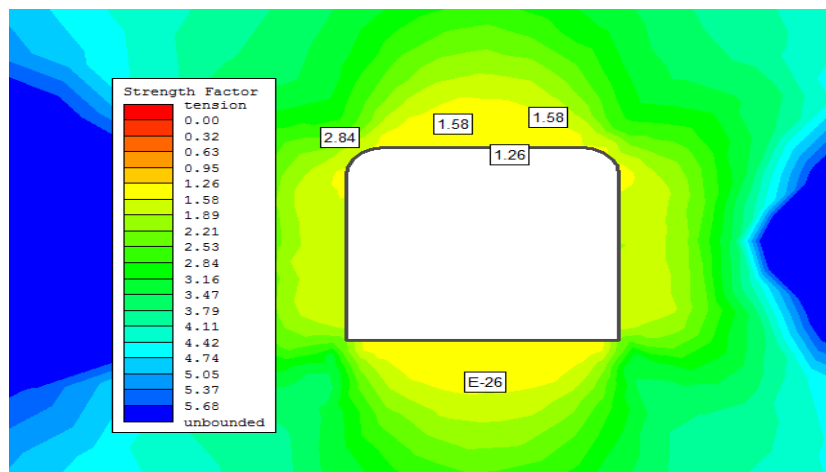
196055.787

N = 8320494.349

Z = 4627.146

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Factores de seguridad mayores a uno, entre 1.26 y 1.58



Estación Geomecánica E-27

Station: 2014-09-21_12-01-54

Date of Report:

25/5/2015 1:16:42 E =

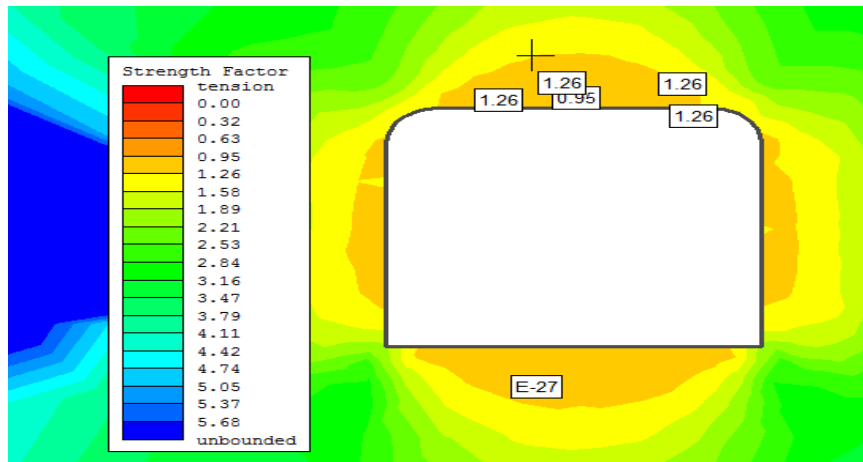
196101.383

N = 8320509.777

Z = 4620.438

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Para anchos mayores a 5m sostenimiento con perno helicoidal sistemático



Estación Geomecánica E-28

Station: 2014-09-21_12-09-24

Date of Report:

25/5/2015 1:17:5 E =

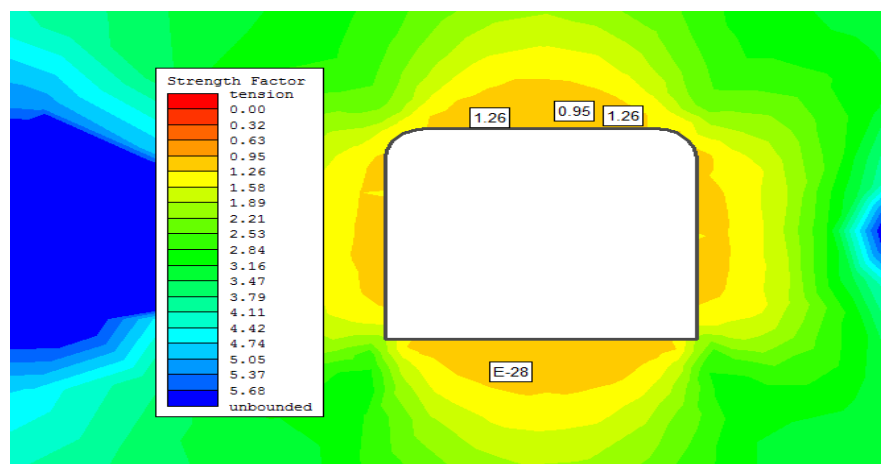
196101.097

N = 8320531.858

Z = 4620.854

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Sostenimiento con perno helicoidal de 7 pies espaciado a 1.5m x 1.5m



Estación Geomecánica E-29

Station: 2014-09-21_12-13-51

Date of Report:

25/5/2015 1:17:28 E =

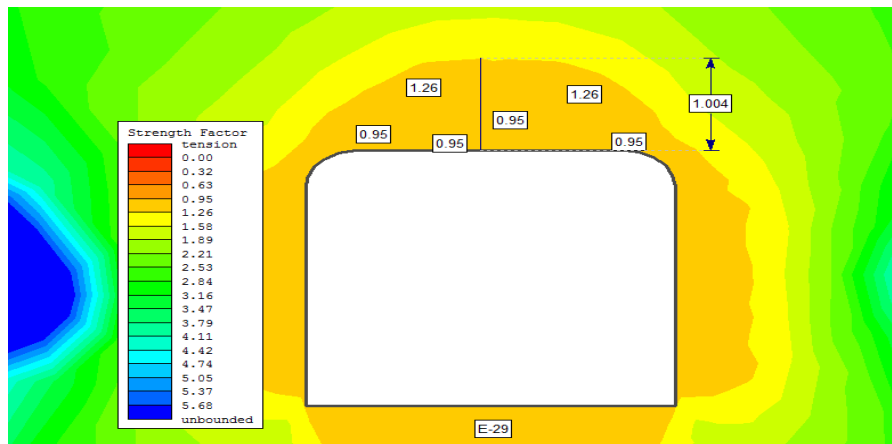
196105.577

N = 8320538.148

Z = 4621.013

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989)

Zona plastificada de 1m de cobertura con factores de seguridad menores a uno sostenimiento requerido shotcrete más perno helicoidal.



Estación Geomecánica E-30

Station: 2014-09-21_12-19-06

Date of Report:

25/5/2015 1:17:48 E =

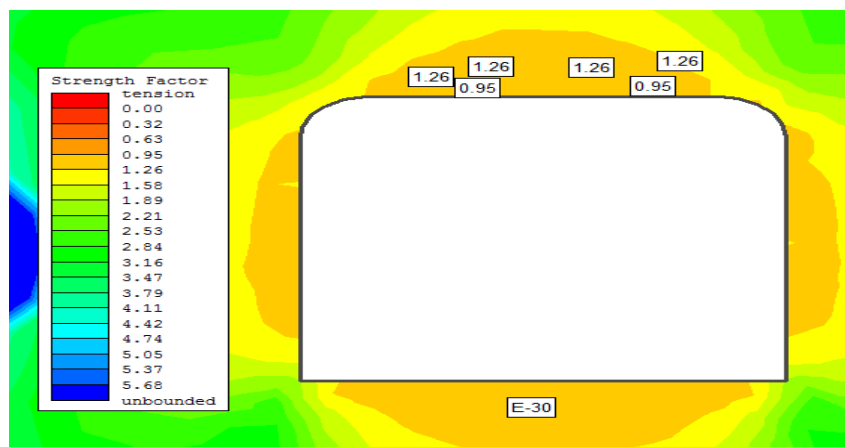
196106.232

N = 8320555.673

Z = 4621.347

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Factores de seguridad entre 1.26 y 0.95 requiere sostenimiento con perno helicoidal de 7 pies.



Estación Geomecánica E-31

Station: 2014-09-21_12-32-52

Date of Report:

25/5/2015 1:18:9 E =

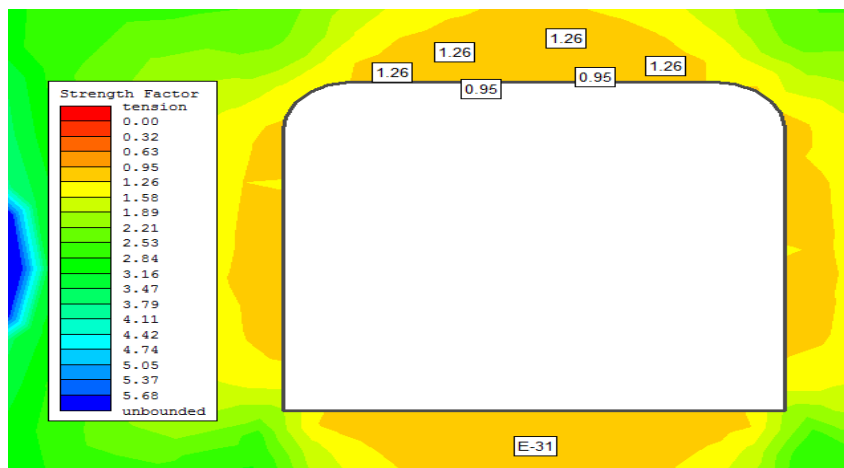
196091.964

N = 8320464.885

Z = 4624.092

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

Factores de seguridad entre 0.95 y 1.26 requiere sostenimiento con perno helicoidal de 7 pies.



4.3. Prueba de Hipótesis

4.3.1. Hipótesis general

La hipótesis general del trabajo de investigación nos indica que, permitirá diseñar una propuesta de sostenimiento optimizada, mejorando la estabilidad del macizo rocoso y reduciendo los riesgos asociados a fallas estructurales, para ello se ha realizado la contrastación mediante modelación numérica, también verificación mediante análisis de compatibilidad geomecánica, confirmando que sí, cumplen los tres criterios de éxito establecidos anteriormente.

4.3.2. Hipótesis específicas

La hipótesis H1 confirma que los parámetros geomecánicos y estructurales influyen significativamente en la estabilidad de la mina El Santo. Esto se acepta por una fuerte correlación estadística (coeficiente $> |0.6|$, p-valor < 0.05), una coincidencia

espacial >80% entre zonas críticas e inestabilidades, y una alta sensibilidad del modelo a variaciones en estos parámetros.

La hipótesis H2 confirma que el diseño de sostenimiento geomecánico optimiza la estabilidad en la mina El Santo. Se acepta porque el factor de seguridad supera 1.5, reduce las deformaciones plásticas >60% y elimina >90% del volumen de roca fallada, conteniendo los mecanismos de falla críticos.

4.4. Discusión de resultados

Los resultados muestran que el tipo de sostenimiento propuesto a El Santo si es de confiabilidad ya que con el avance de este tipo, se tuvo que el Factor de Seguridad se mantiene por encima de 1

Cuando se hizo el estudio en El Santo con 31 estaciones, para determinar la aplicación de las clasificaciones geomecánicas RMR, índice Q e Índice GSI; análisis estructural usando el software Dips; determinación de las zonas plásticas usando el software Phase2; y el modelamiento de sostenimiento puntual y sistemático usando el software Unwedge.se evidencio que se contaba con 2 tipo de calidad de roca: Mala y Muy Mala, el cual nos indica que deberíamos de aplicar un estudio numerico para determinar la resistencia del macizo que afecta a los diseños de sostenimiento

CONCLUSIONES

1. De acuerdo al objetivo 1 se tiene la siguiente conclusión:

Se logró identificar y jerarquizar los parámetros geomecánicos y estructurales determinantes de la estabilidad en la sección estudiada de la unidad minera El Santo. El análisis reveló que la estabilidad está gobernada por la interacción crítica entre un macizo rocoso de calidad regular (RMR promedio = 48) y una estructura de discontinuidades desfavorable, donde la intersección de dos familias predominantes genera cuñas con alto potencial de deslizamiento. El modelo de sensibilidad cuantificó que la resistencia a la compresión simple (UCS) es el parámetro intrínseco con mayor influencia, donde una reducción del 20% en su valor generaba un incremento del 35% en la deformación plástica. Asimismo, se constató que un campo de esfuerzos in situ con un coeficiente k (σ_H/σ_v) de 1.5 actúa sinérgicamente con las discontinuidades, amplificando el riesgo de inestabilidad en las paredes de las excavaciones. En conjunto, estos parámetros no actúan de forma aislada, sino que definen de manera cuantitativa los mecanismos de falla específicos del área.

Se ha determinado que los parámetros geomecánicos más influyentes en la estabilidad de la sección estudiada son la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) de la roca encajonante (clasificada como regular/mala) y el espaciamiento de las diaclasas. Estructuralmente, el control principal lo ejerce una familia de fallas con rumbo NO-SE y buzamiento pronunciado ($>70^\circ$), las cuales, al intersectarse con sistemas de fracturas secundarios, generan cuñas de deslizamiento planar que comprometen la estabilidad del techo y los hastiales.

La aplicación de los índices de clasificación geomecánica (RMR y Q de Barton) en la sección evaluada arrojó una calidad del macizo rocoso categorizada mayoritariamente como "Mala" (Clase IV) a "Muy Mala" (Clase V). Esta condición geomecánica deficiente

se correlaciona directamente con la presencia de zonas de cizallamiento y evidencia fenómenos de *squeezing* (cierre de sección) en los sectores de mayor profundidad de la labor.

El análisis estructural demuestra que el rumbo del frente de avance es determinante para la seguridad. Se concluye que el ángulo de buzamiento aparente de las estructuras rellenas de arcilla (*gouge*) supera el ángulo de fricción residual de la discontinuidad (25° - 30°). Por lo tanto, para mitigar el riesgo de derrumbes, se recomienda estrictamente no realizar voladuras masivas y avanzar en cortes controlados, asegurando la colocación del sostenimiento a no más de 1.5 metros del frente.

2. De acuerdo al objetivo 2 se ha obtenido la siguiente conclusión:

Se propuso y validó un diseño de sostenimiento optimizado, basado rigurosamente en los hallazgos del análisis geomecánico y estructural. La solución consiste en un sistema sistemático de pernos de anclaje tipo split-set (diámetro: 1 3/4", longitud: 2.4 m) en una malla de espaciamiento de 1.5 m x 1.5 m, complementado con una capa de shotcrete de 5 cm. Este diseño fue específicamente calibrado para contrarrestar las cuñas críticas identificadas y para confinar la zona de disturbio estimada. La validación mediante modelación numérica demostró que esta configuración es técnicamente robusta, elevando el factor de seguridad global desde un valor crítico de 1.1 (inestable) hasta un valor seguro superior a 1.7, y reduciendo las deformaciones plásticas máximas en más de un 60%. Por lo tanto, la propuesta no solo cumple con los estándares de seguridad, sino que representa una solución eficiente y fundamentada que optimiza el uso de materiales frente a un diseño empírico genérico.

El diseño propuesto, que consiste en un sistema combinado de malla electrosoldada, pernos de anclaje de longitud controlada (4-6 pies) y concreto lanzado (*shotcrete*), ha sido validado mediante modelamiento numérico (*software de elementos finitos/discretos*). Se

concluye que este sistema es técnicamente viable, logrando reducir los desplazamientos hasta en un 85% con respecto a la condición sin soporte, siempre que se respete la longitud crítica de anclaje para atravesar la zona de roca suelta.

Que las labores subterráneas del Proyecto Suyckutambo requerirán un plan específico de sellado y monitoreo de estabilidad física a largo plazo. La implementación del sostenimiento diseñado no solo garantiza la operación segura, sino que facilita el futuro Plan de Cierre de Minas, evitando el colapso superficial y asegurando la impermeabilización de los accesos para evitar el drenaje ácido de roca.

RECOMENDACIONES

1. Para determinar la resistencia compresiva en campo el área de Geomecánica debe contar con un martillo de Schmidt, asimismo para determinar la rugosidad de las fracturas se debe contar con un peine de Barton que permita realizar esta medida. Como herramienta básica de campo el geomecánico debe contar con una brújula azimutal y picota.
2. Entrega de tablas geomecánicas GSI a todo el personal de la unidad minera y realizar capacitaciones mensuales sobre su uso e interpretación con sus respectivas evaluaciones.
3. Para tener información estadística sobre las propiedades elásticas y de resistencia del macizo rocoso se debe preparar bloques rocosos intactos para realizar ensayos compresión uniaxial, corte directo, propiedades elásticas. Estos ensayos se deben realizar con una frecuencia de 6 meses. Estas propiedades servirán para determinar los anchos máximos de las zonas de producción.
4. Los modelos geomecánicos se deben realizar usando los mapeos de campo y software geomecánicos como son en Phases2 7.0, Dips, Unwedge
5. Cumplir las recomendaciones de sostenimiento de acuerdo a las tablas geomecánicas e informes geomecánicos. En zona de intersección se debe tener como mínimo de sostenimiento para roca de tipo IIIA pernos helicoidales sistemáticos y Split set en zona de labores temporales.
6. Realizar ensayos de pull tests a los elementos de sostenimiento instalados: split set y pernos helicoidales en la unidad minera con una frecuencia bimestral con el apoyo de los proveedores de resina y perno helicoidal.
7. El método de explotación debe ser diseñado tomando en cuenta la calidad del macizo rocoso para esto se debe hacer uso de la metodología de Nicholas para determinar el método de explotación más adecuado y de Mathews para determinar los anchos máximos permisibles.

8. En la zona donde se avance longitudinal a la veta-falla el diablo y se tenga labores temporales se debe colocar sostenimiento con cuadros según la tabla Geomecánica elaborada.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICA

- Alcántara, L. H., Pacheco, R. V. & Salazar, I. N. (2018). Caracterización geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en labores subterráneas, Perú - 2018 (Trabajo de investigación). Repositorio de la Universidad Privada del Norte. Recuperado de <http://hdl.handle.net/11537/1503>
- Apaza Beltrán, C. A. (2024). Evaluación geomecánica y sostenimiento para minimizar riesgos por caída de rocas en la Comunidad Minera Río Grande. Universidad Católica de Santa María **【49】** .
- Arana Alvites, G. D. (2019). Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la Mina Apmínac Pulpera Caylloma-Arequipa. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco.
- Australian Centre for Geomechanics, 2022. "Integrating gravitational flow and geomechanical analysis to the MBS05 of the Chuquicamata underground mine".
- Baryshnikov, V.D., & Gakhova, L.N., 2012. "Instrumental Monitoring of Undermined Backfill Subsidence". Journal of Mining Science.
- Barrabí, J. (1996). Caracterización geomecánica de macizos rocosos en minería subterránea. Revista Minería y Geología.
- Camala Nina, A. (2021), Evaluación geomecánica para la selección del tipo de sostenimiento en la construcción de la rampa – 440, en la minera aurífera Cuatro de Enero s.a. (MACDESA) – Arequipa.
- Codelco División Chuquicamata, 2023. "Geotechnical Characterization of Macroblock S05 First Mining Level". Australian Centre for Geomechanics,
- Haines, A., Swart, A., & Kruger, A., 2006. "Proactively mitigating geotechnical risks in open pit and underground mining". Australian Centre for Geomechanics.

International Journal of Coal Science & Technology, 2023. "A statistical analysis of geomechanical data and its effect on rock mass numerical modeling".

Isheyskiy, A., & Sanchidrián, J. (2020). Machine Learning en geomecánica minera para el control eficaz de perforación y voladura en labores de avance. Puerta de investigación.

Lucas Salazar, M. A. (2019). Caracterización geomecánica para evaluar el sostenimiento subterráneo de la mina Huantajalla U.P. Uchucchacua. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/1771>

Monsalve, A., & Muñoz, R. (2015). Evaluación geomecánica y gestión del riesgo en minería subterránea. Puerta de investigación.

Proceedings 2022. Cortez, F. A., & Cotrina, J. D. (2022). Evaluación geomecánica y diseño de sostenimiento en la galería principal subterránea, Mina Atahualpa, Caraz Ancash 2022 [Tesis de licenciatura, Universidad Privada del Norte]. Repositorio de la Universidad Privada del Norte. <https://hdl.handle.net/11537/31246>

Ricra Contreras, A. (2023). Evaluación geomecánica para la profundización del yacimiento Gina Socorro en la mina Uchucchacua, Oyón – Lima. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/4176>

Torres, L. (2021). Análisis de esfuerzos y diseño de sostenimiento utilizando Phase2. Puerta de Investigación.

Vega Quispe, R. A. (2022). Determinación del tipo de sostenimiento mediante las clasificaciones geomecánicas GSI, RMR y Q de Barton en las labores de la unidad minera San Antonio - Compañía Minera Chaspaya SAC 2021.

ANEXOS

ANEXO 1. ENSAYOS DE LABORATORIO.

Lima, 15 de julio de 2014

Atención. _

Laboratorio de Mecánica de Rocas UNI.

Por intermedio de la presente reciban mis saludos así mismo tomando en consideración las cotizaciones Nº 057-14 y Nº 056-14 de ensayos de bloques y testigos rocosos respectivamente, detallo las muestras a ensayar:

Bloques rocosos: rotulado con M1, M3, M4, M5, M6

M1: Veta de cuarzo-rodonita-sulfuros, estructuras bandeadas. M3: Veta de cuarzo-rodonita, estructuras bandeadas

M3: Veta de cuarzo-rodonita, estructuras

bandeadas M4: Veta de cuarzo-rodonita,

estructuras bandeadas M5: Veta de cuarzo-

rodonita, estructuras bandeadas M6: Veta de

cuarzo-rodonita, estructuras bandeadas

Testigos: rotulado desde 1 al 5

Taladro DD4-04-D-12

Testigos de andesita con números correlativos del

1 al 5 En atención a su cotización los ensayos a

realizar son:

Bloques rocosos		Testigos de roca	
M1	01 Ensayo de Propiedades Físicas	1	01 Ensayo de Propiedades Físicas
M3	01 Ensayo de Compresión Uniaxial	2	01 Ensayo de Compresión Uniaxial
M4	01 Ensayo de Compresión Triaxial	3	01 Ensayo de Compresión Triaxial
M5	01 Ensayo de Constantes Elásticas	4	01 Ensayo de Constantes Elásticas
M6	01 Ensayo de Corte Directo	5	01 Ensayo de Corte Directo

Saludos,

Roberto Nepo



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

Lima, 21 de agosto del 2014

Informe N° 168/14/LMR/UNI

Señores
BREXIA GOLDPLATA PERU S.A.C.
Presente.-

De nuestra consideración:

Sírvanse encontrar adjunto los resultados de los ensayos del Laboratorio de Mecánica de Rocas asociados al proyecto **“MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LA MINA EL SANTO (ANTES EL DIABLO)”**, ubicado en el distrito y provincia Caylloma, departamento Arequipa.

Atentamente,

MSc. Ing. Néstor David Córdova Rojas Jefe del Laboratorio de Mecánica de Rocas Universidad Nacional de Ingeniería



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

INFORME N°168/14/LMR/UNI

**ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS ENSAYO DE
COMPRESIÓN UNIAXIAL ENSAYO DE CONSTANTES
ELÁSTICAS ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL
ENSAYO DE CORTE DIRECTO**

Solicitado por:
BREXIA GOLDPLATA PERU S.A.C.

Muestra: Testigos Diamantinos

Fecha: 21 de agosto del 2014



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

I **Informe N° 168/14/LMR/UNI BREXIA GOLDPLATA PERU**
n **SAC.**
f **“MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LA MINA EL SANTO**
o **(ANTES EL DIABLO)”**
r **21/08/2014**

ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2216-02, dando los siguientes resultados:

Muestra Sondaje		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Densidad Seca (g/cm³)	Densidad Húmeda (g/cm³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m³)
DD4-04-D-12 (1)	1	4.76	2.29	2.55	2.56	1.64	0.64	25.12
	2	4.76	2.15	2.64	2.66	1.83	0.69	26.02
	3	4.76	2.30	2.66	2.68	1.71	0.64	26.21
Promedio				2.61	2.63	1.73	0.66	25.78

ENSAYO DE COMPRESION UNIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM D2938, dando el siguiente resultado:

Muestra Sondaje	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
DD4-04-D-12 (2)	4.75	9.56	103.0	594	58.2

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$)

ENSAYOS DE CONSTANTES ELÁSTICAS

El ensayo se realizó según la norma ASTM D3148, dando el siguiente resultado:

Muestra Sondaje	Modulo Young “E” (GPa)	Relación de Poisson “v”
<i>DD4-04-D-12 (4)</i>	<i>14.14</i>	<i>0.25</i>



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

I Informe N° 168/14/LMR/UNI BREXIA
nGOLDPLATA PERU SAC.
f “MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LA MINA EL SANTO
o (ANTES EL DIABLO)”
r 21/08/2014
m
e
:

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2664-95, dando el siguiente resultado:

Muestra Sondaje		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confin. σ_3 (MPa)	Carga (k)	mi	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción Interno (°)
DD4-04-D-12 (3 y 7)	1	4.76	9.59	2	193.1	20.97	11.64	57.38
	2	4.76	9.52	4	214.6			
	3	4.76	9.52	6	254.9			

ENSAYO DE CORTE DIRECTO

El ensayo se realizó sobre discontinuidad con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D5607-95, dando el siguiente resultado.

Muestra Sondaje	Tipo de discontinuidad	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción Residual (°)
DD4-04-D-12 (5)	Simulada	0.116	32.78

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



GRÁFICO: ENSAYO DE CONSTANTES ELÁSTICAS

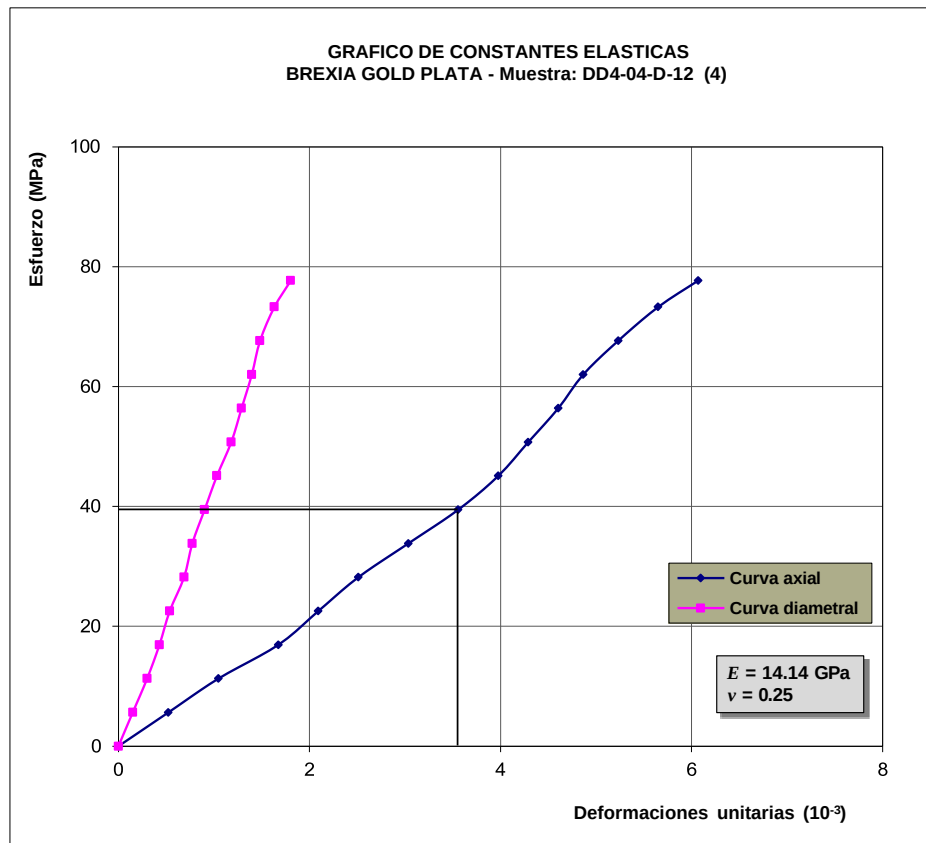




GRÁFICO: ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

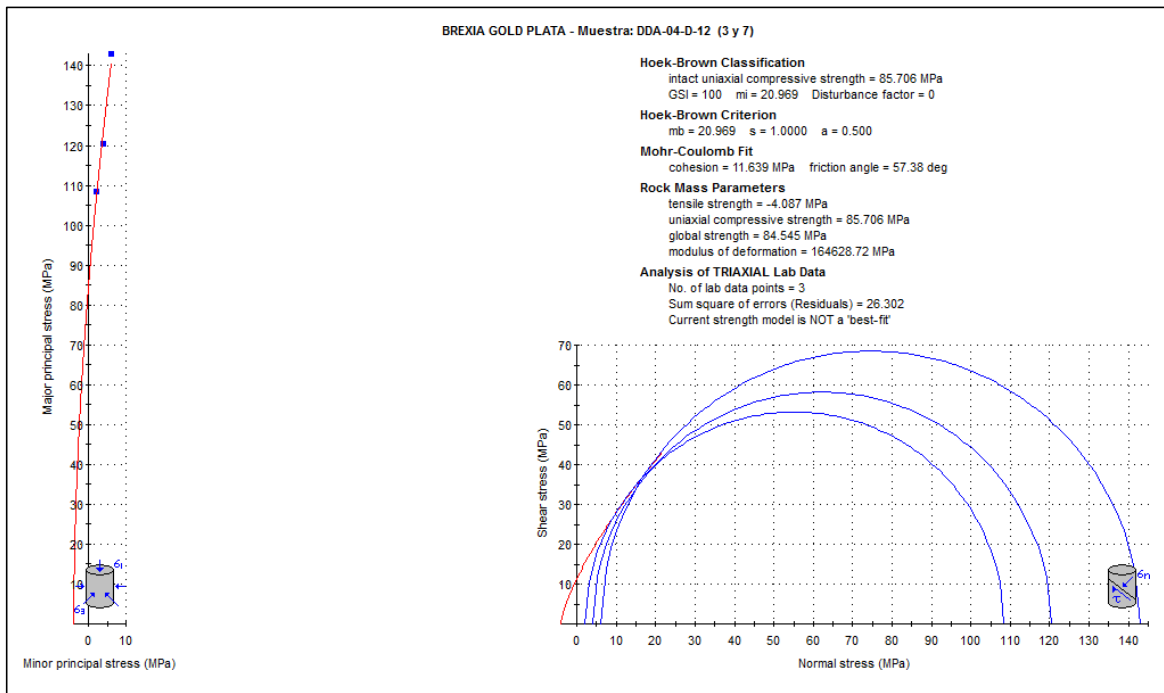
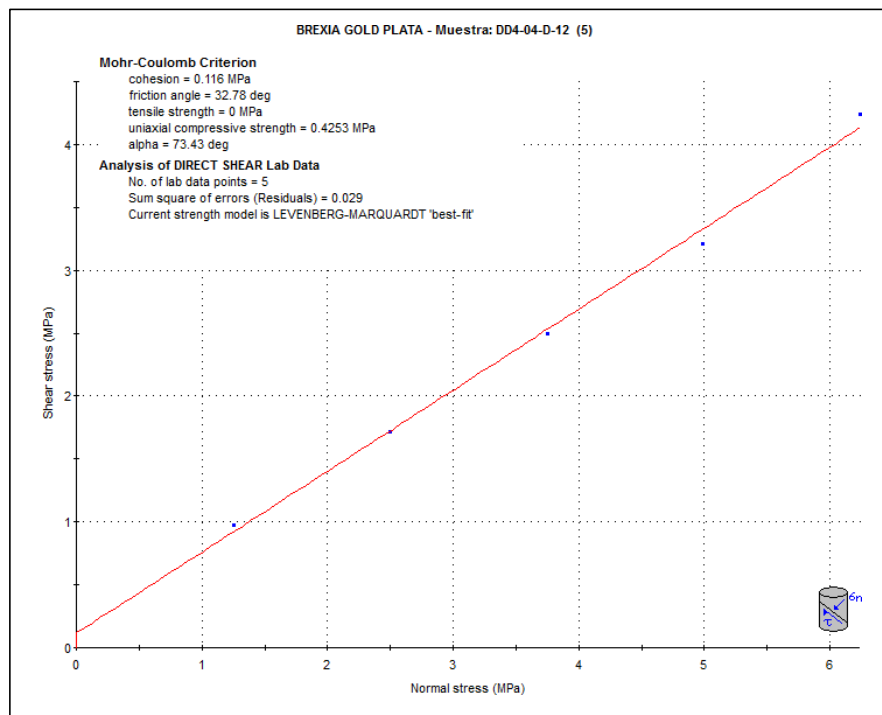




GRÁFICO: ENSAYO DE CORTE DIRECTO





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

FOTOGRAFÍAS DE LOS ENSAYOS REALIZADOS



FOTO: ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS

Muestra: DD4-04-D-12 (1)



FOTO: ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL

Muestra: DD4-04-D-12 (2)

Antes



Después

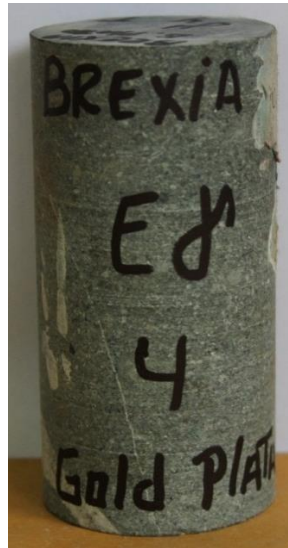




FOTO: ENSAYO DE CONSTANTES ELÁSTICAS

Muestra: DD4-04-D-12 (4)

Antes



Después

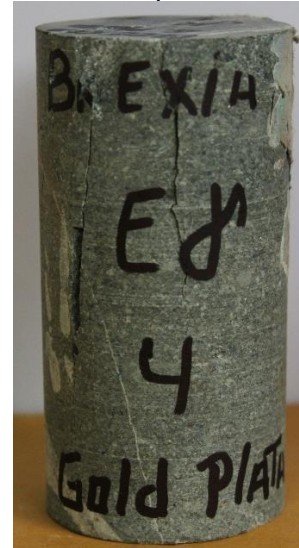


FOTO: ENSAYO DE CORTE DIRECTO

Muestra: DD4-04-D-12 (5)





FOTO: ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Muestra: DD4-04-D-12 (3 y 7)

Antes



Después





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

Lima, 21 de agosto del 2014

Informe N° 169/14/LMR/UNI

Señores
BREXIA GOLDPLATA PERU S.A.C.
Presente.-

De nuestra consideración:

Sírvanse encontrar adjunto los resultados de los ensayos del Laboratorio de Mecánica de Rocas asociados al proyecto **“MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LA MINA EL SANTO (ANTES EL DIABLO)”**, ubicado en el distrito y provincia Caylloma, departamento Arequipa.

Atentamente,

MSc. Ing. Néstor David Córdova Rojas Jefe del Laboratorio de Mecánica de Rocas Universidad Nacional de Ingeniería



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

INFORME N°169/14/LMR/UNI

**ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS ENSAYO DE
COMPRESION UNIAXIAL ENSAYO DE CONSTANTES
ELASTICAS ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL
ENSAYO DE CORTE DIRECTO**

Solicitado por:
BREXIA GOLDPLATA PERU S.A.C.

Muestra: Bloques Rocosos

Fecha: 21 de agosto del 2014



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

I Informe N° 169/14/LMR/UNI BREXIA
n GOLDPLATA PERU SAC.
f “MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LA MINA EL SANTO
o (ANTES EL DIABLO)”
r 21/08/2014
m
e
:

ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2216-02, dando los siguientes resultados:

Muestra		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Densidad Seca (g/cm ³)	Densidad Húmeda (g/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m ³)
M1	1	4.42	1.95	2.81	2.86	4.98	1.77	28.07
	2	4.42	1.89	2.85	2.92	6.69	2.35	28.63
	3	4.42	2.02	2.99	3.05	5.98	2.00	29.94
Promedio				2.89	2.95	5.88	2.04	28.88

ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM D2938, dando el siguiente resultado:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
M3	4.96	9.51	408.3	2146	210.4

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($L/D = 2$)

ENSAYOS DE CONSTANTES ELÁSTICAS

El ensayo se realizó según la norma ASTM D3148, dando el siguiente resultado:

Muestra	Modulo Young “E” (GPa)	Relación de Poisson “v”
<i>M5</i>	<i>11.15</i>	<i>0.27</i>



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

Informe N° 169/14/LMR/UNI
BREXIA GOLDPLATA PERU SAC.
“MODELAMIENTO GEOMECANICO DE LA MINA EL SANTO
(ANTES EL DIABLO)”
21/08/2014

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

El ensayo se realizó según la norma ASTM 2664-95, dando el siguiente resultado:

Muestra		Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confin. σ_3 (MPa)	Carga (kN)	mi	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción Interno (°)
M4	1	5.38	10.86	2	416.0	27.94	17.41	62.23
	2	5.38	10.90	4	432.5			
	3	5.38	11.00	6	523.8			

ENSAYO DE CORTE DIRECTO

El ensayo se realizó sobre discontinuidad con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D5607-95, dando el siguiente resultado.

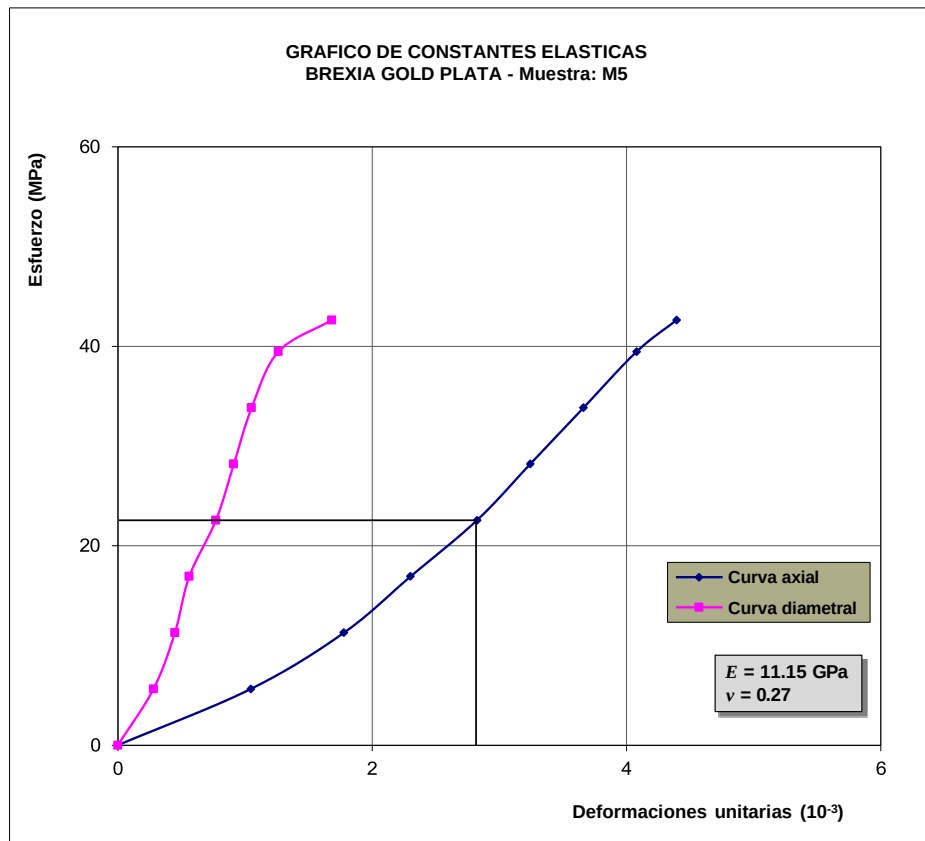
Muestra	Tipo de discontinuidad	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción Residual (°)
M6	Simulada	0.170	25.31

Nota:

- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



GRÁFICO: ENSAYO DE CONSTANTES ELÁSTICAS





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

GRÁFICO:
ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

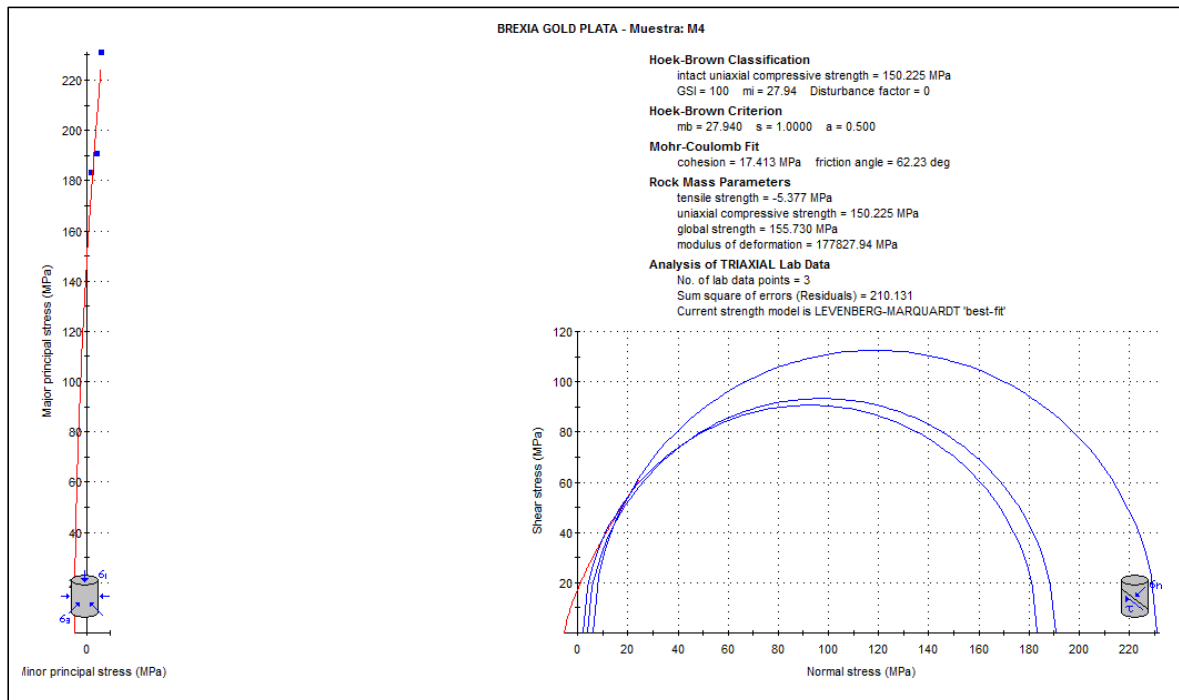
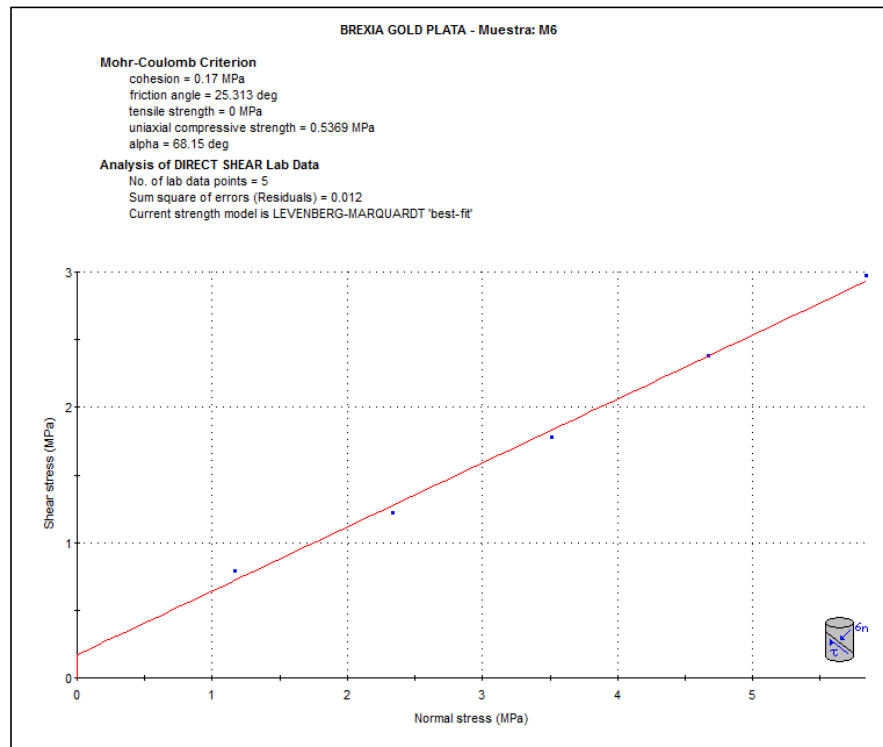




GRÁFICO: ENSAYO DE CORTE DIRECTO





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

FOTOGRAFÍAS DE LOS ENSAYOS REALIZADOS



FOTO: ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS

Muestra:M1



FOTO: ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL

Muestra:M3

Antes



Después



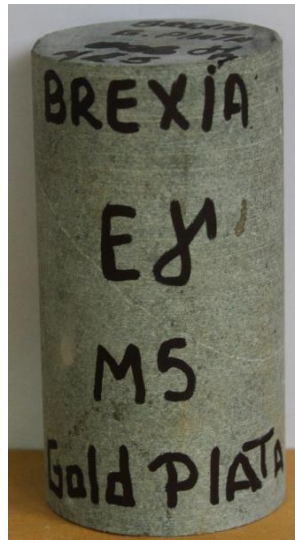


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

FOTO: ENSAYO DE CONSTANTES ELÁSTICAS
Muestra: M5

Antes



Después



FOTO: ENSAYO DE CORTE DIRECTO
Muestra: M6





FOTO: ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Muestra: M4

Antes



Después



ANEXO 2. ELABORACIÓN DE TABLAS GEOMECÁNICAS

ANEXO 2: ELABORACIÓN DE TABLAS GEOMECANICAS PARA LAS LABORES PERMANENTES Y TEMPORALES DE LA MINA EL SANTO Y SUYCKUTAMBO

1. INTRODUCCIÓN

El control del desprendimiento de roca en labores subterráneas, consiste fundamentalmente en la colocación de soporte adecuado en el momento oportuno, basado en el conocimiento de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y de los factores que influyen en su comportamiento al ser excavados.

Para la elaboración de las tablas geomecánicas para el yacimiento se ha tomado en cuenta que su aplicación sea en forma sencilla y práctica, tomando en cuenta los parámetros más significativos para determinar las características in-situ del macizo rocoso (grado de fracturamiento y resistencia), así como la identificación de los factores influyentes predominantes en la mina el Santo y Suyckutambo (agua, tensiones y método de minado). En base a los factores influyentes y características del macizo rocoso se prevé el comportamiento geomecánico, los sistemas de soporte y el tiempo adecuado de colocación del mismo. Los tipos de soporte a ser utilizados consisten en pernos, concreto lanzado, mallas electrosoldadas y cimbras.

La sencillez de estos conceptos permitirá su fácil comprensión y aplicación, no solo a nivel de los ingenieros responsables de las operaciones, sino también de todo el personal que labora en interior mina, tanto de la compañía como de las empresas especializadas.

2. PARÁMETROS DE CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

2.1. Condiciones de fracturamiento

Las condiciones de fracturamiento se miden utilizando un flexómetro o una cinta métrica

y se determina midiendo a lo largo de un metro, cuantas fracturas se presentan en la roca, para observar mejor la pared rocosa de la labor debe estar bien lavada.

No se deberán considerar las fracturas por disparo, ni las fracturas muy pequeñas menores de 1.0 m de longitud.

De acuerdo al número de fracturas por metro lineal los macizos rocosos se clasifican en:

- Masiva (menos de 2 fracturas /metro)
- Levemente fracturada (2 a 5 fracturas /metro)
- Moderadamente fracturada (6 a 12 fracturas/metro)
- Muy fracturada (12 a 20 fracturas/metro)
- Intensamente fracturada (más de 20 fracturas/metro)
- Triturada (solamente se obtienen fragmentos)

Para la elaboración de las tablas geomecánicas en la Mina Santo y Suyckutambo se ha tomado en cuenta, según el grado de fracturamiento, los rangos de levemente fracturada (LF) a intensamente fracturada (IF).

2.2. Condiciones de resistencia

A. Según las características de las discontinuidades

Primeramente, se debe evaluar las condiciones de las paredes de las fracturas, determinando si estas están cerradas o abiertas (tamaño de abertura), si son rugosas, lisas o estriadas y si tienen recubrimiento y relleno o no, identificando además el tipo de este; si este es relleno de calcita o sílice, mejora la calidad de roca y si es de óxidos o arcillas, la debilita notoriamente.

De acuerdo a las condiciones de las paredes se clasifican en:

- Muy Buena: Si está cerrada, es muy rugosa y fresca

- Buena: Si esta levemente abierta (entre 1 a 2 mm), moderadamente rugosa y tiene oxidación.
- Regular: Si esta moderadamente abierta (entre 2 a 5 mm), es lisa y presenta oxidación.
- Pobre: Si está abierta (entre 5 a 10 mm), pulida y presenta relleno de limo o panizo.
- Muy Pobre: Si está muy abierta (mayor de 10 mm) pulida y estriada y rellena de panizo.

B. Según la resistencia de la roca intacta

Se evalúa la resistencia in-situ mediante el método de los golpes de picota o su penetración en la roca intacta y se clasifican en:

- Muy Buena: Solo se astilla con golpes de picota.
- Buena: Se rompe con varios golpes de picota.
- Regular: Se rompe con uno a dos golpes de picota.
- Pobre: Se indenta superficialmente con la punta de la picota.
- Muy pobre: Se indenta más de 5 mm con la punta de la picota.

Esta resistencia se puede verificar mediante la aplicación del ensayo de carga puntual, llevando muestras de mano del frente evaluado.

Para la evaluación in-situ de la resistencia se toma en primer lugar las condiciones de las discontinuidades, tomando en cuenta la condición de resistencia por efecto del golpe con la picota, únicamente cuando la condición de abertura es mayor a 2 mm.

3. CONOCIMIENTO DE LOS FACTORES INFLUYENTES

3.1. Influencia del agua

En la mina Santo y Suyckutambo se presenta filtraciones de agua y esta es considerada como como factor influyente en la caracterización del macizo rocoso.

3.2. Influencia de los esfuerzos

En la mina Santo y Suyckutambo se debe prever la presencia de esfuerzos por tectonismo mediante la identificación de los tipos de fallas (fallas normales asociadas a esfuerzos distensivos y fallas de desgarre e inversas asociadas a esfuerzos compresivos). Así mismo, se debe considerar los esfuerzos inducidos por efecto de las excavaciones que origina la concentración de esfuerzos en pilares y puentes.

No se considera la influencia de esfuerzos por efecto litostático (sobrecarga), ya que actualmente las labores más profundidades no superan los 400 m considerándose nivel de esfuerzo in situ bajo.

3.3. Influencia de los sistemas de minado

Para determinar la influencia del sistema de minado en la aplicación de las tablas geomecánicas elaboradas se deberá tomar en cuenta los siguientes parámetros:

A. Orientación de labores

Son desfavorables o muy desfavorables las discontinuidades verticales y subverticales que se encuentren paralelas o subparalelas a las paredes o cajas de la excavación.

Son desfavorables o muy desfavorables, las discontinuidades horizontales o sub horizontales.

El efecto de orientación de labores se incrementa por el tamaño de la abertura, relleno de la discontinuidad, presencia de agua y concentración de esfuerzos.

B. Tamaño de sección y voladura

El tamaño de la abertura, intercepción de labores, dimensionamiento y espaciamiento de

puentes y pilares.

El diseño de malla de perforación, alineamiento de taladros, potencia de los explosivos en especial en los taladros de contorno.

La colocación de los soportes adecuados en el momento oportuno o su colocación después del tiempo de autosoporte de la roca.

Las voladuras cercanas a labores excavadas.

El relajamiento progresivo de labores que no se han detectado ni controlado.

C. Uso de la labor

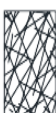
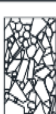
Se identifico las labores principales, labores de extracción, piques y chimeneas tomando en cuenta para el diseño de las tablas geomecánicas únicamente las labores principales y el sistema de extracción de cámaras y pilares.

4. Metodología de elaboración de las tablas geomecánicas

4.1. Tablas utilizadas

Se ha utilizado la tabla G.S.I. modificada (Vallejo, 2000) correlacionándola con valores del índice RMR' (Bieniawski 1989) en la cual no se considera el factor de condición de agua ni la corrección por orientación. Así mismo, se ha utilizado la tabla de sostenimiento practico minero (SPM, Vallejo 2000) y la tabla de autosoporte de Bieniawski, 1979).

Tabla 3 : CARACTERIZACION GEOTECNICA DEL MACIZO ROCOSO SEGUN EL GRADO DE FRACTURAMIENTO Y RESISTENCIA (se toma en cuenta la condicion de discontinuidades)

CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL				
Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con un flexometro. La mala voladura afecta esta condicion. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota, se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.		MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS (RC > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (RC 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTER.) DISCONTINUIDADES LIGERAMENTE ABIERTAS, RELENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (RC 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALEMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICACIONES, MUY ALTERADA, RELENO DE ARCILLAS BLANDAS, (RC < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
ESTRUCTURA		LFB	FB	FR	RP	LRP
	LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jn.)					
	MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)					
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)					
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)					
	TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD)					

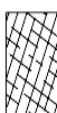
RMR (en seco)		CONDICION SUPERFICIAL				
La descripción cualitativa del macizo rocoso en función del grado de fracturamiento (condición estructural) y resistencia (condición de discontinuidades y masa rocosa) se asocian con un intervalo de valores que se han relacionado al índice RMR en condiciones secas sin ningún tipo de correcciones.		MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS (RC > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA, (RC 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (RC 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER. SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICACIONES, MUY ALTERADA, RELENO DE ARCILLAS BLANDAS, (RC < 25 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALEMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELENO DE ARCILLAS BLANDAS, (RC < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)
ESTRUCTURA		95	85	75	65	55
	LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jn.)					
	MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)					
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)					
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)					
	TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD)					

Tabla de GSI modificado (Vallejo, 2000)

Correlación de la tabla GSI modificado y RMR'

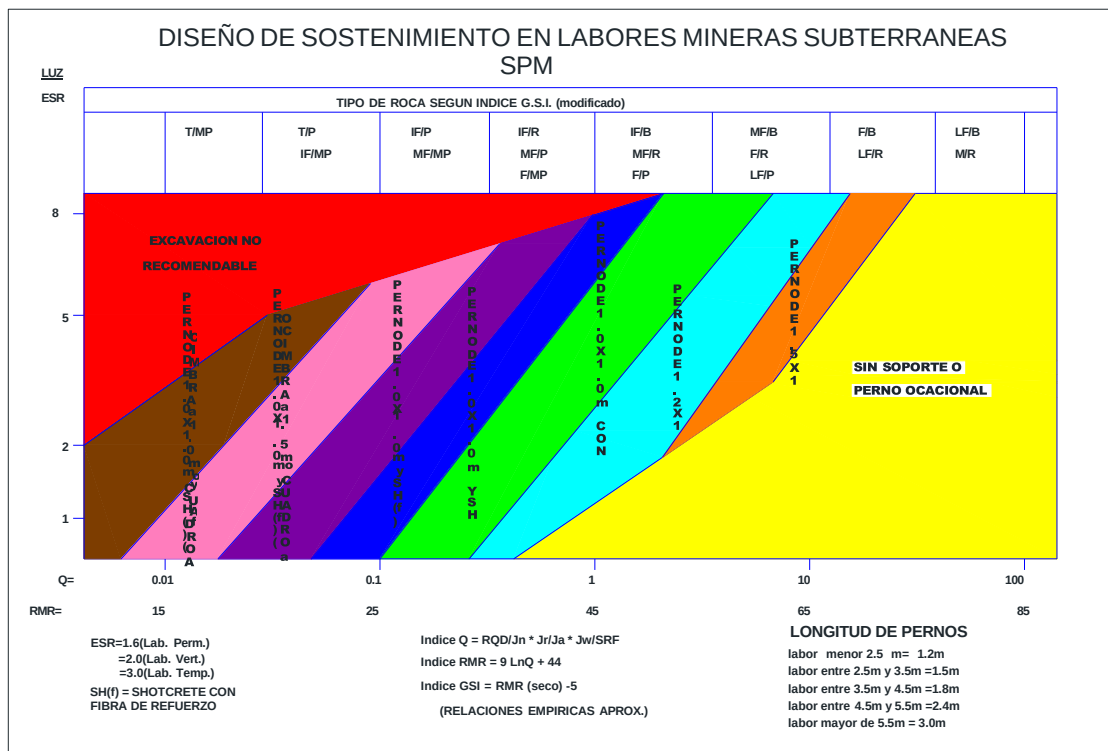


Tabla de sostenimiento practico minero (Vallejo, 2000)

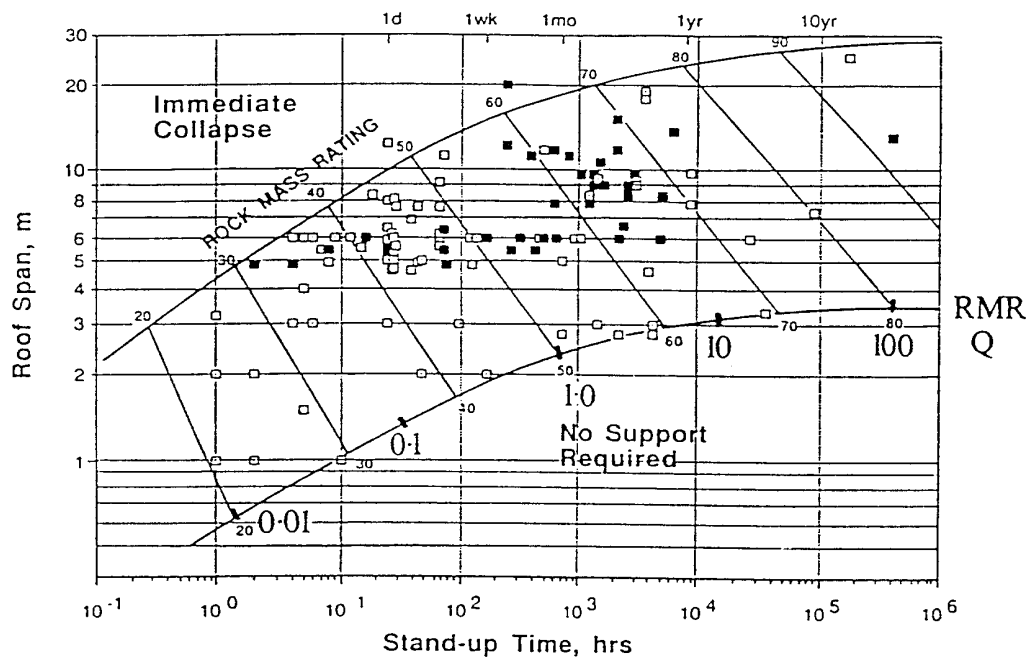


Tabla de tiempo de autoaporte según la abertura (Bieniawski, 1979)

Para la determinación de los tipos de soporte con o sin factores influyentes, así como los tiempos de autoaporte, se tomaron en cuenta las labores principales con aberturas de 3.5 m a 5.0 m de sección y las cámaras y pilares con aberturas de 8.0 a 10.0 m, de acuerdo a su metodología de explotación utilizada actualmente.

Según las dimensiones de las labores principales, dimensiones de las cámaras y pilares, así como los respectivos valores de ESR propuesto por Barton 1974, para los diferentes usos de las excavaciones (ESR=1.6 en labores principales y ESR=3 en cámaras y pilares) se determinó los tipos de soporte y tiempos probables de autosoporte, según se muestra en las siguientes tablas:

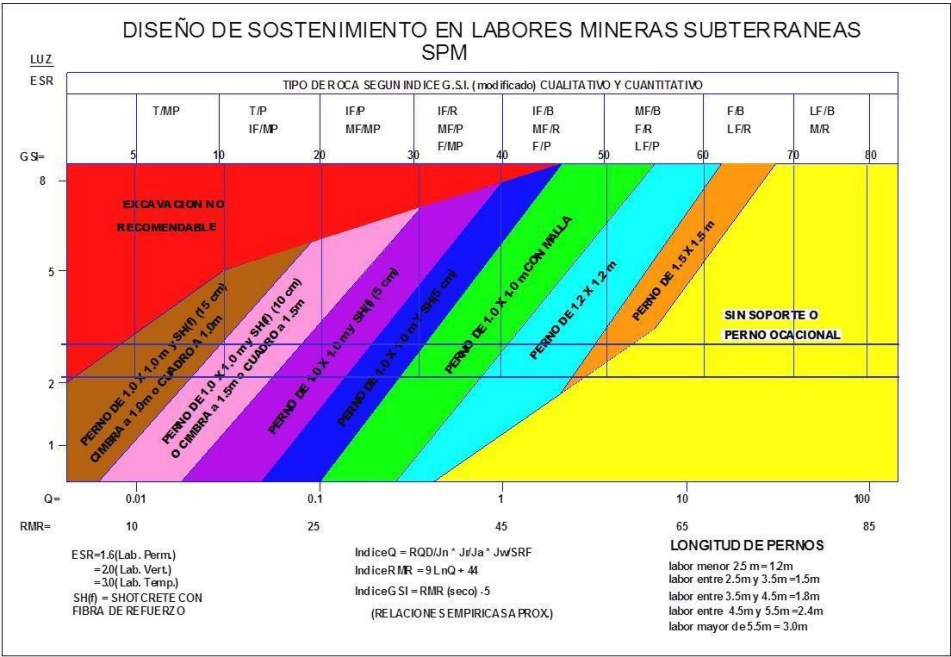


Tabla de sostenimiento practico minero para labores mineras principales con una sección de 3.5 m a 5.0 m y ESR=1.6.

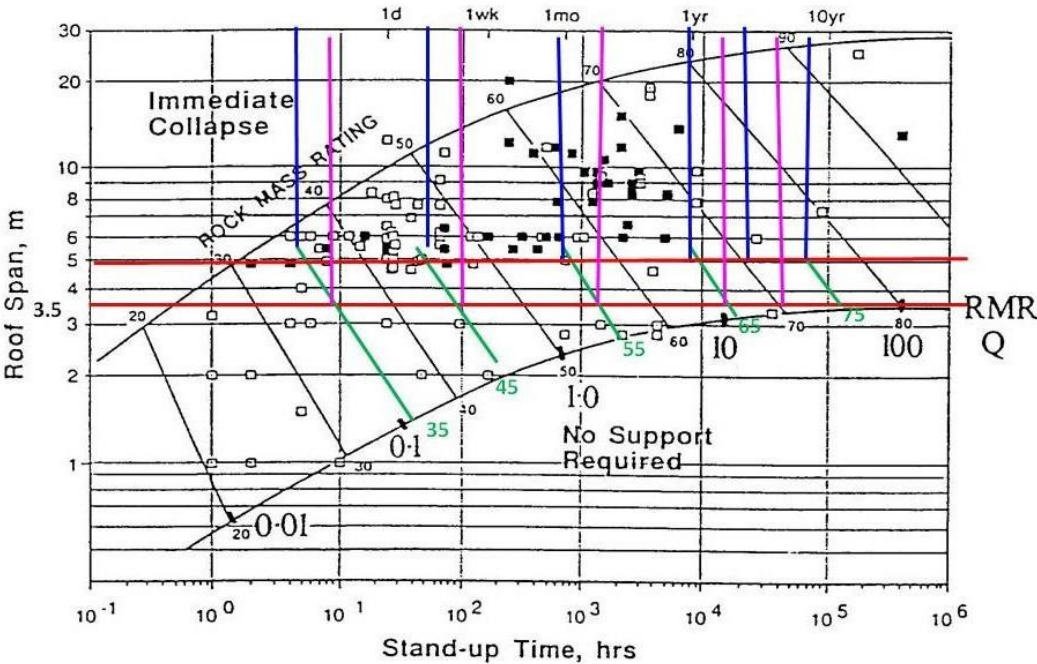


Tabla de tiempo de autosoporte para aberturas de 3.5 m a 5.0 m.

4.2. Tablas geomecánicas preliminares de la Mina Santo y Suyckutambo

BREXIA LABORES MINERAS DE EXPLOTACION						
TIPO	DESCRIPCION					
A	CONTROL CON DESATE DE ROCAS PERNO SPLIT SETm DE 7 PIES ESPORADICO.					
B	PERNO SPLIT 7 SET SISTEMATICO ESPAGADO A 7 PIES CON PLANTILLA DE MADERA.					
C	PERNO SPLIT SET 7 PIES ESPAGADO A 1.4M CON PLANTILLA DE MADERA+ MALLA ELECTROSOLDADA DE 2"x2"					
D	CUADRO COJO O GUARDABEZA CON FUNTALES CON PLANTILLA DE MADERA.					
E	CUADRO COMPLETO CON TODOS SUS ELEMENTOS.					
ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL				
		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS FRACTURAS MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)				
		BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) FRACTURAS RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA DE 1 A 2mm (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)				
		REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) FRACTURAS LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS DE 2 A 5mm (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)				
		POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, MUY ALTERADA, ABIERTA 5mm A 1cm RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)				
		MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA MUY ABIERTA MAYOR A 1cm CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)				
	LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE FRACTURAS MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (1 A 5 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 - 3.3 Jh.) ESPACIAMIENTO: 20 A 100 cm	100cm				
		50cm				
		40cm				
		30cm				
	MODERADAMENTE FRACTURADA. BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE FRACTURAS ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 11 FRACT. POR METRO) ESPACIAMIENTO: 10 A 20 cm	20cm				
		15cm				
		10cm				
		5cm				
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE FRACTURAS (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO) ESPACIAMIENTO: 5 A 10 cm	9cm				
		8cm				
		7cm				
		6cm				
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS FRACTURAS INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) ESPACIAMIENTO: 2 A 5 cm	5cm				
		4cm				
		3cm				
		2cm				

BREXIA		LABORES MINERAS DE AVANCE		SECCIONES DE HASTA 4mX4m.	
TIPO	DESCRIPCION	TIEMPO DE AUTOSOPORTE			
A	CONTROL CON DESATE DE ROCAS, PERNO HELICOIDAL DE 7 PIES ESPORADICO	1 AÑO A 5 AÑOS	CONDICION SUPERFICIAL	MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS FRACTURAS MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	
B	PERNO HELICOIDAL SISTEMATICO ESPACIADO DE 7 PIES A 1.5M	2 MESES A 1 AÑO		BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) FRACTURAS RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA DE 1 A 2mm (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	
C	PERNO HELICOIDAL DE 7 PIES ESPACIADO A 1.4M-1.5M VALLA ELECTROSOLDADA DE 2"x2"	2 SEMANAS A 2 MESES		REGULAR (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) FRACTURAS LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS DE 2 A 5mm (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	
D	SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DE ACERO EN PRESENCIA DE BLOQUES REFORZAR CON PERNO HELICOIDAL DE 7 PIES ESPACIADO A 1.5M SEGUN EVALUACION GEOMECANICA.	2 DIAS A 2 SEMANAS		POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, MUY ALTERADA, ABIERTA 5mm A 1cm RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	
E	QUIBRAS TIPO H8" 25lb/pie	8 HORAS A 2 DIAS		MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, MUY ABIERTA MAYOR A 1cm CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)	
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE FRACTURAS MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (1 A 5 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 - 3.3 ln.) ESPACIAMIENTO: 20 A 100 cm	100cm	-	A	A
		50cm	-	IF/B	IF/R
		40cm	-		
	MODERADAMENTE FRACTURADA. BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE FRACTURAS ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 11 FRACT. POR METRO) ESPACIAMIENTO: 10 A 20 cm	20cm	-	A	A
		15cm	-	IF/MH	IF/B
		10cm	-		B
	MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE FRACTURAS (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO) ESPACIAMIENTO: 5 A 10 cm	5cm	-	A	A
		4cm	-	MF/MH	MF/B
		3cm	-		B
	INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS FRACTURAS INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) ESPACIAMIENTO: 2 A 5 cm	5cm	-		B
		4cm	-		IF/B
		3cm	-		

4.3. Metodología de aplicación

A. Aplicación sin factores influyentes

Para la aplicación de las tablas geomecánicas se determina in-situ, una vez lavadas las paredes y el techo de la labor a mapear, la cantidad de fracturas por metro lineal utilizando un flexómetro, parámetros de estructuras de la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de la picota o indentación de la misma y los parámetros de condición de las fracturas (abertura, relleno y alteración).

Cada recuadro de calidad de roca en las tablas geomecánicas presenta algunas subdivisiones, aplicándose el sostenimiento designado en el recuadro superior cuando no se presentan factores influyentes y el recuadro inferior cuando se presenta factores influyentes.

B. Correcciones por factores influyentes

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzos (encampane mayor a 800 m), labores cercanas, cercanía a fallas y demoras en la colocación del soporte que afectarían a un determinado tipo de roca en una labor, originara que el soporte asignado por su condición al momento de la excavación requiera ser reforzado, para lo cual se deberá colocar el soporte siguiente al designado, tanto en elementos de soporte como en tiempos de colocación, debiendo considerarse una sola corrección.

Ejemplo: Rampa de 4.0 x 4.0 m emplazada en roca muy fracturada, regular (MF/R), el soporte sin factores influyentes correspondería a pernos de 1.0 x 1.0 m con malla de refuerzo o shotcrete sin fibra de 0.05 m (soporte tipo C) y el tiempo de colocación a 5 días. En el caso que se tenga la presencia de agua, orientación desfavorable de discontinuidades, aberturas cercanas o influencia de esfuerzos se deberá colocar el soporte Tipo D y su tiempo de colocación será de 1 día.

C. Medidas preventivas y de control

La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá disminuir el espaciamiento de taladros a 0.5 m y distribuir mejor su carga, así mismo evitar las concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas en paredes, techo y frente de la labor.

La ejecución de mapeo geomecánico inmediato y colocación del soporte adecuado al tipo y tiempo recomendado en las tablas geomecánicas.

Revisar y cumplir en forma estricta con el manual de procedimientos de colocación de los diferentes elementos de soporte que se apliquen.

Efectuar periódicamente ensayos de arranque en los pernos colocados, limpieza y reparación de mallas rellenas con fragmentos, reemplazar los pernos mal colocados o sueltos y los tramos con shotcrete deteriorado.

Capacitación permanente del personal de operaciones (Jefes de guardia, capataces, perforistas y ayudantes) en la aplicación de la tabla y colocación del sostenimiento.

El compromiso de la Gerencia General y de Operaciones con la aplicación correcta y oportuna de esta actividad.

D. Formas de colocación terminantemente prohibidas

Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.

Perforar y no colocar inmediatamente el perno y realizarlo después de perforar el taladro.

Colocar pernos en las fracturas o muy inclinados o en zonas en que la picota se hunde profundamente o en labores con anchos menores de 2.0 m.

Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca.

Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpia con agua a

presión (entre 3 a 5 bares).

Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado o varias cimbras a la vez.

ANEXO 3. PLANOS GEOMECÁNICOS DE LA ZONA DE ESTUDIO

BREXIA 2007 MINA EL SANTO
LABORES MINERAS PERMANENTES

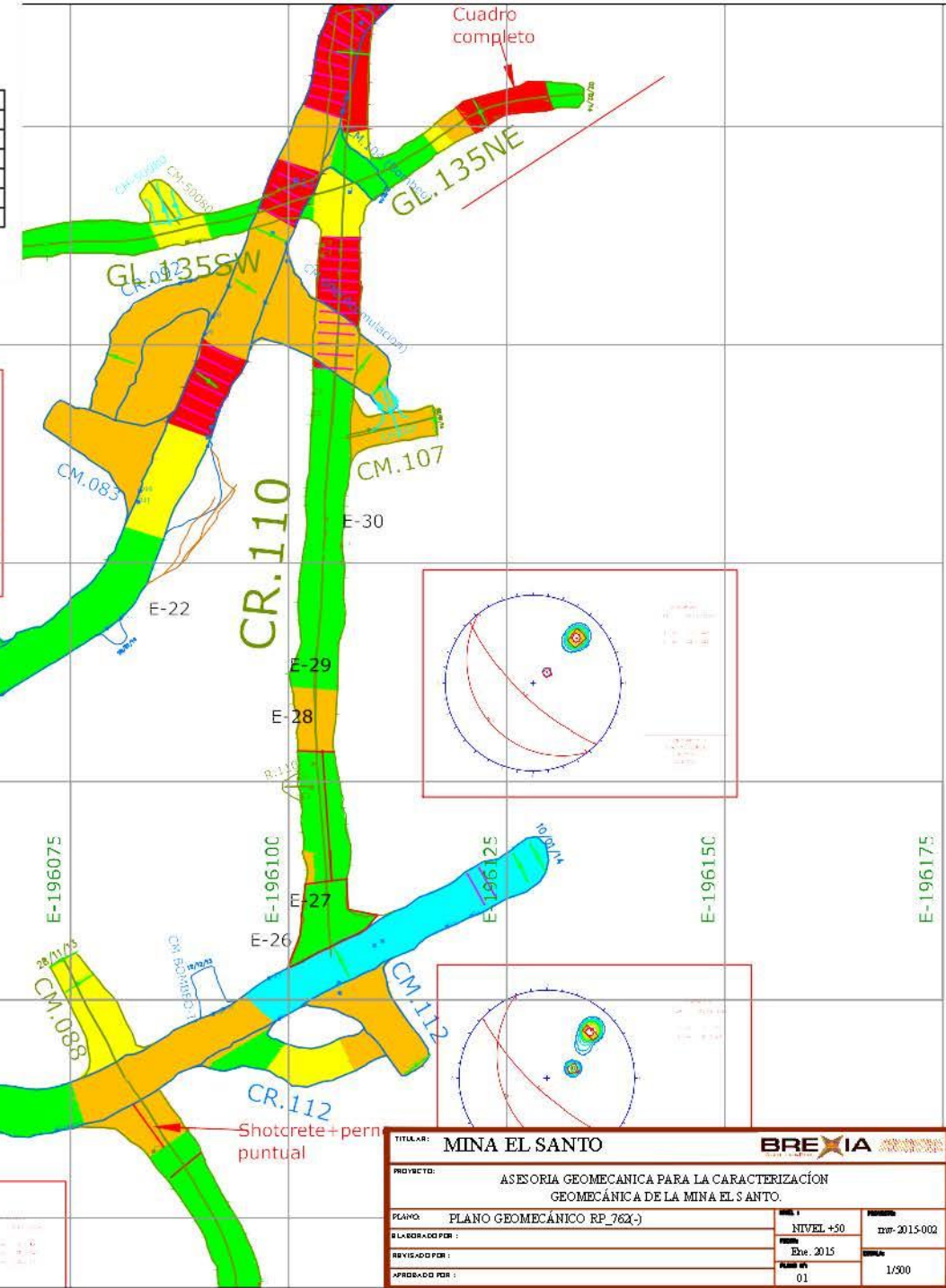
- T6** CONTROL CON DESATE DE ROCAS, PERNO HELICOIDAL ESPORADICO.
- T7** PERNO HELICOIDAL SISTEMATICO.
- T8** PERNO HELICOIDAL DE 7 PIES - MALLA ELECTROSOLDADA DE 2"x2".
- T9** SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DE ACERO.
- T10** CUBREROS TIPO "B" 25x30/36.

BREXIA 2007 MINA EL SANTO
LABORES MINERAS TEMPORALES

- T11** CONTROL CON DESATE DE ROCAS PERNO SPLIT SET ESPORADICO.
- T12** PERNO SPLIT SET SISTEMATICO CON PLANTILLA DE MADERA.
- T13** PERNO SPLIT SET 7 PIES - MALLA ELECTROSOLDADA DE 2"x2".
- T14** CUADRO COJO O GUARDABEZA CON PUNTALES CON PLANTILLA.
- T15** CUADRO COMPLETO.

BREXIA 2007 MINA EL SANTO
TABLA DE ABERTURAS MAXIMAS SIN SOPORTE

Viga de roca	PMR	Permanencia	Temporada
T16	61	70	6m 13m
T17a	51	60	4m 8m
T17b	41	50	3m 5m
T18	31	40	2m 3m
T19	21	30	1m 2m



NOMENCLATURA DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.	TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.
BUENA	II	61-70	MALA-A	IV-A	31-40
REGULAR-A	III-A	51-60	MALA-B	IV-B	21-30
REGULAR-B	III-B	41-50			

TITULAR: MINA EL SANTO **BREXIA**

PROYECTO: ASESORIA GEOMECANICA PARA LA CARACTERIZACION GEOMECANICA DE LA MINA EL SANTO.

PLANO: PLANO GEOMECANICO RP_762X-

ELABORADO POR: **REVISADO POR:** **PROBADO POR:**

NIVEL +50 **Ene. 2015** **01**

FECHA: **1/300**

BREXIA MINA EL SANTO
LABORES MINERAS TEMPORALES

TM CONTROL CON DESATE DE ROCAS, PERNO HELICOIDAL ESPORADICO

TM PERNO HELICOIDAL SISTEMATICO

TM PERNO HELICOIDAL DE 7 PIES - MALLA ELECTROSOLDADA DE 2'X2'

TM SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DE ACERO

TM CUBRAS TIPO HB 25x5/6

BREXIA MINA EL SANTO
LABORES MINERAS TEMPORALES

TM CONTROL CON DESATE DE ROCAS PERNO SPLIT SET ESPORADICO

TM PERNO SPLIT SET SISTEMATICO CON PLANTILLA DE MADERA

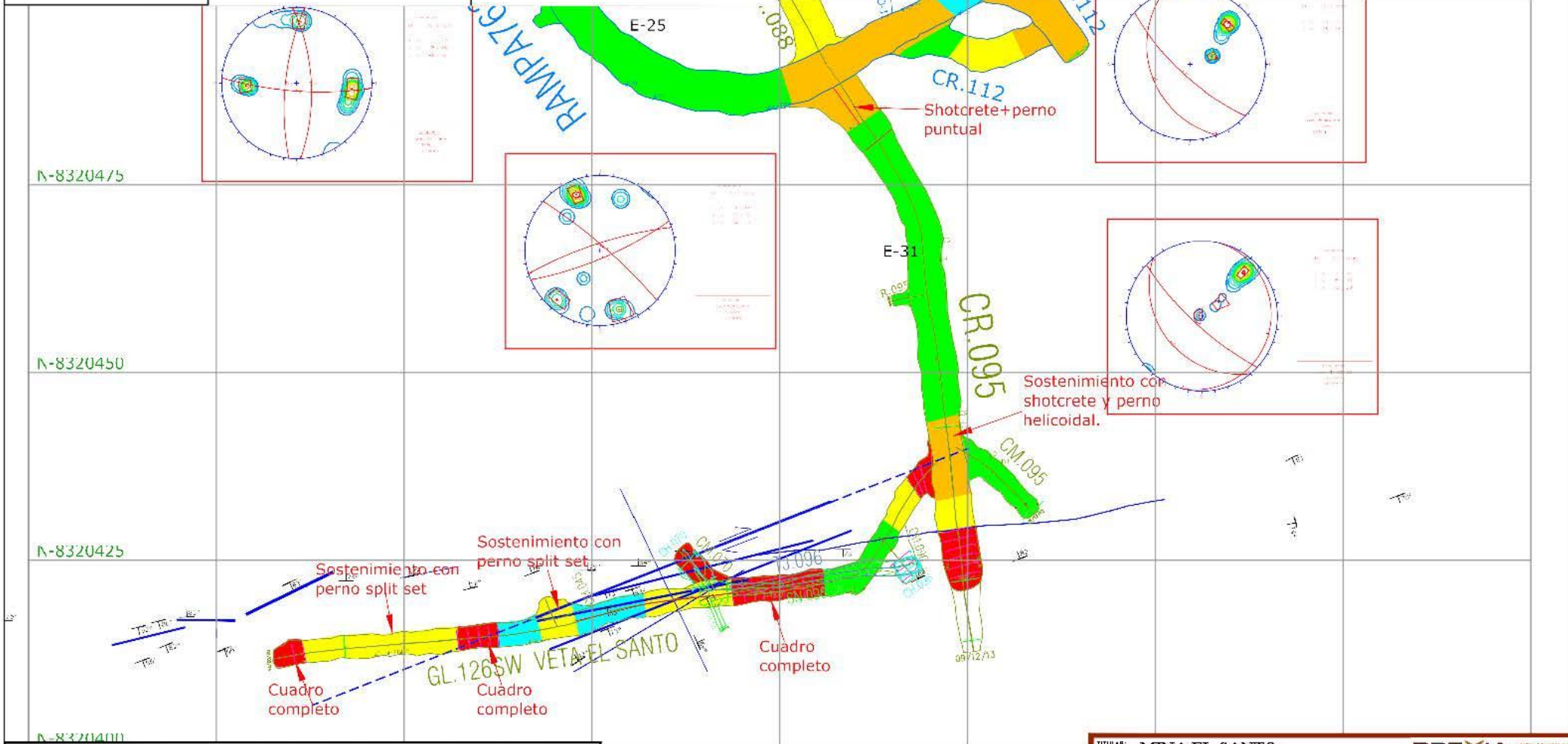
TM PERNO SPLIT SET 7 PIES - MALLA ELECTROSOLDADA DE 2'X2'

TM CUADRO CDO O GUARDABEZAS CON PUNTALES CON PLANTILLA

TM CUADRO COMPLETO

BREXIA MINA EL SANTO
TABLA DE ABERTURAS MAXIMAS

ABERTURAS MAXIMAS SIN SOPORTE				
Tipo de roca	R.M.R.		Permanente	Temporaria
TM	61	70	6m	1.3m
TM	51	60	4m	8m
TM	41	50	3m	5m
TM	31	40	2m	3m
TM	21	30	1m	2m



NOMENCLATURA DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.	TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.
BUENA	II	61-70	MALA-A	IV-A	31-40
REGULAR-A	III - A	51-60	MALA-B	IV-B	21-30
REGULAR-B	III - B	41-50			

TITULAR: MINA EL SANTO **BREXIA**

PROYECTO: ASESORIA GEOMECANICA PARA LA CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MINA EL SANTO.

PLANO: PLANO GEOMECÁNICO RP_762(-)

ELABORADO POR: R.H. **FECHA:** Ene. 2015 **PROYECTO:** 2207-2015-002

REVISADO POR: R.H. **PLANO NO:** 01 **ESCALA:** 1:500

APROBADO POR: MINA EL SANTO

BREXIA MINA EL SANTO
LABORES MINERAS TEMPORALES

10	CONTROL CON DESASTE DE ROCAS, PERNO HELICOIDAL ES PORADUO
11	PERNO HELICOIDAL SISTEMATICO
12	PERNO HELICOIDAL DE 7 PIES -MALLA ELECTROSOLDADA DE 2"x2"
13	SHOTCRETE DE 2" CON FIBRA DE ACERO
14	CIMBRAS TIPO H6' 25x18/16

BREXIA MINA EL SANTO
LABORES MINERAS TEMPORALES

15	CONTROL CON DESASTE DE ROCAS PERNO SPLIT SET ES PORADUO
16	PERNO SPLIT SET SISTEMATICO CON PLANTILLA DE MADERA
17	PERNO SPLIT SET 7 PIES - MALLA ELECTROSOLDADA DE 2"x2"
18	CUADRO COJO O GUARDADEZA CON PUNTALES CON PLANTILLA
19	CUADRO COMPLETO

BREXIA MINA EL SANTO
TABLA DE ABERTURAS MAXIMAS

ABERTURAS MAXIMAS SIN SOPORTE				
Tipo de roca	RMR	Permanente	Temporale	
11a	61	70	6m	13m
11b	51	60	4m	8m
11c	41	50	3m	5m
11d	31	40	2m	3m
11e	21	30	1m	2m

