

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Análisis de parámetros de diseño geomecánico para controlar la
estabilidad del minado subterráneo en la UM. Santander – EM. Trevali**

S.A.C.

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Josue Jose INGARUCA ASCANOA

Asesor:

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco – Perú - 2026

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Análisis de parámetros de diseño geomecánico para controlar la
estabilidad del minado subterráneo en la UM. Santander – EM. Trevali**

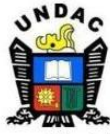
S.A.C.

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS
PRESIDENTE

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO

Mg. David Odon SOSA POMA
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Recuperación y Consolidación de la Economía Peruana"



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 066-2025

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. INGARUCA ASCANOA Josue Jose

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo
“Análisis de parámetros de diseño geomecánico para controlar la estabilidad del minado subterráneo en la UM. Santander” – EM. Trevali S.A.C. “

Asesor:
Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

Índice de Similitud: **14 %**

Calificativo
APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 18 de diciembre de 2025.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

Este proyecto le dedico a Dios en especial a mis queridos Padres, Hermanos y mi esposa, Por bríndame en todo momento el apoyo incondicional a lo largo de mi formación profesional en el transcurso de estos tiempos; además agradecer a mi asesor el Ingeniero Fabián Benavides Chagua, por guiarme durante la elaboración de esta tesis.

AGRADECIMIENTO

A mis queridos Docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, por brindarme el soporte teórico y práctico de mi formación profesional, al personal administrativo que orientaron la gestión de tramites de grados y títulos, de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, A la Gerencia y Superintendencia de la Unidad Minera, Santander, Empresa Minera Trevali S.AC. AREA Geomecánica, por haberme permitido acceder a la información de la Empresa para la realización de esta investigación, que se ha constituido el soporte para obtener el título profesional de ingeniero de Minas.

RESUMEN

DCR Ingenieros SRLtda. ha sido contratada por la compañía minera Trevali Perú SAC para realizar la "Revisión Geomecánica de la Unidad Minera Trevali (Santander) para la Profundización de la Mina". El objetivo es examinar las condiciones de la roca, explorar opciones para el minado subterráneo, determinar el tamaño de los elementos estructurales y seguir explotando en condiciones adecuadas con el propósito de mantener una producción futura.

Para lograr el propósito de esta investigación, se hizo necesario, en primer lugar, visitar la mina Santander para observar el campo y después realizar trabajos en gabinete. Durante una fase inicial, la investigación se enfocó en generar los datos fundamentales requeridos para analizar los elementos geológicos geomecánicos y de minería que rigen la estabilidad de las excavaciones, con el fin de calcular los datos necesarios para los análisis de diseño. En una segunda fase, se incorporan los datos adquiridos en la primera etapa mencionada para analizar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas relacionadas con la minería.

Se ha determinado el modelo geomecánico de la mina Santander, basándose en el desarrollo de información básica. Este modelo se distingue por describir con detalle la masa rocosa relacionada con los cuerpos mineralizados Magistral Centro, Magistral Sur y Magistral Norte desde una perspectiva estructural, litológica y de calidad. Esto llevó a la zonificación geomecánica del yacimiento. Por otra parte, se definieron las propiedades físicas y los parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y del conjunto rocoso.

Además, se analizaron las condiciones de presencia de agua y los esfuerzos in situ. Se llevaron a cabo varios análisis como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad, empleando datos de entrada fijados durante la elaboración de la información básica. Esto permitió formular indicaciones pertinentes sobre diferentes facetas del control de la estabilidad en las excavaciones vinculadas al minado.

Finalmente, se ofrecen comentarios sobre la serie de temas presentados por TREVALI en los términos de referencia creados para el servicio actual, que están vinculados

con la secuencia de extracción minera y la revisión geomecánica. Los ingenieros que se encargarán de la planificación y el diseño del minado subterráneo de la profundización de Magistral Norte, Centro y Sur deben considerar toda esta información.

Palabras Clave: Aplicación parámetros geomecánicos para desarrollar el minado subterráneo en forma segura y productiva.

ABSTRACT

DCR Ingenieros SRLtda. has been contracted by the mining company Trevali Perú SAC to carry out the "Geomechanical Review of the Trevali Mining Unit (Santander) for Mine Deepening." The objective is to examine rock conditions, explore options for underground mining, determine the size of structural elements, and continue mining under suitable conditions to ensure future production.

To achieve the purpose of this research, it was necessary, first, to visit the Santander mine to observe the field and then to conduct office work. During an initial phase, the research focused on generating the fundamental data required to analyze the geological, geomechanical, and mining elements that govern the stability of the excavations, in order to calculate the data necessary for the design analyses. In a second phase, the data acquired in the first stage were incorporated to analyze the stability conditions of the underground mining excavations.

The geomechanical model of the Santander mine has been determined based on the development of baseline information. This model is distinguished by its detailed description of the rock mass associated with the Magistral Centro, Magistral Sur, and Magistral Norte mineralized bodies from a structural, lithological, and quality perspective. This led to the geomechanical zoning of the deposit. Furthermore, the physical properties and strength parameters of the intact rock, discontinuities, and the rock as a whole were defined.

In addition, the presence of water and in-situ stresses were analyzed. Several analyses were carried out as part of the stability assessment, using input data established during the preparation of the baseline information. This allowed for the formulation of relevant recommendations on different aspects of stability control in mining-related excavations

Finally, comments are offered on the series of topics presented by TREVALI in the terms of reference created for the current service, which are linked to the mining extraction sequence and the geomechanical review. The engineers responsible for the planning and design of the underground mining for the Magistral North, Central, and South deepening should consider all of this information.

Keywords: Application of geomechanical parameters to develop safe and productive underground mining.

INTRODUCCIÓN

Aplicación de un sistema geomecánico incidiendo en la estabilidad del macizo se fundamenta en que colabora a reducir y suprimir los percances, colapsos y perturbaciones en la geometría de la excavación en la empresa minera Trevali Perú S.A.C., del mismo modo con la finalidad de profundizar e incrementar la Producción se han realizado una evaluación y propuesta de geomecánica de la Unidad Minera Trevali (Santander) cuyos parámetros servirán para estabilizar la labores en explotación. Igualmente, investigue opciones de minería subterránea, calcular el tamaño de sus componentes estructurales y mantener la explotación en las mejores condiciones para preservar la producción a futuro. Para lograr el propósito de esta investigación, se hizo necesario, en primer lugar, visitar la mina Santander para observar el campo y después realizar trabajos en gabinete. Durante una fase inicial, la investigación se enfocó en generar los datos fundamentales requeridos para analizar los elementos geológicos geomecánicos y de minería que rigen la estabilidad de las excavaciones, con el fin de calcular los datos necesarios para los análisis de una segunda fase, se incorporan los datos adquiridos en la primera etapa mencionada para analizar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas relacionadas con la minería.

Se ha determinado el modelo geomecánico de la mina Santander, basándose en el desarrollo de información básica. Este modelo se distingue por describir con detalle la masa rocosa relacionada con los cuerpos mineralizados Magistral Centro, Magistral Sur y Magistral Norte desde una perspectiva estructural, litológica y de la zonificación geomecánica del yacimiento. otra parte, se definieron las propiedades físicas y los parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y del conjunto rocoso.

Además, se valoraron las condiciones de presencia de agua y los esfuerzos in llevaron a cabo varios análisis como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad, empleando datos de entrada fijados durante la elaboración la información básica. Esto permitió formular indicaciones pertinentes sobre diferentes facetas del control de la estabilidad en las excavaciones vinculadas al minado.

Finalmente serie de temas presentados por TREVALI en los términos de referencia

creados para el servicio actual, que están vinculados con la secuencia de extracción minera y la revisión geomecánica. Los ingenieros que se encargarán de la planificación y el diseño del minado subterráneo de la profundización de Magistral Norte, Centro y Sur deben considerar toda esta información.

El Autor

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación	4
1.3. Formulación del problema.....	4
1.3.1. Problema general	4
1.3.2. Problemas específicos.....	4
1.4. Formulación de objetivos	5
1.4.1. El objetivo general	5
1.4.2. Objetivos específicos	5
1.5. Justificación de la investigación	5
1.6. Limitaciones de la investigación.....	6

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio.....	7
2.2. Bases teóricas - científicas	10
2.3. Definición de términos básicos.....	13
2.4. Formulación de Hipótesis.....	15
2.4.1. Hipótesis general	15
2.4.2. Hipótesis específicas:	15

2.4.3. Hipótesis alterna.....	15
2.5. Identificación de variables.....	15
2.6. Definición operacional de variables e indicadores.....	16

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación	17
3.2. Nivel de Investigación	17
3.3. Método de investigación	17
3.4. Diseño de investigación.....	17
3.5. Población y muestra	18
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	18
3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	18
3.8. Tratamiento estadístico.....	19
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica.....	19

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	20
4.1.1. Ubicación, Acceso y Clima.....	20
4.1.2. Marco Geológico.....	22
4.1.3. Geología Regional	23
4.1.4. Geología Local.....	27
4.1.5. Geología Económica.....	31
4.1.6. Aspectos del Minado Subterráneo	33
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	45
4.2.1. Clasificación de la Masa Rocosa	50
4.2.2. Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa.....	51
4.2.3. Análisis de la Estabilidad Geomecánica para el Minado Subterráneo.....	58
4.2.4. Aberturas Máximas de las Excavaciones y Sostenimiento.....	59

4.2.5. Estabilidad Estructuralmente Controlada	67
4.2.6. Estabilidad Controlada por Esfuerzos	69
4.2.7. Método de minado aplicado para entender mecanismos de fracaso del Proyecto	71
4.3. Prueba de hipótesis	75
4.4. Discusión de Resultados.....	79
4.4.1. Perfil de Riesgo Futuro	79
4.4.2. Métodos Alternativos de Minado	81
4.4.3. Gestión de la mina en términos de producción y estabilidad.....	86
4.4.4. Secuencia de Minado	86
4.4.5. Estabilidad Futura de Tajeos	88
4.4.6. Recuperación de pilares en zonas adyacentes de inestabilidad potencial	93
4.4.7. Plan para mejorar el estado de producción actual	94
4.4.8. Recomendaciones para el control de la estabilidad de las excavaciones.....	95
4.4.9. Control de la dilución del mineral por caída de la caja techo.....	98
4.4.10. Recomendaciones para gestionar posibles inestabilidades	99

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

INDICE DE TABLAS

	Pagina
Tabla 1. Ocurrencia de inestabilidad de una labor minera	8
Tabla 2. Operacionalización de variables.	16
Tabla 3. Dosificación del Shotcrete.....	41
Tabla 4. Sistema de discontinuidades Estructurales	48
Tabla 5. Criterio para la clasificación de la masa rocosa	50
Tabla 6. Esquema de zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa.....	55
Tabla 7. Resumen de zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa	56
Tabla 8. Aberturas máximas de las excavaciones permanentes.....	60
Tabla 9. Sostenimiento para labores permanentes	62
Tabla 10. Sostenimiento para labores de avance temporales.....	62
Tabla 11. Dimensionamiento de tajeos - Longitud (m).....	66
Tabla 12. Resistencia compresiva de la roca intacta. UM Santander.....	11
Tabla 13. Parámetros de perforación Simba S7D.....	11
Tabla 14. Parámetros de voladura de tajos de producción	12

INDICE DE FIGURAS

	Pagina
Figura 1. Esquema de un block de minado	35
Figura 2. Esquema de las labores de preparación	39
Figura 3. Esquema de Minado y de Relleno.....	44
Figura 4. Vista esquemática MineSight de los cuerpos mineralizados.....	52
Figura 5. Zonificación geomecánica en planta de la cota 4300 de MN, MC y MS.....	53
Figura 6. Zonificación geomecánica transversal en la sección 25 Fuente MC.....	54
Figura 7. Zonificación geomecánica longitudinal mostrando los tres cuerpos MN, MC, MS.	54
Figura 8. Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Según Grimstad y Barton, 1993).....	61
Figura 9. Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988) y Nickson (1992).	64
Figura 10. Esquema de distribución de cables en la caja techo	73
Figura 11. Excavación de la galería pegada a la caja techo	74
Figura 12. Esquema de pilares de protección de accesos y caja techo.....	75
Figura 13. Esquema de cableado de la caja techo para bajo buzamiento	80
Figura 14. Corte longitudinal mostrando el claro abierto de minado	87
Figura 15. Vista longitudinal del minado por “bench & fill”.	92
Figura 16. Espesor de pilares para tajeos de 7 y 13 m de ancho.	94
Figura 17. Tajeo abierto permisible	96
Figura 18. Intersección con sostenimiento propuesto.....	98
Figura 19. Formato de evaluación geomecánica del método B&F.....	100
Figura 20. Dimensiones del equipo Simba S7D Fuente: Atlas Copco Production Drilling Rigs.	12
Figura 21. Cuerpos: Magistral Norte (MN), Magistral Centro (MC) y Magistral Sur (MS).	22
Figura 22. Sección Magistral Centro. N30°E.	22

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema

En la Unidad Minera Santander, que utiliza el método de minado Bench and Fill, relativo al método AVOCA, con producción masivo de los tajos de producción de las zonas: Magistral Norte, Centro y Sur, conociendo que el volumen de material disparado y la geometría de sus labores son amplias se debe establecer un diseño apropiado del minado de manera que se debe tener una estabilidad en las condiciones de seguridad en el avance del minado el proyecto se plantea bajo los siguientes conceptos principales.

Conceptualización del problema

El problema de diseño de estabilidad en minas subterráneas se refiere a garantizar la seguridad y funcionalidad de los espacios subterráneos durante las operaciones de extracción de minerales. Esto implica la creación de un diseño de excavación y soporte estructural que minimice los riesgos de colapsos, caídas de roca, y otros eventos peligrosos asociados a la inestabilidad geomecánica de las estructuras subterráneas.

Planteamiento del Problema

El proyecto plantea el problema bajo las siguientes premisas de diseño.

1. **Condiciones Geomecánicas Desconocidas:** Las características del macizo rocoso, como su resistencia, fisuración, fracturamiento y comportamiento ante esfuerzos, no siempre son completamente conocidas antes de iniciar las excavaciones. Esto genera incertidumbre en el diseño y puede llevar a problemas de estabilidad si no se manejan adecuadamente.
2. **Cambios en las Condiciones de Estrés del macizo:** La extracción de material provoca redistribuciones de esfuerzos en el macizo rocoso, lo que puede causar deformaciones, fracturamientos y fallas en las paredes, techos o pilares de la mina. La previsión de estos cambios es compleja y debe ser cuidadosamente modelada y monitoreada.
3. **Geometría de la Excavación:** El diseño de la mina, incluyendo la geometría de túneles, galerías, rampas y cámaras de extracción, influye directamente en la estabilidad. La elección inadecuada de la geometría o tamaño de las excavaciones puede aumentar el riesgo de fallos estructurales.
4. **Condiciones Hidrogeológicas:** La presencia de agua subterránea puede reducir la resistencia del macizo rocoso, aumentando el riesgo de inestabilidad. La infiltración de agua y su manejo son desafíos constantes en el diseño de minas subterráneas.
5. **Selección de Técnicas de Soporte:** Es necesario seleccionar sistemas de soporte que se adapten a las condiciones específicas del macizo rocoso. El uso de pernos, mallas, shotcrete, y otros elementos de soporte debe basarse en un análisis detallado del terreno y las condiciones de la mina.
6. **Variabilidad de los Materiales y Factores Ambientales:** La composición y calidad de la roca pueden variar significativamente incluso en áreas cercanas, lo que implica que los métodos de soporte y excavación deben ser flexibles y adaptables a los cambios en las condiciones geológicas y ambientales.

Objetivo

El objetivo principal del diseño de estabilidad en minas subterráneas es maximizar la extracción segura de minerales mientras se minimiza el riesgo de inestabilidad. Esto se logra a través de un enfoque integral que combina técnicas de análisis geotécnico, monitoreo continuo, y la aplicación de métodos de ingeniería adaptados a las condiciones geomecánicas y ambientales específicas de la mina.

Enfoque del Estudio

Para abordar este problema de diseño de estabilidad, se utilizan métodos de análisis como:

- **Modelos numéricos** Utilizamos pruebas de campo análisis de parámetros geomecánicos de la zona Magistral, características del macizo RMR, RQD, simular el comportamiento del terreno.
- **Monitoreo en tiempo real**, Índices de resistencia axial y triaxial, de deformaciones y tensiones en el macizo rocoso en la zona Magistral.
- **Ensayos geotécnicos in situ y de laboratorio**, Se han realizado pruebas de insitu para tabulares datos confiables para el diseño, y para obtener parámetros mecánicos de las rocas.
- **Prácticas de minería segura y planeamiento adaptativo**, La información será procesada debidamente ya que permitirán ajustar los resultados en función del comportamiento observado de las estructuras subterráneas.

Este enfoque multidisciplinario es fundamental para gestionar de manera efectiva los riesgos asociados con la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

Comprendiendo que el diseño de la estabilidad, debe cumplir los parámetros de seguridad para mantener el ritmo de productividad, seguridad humana y equipos con el menor costo posible y enfocadas en las normas vigentes de estándares de trabajo minero en la UM. Santander.

1.2. Delimitación de la investigación

- **Delimitación espacial.** El estudio se efectúa dentro de la infraestructura minera de la mina Santander, Paraje Yanacocha, distrito de Santa Cruz de Andamarca, provincia de Huaral, región Lima.
- **Delimitación temporal.** El estudio se efectúa dentro del tiempo programado como es del mes de enero al junio del presente año 2024.
- **Delimitación temática.** El motivo del presente estudio es el de mantener las labores productivas dentro de los estándares de minado y que nos permita conservar la seguridad y la salud ocupacional minimizando los riesgos de accidentabilidad por derrumbes y caída de rocas para y aumentar la productividad en las operaciones.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿De qué manera el diseño de la estabilidad del macizo en el minado subterráneo influye en la seguridad y la productividad de los tajos de producción de la Zona Magistral Minera Trevali Perú S A C Unidad Minera Santander?

1.3.2. Problemas específicos

- a. ¿En qué medida el diseño de estabilidad en el minado subterráneo permitirá controlar las operaciones de producción en las zonas Magistral de la UM Santander EM? Trevali Perú S.A.C.?
- b. ¿En qué medida aumenta el rendimiento productivo de las Zonas Magistral empleando un buen control de estabilidad del macizo, en la UM Santander? EM. Trevali Perú S.A.C.?
- c. ¿El control de la estabilidad en el minado permitirá mantener la seguridad y la salud ocupacional en las operaciones productivas tajos de producción en la zona Magistral de la UM? Santander EM, Trevali S.A.C.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. El objetivo general

El diseño de estabilidad en minas subterráneas es maximizar el movimiento, abertura y la conservación de las labores de desarrollo, preparación y extracción segura de minerales mientras se minimiza el riesgo de inestabilidad y maximizar la seguridad y la salud ocupacional.

1.4.2. Objetivos específicos

- a. Evaluar en qué medida el diseño de la estabilidad optimiza la permanencia de labores permanentes y temporales para controlar la producción y productividad de la Zona Magistral en la Unidad Minera Santander - Empresa Minera Trevali Perú S.A.C.
- b. El control de la estabilidad del macizo determina la seguridad y la salud ocupacional dentro de los estándares adecuados del personal y los equipos en Zona Magistral de la Unidad Minera Santander – Empresa Minera Trevali Perú S A C.

1.5. Justificación de la investigación

Acreditar que el estudio actual puede llevarse a cabo en tajos de producción, particularmente en la zona Magistral de la Unidad minera Santander de Trevali Perú SAC.

Para el diseño de la estabilidad, se considerarán elementos como las propiedades geomecánicas y la clase de masa rocosa en los tajos de producción, que es la zona magistral de la mina; Además, se procurará mantener abiertos los trabajos permanentes y temporales.

La justificación técnica del estudio es alcanzar la estabilidad optima del macizo incrementar la productividad y reducir los riesgos de accidentabilidad bajar los costos operativos.

1.6. Limitaciones de la investigación

No enfrentaremos restricciones de ningún tipo en cuanto a la recolección de datos de campo durante la realización del estudio, gracias a las facilidades proporcionadas por la empresa y la cooperación del personal especializado en planeación y geomecánica de la Unidad Minera.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio

a. Antecedente internacional

- **SNGM-Corfo (2018)**, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, en su proyecto “Guía metodológica para evaluación de la estabilidad física de instalaciones mineras remanentes” para considerar el caso de estabilidad de excavaciones subterráneas Resume, Para el caso de minas subterráneas, las consecuencias geomecánicas consideradas son altos rangos de deformación; caída de bloques y/o cuñas; sobrexcautación; falla de estructura geológica relevante (Falla geológica, dique, planos de estratificación, etc.); y roturas frágiles (lajamientos, proyecciones de roca, estallidos de roca) La magnitud de las consecuencias geomecánicas se categorizan como baja, moderada o alta, según el área afectada, para el caso de rajes (Escala Banco; Escala Interrampa o Escala Global); y para el caso de minas subterráneas como baja, moderada o alta (En profundidad o En superficie). El Análisis se realiza en sectores definidos de la mina, en los cuales debe contarse con suficiente información de calidad validada de la condición de estabilidad física y de las medidas de control consideradas e implementadas.

Además, en su investigación, tiene en cuenta la clasificación de los métodos de Análisis sugeridos para determinar la estabilidad física de una mina (ya sea rajo o subterráneo), durante las fases de cierre y posterior al cierre, basado en el potencial de que se produzcan inestabilidades y el potencial impacto ambiental.

Tabla 1. Ocurrencia de inestabilidad de una labor minera

Potencial de ocurrencia de inestabilidades (obtenido desde Fase N° 1)	Potencial de impacto al ambiente (obtenido desde Fase N° 2)		
	I (Bajo)	II (Significativo)	III o IV (Alto o Extremo)
A (Muy Bajo o Bajo)	Simplificado	Intermedio	Complejo
B (Significativo)	Intermedio	Complejo	Complejo
C (Alto o Extremo)	Complejo	Complejo	Complejo

Fuente: Categorías de métodos para evaluación de estabilidad física en un sector determinado de una mina (PUCV 2018).

b. Antecedente Nacional

- **QUISPE, S,** (2023) UNSCH, en su tesis “Modelo geomecánico para garantizar la estabilidad del minado subterráneo del cuerpo salvadora, mina Andaychagua, 2023” En su resumen menciona: Los resultados de los niveles 1200 y 1225 interactúan entre sí mediante la zona plástica de la caja techo, de acuerdo con los resultados analizados. En otras palabras, la construcción de la galería sill del Nivel 1225 tiene un impacto en las condiciones de estabilidad de los tajeos que se encuentran por encima de él. Esta también es la causa por la que no se aconsejan las secuencias de minado 1 y 3, debido a la influencia recíproca entre el minado simultáneamente por encima y por debajo del nivel 1225. Y concluye: Se aconseja que el personal del Departamento de Geomecánica de Mina Andaychagua realice análisis retrospectivos de los asuntos de inestabilidad (deslizamientos) que puedan suceder en la galería sill o en otras tareas mineras relacionadas con la extracción de Veta Andaychagua. la calibración de los modelamientos que se

realizarán en el futuro para mejorar la secuencia de avance del minado y el sostenimiento se basará en los resultados de estos análisis. (Pág. 111)

- **COTRADO & AMADO, (2021)**, en su tesis “Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de un sostenimiento adecuado en mina Chaparra, Caravelí, Arequipa – 2021” Para el año 2021, en la mina Chaparra - Caravelí de Arequipa, se planteó como meta determinar utilizando el método Q Barton cuál sería el diseño más apropiado para el sostenimiento, según el dominio geomecánico. La Metodología empleada fue de nivel explicativa, con un diseño no experimental transeccional y una perspectiva cuantitativa. Se utilizaron en muestras no probabilísticas que consistían en once tramos o progresivas a través de la profundidad o excavación de la mina, en sondeos de afloraciones rocosas. La observación directa, el uso de la picota y el método Q de Barton fueron utilizados como técnicas y métodos para recopilar información. Se desarrolló la calidad del macizo rocoso, se estimó el grado de riesgo geomecánico que afecta la seguridad de los trabajadores, se estima el diseño de sostenimiento más apropiado y, finalmente, se llevó a cabo un análisis técnico y financiero de la propuesta. Además, establece que los resultados revelaron que, en todo el dominio de la mina, un 50% de la roca tenía una calidad buena, un 20% contaba con una calidad muy buena, otro 20% con calidad muy baja y el último 10% con calidad regular. En promedio, se obtuvo una calidad buena para un Q igual a 29. Un 29% de riesgo bajo, un 29% de riesgo muy alto (por el tipo de desierto de roca y método de explotación), un 14% de riesgo alto (por la clase de voladura durante la excavación), un 14% de riesgo muy bajo y entre un 12 % y un 14 % que representa el riesgo medio debido al tipo de perforación y sostenimiento de mina. Por otra parte, se decidió un sistema de soporte de empernado puntual para dominios con calidad muy mala. Para los que tienen calidad regular, el sistema es empernado sistemático con espacio de 1.5 a 2 metros y shotcrete

proyectado con un grosor de 5 a 6 cm y fibra, B + Sfr. En cambio, para los dominios de buena calidad, la mayoría corresponde a empernado sistemático con espacio entre 2 y 3 metros más shotcrete proyectado con un grosor de entre 5 y 6 cm y fibra, B + Sfr. Finalmente, en el caso de dominio con calidad muy buena, el sostenimiento puntual se logró con un espacio entre 3 y 3.8 m, SB. Por último, se muestra un diseño de soporte activo que consiste en pernos de anclaje por adhesión helicoidal. El costo para llevar a cabo es de S/ 3,125.97/ml.

2.2. Bases teóricas - científicas

El diseño de la estabilidad de rocas en excavaciones subterráneas es un aspecto crucial en la ingeniería geotécnica. Se trata de evaluar y garantizar que las estructuras excavadas en el subsuelo sean seguras y estables. Controlar estas variables es fundamental para garantizar la seguridad y la eficiencia en las operaciones mineras.

- 1. Estudio Geológico:** Antes de cualquier excavación, es fundamental realizar un estudio geológico detallado para entender las características del terreno, como la composición de las rocas, la presencia de fallas, y el nivel de agua subterránea.
- 2. Análisis de Estabilidad:** Se utilizan diferentes métodos de análisis, como el método de equilibrio límite y el análisis numérico, para evaluar la estabilidad de las rocas. Esto ayuda a identificar posibles deslizamientos o colapsos.
- 3. Soporte y Refuerzo:** Dependiendo de los resultados del análisis, se pueden implementar sistemas de soporte, como anclajes, mallas de acero, o revestimientos de concreto, para mejorar la estabilidad de las excavaciones.
- 4. Monitoreo:** Durante y después de la excavación, es importante monitorear la estabilidad de la roca y el comportamiento del terreno. Esto puede incluir la instalación de instrumentos para medir desplazamientos o cambios en la presión del agua.

5. **Normativas y Buenas Prácticas:** Seguir las normativas locales y las mejores prácticas en ingeniería es esencial para garantizar la seguridad y la sostenibilidad del proyecto.
6. **Propiedades Geomecánicas de las Rocas:** Esto incluye la resistencia a la compresión, la cohesión, el ángulo de fricción interna y la elasticidad de las rocas. Estas propiedades son fundamentales para entender cómo se comportarán las rocas bajo diferentes condiciones de carga.
7. **Condiciones de Carga:** Las cargas aplicadas, ya sean estáticas (peso de la roca) o dinámicas (vibraciones por maquinaria), afectan la estabilidad. Es importante evaluar cómo estas cargas impactan en la estructura de la roca.
8. **Humedad y Nivel de Agua Subterránea:** La presencia de agua puede reducir la resistencia de las rocas y aumentar el riesgo de deslizamientos. Monitorear el nivel de agua y la saturación del terreno es crucial.
9. **Geología Estructural:** La orientación y la disposición de las fallas, fracturas y estratos en la roca influyen en la estabilidad. Es importante mapear estas características para anticipar problemas.
10. **Métodos de Excavación:** La técnica utilizada para excavar (por ejemplo, voladura, corte, etc.) puede afectar la estabilidad de las rocas circundantes. Elegir el método adecuado es esencial.
11. **Soporte y Refuerzo:** La implementación de sistemas de soporte, como anclajes, mallas o revestimientos, es una variable que se debe controlar para mantener la estabilidad.
12. **Monitoreo de Desplazamientos:** Instalar instrumentos para medir desplazamientos o deformaciones en tiempo real ayuda a detectar problemas antes de que se conviertan en fallas graves.
13. **Condiciones Ambientales:** Factores como la temperatura, la presión atmosférica y las condiciones climáticas pueden influir en la estabilidad de las excavaciones.
14. **Condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas:**

Se analizaron las condiciones de estabilidad de las excavaciones: Dirección preferida para el progreso de las excavaciones, máximos abiertos, periodos de autosostenimiento y cómo afectan la estabilidad las discontinuidades estructurales y los esfuerzos. Para estudiar la estabilidad de las excavaciones y otros elementos estructurales de la minería, se emplearon modelamientos numéricos basados en los mecanismos de posible fallo del terreno.

15. Revisión *geomecánica*, se dan opiniones sobre:

- El método de minado aplicado para entender los mecanismos de fracaso en función a la Geología, Litología y Estructuras (cuando se tuvieron algunos retrasos por inestabilidad).
- El perfil de riesgo futuro. Existe un riesgo cada vez mayor a medida que la mina profundiza progresivamente. Determinar los factores de seguridad.
- Los métodos alternativos de minado del yacimiento. ¿Cómo es que la mina ha estado siendo gestionada en términos de Producción y Estabilidad?

16. Secuencia de minado, se dan opiniones sobre:

- La secuencia de minado actual y señalar los intervalos permitidos para llevar a cabo el relleno de los tajos abiertos.
- Garantizar la estabilidad de los tajeos en el futuro, lo que incluye: las estrategias de relleno (tiempos de espera sugeridos, estrategia recomendada para gestionar vacíos), la secuencia de minado, el tipo de sostenimiento a utilizar y la geometría de los tajeos (largo, ancho y altura), según los datos geotécnicos geológicos disponibles.
- Los pilares en la zona adyacente a las potenciales áreas de colapso, posibles métodos de recuperación de los mismos.
- Plan para mejorar el estado de producción actual.
- Recomendaciones para controlar la estabilidad de la excavación asociada a las excavaciones mineras para que sea segura y eficiente.

- Control de la dilución del mineral por caída de caja techo.
- Proporcionar recomendaciones para gestionar cualquier posible fracaso y recuperar el control de las condiciones de la roca.

2.3. Definición de términos básicos

En minería subterránea, la estabilidad de rocas es un factor crucial para garantizar la seguridad y eficiencia de las operaciones. A continuación, te doy una lista de términos clave relacionados con la estabilidad de rocas en este contexto:

1. Macizo rocoso:

El conjunto de roca en su estado natural que incluye discontinuidades, fracturas y otras características geológicas.

2. RMR (Rock Mass Rating):

Un sistema de clasificación geotécnica del macizo rocoso basado en propiedades como la resistencia de la roca, el espaciamiento de discontinuidades, y las condiciones de las mismas. Es utilizado para evaluar la estabilidad de las excavaciones.

3. Q de Barton:

Otro sistema de clasificación geotécnica que evalúa la calidad del macizo rocoso basado en parámetros como el tamaño de las excavaciones, la resistencia de las discontinuidades y las condiciones de flujo de agua.

4. Soporte de rocas:

Conjunto de técnicas y materiales (como pernos de anclaje, malla metálica, hormigón proyectado) usados para estabilizar las paredes y techos de las excavaciones subterráneas.

5. Fracturamiento de la roca:

La presencia de grietas o fracturas en el macizo rocoso, que puede ser causada por tensiones naturales o por la actividad minera, afectando su estabilidad.

6. Factor de seguridad (FS):

Un indicador de cuán estable es una estructura o excavación subterránea, calculado como la relación entre las fuerzas resistentes y las fuerzas que tienden a provocar el fallo.

7. Deslizamiento de bloques:

El movimiento de bloques de roca que están delimitados por fracturas o fallas, lo que puede comprometer la estabilidad de la mina.

8. Convergencia de túneles:

Deformación de las paredes de un túnel debido a las tensiones en el macizo rocoso, lo cual puede ser una señal de inestabilidad.

9. Relajamiento del macizo rocoso:

Un proceso donde las tensiones que soportan las rocas cambian tras la excavación, lo que puede producir fisuras o fracturas adicionales.

10. Presión de terreno:

Las tensiones generadas por el macizo rocoso sobre las paredes y techos de una excavación. Esta presión debe ser contrarrestada con sistemas de soporte adecuados.

11. Perforación y voladura:

Método común de excavación en minería subterránea que puede influir en la estabilidad del macizo rocoso dependiendo de la técnica utilizada.

12. Tensiones inducidas:

Tensiones adicionales que se generan en el macizo rocoso como consecuencia de la excavación y que pueden causar inestabilidad.

13. Método de Hundimiento:

Técnica de explotación subterránea donde grandes bloques de roca se dejan colapsar de manera controlada, y su estabilidad debe ser cuidadosamente manejada para evitar colapsos incontrolados.

Estos términos son clave en el estudio de la estabilidad de rocas en minería subterránea y ayudan a entender y gestionar los riesgos asociados al trabajo en estos entornos.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

El análisis adecuado y la optimización de los parámetros de diseño geomecánico permiten mejorar el control de la estabilidad del minado subterráneo en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC.

2.4.2. Hipótesis específicas:

- a. La resistencia y calidad del macizo rocoso influyen directamente en la estabilidad de los trabajos subterráneos. en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC
- b. El diseño y disposición del sostenimiento geomecánico impactan en la reducción de deformaciones críticas. en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC
- c. El monitoreo y ajuste continuo de los parámetros geomecánicos mitigan riesgos asociados a la inestabilidad y accidentabilidad en el minado subterráneo en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC

2.4.3. Hipótesis alterna.

La implementación de parámetros de diseño geomecánico optimizados no mejora significativamente el control de la estabilidad del minado subterráneo en la UM. Santander-EM. Trevali SAC, reduciendo el riesgo de fallas estructurales y aumentando la seguridad operativa.

2.5. Identificación de variables

Variables independientes

1. **Variable independiente (Y):** Parámetros de geomecánicos del macizo de las rocas circundantes en el minado subterráneo.

2. **Variable dependiente (X):** La estabilidad optima esperada de las paredes del minado continuo.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 2. Operacionalización de variables.

VARIABLES	DEFINICIONES	DIMENSIÓN	INDICADORES
<p>Variabes independientes:</p> <p>Parámetros de geomecánicos del macizo de las rocas circundantes en el minado subterráneo.</p>	<p>Son principales modelos de factores geomecánicos que son utilizados para la clasificación y su valoración de cada una variable. Es decir, de la información geomecánica y que tienen también aplicaciones en la estabilización de labores subterráneas, a cielo abierto y túneles, en minería. Una de las más viejas (Terzaghi, 1946); terraplenes, cimentaciones y trabajos de ingeniería en términos generales (Muir W., 2000; Ortigao y Sayao, 2004)</p>	<p>Se involucra en mejorar la seguridad y el mantenimiento de las labores subterráneas típicas, como son galerías, cruceros, subniveles, tajeos, considerando el tipo de labores que pueden ser eventuales y permanentes en función del tiempo o vida útil de la labor.</p>	<p>Son modelos geomecánicos, las que han sido clasificado y seleccionado de acuerdo a las características del macizo rocoso de la mina, como son: RMR, Q de Barton, Índice de resistencia, Factor de seguridad, el RQD del macizo, :</p>
<p>Variabes dependientes:</p> <p>La estabilidad optima esperada de las paredes del minado continuo.</p>	<p>En minería, significa dar permanencia firme y constante a las excavaciones subterráneas y Taludes de labores a cielo abierto, usa métodos de prevención, a fin brindar estabilidad de las paredes y taludes diseñar el sostenimiento con soporte metálico, de madera o con relleno, con pernos, malla y otros elementos que fortifique las excavaciones y puedan garantizar las operaciones mineras.</p>	<p>Garantizará la seguridad y prevendrá los riesgos de caída de rocas lo que permitirá el grado de confiabilidad para realizar las operaciones y mantener el ritmo normal de producción de la mina.</p>	<p>Se determinará: El grado de ocurrencia de estabilidad de las cajas, El tipo de deslizamiento, Relajamiento del macizo rocoso, Tensiones inducidas por la perforación y voladura, tipo y calidad de sostenimiento de las labores.</p>

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación

El tipo de estudio es aplicada y experimental porque el estudio a realizarse utilizar los conocimientos vinculados al macizo rocoso, que dependerán de los resultados de las consecuencias prácticas de la observación y el análisis y evaluación de pruebas y resultados, de los tipos de soporte sugerido.

3.2. Nivel de Investigación

Aplicada

3.3. Método de investigación

El método de investigación empleado en el estudio es descriptivo, cuantitativo, puesto que se describirá, analizará y se calificará el índice de seguridad del material y se interpretará sistemáticamente el conjunto de hechos o fenómenos en su estado real.

3.4. Diseño de investigación.

Se utilizará el diseño de investigación será científico porque utilizaremos modelos planteados y descriptivo – correlacional, de carácter cualitativo que tiene como propósito medir el grado de relación que existe entre dos o más conceptos o variables como el uso de parámetros y resultados deseados.

3.5. Población y muestra

Población. Los tres cuerpos juntos cubren una longitud de 813 metros y una profundidad total de 527 metros. Para Implementar el B&F, la mina se ha segmentado en niveles de 70 metros de altura desde el Nivel 4580.

Los cuerpos mineralizados de cada nivel se dividen en 4 subniveles, cada uno con una altura de 4.0 m, lo que permite definir 3 bancos mineralizados que miden 14.5 m de alto. Para proteger el nivel superior inmediato, que ya ha sido explotado y está relleno con material detrítico, queda un puente de seguridad de 10,5 m de altura.

Muestra.

Estos niveles son:

- Nivel 4580 - ▫ Nivel 4510 - ▫ Nivel 4440 - ▫ Nivel 4370 - ▫ Nivel 4300 –
- Nivel 4230 - ▫ Nivel 4160 - ▫ Nivel 4090

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Técnicas.

Observación directa. La Técnica de la observación directa, que consiste en acciones, herramientas y métodos que se utilizan para identificar la existencia de errores, será utilizada en el estudio.

Instrumentos:

- Informe geomecánico
- Reporte de diseño de minado de labores de preparación y desarrollos
- Reporte de la prueba de ensayos de geomecánica.
- Reporte de simulaciones de los softwar's aplicativos

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Procesamiento. Se estudiará los reportes e informes de las pruebas y compararlos con las pruebas e información de campo.

Se efectuará un seguimiento y control a cada una de las pruebas en campo de los efectos geomecánicos de acuerdo a los modelos planteados y sugeridos por las simulaciones, con el objetivo de analizar la conducta de la masa rocosa.

Análisis. Se hará un análisis minucioso con los datos adquiridos. Para la ilustración gráfica se utilizarán gráficos estadísticos, y el análisis de los datos se expondrá en cuadros numéricos que posibilitan su interpretación y análisis.

3.8. Tratamiento estadístico

Las unidades experimentales generadas por la Perforación y Voladura posibilitan, para su utilización, realizar un análisis estadístico de todos sus procedimientos. De esta manera, se puede construir un modelo estadístico que refleje todos los resultados alcanzados.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

Este estudio se llevará a cabo de manera ética, informando al personal de la Unidad Minera Santander sobre el objetivo de nuestra investigación y conservando en secreto la identidad de los participantes, mientras se respetan las opiniones expresadas durante el proceso investigativo.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Ubicación, Acceso y Clima

La Unidad Minera Trevali está situada en el distrito de Santa Cruz de Andamarca, que pertenece a la provincia de Huaral, dentro del departamento de Lima. En línea recta, a unos 5 km hacia el noreste de Baños y a 1.4 km al noroeste de la antigua Mina Santander, que estuvo en explotación hasta 1992. Las coordenadas UTM. El promedio es: 8'764,300N y 333,450E (PSAD 56). Las elevaciones varían entre 4,550 y 4,750 metros sobre el nivel del mar. (Consultar el plano de localización de la mina Santander).

La ruta para llegar al área del proyecto desde Lima es la Carretera Panamericana Norte, asfaltada hasta Huaral (90 km). Desde allí, se continúa por carretera afirmada hasta Santander, pasando por Acos y Tingo; Esto implica recorrer 110 km. Otra vía alternativa es la carretera Lima – Canta– Cerro de Pasco. Desde Lima hasta Canta hay 110 km de carretera asfaltada, y entre Canta y Santander son 90 km por carretera afirmada. Además, es posible llegar a Santander por la Carretera Central, que conecta Lima con Cerro de Pasco y La Oroya a lo largo de 300 km asfaltados. Desde el kilómetro 289 hay una desviación; de ahí se llega a Santander, se llega alrededor de 85 km, alrededor de 85 km después, pasando por Huayllay después.

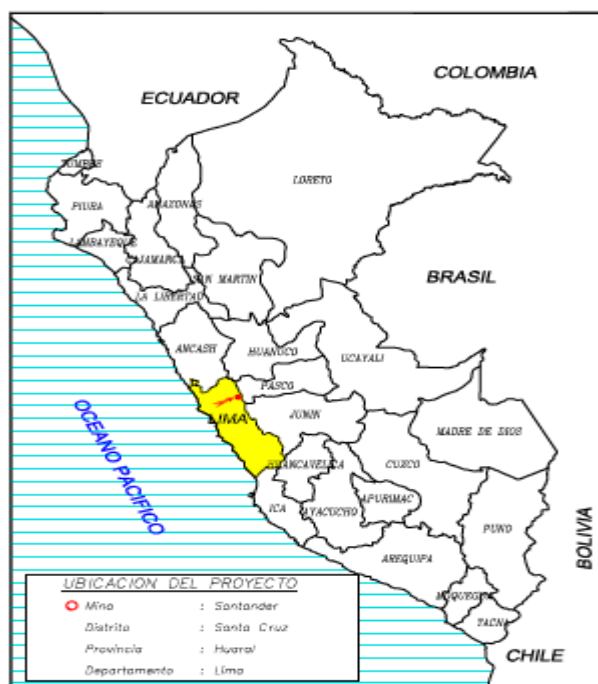
La carretera está pavimentada hasta Huayllay; después de esa localidad, solo está afirmada.

La climatología de la región tiene dos estaciones bien definidas: una estación seca, que va de mayo a septiembre, y en la que las temperaturas descienden de 5° C a 15° C durante el día y caen abruptamente hasta -10 °C por la noche; y otro periodo lluvioso, que va desde octubre hasta abril, con mayor intensidad entre enero y marzo

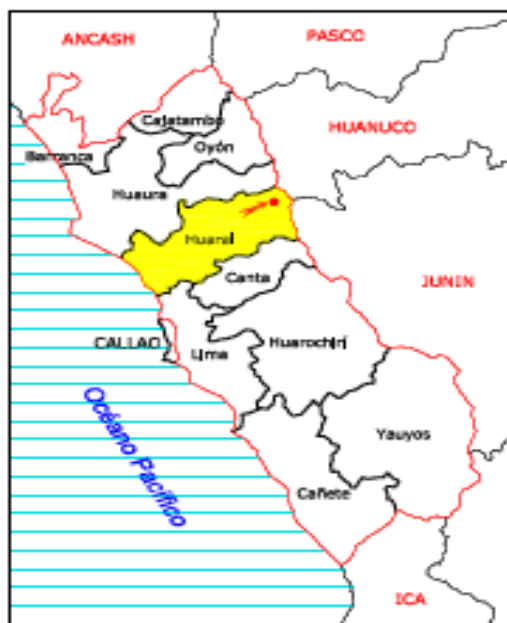
Plano de Ubicación de la Mina Santander.



Ubicación del Proyecto



Departamento de Lima – Perú



Fuente: Propia.

4.1.2. Marco Geológico

La Unidad Minera Trevali se sitúa en el lado oriental de la Unidad Geomorfológica Regional Cordillera Occidental, que está constituida por una cadena montañosa que sigue una dirección general de noroeste a sureste.

El modelado regional es producto de la tectónica andina, además de acontecimientos subvolcánicos y volcánicos.

En la zona que se está analizando, un conjunto de cerros y depresiones ha sido formado por la erosión glacial posterior a la influencia estructural y los sucesos invasivos. Los cerros más altos, que están en parte cubiertos por depósitos coluviales, tienen laderas con pendientes que van desde ligeramente inclinadas hasta muy empinadas (más de 50 %); entre ellos sobresale el Cerro Yuncán al norte, con una altitud de 5.022 msnm. En las zonas de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Centro y Sur, hay elevaciones de cerros más bajos que forman lomadas y colinas, cortadas por quebradas pequeñas. La altura de estas geoformas locales, que se ubican a lo largo de los fondos de quebradas cercanas, llega hasta los 130 metros. Las pendientes pueden variar entre inclinación moderada y moderadamente empinada

(de un 4 a un 25 %). La depresión más destacada está representada por la laguna Yanacocha, que se ubica hacia el este.

Se pueden observar quebradas con secciones en forma de "U", algunas de ellas con los lados laterales abiertos, así como circos glaciares, lo que indica que las propiedades de ablación están bien desarrolladas. En general, los fondos de estas geoformas locales tienen pendientes que oscilan entre una ligera y moderada inclinación (2 y 10%) en zonas con saltos similares a pequeñas cascadas. La forma angular de las montañas más altas también es un resultado de la acción del hielo en los períodos glaciales y actuales

Las geoformas locales están compuestas por afloramientos rocosos sedimentarios, que son de naturaleza clástica (formaciones Oyón y Chimú) y predominantemente calcárea (formaciones Chulec, Pariatambo y Jumasha). Los depósitos coluvio-glaciares se ubican en las laderas, cubriendo parcialmente la base rocosa; los depósitos antropomórficos están situados en el fondo del barranco, y los bofedales, que están recubiertos con vegetación hidromórfica, se encuentran en las áreas deprimidas.

El análisis del drenaje superficial de la zona señala que el alineamiento de quebradas primarias y secundarias se encuentra regulado por la disposición de la estructura geológica, que es paralela o subparalela y tiene una dirección favorita NW-SE.

4.1.3. Geología Regional

En las proximidades de la Unidad Minera Trevali, se ubican rocas sedimentarias clásticas y/o calcáreas de las formaciones Chulec, Pariahuanca, Jumasha, Farrat, Carhuaz, Santa, Chimú y Oyón en una proporción más alta. En cambio, con una menor proporción y localizadas en dirección NE y SW están las rocas volcánicas andesíticas de la Formación Calipuy; estas tienen edades que oscilan entre el Cretácico Inferior y el Terciario Inferior.

Estratigrafía

La siguiente es la estratigrafía que se encuentra en la superficie regional, desde la más antigua hasta la más actual:

Formación Oyón (Ki-o)

Esta unidad, que representa el fundamento de la secuencia estratigráfica regional, se halla dispersa en las áreas axiales de los anticlinales y contigua a la Formación Chimú. Está dispuesta en alineamientos con dirección NW-SE (dirección andina) y su grosor es de 400 metros, aunque debería ser mucho más grueso].

La Formación Oyón, de la época del Cretácico inferior, está compuesta en su mayor parte por lutitas de color gris oscuro, con importantes extensiones de areniscas y estratos de carbón en el área de transición hacia la Formación Chimú que está encima. El carbón es una antracita de alta calidad; Sin embargo, su estructura compleja lo hace difícil de explotar.

Formación Chimú (Ki-chim)

Esta formación, con un grosor de entre 500 y 700 m en anticlinales, se manifiesta como franjas anchas que siguen una dirección NW-SE.

Esta unidad de edad Cretácica Inferior (Valanginiano) está compuesta por una ortocuarcita recristalizada, de grano medio. En muestra de mano, su apariencia es similar a la de una cuarcita metamórfica. En las capas de arcilla que transicionan a la formación subyacente se encuentran lechos de carbón, lo que dificulta el mapeo del contacto entre ambas unidades. Con una estratificación cruzada y fracturada, se manifiesta en bancos de hasta tres metros de grosor. Por su carácter masivo, siempre representa las partes abruptas de los cerros; y cuando estos están completamente moldeados, muestran una topografía abrupta.

Formación Santa (Ki-sa)

Esta unidad, que tiene un espesor constante de 150 metros, se manifiesta en forma de delgadas franjas con una orientación similar a las unidades litológicas mencionadas anteriormente.

Esta capacitación sobre yace a la Formación Chimú de edad Cretácico Inferior (Valanginiano), se compone de caliza gris o azul con estratos finos, con algunas capas de calizas arcillosas, nódulos aplastados de chert y una gran cantidad de trozos de conchas

Formación Carhuaz (Ki-ca)

Está formando bandas de gran ancho con un grosor medio de 600 m y en ciertos núcleos de sinclinales y anticlinales que rodean a las Formaciones Chulec, Pariatambo y Farrat.

Esta unidad, que corresponde a la época del Cretácico Inferior (Hauteriviano-Albiano), está compuesta de areniscas y lutitas. Debido a la meteorización, estas presentan un color marrón o marrón amarillento. En el centro de esta formación, existe una serie de areniscas cuyas 50 m superiores están compuestas de areniscas delgadas y de color rojo brillante. Esta secuencia se utiliza como guía horizonte al mapear el campo.

Formación Farrat (Ki-f)

Esta capacitación tiene grosores que oscilan entre los 20 y los 50 m, y se manifiesta como delgadas franjas entre las formaciones de Pariahuanca y Carhuaz.

Desde el Punto de vista litológico, esta unidad de edad Cretácico Inferior (Aptiano) está hecha de capas de areniscas blancas, deleznable y de grano medio. Cuando son enormes, su grosor es superior al habitual.

Formación Pariahuanca (Ki-ph)

Los afloramientos de la Formación Pariahuanca tienen las mismas propiedades que la Formación Farrat, aunque con un grosor medio de 50 m. Esta unidad litológica, que tiene una edad correspondiente al Cretáceo Inferior (Albiano), está compuesta por calizas meteorizadas de tonalidad gris y masivas. Estas calizas suelen erguirse por encima de las formaciones más suaves Chulec (superior) y Farrat-Goyllarisquisga y Carhuaz (inferiores).

Formación Chulec (Ki-ch)

Esta formación se manifiesta en franjas delgadas, que tienen una orientación de sureste a noroeste y un grosor medio de 200 m. Esta unidad de edad Cretácico Inferior (Albiano Inferior a Medio) se compone de un patrón alternante de calizas y lutitas, con capas de margas. Tanto las lutitas como las calizas son de color azul grisáceo, y se vuelven amarillas y crema debido a la meteorización.

Formación Pariatambo (Ki-pt)

Al igual que las unidades de menor jerarquía, los afloramientos de esta formación presenta una alineación con dirección SE-NW y un grosor medio de 100 metros, el cual tiende a incrementarse en la región axial de los sinclinales.

Esta formación, que data del Cretácico Inferior, está compuesta principalmente de margas, con tonalidades que varían entre el gris y el marrón oscuro, las cuales tienen horizontes bien definidos de caliza nodular de color negro o gris oscuro y chert gris oscuro.

Formación Jumasha (Ks-j)

Esta formación es la unidad de caliza más grande del centro del país; por esta razón, sus afloramientos son prominentes y su espesor promedio se estima en 1,200 m.

De edad Cretácico Superior (Turoniano), está compuesto por calizas de tonalidad gris clara en la superficie desgastada por la intemperie y azul en fractura nueva, con margas que aparecen en el nivel inferior, lo que hace difícil distinguirla de la formación Pariatambo.

Formación Calipuy (Kti-vca)

Esta La formación volcánica está situada en los extremos del noreste y suroeste, delimitando y parcialmente cubriendo las unidades plegadas del Cretáceo. Se considera que su grosor en esta zona es de aproximadamente 500 metros, aunque no es muy alto.

En términos litológicos, esta unidad se considera de la época Terciario Inferior, debido a su clasificación y posición estratigráfica; está compuesta por piroclastos y lavas andesíticas.

Depósitos Cuaternarios

En este ámbito, no se han determinado depósitos visibles del cuaternario a escala regional.

4.1.4. Geología Local

En el ámbito local, en las proximidades de los cuerpos mineralizados, predomina las rocas calcáreas y clásicas. Estas pertenecen a las formaciones Oyon, Chimú, Chulec, Pariatambo y Jumasha; todas ellas son del Cretácico Inferior. Los depósitos cuaternarios de tipo coluvio-glaciár, morrénicos, bofedales y antropomórficos están ubicados sobre esta base rocosa.

A continuación, se presenta la estratigrafía local, comenzando por la más antigua y terminando con la más reciente:

Formación Oyón (Ki-o)

Esta unidad es el fundamento de la secuencia estratigráfica local. En el sector W o techo de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, se encuentran tanto en la superficie como en el subsuelo (labores antiguas). Está compuesto por capas de areniscas cuarcíticas blancas de grano medio; su grado de meteorización es leve, con fracturas que van desde muy fracturadas hasta completamente fracturadas. El grosor de los estratos fluctúa entre 0.10 y 0.60 m, mientras que en superficie su orientación promedio es N30°W, con un buzamiento que oscila entre 43° y 86° SW.

Formación Chimú (Ki-chim)

Se encuentran en el sector sur a suroeste de las zonas mineralizadas de Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur sus afloramientos superficiales, que crean pequeñas colinas y lomadas entre los depósitos morrénicos. Se encuentra por encima de la Formación Oyón.

Se composición de capas de cuarcitas de grano medio, que son blancos a beige, un poco meteorizadas y agrietadas. El grosor de los estratos varía entre 0,10 y 2,00 metros. Su dirección en superficie es N35°W en promedio, con un zumbido que oscila entre 55° y 73° hacia el suroeste. En la parte inferior de esta unidad se localiza una línea de falla, la Falla Magistral, que cruza un horizonte de carbón.

Formación Chulec (Ki-ch)

Esta unidad, tanto en superficie como en subsuelo, se ubica en las áreas E de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, justo al piso de esos cuerpos. Se distingue en superficie por la formación de crestas mineralizadas prominentes. Se composición de capas de calizas acalizas recristalizadas, con un matiz gris azulado, ligeramente a moderadamente meteorizadas y fracturadas a muy fracturadas. La orientación superficial de los estratos es N20°W, en promedio; el buzamiento oscila entre 82° SW y 84° NE. Su espesor varía entre 0,20 y 0,50 m.

Formación Pariatambo (Ki-pt)

Ubicada en la parte E, tanto en superficie como en subsuelo, después de la Formación Chulec, se encuentra esta unidad que es referida a los cuerpos mineralizados. Se composición de capas de caliza tabular y nodular de color negro a gris oscuro, junto con margas y chert gris oscuro, que están levemente o moderadamente meteorizados y fracturados a muy fracturados. La orientación de la superficie es, en promedio, N20°W y el buzamiento varía entre 74° a 84°NE. El grosor de los estratos oscila entre 0,20 y 1,0 m.

Formación Jumasha (Ks-j)

Se ubican en la zona E de los cuerpos mineralizados, después de las formaciones de Pariatambo y Chulec, sus afloramientos en superficie constituyen elevaciones prominentes que siguen una dirección SE-NW. Un dique de diabasa delimita el contacto de esta formación con la Formación Pariatambo en la zona norte. Se composición de capas de calizas, que son de color gris azulado y que, debido a la

meteorización, lucen más claras, con una meteorización ligera a moderada y fracturas pequeñas a grandes. Los estratos tienen un grosor que oscila entre 0,20 y 0,80 metros, con una dirección media de N20°W y un buzamiento que varía entre 78° a 87°NE y 80° a 86°SW.

Depósitos Cuaternarios

Depósitos morrénicos (Qm). Estos depósitos cubren parcialmente el fondo y las laderas de las quebradas, y son producto de la glaciación que tuvo lugar en el Pleistoceno. Se componen mayoritariamente de trozos de cuarcitas y calizas, con formas subredondeadas a subángulos, que están incluidos en una matriz de grava limosa con arcilla, húmeda, gris y densa a muy densa.

Depósito coluvial-glaciario (Q-co/gl). Estos depósitos son el resultado de la superposición caótica de trozos acumulados por gravedad y flujos de escombros provocados por los deshielos. Están localizados en las laderas y presentan superficies con una pendiente que va de moderadamente inclinada a muy empinada (15 a 50%). Se componen de depósitos de fragmentos angulosos o subangulosos de diferentes dimensiones y naturaleza calcárea, los cuales pueden ser sueltos, secos o húmedos, grises o marrones.

En áreas como el noreste, tiene un ángulo de reposo límite superior al 50%. Depósitos de bofedales (Q-bog). Estos depósitos están situados en la parte más baja de las quebradas, depresiones y laderas, y principalmente cubren una porción de los depósitos morrénicos. Se componen de la alternancia de lentes de turba blanda y limo arenoso, en zonas secas o saturadas, con un color gris y manchas marrones.

Depósitos antropomórficos (Q-an). Se establece en el sector S de la zona analizada, debido a que tiene dimensiones cartografiables, las acumulaciones de materiales de relaves, de desmonte mina y de afirmado provenientes de los depósitos coluvio-glaciares. Estos se encuentran cubriendo una fracción de los bofedales.

4.1.5. Geología Estructural

Las características estructurales más relevantes que se observan a nivel local y regional corresponden a una tectónica de pliegues y fallas compresivas. Se han formado sistemas sinclinales, anticlinales y sobre escurrimientos de alineamiento andino en los estratos clásticos calcáreos como resultado de plegamientos bien definidos e intensos.

Los datos analizados y las evidencias observadas durante los trabajos de campo indican que en la zona de estudio hay al menos tres eventos tectónicos (etapas del ciclo andino) que dieron lugar a plegamientos, fracturas, cortes y sucesos magmáticos que producen mineralización (creación de cuerpos mineralizados).

En cuanto a las fallas, en el sector de los cuerpos mineralizados se han detectado dos fallas primordiales con una orientación parecida: la Falla Santander y la Falla Magistral. Ambas se dirigen entre $N20^{\circ}$ - $30^{\circ}W$ y tienen un buzamiento de $60^{\circ}SW$. La falla magistral, que es la más extensa y de carácter regional, se ubica en el contacto entre las formaciones Oyón y Chimú, dentro de la caja techo, lejos del material mineralizado; La zona de falla tiene un espesor que llega hasta 18 metros en el sector sur y hasta 35 metros en el norte. La Falla Santander se encuentra en la intersección entre los cuerpos mineralizados y las areniscas cuarcíticas de la Formación Oyón, constituyendo la caja techo inmediata. Los sistemas de fallas secundarias a nivel local están relacionados con estas deficiencias.

Además, existe otro sistema de fallas significativas, que son transversales a las mencionadas en el párrafo anterior. Estos tienen un rumbo $N60^{\circ}$ - $80^{\circ}E$ y un buzamiento $80^{\circ}NW$, con desplazamiento dextral. En la zona de estudio se encuentra un tercer sistema de fallas con rumbo NE-SW y buzamiento variable.

El sistema de fallas transversales y el sistema de Falla Santander están relacionados con la mineralización. En la región de los cuerpos mineralizados, estos sistemas dieron lugar a áreas para la sustitución metasomática y el relleno de fracturas y fallas con minerales en forma de venillas y vetas.

En relación con los pliegues, las unidades litológicas en el área que se está investigando pertenecen al flanco de un anticlinal invertido, y presentan plegamientos menores que están alineados paralelamente a los ejes de pliegue regional

4.1.5. Geología Económica

Santander es un yacimiento polimetálico (Zn, Pb-Ag y Cu) que se formó a partir de la sustitución de flujos hidrotermales que han ocupado las estructuras de la falla Magistral, dando lugar a tres cuerpos: Magistral Sur, Magistral Centro y Magistral Norte.

- a) **Cuerpo Magistral Norte**, cuya bocamina está a 4650 msnm. Este es un cuerpo que tiene una forma similar a la de una lente plana, con unos 478 metros de profundidad y una inclinación del 65 al 80° hacia el suroeste. Su longitud horizontal es de 173.00 metros en la parte más larga y de 70.00 metros a mayor profundidad, en el Piso 3 del Nivel 4160. Su potencia en la sección central es de 8 m a 9 m, aunque puede alcanzar hasta 16 m si se tienen en cuenta varios ramales; La potencia en niveles más altos fluctuaba entre 1 y 2 m, mientras que la de los niveles más bajos descendía a 2 m. Este cuerpo ha sido explotado hasta el SN 1 del Nivel 4370 y se prevé que continúe con la explotación, en este año, hasta el Nivel 430.
- b) **Cuerpo Magistral Centro**, cuya bocamina está situada a 4580 msnm, tiene una profundidad de 514 m y una longitud horizontal de 244.00 m en el nivel 4275 y de 67 m en el nivel 4160. Su buzamiento es de 50° a 80° en dirección suroeste a niveles más bajos. Su potencia en los niveles centrales fue de aproximadamente 20.0 m, mientras que en los niveles más bajos varían entre 6 m y 29 m, siendo la mayoría de las veces de 4230. Este cuerpo ha sido explotado hasta el Nivel 4370 y se prevé que la extracción continúe hasta el Nivel 4300 en 2017. Además, al norte se encuentra un cuerpo más pequeño que el anterior, conocido como Cuerpo Centro-Norte. Este tiene una profundidad de aproximadamente 280 metros y una longitud horizontal de 130 metros en el nivel 4345. Se tiene previsto

comenzar este año la explotación del Nivel 4370 hasta el Nivel 4440. En dirección Este, entre los niveles 4510 y 4295. Entre los niveles 4440 y 4300, hay dos cuerpos de tamaño pequeño que son perpendiculares al eje del Cuerpo Centro. Se llaman "Cuerpos Fátima Norte" y "Cuerpos Fátima Sur", miden 215 metros de profundidad por 20 metros de longitud en el plano horizontal. Su forma es la de una válvula, que tiende a fusionarse en niveles más bajos. El nivel 4300 de estos cuerpos tiene las siguientes potencias: Para Fátima Sur, 10 m al lado Este y 40 m al lado Oeste; para Fátima Norte, 11 m al lado Este y 18 m al lado Oeste. Estos cuerpos han sido excavados hasta el nivel 4370. La explotación hasta el nivel 4300 está programada para el año 2017.

- c) **Cuerpo Magistral Sur**, cuya bocamina se encuentra a 4540 msnm, tiene una profundidad de 413 metros, su longitud horizontal llega a los 190 metros en el nivel de 4370, disminuye abruptamente en el nivel de 4230 y llega hasta los 50 metros en el nivel de 4160. Su buzamiento va de 47° a 85° hacia el suroeste conforme se hace más profundo. En la sección central la potencia de la veta ha sido de 12 metros; en los niveles más bajos, fluctúa entre 2 y 14 m. De igual modo, el nivel 4230 contiene la mayor potencia. Este cuerpo, al bajar, presenta la característica de dividirse en tres capas. Estos se conocen como Cuerpo Sur, Cuerpo Sur 1 y Cuerpo Sur 2, debido a que hay fallas locales paralelas a la estructura del yacimiento. Entre los niveles 4230 y 4370, el Cuerpo Sur se conecta con el Cuerpo Magistral Centro. Este El cuerpo ha sido excavado hasta el SN 1 del nivel 4370, pero su cota piso está en 4344 msnm (más baja que las cotas de Piso 1 de otros cuerpos). Este año se tiene planeado explotar los bancos que ya existen entre los subniveles 1 y 3 del nivel 4300, que son dos en total, ubicados entre las cotas 4310 y 4274 msnm. El banco que se encuentra entre los subniveles 3 y 4 ha sido programado para el año 2018.

En el área de profundización del minado, que abarca desde el Nivel 4300 hasta el Nivel 4090, se ha determinado la existencia de 1'599.018 toneladas de

mineral y 3'279.274 toneladas de recursos hasta octubre de 2016. Esto suma un total de 4'878.292 toneladas de mineral que se extraerán en el futuro con la profundización del minado.

4.1.6. Aspectos del Minado Subterráneo

Método de minado

La mina Santander emplea el método de explotación conocido como "banqueo y relleno" (Bench & Fill - B&F) o AVOCA. Los aspectos técnicos a tener en cuenta para la creación de explotaciones mediante este método minero son:

- a) Que la veta tiene una potencia superior a 2,00 m y un buzamiento mayor a 55°. Esto para lograr que el mineral se deslice por gravedad a lo largo del plano de la caja piso, disminuir la desviación de los taladros y facilitar la perforación vertical.
- b) Que el macizo rocoso de las cajas sea de calidad Regular A a Regular B, con un RMR mayor a 41, en particular en la caja techo. Esto es para reducir al mínimo los desprendimientos debido a la debilidad del techo tras el volado.
- c) Que la mineralización esté en vetas con una matriz rocosa de matriz calidad de roca de calidad Regular A a Mala A, y un RMR entre 31 y 50, lo que posibilita la creación de bancos de explotación con alturas superiores a los 12 metros. Estos deben mantenerse estables durante el periodo de espera, desde la preparación hasta la explotación, y contar con una radio hidráulica que facilita un espacio libre mayor a los 25.0 m entre la cresta del relleno y la cara libre del banco de explotación.

El yacimiento polimetálico de la mina Santander sobrepasa los requerimientos necesarios debido a que:

- a) Las cajas, en particular la caja techo, están compuestas de arenisca de la formación Oyón, que tiene un RMR superior a 41. Por otro lado, la caja piso está hecha de macizo rocoso de calizas Chulec y tiene un RMR que varía entre 50 y 60 en su mayor parte.

- b) El mineral está contenido en una matriz rocosa que va de calidad Regular A a Buena, con un RMR entre 55 y 65. Esta circunstancia posibilita la realización de excavaciones de secciones transversales de entre 10 m y 15 m.
- c) La inclinación de la estructura mineralizada es, en promedio, entre 60° y 70°, lo cual favorece que el mineral quebrado se deslice por gravedad y mejora la dirección de la perforación. Para lo que se describe la estructura del minado de B&F.

Niveles de operación

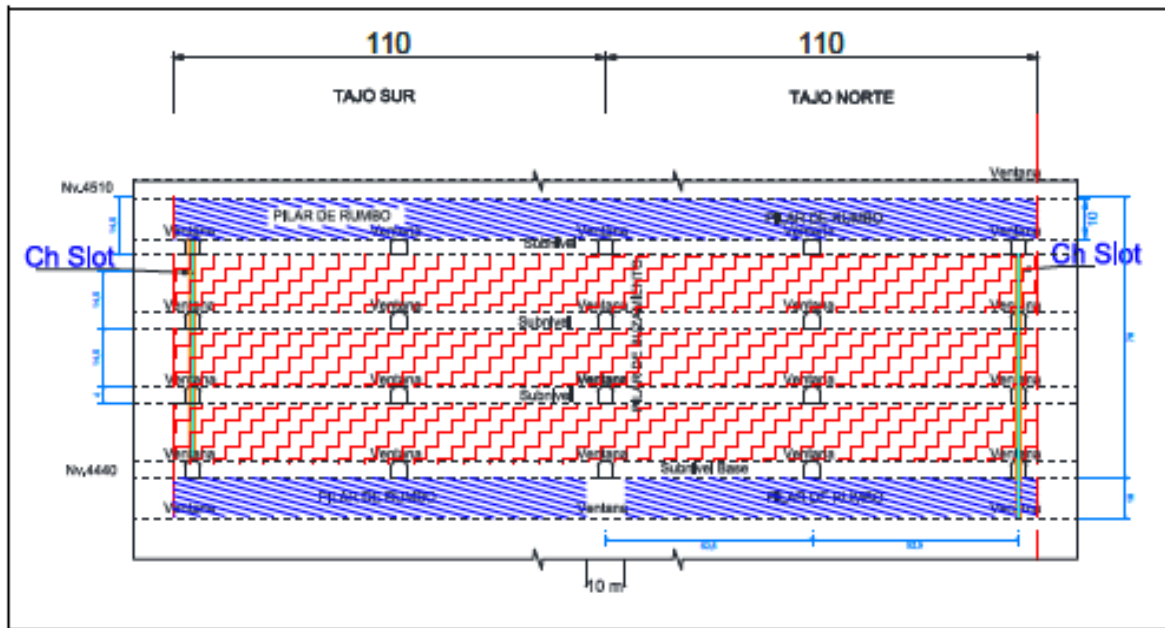
Longitud de 813 metros y una profundidad total de 527 metros. La mina ha sido dividida en niveles de 70 metros, comenzando desde el nivel 4580, con el fin de aplicar el B&F. Estos niveles son los siguientes:

Nivel 4580 ▫ Nivel 4510 ▫ Nivel 4440 ▫ Nivel 4370 ▫ Nivel 4300 ▫ Nivel 4230 ▫ Nivel 4160 ▫ Nivel 4090

Los cuerpos mineralizados de cada nivel se dividen en 4 subniveles, cada uno con una altura de 4.0 m, lo que permite definir 3 bancos mineralizados que miden 14.5 m de alto. Para proteger el nivel superior inmediato, que ya ha sido explotado y está relleno con material detrítico, queda un puente de seguridad de 10,5 m de altura.

El ancho de cada subnivel ya en mineral se determina por la potencia de la mineralización y por la calidad de la matriz que contiene el macizo rocoso donde se encuentra la mena, pudiendo alcanzar entre 15 y 20 m en situaciones ideales. La longitud horizontal del cuerpo mineralizado en cada piso determina la longitud de cada subnivel.

Figura 1. Esquema de un block de minado



Labores de acceso

Para llegar a la mina, se toma una carretera de unos 3,0 kilómetros desde las oficinas administrativas hasta la oficina de la mina, que está situada en el Nivel 4580, al lado de la BM 4580. Para acceder a la mina, se han edificado dos rampas en el cajón piso del yacimiento, que está en un macizo rocoso de caliza de la formación Chulec. Estas rampas se encuentran entre 70 y 100 metros alejadas de la estructura mineralizada, tienen una sección con un ancho de 5 metros, una altura de 4 metros y una pendiente del 12%. Estas tareas son:

- a) La Rampa Norte (RP -4577) se utiliza solamente para el acceso al Cuerpo Magistral Norte, que desciende desde el BP 4580 a los 470.0 metros de la BM 4850 en una espiral octogonal. La excavación de esta rampa ha alcanzado hasta el SN 1 del Nivel 4370 hasta ahora.
- b) La Rampa Central (RP -4005), situada entre los cuerpos de Magistral Centro y Magistral Sur, permite el acceso a estos dos últimos y descender desde la BM 4510 (Sur). La excavación de esta rampa principal rampa Jaha alcanzó el SN 1 del Nivel 4300 del Cuerpo Magistral Sur en la actualidad. El BP 4510 y la RP -4290, que desciende del BP 4850 y de la BM 4850, se conectan en el Nivel 4510

a esta rampa. La comunicación entre la Rampa Central y la Rampa Norte ocurre dentro de la mina mediante un by pass en los niveles 4510 y 4370.

Labores de preparación

La preparación implica realizar las siguientes tareas a partir de las rampas principales (Norte y Centro):

- Los cruceros de ingreso al cuerpo mineralizado
- Las galerías de subnivel
- Los by pass de operación
- Las ventanas de ingreso
- Las cámaras de bombeo
- Las cámaras de relleno
- La cámara de ventilación
- Las cámaras de almacenamiento del mineral
- Las cámaras de carguío.

Cruceros

Los cruceros para entrar al cuerpo mineralizado se construyen desde la rampa de acceso, con dimensiones de 4 metros de ancho por 4 metros de alto, con el fin de cortar la estructura mineralizada en forma perpendicular. Estos cruceros deben ser construidos al principio con una pendiente negativa del 2% y aproximadamente 20 m de longitud, en la que se edificará la cámara para bombear el agua de mina. A partir de este punto, el crucero debe tener un gradiente ascendente del 2% hasta que se alcance el cuerpo mineralizado. Esto es para almacenar y drenar las aguas generadas por la filtración subterránea en la cámara de bombeo. Los cruceros se extienden de 3 a 5 metros desde la línea de contacto entre el mineral y la caja, atravesando la estructura del cuerpo mineralizado hasta llegar a la caja techo.

Galerías

Después de cortar la estructura mineralizada, se procede a investigar la veta en ambas direcciones del crucero, hacia el Norte y hacia el Sur, hasta alcanzar los límites de su delimitación. En sus inicios, tiene una sección de 4 m de ancho y 4 m de alto. Después, se expande desquinchando hasta que la caja piso y la caja techo, se encuentran o regulando la sección a unos 12 a 15 m de ancho, dependiendo de la calidad geomecánica de la matriz mineralizada.

Los by pass de operación

Estas Las actividades se desarrollan de manera paralela a la estructura mineralizada, en dirección norte y sur, dejando entre ambas un pilar de seguridad de aproximadamente 15 metros. La galería de explotación ya se ha ampliado y presenta dimensiones de 4 metros tanto de ancho como de altura; su longitud es la misma que la mineralización.

Ventanas de ingreso

Se crean ventanas perpendiculares a la galería, comenzando por el by pass, en los extremos e intermedios de esta tarea. Estas ventanas están separadas entre sí aproximadamente 50 metros y tienen una sección de 4 metros de ancho por 4 metros de alto. Estas ventanas son útiles para simplificar el acceso a la galería durante la explotación, ya sea para limpiar el mineral o para reabastecer el relleno del tajo que se ha explotado.

Cámaras de bombeo

En cada subnivel, a unos 20 m de la rampa de acceso, se construye la cámara de bombeo. Para ello, se realiza una estocada horizontal de aproximadamente 10 m de largo por 4 m de ancho y 4 m de alto en dirección al lado izquierdo del crucero. Después, el piso se baja hasta una profundidad de 1 m para crear un pozo donde sedimentar y bombardear.

Cámaras de relleno

El material estéril resultante de la excavación de las operaciones de profundización y preparación de la mina es el que se emplea como relleno. Al principio, se guardan en las cámaras situadas en la intersección entre la rampa de profundización y el crucero que da acceso al subnivel donde se explota. Posteriormente, estas cámaras pasan a ser utilizadas para almacenar mineral. Desde allí, el mineral se lleva a los tajeos en relleno utilizando una pala o amortiguador, dependiendo de qué tan cerca estén. Si no es factible evacuar a un tajeo, el desmonte se guarda en una cámara que se ubica a 300 metros de la Bocamina 4510 (Sur). En este caso, en cada nivel o subnivel se levantan estocadas desde el punto más próximo hasta una chimenea Waste Pass que desciende de la Cámara del 4510 para proveer al relleno de los tajeos y explotados.

Cámara de Ventilación

Se construyen estocadas de 20 a 25 m de longitud y 4 m por 4 m de sección en cada subnivel, comenzando desde el brazo norte del By Pass, para que la ventilación sea más sencilla. Estas estocadas llegan a la chimenea de ventilación, que es donde se extrae el aire contaminado generado por las operaciones.

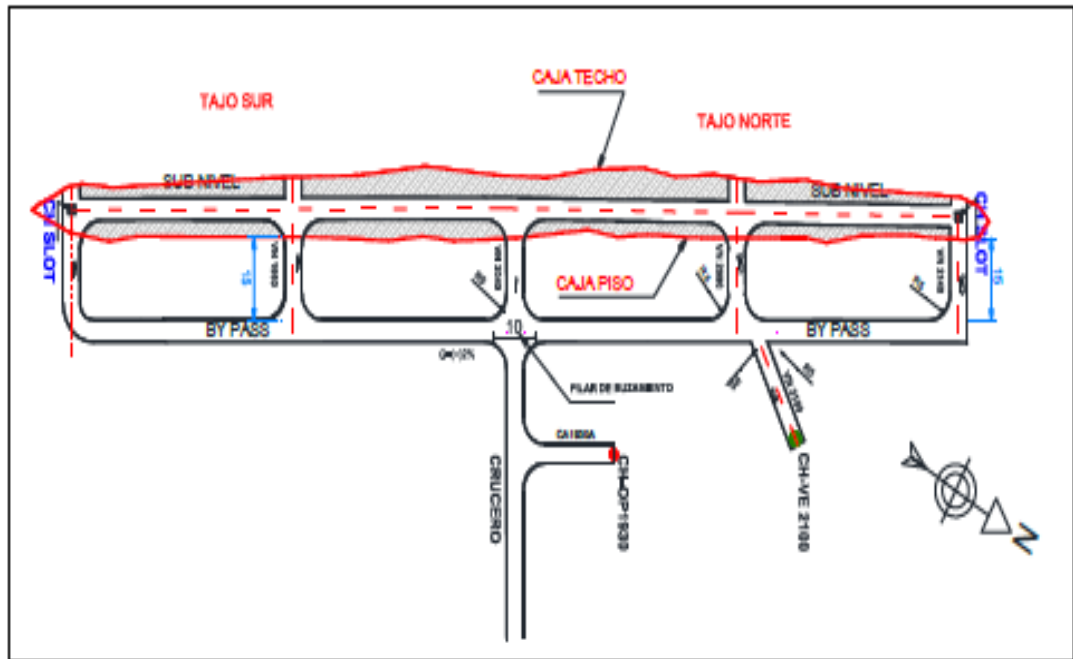
Cámaras de almacenamiento de mineral

En cada subnivel, en la parte delantera del crucero, se levanta una estocada de alrededor de 6 m de largo, con un área de 4 m de ancho y 4 m de alto. Su propósito es servir como cámara para almacenar el mineral que se limpia del banco de explotación y facilitar así la carga a los equipos de transporte.

Cámaras de Carguío

En la misma intersección del crucero del subnivel con la rampa principal, se realiza un desquinche hacia el techo de la mano para asegurar que tenga la altura necesaria para que las palas tengan capacidad de cargar el mineral al volquete de extracción.

Figura 2. Esquema de las labores de preparación



Sostenimiento

Todos los trabajos de minería están sustentados con shotcrete, incluyendo las rampas principales, las galerías, los by pass, los cruceros, las cámaras y otros.

No se ha observado ninguna sección sin hormigón proyectado durante el trabajo de campo. Las rampas principales, que se consideran trabajos de carácter permanente, están reforzadas con shotcrete de 2" de espesor a lo largo de toda su longitud. En los puntos críticos y en las intersecciones con cruceros o rampas auxiliares o by pass, se refuerzan con pernos helicoidales colocados cada 1,5 m a lo largo del eje longitudinal y cada 1,8 m a lo ancho. Las secciones con filtración de agua intensa o fallas se consolidan utilizando una malla electrosoldada de 3" por 3", hecha con alambre trefilado número 9. Los by pass y las ventanas son trabajos temporales, por lo que se mantienen con una capa de shotcrete de 2", reforzada con pernos split sets de 1.5 m por 1.8 m si se estima necesario.

En tareas en las que hay un flujo o filtración de agua intensa, se aplica una primera capade hormigón proyectado. Luego se coloca una malla electrosoldada con split sets separados 1.5 metros entre sí y, finalmente, se lanza otra capa de juegos

hormigón proyectado separados 1,5 metros entre sí y, finalmente, se lanza otra capa de hormigón proyectado para cubrir la malla. Se refuercen con pernos helicoidales si es necesario. En este caso, los juegos divididos funcionan conjuntos cómo funcionan como tubos de drenaje para la excavación tubos de drenaje para la excavación.

Antes y después del desquinche, las galerías son mantenidas con shotcrete. Para Para evitar la formación de estructuras paralelas, las cajas de techo de las galerías se apoyan en pernos helicoidales colocados a 1,5 m, cosiendo los planos de las diaclasas paralelas.

Por último, se colocan tendones de cable cementados de 15,24 mm de diámetro para fortalecer el banco mineralizado que tiene una altura de 14,5 metros. Se instalan, además, tendones de cable de entre 6 y 15 metros de longitud hacia la caja techo.

El shotcrete se prepara con una planta de concreto en la superficie. La tabla número 3 ilustra la dosificación del concreto.

Para Proveer concreto al interior de la mina, se dispone de dos mezcladoras transportadoras TORNADO de Normet con una capacidad de 4.0 m³, y para el lanzamiento del shotcrete se emplea un dispositivo lanzador Robot ALPHA 20 de Normet con un rendimiento nominal de 20.0 m³, que se maneja a distancia en el frente de lanzamiento.

Para acelerar el fraguado, se está empleando un aditivo acelerante de fraguado de la marca MACFAST, que tiene un color ámbar y una densidad de 1,5 gr/cm³. La bomba peristáltica del lanzador Alpha lo dosifica en el mismo frente laboral. La temperatura del ambiente, el nivel de agua de filtración en la roca y otros factores determinantes la velocidad de fragua que se busca para el concreto aplicado en la zona de trabajo. Por tanto, la dosificación del aditivo acelerante depende de estos elementos. La dosificación media de concreto oscila entre 18 y 19 litros por metro cúbico. Con esta dosificación, las resistencias han alcanzado a los 17 días los 173

Kg/cm² (equivalente a 17 MPa) y a los 28 días cifras mayores de 300 Kg/cm³ (30 MPa)

Tabla 3. Dosificación del Shotcrete

Item	Material	Unidad	Cantidad
1	Cemento Portland Andino Tipo I	Kg	425
2	Agua*	Lt	190
3	Agregado Fino	Kg	1,620
4	Fibra sintética (macrofibra)	Kg	4
	Peso unitario teórico	Kg	2,239

Fuente: Relación Teórica Agua/Cemento-fuente NTC.

Para acelerar el fraguado, se está empleando un aditivo acelerante de fraguado de la marca MACFAST, que tiene un color ámbar y una densidad de 1,5 gr/cm³. La bomba peristáltica del lanzador Alpha lo dosifica en el mismo frente. La dosificación de aditivo acelerante está determinada por la rapidez con la que se desea que el concreto fragüe en el frente de trabajo, considerando factores como la temperatura ambiental, el grado de presencia del agua de filtración en la roca y otros. La dosificación media de concreto fluctúa entre 18 y 19 Lt/m³. Se ha conseguido, con esta dosificación, resistencias de 173 Kg/cm² o 17 MPa a los 17 días y valores que sobrepasan los 300 Kg/cm³ o 30 MPa al cabo de 28 días. Antes de llevar a cabo el lanzamiento, se hace la limpieza del material con un desatador mecanizado de la marca PAUS para soltar los bloques más grandes del techo y de los hastiales. Después, en los frentes de avance, se lleva a cabo el desate manualmente sobre carga. Por último, se quita la carga con una pala para que el equipo lanzador Alpha 20 pueda entrar.

Perforación

Hay dos clases de perforación: una es la que se realiza en las tareas de avance, rampas, pasadizos, by pass, galerías y similares; la otra es la que se lleva a cabo en los tajos de explotación. Para las Para tareas de progreso, se emplean jumbos electrohidráulicos de la marca Atlas Copco, específicamente del tipo BOOMER. De

acuerdo con el diseño de frente, utilizando un barreno de 55 mm y una longitud de avance de 12 pies.

Para las tareas de explotación, se efectúan perforaciones verticales desde el subnivel más alto usando un equipo electrohidráulico SIMBA 57D de Atlas Copco que emplea brocas de 64 mm de diámetro y mallas para perforación de 1.5 metros por 1.5 metros. La perforación de los tajos es una actividad que no depende del ciclo de minado, ya que se puede progresar sin alterar las operaciones de voladura, limpieza y relleno del tajo en explotación.

Explotación

La actividad productiva más relevante es la explotación, que implica extraer el mineral de los bancos marcados por los subniveles y luego llevarlo a las plantas de procesamiento. La explotación tiene un ciclo de actividades cíclico que se lleva a cabo de una forma en la que no es posible cambiar su orden para asegurar que el proceso continúe. Las actividades que componen este ciclo son las siguientes:

- a. Voladura
- b. Limpieza
- c. Relleno

Voladura

La explotación comienza en el primer banco que está definido por los subniveles 1 y 2, detonando las chimeneas que conformará la cara libre del tajeo (Slot) desde los extremos Norte y Sur de cada banco. Después, se procede a disparar de dos a tres filas de perforaciones, dependiendo de la carga operante para minimizar la vibración en las estructuras mineras. Se emplee emulsiones como iniciadores para la voladura y se añade 1.61 kg/ml de Anfo por taladro. El valor estándar de la potencia es 0.3 kg/Tn. del mineral arrancado, pero se busca alcanzar un factor de potencia de 0,28 kg/Tn. La producción de mineral tiene que ser de 2.000 toneladas diarias. En este momento, están generando entre 1500 y 1700 toneladas por día (tpd).

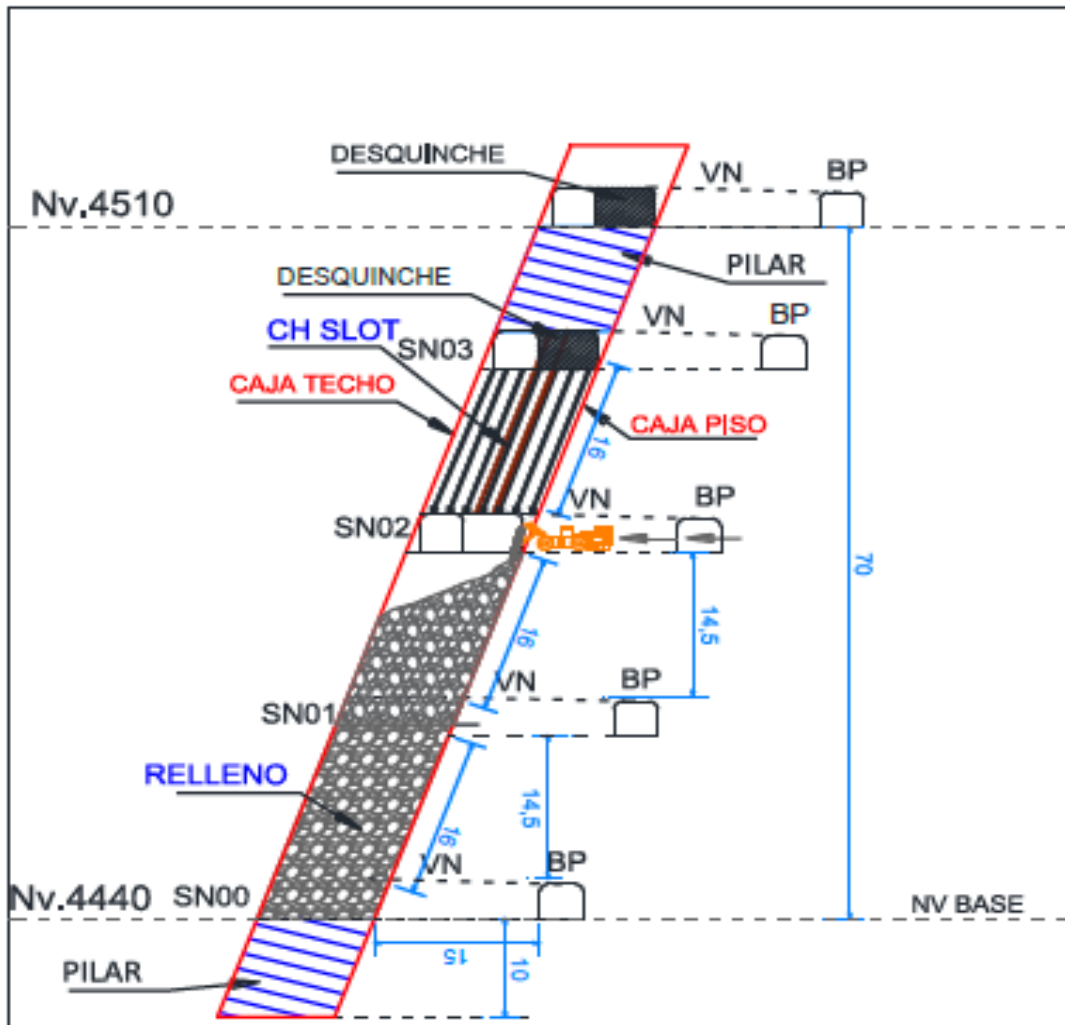
Limpieza

La limpieza se lleva a cabo utilizando un equipo Scoop Caterpillar de 6.0 Yd³, que funciona con control remoto. Este equipo retira el mineral arrancado desde el subnivel inferior hasta la cámara de acumulación que está ubicada en la intersección entre la rampa y el comienzo del crucero de acceso. El operador se resguarda en una cabina de protección a 20-30 metros del lugar donde se dispara el mineral para limpiar el tajo. Así, puede operar la máquina con la visibilidad adecuada. Las Pantallas reflectoras iluminan por completo el frente de limpieza del tajo. equipo alcanza la altura del refugio, el operador suelta su control remoto y conduce el equipo hasta la cámara de acumulación para descargar y regresar. usan volquetes modificados de cabina chata con una capacidad de 21 toneladas para abastecer mineral a la Planta Concentradora, los cuales suben por rampas que tienen un gradiente del 12%.

Relleno

Para el relleno, se usa el material que se extrae en la excavación de las labores de avance. este material se lleva directamente a los tajos si el frente está cerca o se guarda en cámaras próximas al tajeo. Si no se puede realizar ninguna de las dos opciones, el desmonte es llevado en volquetes a una cámara de acopio de desmonte situada a aproximadamente 300 metros más abajo que la Bocamina 4510 (sur); en este lugar hay una chimenea de relleno para depositar el material en los niveles inferiores. Los extremos norte y sur del tajeo son los que alimentan el relleno a través del subnivel superior, utilizando una cucharada de 6.0 Yd³. El relleno se nutre de tal forma que el piso del nivel superior se vuelve a construir. Con el fin de mantener la estabilidad de las operaciones, la luz libre que hay entre el lado libre del banco en explotación y la cresta superior del relleno debe ser aproximadamente de 30.0 m

Figura 3. Esquema de Minado y de Relleno



Fuente propia

Servicios

Para suprimir el agua de filtración y el flujo subterráneo en las zonas de avance, se hace lo siguiente:

- En cada subnivel de aproximadamente 10 m de largo y con una sección de 4,0 m por 4,0 m, se construyen cámaras de bombeo que tienen el piso rebajado hasta 1.0 m, las cuales se sostienen completamente mediante pernos de roca y shotcrete.
- En el subnivel inicial de cada nivel, se crea una batería de sumideros compuesta por siete cámaras paralelas que miden 4.0 metros por 4.0 metros en su sección y tienen una longitud de 35 metros; estas están divididas por pilares de 12 metros y

cuentan con un rebaje en el piso de 1.0 metro para permitir la sedimentación de las partículas finas arrastradas por el agua.

- c. Con tres bombas Maxi de 50 a 60 HP, se extrae agua del Nivel 4300 hasta el primer subnivel del Nivel 4370.
- d. Del Nivel 4370, se Realice el bombeo al primer subnivel del Nivel 4510 utilizando tres bombas HIDROSTAL con capacidad de 120 l/s.
- e. Del Nivel 4510, tres bombas HIDROSTAL envían agua a la poza de sedimentación en superficie; una parte de este líquido se utiliza para operar la Planta Concentradora y el resto va a la relavera. Para la ventilación, hay tres chimeneas de ventilación, una en cada uno de los cuerpos:

Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, Cada una está equipada con un ventilador extractor de 120 CFM, lo que crea un circuito de aire fresco que entra por las rampas de acceso y se nutre a través de ventiladores auxiliares en los frentes laborales. De ahí, el aire viciado es aspirado por las estocadas que están conectadas a las chimeneas de ventilación.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Evaluación del modelo de parámetros geomecánico para el estudio.

Registro de datos

La recopilación de datos para la caracterización del macizo rocoso de mina Santander en los cuerpos mineralizados Magistral Norte (MN), Magistral Centro (MC) y Magistral Sur (MS), fue realizado a partir de los mapeos geomecánicos de las paredes rocosas en las áreas expuestas en interior mina cercanas a los distintos cuerpos y también de la información geomecánica obtenida de todos los sondajes realizados como parte de exploración del yacimiento.

Se empleó el método directo por celdas de detalle durante el mapeo geomecánico de las operaciones mineras subterráneas para registrar los datos. Este método permitió efectuar mediciones sistemáticas de las discontinuidades que se encontraban en cada estación de medición, las cuales estaban representadas por un

segmento de roca expuesto con una longitud variable. Cabe indicar que la totalidad de las labores subterráneas se hallan cubiertas con shotcrete y en ese sentido fue difícil poder observar con claridad la calidad de la masa rocosa.

Las 16 estaciones geomecánicas que se ha conseguido mapear ha sido realizadas en tramos pelados y frentes libres de sostenimiento. Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por el CONSULTOR, ajustándolos a las reglas propuestas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), como se muestra en el Anexo 3. Los criterios considerados fueron el tipo de roca, la clase de sistema de discontinuidad, la dirección, el espaciado, la persistencia, la apertura, la rugosidad, el tipo y grosor del relleno, la intemperización y si hay agua presente. Se registró además información sobre la fragilidad de la roca y la frecuencia de fractura.

Se hicieron 16 estaciones de medición en total: 10 en Magistral Norte (MN), 4 en Magistral Centro (MC) y 2 en Magistral Sur (MS). El mapeo geomecánico de las superficies rocosas también incluyó el registro de las discontinuidades principales, que se interpretaron en el análisis estructural que se describe a continuación.

TREVALI suministró los datos geotécnicos recopilados de las perforaciones, y el personal de la mina Santander fue el encargado de registrarlos. Una fracción de estos datos de encuestas se empleó en la investigación previa de DCR correspondiente a 2010. Posteriormente se realizaron nuevos sondajes que para el presente estudio han sido incluidos haciendo un total de 264 sondajes con una longitud total de 49,611.65 m de longitud.

Los parámetros de observación y medición fueron similares a los realizados por DCR en el caso del mapeo de afloramientos rocosos de labores subterráneas, según pudo observarse en la data proporcionada del registro de los sondajes. En el Anexo 2 se presenta la data del mapeo geotécnico de los testigos rocosos realizados por el personal de Santander.

Aspectos litológicos

La litología relacionada directamente con la zona en análisis está compuesta básicamente por tres clases de rocas, las cuales se encuentran de forma parecida en los tres cuerpos mineralizados: las calizas del Fm. Chulec que compone la caja piso, hacia el este; el conjunto de rocas mineralizadas (Cuerpos Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur); así como las areniscas cuarcíticas del Fm. Oyón que conforman el techo de la caja, en dirección Oeste. La falla Santander está ubicada en la unión de las areniscas cuarcíticas del Fm. y el mineral. Oyón. En la cima del Fm. La gran falla Magistral se encuentra en Oyón, y las cuarcitas del Fm. están ubicados detrás de esta zona de falla. Chimú. En dirección al Este, tras las calizas del Fm. Chulec, se muestran las calizas de la Fm. Pariatambo y las calizas de la Fm. Jumasha.

Distribución de discontinuidades

Con el objetivo de determinar las características de la distribución de discontinuidades estructurales, ya sean menores o mayores, se llevó a cabo una recopilación de datos estructurales obtenidos de los planos geológicos del nivel más profundo, es decir el Nivel 4300 y de los subniveles 4300-SN02, 4300-SN03 y 4300-SN04. De estos planos se extrajeron las estructuras en cada cuerpo mineralizado y posteriormente se realizó el procesamiento de los datos. Adicionalmente, durante los trabajos de campo se registraron también datos estructurales los cuales fueron procesados también para contrastar con la data estructural de los planos geológicos. Se llevó a cabo tal procesamiento con ayuda de métodos de proyección estereográfica equiareal, empleando el software DIPS Versión 5.103, de Rocscience Inc. (2004). El DIPS Versión Avanzada 3.12 (1989 - 95), creado por MS Diederichs y E. Hoek, del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), se ha empleado también debido a que presenta buenas capacidades gráficas para mostrar los estereogramas. La información sobre las propiedades de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales se presentan en los diseños geomecánicos del Nivel 4300 y en los formatos

correspondientes al mapeo geomecánico del Anexo 3 para cada estación de medición. Los resultados de los sistemas de discontinuidades estructurales obtenidos del mapeo geomecánico de DCR son muy similares a los sistemas de discontinuidades estructurales obtenidos de los planos geomecánicos de mina Santander.

En la tabla N°04 adjunto, se presentan los sistemas de discontinuidades asociados a cada cuerpo mineralizado. El análisis de las estructuras se realizó en cada nivel y subnivel para cada cuerpo mineralizado y se concluyó que el arreglo estructural es similar en todos ellos. En dicho cuadro se indica los sistemas para cada cuerpo y para el compósito general de los tres cuerpos. Adicionalmente se indica el compósito obtenido de las estructuras del mapeo realizado por DCR como parte de las observaciones de campo de este estudio. En las Figuras adjuntas al pie se muestra los estereogramas del compósito obtenido de los planos geológicos de la mina y los estereogramas del compósito obtenido del mapeo de DCR.

Tabla 4. Sistema de discontinuidades Estructurales

Cuerpo mineralizado	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Magistral Norte (MN)	Rumbo / Buzamiento	N67°E/82°NW	N65°E/81°SE	N19°W/67°SW	N22°W/54°NE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	337°/82°	155°/81°	251°/67°	068/54
Magistral Centro (MC)	Rumbo / Buzamiento	N82°E/82°SE	N80°E/83°NW	N13°W/79°NE	N13°W/67°SW
	Dir. de Buzam. / Buzam.	172°/82°	350°/83°	077/79	257°/77°
Magistral Sur (MS)	Rumbo / Buzamiento	N80°E/82°SE	N78°E/82°NW	N14°W/59°SW	N19°W/74°NE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	170°/82°	348°/82°	256°/59°	071/74
Compósito Planos de MINA (MN, MC y MS)	Rumbo / Buzamiento	N76°E/82°SE	N71°E/82°NW	N18°W/67°SW	N20°W/75°NE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	166°/82°	341°/82°	252°/67°	070/75
Compósito mapeo DCR (MN, MC y MS)	Rumbo / Buzamiento	N72°E/70°SE	N69°E/77°NW	N21°W/66°SW	N25°W/59°NE
	Dir. de Buzam. / Buzam.	162°/70°	339°/77°	249°/66°	065/59

Fuente: Departamento de Geología

Aspectos estructurales

Las propiedades estructurales de las discontinuidades se determinaron a través del análisis estadístico de los datos obtenidos en el mapeo geomecánico del

macizo rocoso durante el trabajo subterráneo (consultar Anexo 3); Además, se incorporó la información obtenida de los registros geotécnicos de testigos rocosos que fueron recolectados como parte de esta investigación (consultar Anexo 2). Estas características estructurales fundamentales de las discontinuidades relacionadas con los cuerpos mineralizados y su entorno.

Fallas

Las fallas principales fueron descritas en el Capítulo 4 – Acápite 4.4 (Geología estructural). Las fallas menores tienen espaciamientos por lo general mayores a 20 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son lisas con ciertas ondulaciones. Las estructuras están rellenas con materiales de arcilla, brechas, panizo y oxidados. El grosor de estos rellenos oscila entre 5 y 40 cm. El impacto de las fallas no es relevante. Las situadas dentro de los cuerpos mineralizados son vías por las fracturas que se producen filtraciones de agua en forma de goteo.

Estratos

Las propiedades estructurales generales son las siguientes: la separación es de 20 a 60 cm y de 6 a 20 cm, la persistencia oscila entre 10 y 20 m, la apertura es inferior a un milímetro, los muros tienen rugosidad leve o rugosidad con ondulaciones, el relleno tiene una suavidad menor a cinco milímetros y contiene arcillas, óxidos, pirita y carbonatos. Las paredes de las discontinuidades suelen estar leve o moderadamente expuestas a la intemperie. En su mayoría, las condiciones de presencia de agua subterránea se relacionan con la humedad.

Diaclasas

Sus rasgos estructurales incluyen: un espaciado de 20 a 60 cm y de 6 a 20 cm, una persistencia de entre 3 y 10 m, una apertura inferior a los 1 mm, paredes que son ligeramente rugosas o rugosas, relleno suave e inferior a los 5 mm que contiene calcita, arcillas y pirita, superficies poco alteradas y humedad presente.

4.2.1. Clasificación de la Masa Rocosa

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa, se aplicó el criterio de Bieniawski (RMR - Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa - 1989). Por un lado, los valores del índice de calidad de la roca (RQD) se calcularon a través del registro lineal de discontinuidades, empleando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986) y considerando como principal parámetro de entrada la frecuencia de fracturación por metro lineal. Por otro lado, se recurrió a los datos de RQD que se habían registrado en el mapeo geotécnico de los testigos rocosos obtenidos en las perforaciones diamantinas.

El siguiente cuadro muestra el Criterio de Bieniawski (1989) adaptado para esta evaluación con el objetivo de clasificar la masa rocosa:

Tabla 5. *Criterio para la clasificación de la masa rocosa*

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	<0.08	Muy Mala

Fuente: Bieniawski

Las fuentes de información para clasificar a la masa rocosa de las áreas de evaluación de los cuerpos mineralizados han sido el mapeo geomecánico en las labores subterráneas del Nivel 4300, así como la fuente de información del logueo geotécnico de los testigos rocosos de los sondajes diamantinos ejecutados por el personal de Mina Santander durante la operación de la mina. La mayor fuente de información es la de los sondajes diamantinos, la información del mapeo geomecánico permite contrastar los resultados que se han obtenido durante la clasificación del macizo rocoso. Los resultados de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas y la clasificación geomecánica de la masa rocosa se presentan en los Anexos 2 y 3. La

clasificación ha revelado que en los cuerpos mineralizados y su entorno hay calidades de masa rocosa que oscilan entre mala B (IVB) y buena (II). La calidad Regular A (IIIA) es la que se presenta en mayor medida, le sigue la calidad Regular B (IIIB) y después la de Buena (II). Las calidades menos presentes son Mala A (IVA) y Mala B (IVB). Estos elementos pueden verse en los planos de zonificación. La baja calidad está relacionada con las fallas, como son los casos de la Falla Santander y la Falla Magistral.

4.2.2. Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa

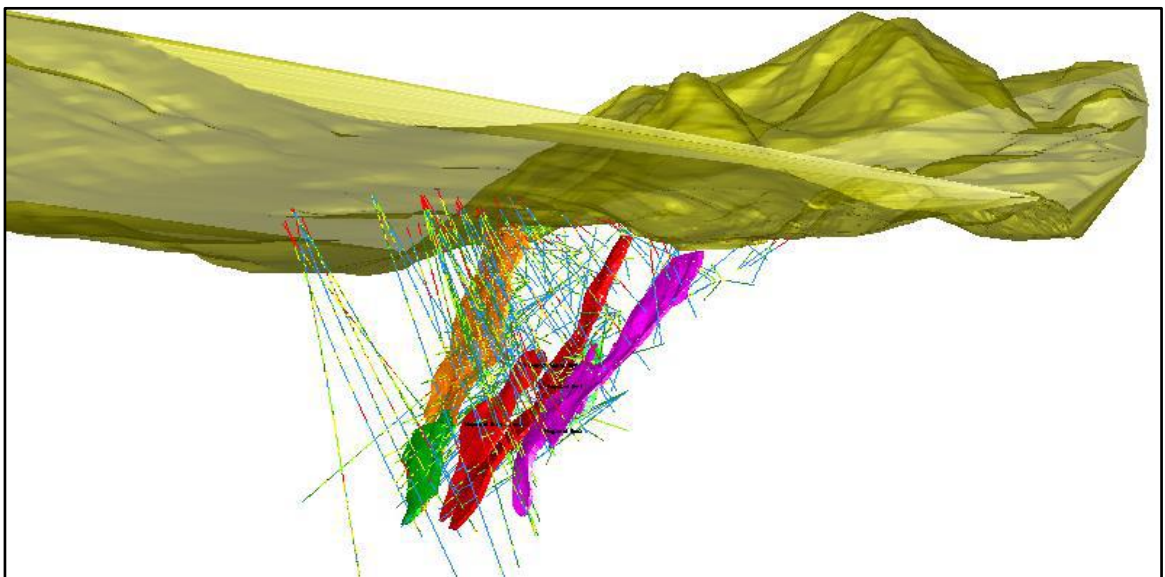
Es indispensable que la masa rocosa en estudio esté fraccionada en zonas con propiedades estructurales y mecánicas similares para aplicar de manera racional los diversos métodos de cálculo de la mecánica de rocas. Esto se debe a que los criterios de diseño y el análisis de resultados solo serán relevantes dentro de masas rocosas que exhiben características físicas y mecánicas semejantes. En este contexto, es necesario definir una zonificación geomecánica en el área de estudio que se encargue de crear los dominios estructurales.

Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa, se han tenido en cuenta los elementos litológicos, geo estructurales, de alteraciones y de calidad de la misma. Se ha empleado el criterio de clasificación que se ha descrito en el apartado anterior. En el caso de los cuerpos MN (Magistral Norte), MC (Magistral Centro) y MS (Magistral Sur), las propiedades litológicas son parecidas, al igual que la disposición estructural de cada uno; Además, el grado de alteración es semejante. Por último, la calidad de la masa rocosa es el elemento más relevante para hacerla zonificación geomecánica de estos cuerpos mineralizados. Se ha empleado la información geotécnica de cada uno de los sondeos existentes para desarrollar la zonificación geomecánica. En primer lugar, ha sido necesario organizar y completar los datos de las perforaciones, ya que el parámetro de persistencia no se había incluido en la evaluación del RMR. Por otra parte, en la valoración se asumieron condiciones de agua mojada. De acuerdo con las observaciones realizadas en los testigos rocosos y en el trabajo subterráneo actual,

estas condiciones de agua subterránea se adecuarían mejores a situaciones de humedad.

Después de haber creado la base de datos geotécnica de las perforaciones y con los sólidos geométricos de los cuerpos mineralizados y la topografía superficial, se llevó a cabo el modelado de calidad RMR por medio del software MineSight. Los hallazgos han posibilitado la zonificación espacial de la calidad de la masa rocosa, tanto en los diferentes cuerpos mineralizados como en su entorno cercano y lejano.

Figura 4. Vista esquemática MineSight de los cuerpos mineralizados



Fuente (MN, MC y MS).

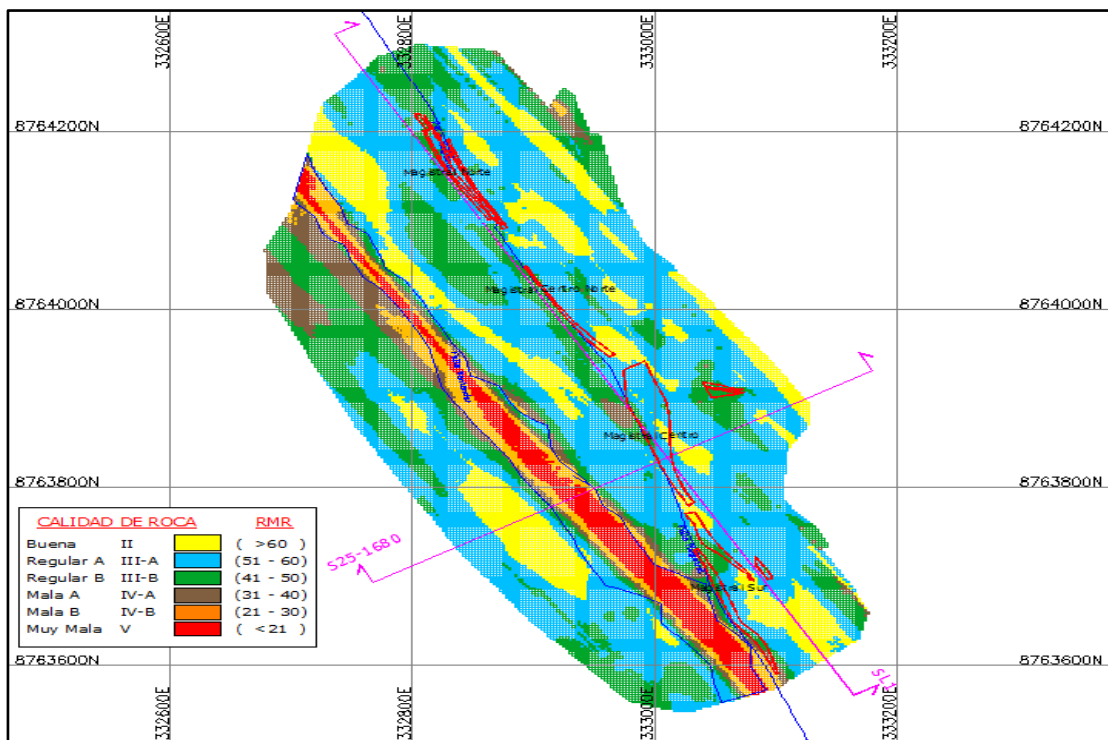
Segura adjunta muestra tanto los cuerpos mineralizados que están siendo evaluados como los sondajes que se emplearon para el modelamiento. Para facilitar la comprensión del resultado de la zonificación, se han creado mapas (ver las figuras número 5, 6 y 7), uno para cada cuerpo mineralizado. Es importante señalar que, en el caso del cuerpo llamado Magistral Norte (MN), desde la cota 4350 y hacia abajo, se observan dos vetas paralelas llamadas Oyón 1 y hacia abajo, se observan dos vetas paralelas II.

En el cuerpo Magistral Centro (MC) se hace referencia también a la continuación del mismo hacia el norte, llamado cuerpo Magistral Centro Norte. También se puede ver el cuerpo Magistral Centro Techo, que es una veta Split ubicada

en la parte superior del MC. En el cuerpo MC, específicamente en la caja piso, se encuentran dos vetas paralelas verticales que están orientadas de forma perpendicular a MC. Estas vetas son llamadas Fátima Sur y Fátima Norte.

En el caso del cuerpo Magistral Sur (MS), en torno a la cota 4370 se presenta una veta paralela llamada Magistral Sur 1, que se dirige hacia el techo de la caja; y conforme va profundizando hasta la cota 4340, surge otra veta en dirección al techo de la caja, conocida como Magistral Sur 2. La zonificación en planta de la cota 4300, que se presenta en la Figura N°05, ilustra los tres cuerpos mineralizados que están siendo evaluados.

Figura 5. Zonificación geomecánica en planta de la cota 4300 de MN, MC y MS.



En la Figura N°06, se observa la zonificación geomecánica transversal en el cuerpo Magistral Centro y en la Figura N°07 una sección longitudinal observándose a los tres cuerpos mineralizados y el caso de los cuerpos Fátima Norte y Fátima Sur.

Figura 6. Zonificación geomecánica transversal en la sección 25 Fuente MC.

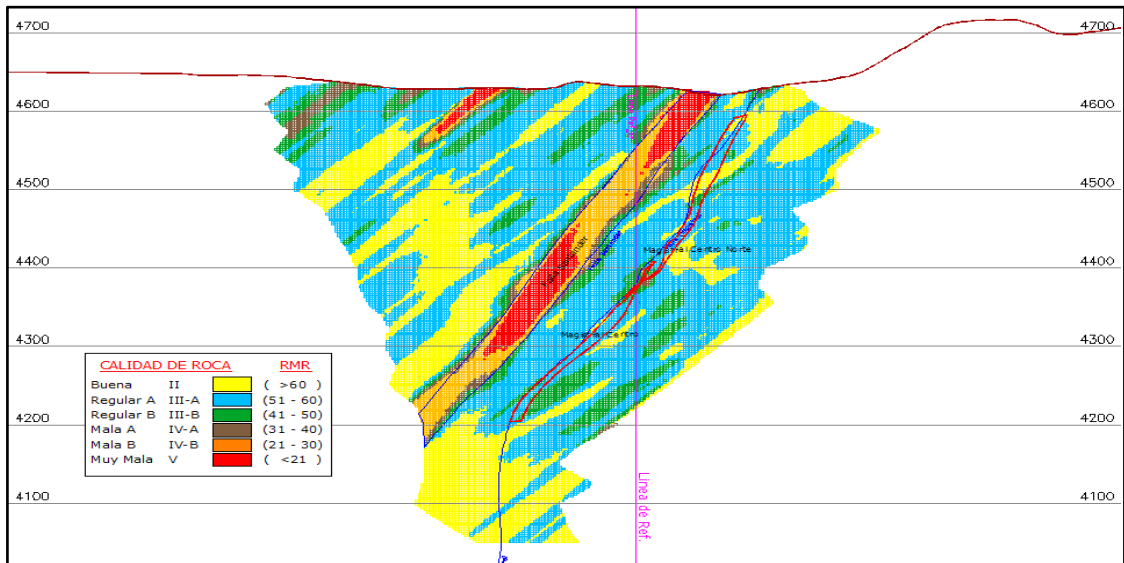
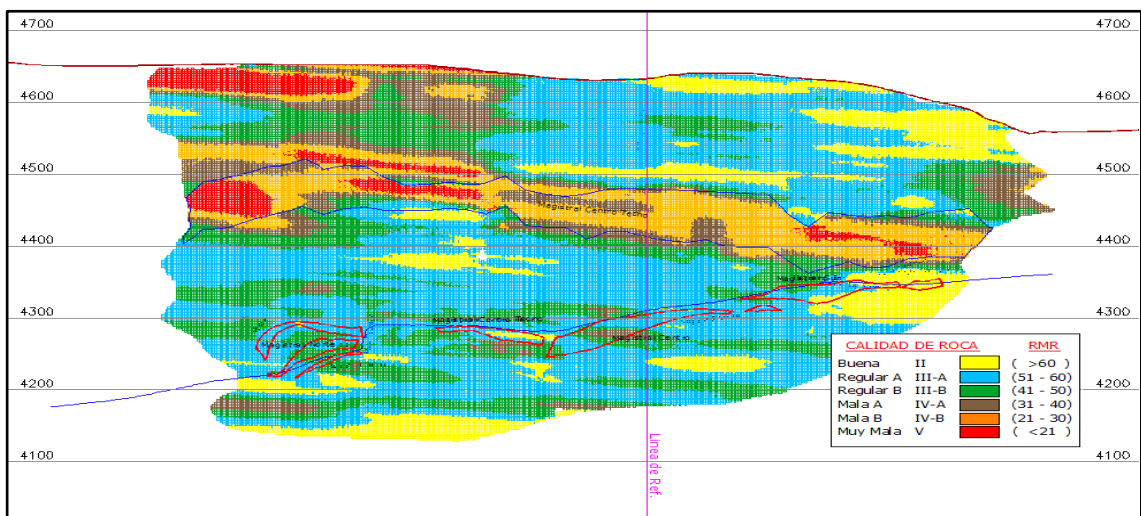


Figura 7. Zonificación geomecánica longitudinal mostrando los tres cuerpos MN, MC, MS.



Fuente Dep. Geomecánica Trevali.

A partir de los planos de zonificación obtenidos podemos obtener la tendencia de la calidad RMR en los distintos cuerpos mineralizados. La calidad resultante en los cuerpos y cercanos a ellos es por lo general Regular A (IIIA), seguido de calidad Regular B (IIIB), le sigue luego la calidad Buena (II) y en menor presencia la calidad Mala A (IVA).

En el Cuadro adjunto, se ha distribuido la calidad de la masa rocosa en las distintas secciones transversales a cada cuerpo mineralizado. Se ha creído

conveniente considerar la zona actual de explotación, que se halla entre los Niveles 4370 y 4300, y las zonas comprendidas entre los Niveles 4300 al 4200 y 4200 al 4100, que corresponde a la profundización y que es materia del presente estudio. Para una mejor apreciación, se muestra la calidad en los colores estandarizados por Mina Santander.

Tabla 6. Esquema de zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa.

NV	SECTOR	MAGISTRAL NORTE								MAGISTRAL CENTRO NORTE								MAGISTRAL CENTRO								MAGISTRAL SUR											
		S4	S5	S6	S7	S8	S9	S10	S11	S12	S13	S14	S15	S16	S17	S18	S19	S20	S21	S22	S23	S24	S25	S26	S27	S28	S29	S30	S31	S32	S33	S34	S35	S36	S37	S38	
4370 - 4400	CT alejada	55	45	45	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	55	55	55	45	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45
	CT inmediata	55	45	45	55	55	55	55	-	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45
	Mineral	55	45	45	55	55	55	55	-	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45
	CP inmediata	55	45	45	45	55	55	55	-	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45
	CP alejada	55	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45
4300 - 4370	CT alejada	-	55	55	45	45	45	45	-	-	55	55	45	45	45	45	-	-	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	
	CT inmediata	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	
	Mineral	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	
	CP inmediata	-	55	55	45	45	45	45	-	-	55	45	45	45	45	45	-	-	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	
	CP alejada	-	55	55	55	55	55	55	-	-	55	55	55	45	45	45	-	-	55	55	55	55	55	55	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	
4100 - 4300	CT alejada	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	55	-	-	-	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
	CT inmediata	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	45	-	-	-	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
	Mineral	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	45	-	-	-	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
	CP inmediata	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	45	-	-	-	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
	CP alejada	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55	55	-	-	-	-	-	55	55	55	55	55	55	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		

Fuente: Dep. Geomecánica Trevali- Santander.

A partir de este cuadro se ha resumido los valores de la calidad que predominan en los cuerpos mineralizados MN, MC y MS los cuales son presentados en el Cuadro adjunto. Cuando se realiza una zonificación geomecánica con el procedimiento descrito, debemos considerar como resultados, valores promedios para cada rango de calidad de roca tal como se aprecia en la tabla N°07, del cual se hacen los siguientes comentarios:

Cuerpo Magistral Norte:

- La masa rocosa del mineral es por lo general calidad Regular A (DE-III A) en el sector ubicado entre los Niveles 4370 y 4300, seguido de calidad Regular B (DE-III B), ubicada esta última calidad más hacia el extremo Norte, así mismo, las cajas techo inmediata y piso inmediato también tienen el mismo comportamiento de calidad en dichos sectores. Para el caso de la caja techo alejada, ésta se halla generalmente

en calidad Regular B (DE-IIIB), para el caso de la caja piso alejada, la calidad es Regular A (DE-IIIA).

Tabla 7. Resumen de zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa

Sección	Nivel	Sector	Promedio RMR	Calidad RMR	Dominio Estructural
Cuerpo Magistral Norte (S5 al S11)	4370 – 4300	CT alejada	45	Regular B	DE-IIIB
		CT inmediata	55	Regular A	DE-IIIA
		Mineral	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	55	Regular A	DE-IIIA
		CP inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
	4300 – 4200	CP alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	55	Regular A	DE-IIIA
		CP inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
Cuerpo Magistral Centro (S20 al S28)	4370 – 4300	CP alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	55	Regular A	DE-IIIA
		CP	55	Regular A	DE-IIIA
	4300 – 4200	CT alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	35	Mala A	DE-IVA
		Mineral	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	55	Regular A	DE-IIIA
	4200 – 4100	CP inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
		CP alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT	55	Regular A	DE-IIIA
		Mineral	55	Regular A	DE-IIIA
		CP	55	Regular A	DE-IIIA
Cuerpo Magistral Sur (S29 al S38)	4370 – 4300	CT alejada	25	Mala B	DE-IVB
		CT inmediata	35	Mala A	DE-IVA
		CT inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	35	Mala A	DE-IVA
		Mineral	45	Regular B	DE-IIIB
	4300 – 4200	CP inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
		CP alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT inmediata	25	Mala B	DE-IVB
		CT inmediata	35	Mala A	DE-IVA
		Mineral	45	Regular B	DE-IIIB
	4200 – 4100	CP inmediata	45	Regular B	DE-IIIB
		CP alejada	55	Regular A	DE-IIIA
		CT	45	Regular B	DE-IIIB
		Mineral	55	Regular A	DE-IIIA
		CP	55	Regular A	DE-IIIA

Fuente: Dep. Geomecánico Trevali – Santander

La masa rocosa ubicada entre los Niveles 4300 y 4200 es más homogénea, el mineral y las cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-IIIB), la caja techo alejada también tiene calidad Regular B (DE-IIIB), en cambio, la caja piso alejada muestra calidad Regular A (DE-IIIA).

Cuerpo Magistral Centro:

- Está dividido en dos cuerpos: Magistral Centro Norte y Magistral Centro.
- El cuerpo Magistral Centro Norte presenta ligera calidad inferior respecto a Magistral Centro. Entre los Niveles 4370 y 4300 el mineral y sus cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-IIIB) mientras que las cajas alejadas alcanzan la calidad Regular A (DE-IIIA).

- La masa rocosa ubicada entre los Niveles 4300 y 4200 es algo similar a los niveles superiores, en este caso en la parte central aparece el mineral y las cajas inmediatas con calidad Mala A (DE-IVA). Las cajas alejadas tienen calidad Regular A (DE-III A).
- La masa rocosa de los Niveles 4200 al 4100, tanto en el mineral como en las cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-III B) mientras que las cajas alejadas tienen calidad Regular A (DE-III A). En estos niveles el cuerpo tiene poca extensión.
- En el caso del cuerpo Magistral Centro, entre los Niveles 4370 y 4300, la calidad en el mineral, en las cajas inmediatas y en las cajas alejadas es mayormente Regular A (DE-III A), localmente se presentan rocas de calidad Regular B (DE-III B).
- La calidad entre los Niveles 4300 y 4200 es similar al cuerpo Magistral Centro Norte debido a que tiene sectores donde el mineral y cajas inmediatas tienen calidad Mala A (DE-IVA) y a medida que avanza hacia el Sur la calidad mejora en un tramo de 40 m., hasta Regular A (DE-III A) y luego vuelve a caer hasta calidad Regular B (DE-III B) hasta conectar con Magistral Sur.
- La masa rocosa que se halla entre los Niveles 4200 y 4100 se muestra con calidad homogénea siendo el mineral y cajas inmediatas y alejadas de calidad Regular A (DE-III A).

Cuerpo Magistral Sur:

- La calidad RMR de la masa rocosa en este cuerpo es inferior respecto a MN y MC, esto está directamente influenciado por la cercanía del cuerpo a la falla Santander.
- Entre los Niveles 4370 y 4300 el mineral y sus cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-III B) y a medida que se aleja hacia el Sur la caja

techo inmediata presenta calidad Mala A (DE-IVA). La caja techo alejada es de calidad Mala B (DE-IVB) hasta inferior por estar la Falla Santander, mientras que la caja piso alejada alcanza la calidad Regular A (DE-IIIA).

- La masa rocosa ubicada entre los Niveles 4300 y 4200 tiene el mismo comportamiento de calidad para lo descrito en los niveles superiores.
- La masa rocosa de los Niveles 4200 al 4100 tanto en mineral como en las cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-IIIB) hasta calidad Regular A (DE-IIIA). En estos niveles se aprecia poca extensión del cuerpo. Resumiendo, en el Cuadro adjunto, se da una idea global, simulando un perfil longitudinal, de la calidad del macizo rocoso en la profundización de la Mina Santander. Para una mejor apreciación, en la figura N°05 se muestra la zonificación geomecánica en planta y en las figuras N°06 y N°07 se muestra la zonificación geomecánica en secciones transversales y longitudinales respectivamente. El modelo de bloques de la zonificación RMR fue entregado a TREVALI para que sea utilizado como una herramienta de planeamiento y diseño del minado. Hay que tener presente que en el contacto de los cuerpos MN, MC y MS con la caja techo se halla la Falla Magistral, la cual tiene calidad Mala B y puede alcanzar hasta 50 cm de espesor. Debido al tamaño del modelo geométrico utilizado, esta calidad no sale reflejada en la zonificación, así como otros pequeños tramos de inferior calidad de masa rocosa, ya que son absorbidos por la mayor cantidad de datos de los tramos de calidades superiores. Este hecho particular debe ser tomado en cuenta durante la etapa de diseño y la operación de la mina.

4.2.3. Análisis de la Estabilidad Geomecánica para el Minado Subterráneo

Generalidades

Los estudios de estabilidad consideran la potencialidad de que la masa rocosa alrededor de las excavaciones fallan, considerando su geometría, el arreglo estructural

de la misma, sus propiedades de resistencia y el impacto de los esfuerzos in situ e inducidos.

Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Para alcanzar condiciones óptimas de estabilidad en las excavaciones, hay orientaciones preferenciales que deben seguirse para alinear el progreso. La estabilidad se ve más favorecida cuando las excavaciones se realizan de manera perpendicular a las estructuras principales; al contrario, si se hacen paralelas a estas últimas, la estabilidad es menos propicia.

De acuerdo al arreglo estructural bastante definido que se presenta en la masa rocosa asociada a los cuerpos mineralizados MN, MC y MS, existen direcciones preferenciales que favorecen la estabilidad de las distintas excavaciones. Las direcciones favorables son las que siguen orientación NE-SW y NW-SE. Cabe recalcar que los sistemas principales de discontinuidad se hallan paralelos y perpendiculares al rumbo de los cuerpos mineralizados. Las excavaciones por lo general siguen esta dirección ya que la operación lo permite así. En la medida que se pueda adoptar las direcciones preferenciales señaladas para algunas excavaciones, sería muy favorable.

4.2.4. Aberturas Máximas de las Excavaciones y Sostenimiento

Para los Fines de esta evaluación, las excavaciones se clasifican en tres grupos: las excavaciones temporales, las permanentes y, por último, los tajeos. En el caso de tajeos, existen opciones tanto para que el personal entre como para que no. La opción de ingreso del personal a los tajeos comprende excavaciones que suelen ser pequeñas, mientras que las de "no ingreso del personal" implican excavaciones más grandes, en las cuales es necesario trabajar con equipos controlados remotamente.

Excavaciones permanentes

Estas engloban, por ejemplo: comedores, estaciones de bombeo, talleres de mantenimiento, rampas, polvorines y más. Estas excavaciones, en la medida de lo

posible, deben estar orientadas de acuerdo con las direcciones preferenciales de avance que se mencionan en el apartado anterior.

En Tal situación, aumentará la velocidad de excavación y reducirá las necesidades de sostenimiento. Con Base en la clasificación de la masa rocosa y la zonificación geomecánica del yacimiento, se debe situar las excavaciones permanentes en el área de caja piso más alejada, donde predomina la masa rocosa de calidad Regular A (DE-III A). alejada la masa rocosa de Regular A (DE-III A). La ubicación de las labores permanentes en este sector obedece además a que desde el punto de vista de la seguridad tendrán una favorable condición de estabilidad en el largo plazo. De De acuerdo con el criterio de la Tabla N°08 para clasificar la masa rocosa del yacimiento, podemos determinar las siguientes aberturas máximas para las excavaciones permanentes, tomando en cuenta distintos intervalos de valores RMR

Tabla 8. *Aberturas máximas de las excavaciones permanentes*

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura máxima (m)
DE-III A	> 60	65	8.1
DE-III A	51 – 60	55	5.2
DE-III B	41 – 50	45	3.3
DE-IV A	31 – 40	35	2.1
DE-IV B	21 – 30	25	1.4

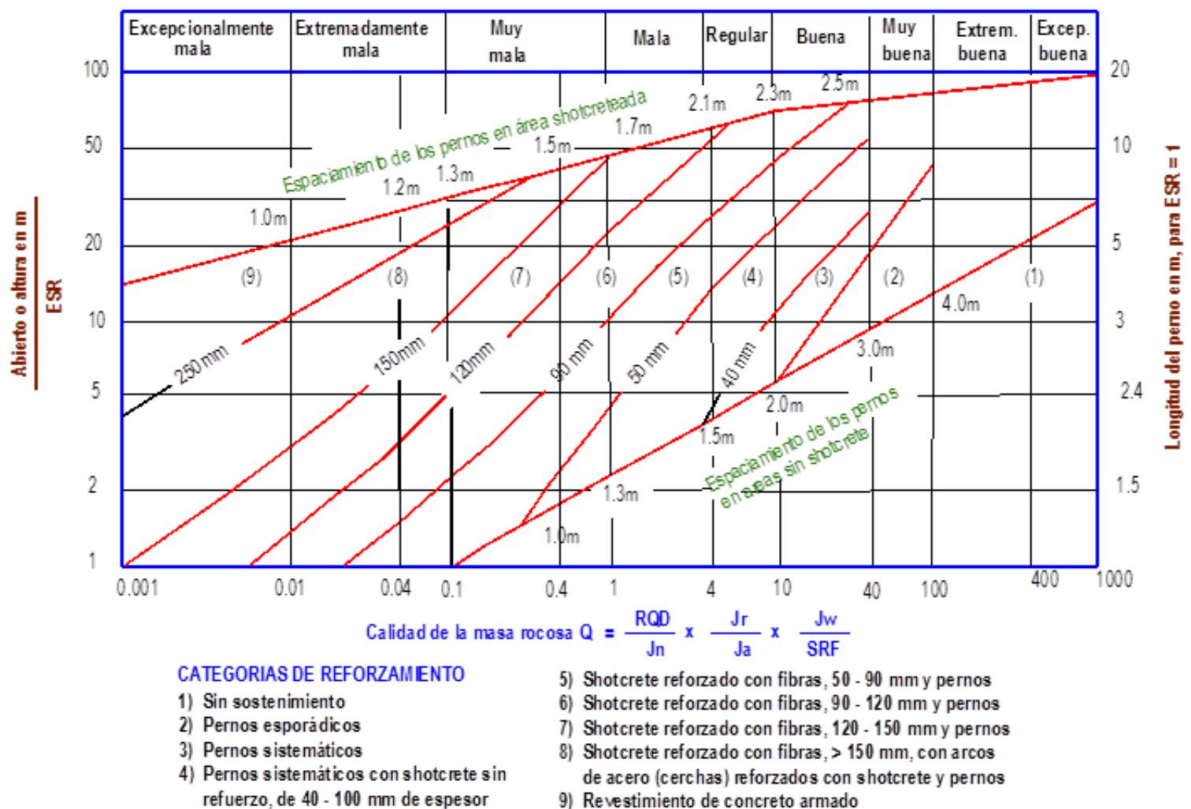
Fuente: Dep. de Planeamiento Santander.

Las aberturas máximas que aparecen en la Tabla N°08 pertenecen a excavaciones sin soporte sistemático. Por ejemplo, una roca del DE-III A RMR 55 con aberturas de 5.2 metros o menos solo requerirá soporte esporádico según las necesidades locales de la roca. Esto puede comprobarse en la figura número 08, cuando Q es igual a 3.39 (RMR ≈ 55) y ESR = 1.6. Si Se necesita, el sostén ocasional se realizaría con pernos de roca, ya sea barra helicoidal o varilla corrugada, que tendrían entre 7 y 8 pies de largo y estarían cementados o hechos con resina.

Si las excavaciones permanentes son más grandes que las mencionadas, es necesario instalar en ellas un sostenimiento permanente que resista la corrosión y

pueda aguantar cargas extras por los cambios en las condiciones de esfuerzo a lo largo de la vida útil de la mina. En La implementación del sostenimiento, también es necesario considerar la creación de cuñas en el techo y las paredes basándose en los resultados de "Estabilidad estructuralmente controlada", que se presentan a continuación.

Figura 8. Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Según Grimstad y Barton, 1993).



Es importante señalar que, en la minería subterránea del país, las tareas mineras estables más frecuentes están relacionadas con trabajos de avance, como rampas y galerías de nivel. Estos suelen tener aberturas máximas de entre 4 y 5 m, unas dimensiones que también se contemplan en el diseño de la mina Santander. Considerando las distintas calidades de masa rocosa que existe en la mina, en la tabla N°09 adjunta. Se recomienda el sostenimiento que debe ser aplicado para este tipo de excavaciones.

Tabla 9. Sostenimiento para labores permanentes

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III A	51 – 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies de longitud, espaciados cada 1.5m + una capa de shotcrete de 2" de espesor. Utilizar malla metálica de ser requerida.
DE-IV A	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 a 8 pies longitud, espaciado cada 1.3 m + 3" de shotcrete reforzado con fibras de acero.
DE-IV B	21 – 30	Pernos sistemáticos de 8 pies longitud, espaciado a 1 m + 4" a 5" de shotcrete reforzado con fibras de acero. Colocar preventivamente una capa de shotcrete reforzado con fibras de acero antes de colocar los pernos. Alternativamente, se puede utilizar cimbras tipo 6W20 espaciadas cada 1.5 m, previamente una capa de shotcrete reforzado de 2" de espesor.

Fuente: Dep. de geomecánica y planeamiento

Los pernos de roca a utilizarse podrían ser los de tipo barra helicoidal cementados o con resina. Para el caso de las rocas de mala calidad es recomendable para el sostenimiento utilizar pernos tipo hydrabolts los cuales tienen mejores resultados en rocas de mala calidad.

Excavaciones temporales

Estas abarcan las tareas de progreso vinculadas al minado en los tajeos, como las galerías y los cruceros para acceder a los tajeos en roca estéril o mineral. Estas son excavaciones temporales que sirven para la entrada de personal y tienen un tamaño lo bastante reducido para posibilitar un desatado periódico efectivo o reforzarla más. Por En general, estas excavaciones poseen aberturas de entre 3,5 y 4,5 m como máximo. Para el caso de Santander, éstas tienen 4 m de ancho.

En la tabla N°10 adjunto, Se exponen las estimaciones para mantener los trabajos temporales de avance, considerando las variedades de rocas que se anticipan encontrar en la zona de los cuerpos mineralizados de Santander.

Tabla 10. Sostenimiento para labores de avance temporales

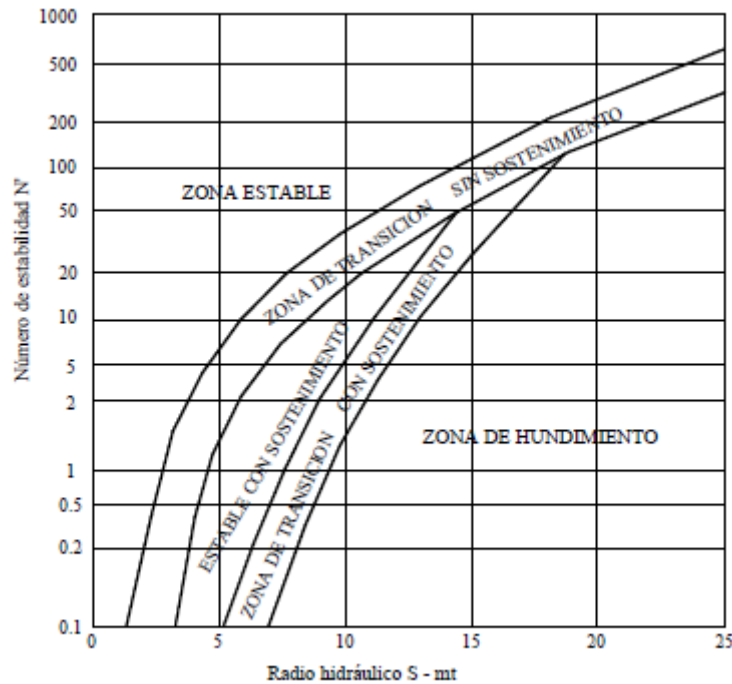
Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III A	51 – 60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.5 m y/o aplicar 2" de shotcrete reforzado con fibras de acero.
DE-IV A	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.5 m + shotcrete de 2" de espesor. Utilizar malla metálica de ser requerida.
DE-IV B	21 – 30	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.2 m + malla metálica + shotcrete 3" a 4" de espesor.

Fuente: Of. De planeamiento Santander

El Método Gráfico de Estabilidad (MGE), como se presenta en el estudio de Hoek, Kaiser y Bawden (1995) – Ref. 11, es la metodología que utilizamos aquí para calcular las dimensiones de los tajeos. Se desarrolló este método en base a las investigaciones que Mathews et. Alabama. comenzaron, y fueron creados por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992). y col. (1981). La Versión presente de la metodología, que se fundamenta en el estudio de más de 350 casos históricos obtenidos de minas subterráneas canadienses, considerando los factores primordiales que afectan el diseño de tajeos. Esta La metodología tiene en cuenta datos sobre la estructura y la resistencia de la masa rocosa, las fuerzas que rodean a la excavación y el tamaño, forma y dirección de esta última. Se emplean estos elementos para establecer si el tajeo será estable sin soporte, con soporte o inestable a pesar del soporte. El método es apropiado para calcular el tamaño del sostenimiento con cablebolt, que se asocia principalmente a técnicas de extracción masivas como la explotación por subniveles mediante perforadoras largas.

En Síntesis, el método de diseño que se aplica consiste en calcular dos factores: N' y S. El primero es la cifra de estabilidad modificada, que indica la capacidad del macizo rocoso para mantenerse estable bajo una determinada condición de esfuerzo. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico, que considera la forma y las dimensiones del tajeo (consultar la Figura N°09).

Figura 9. Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988) y Nickson (1992).



El número de estabilidad N' se define como: $N' = Q' \times A \times B \times C$

Donde:

Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C es el factor de ajuste gravitacional

Para la superficie del tajeo en cuestión, el radio hidráulico o factor de forma S se calcula dividiendo el área de la superficie analizada por su perímetro. El techo, la caja del techo, la caja del piso o las paredes laterales del tajeo son ejemplos de superficies que se pueden examinar. Se puede calcular el tamaño del tajeo bajo ciertas condiciones de estabilidad, utilizando los valores del número de estabilidad N' y del radio hidráulico S , a partir del "gráfico de estabilidad". El software STOPESOFT, creado por Graeme Fitz en 1999, fue empleado para todo esto. En los análisis que se han analizado en la evaluación actual, se han tomado en cuenta las dimensiones de potencia presentes en varios cuerpos, el buzamiento de estos y la calidad del macizo.

Además, se han considerado distintas alturas de tajeos para analizar la estabilidad en cada uno de los escenarios planteados. Los anchos de los tajeos que se han tomado en cuenta son 7, 10, 13, 16 y 20 m porque corresponden a las potencias que aparecen en los cuerpos mineralizados. En la actualidad, los tajeos tienen una altura de 18,5 m; por lo tanto, se ha considerado apropiado estudiar alturas de 14.5, 18.5, 22.5 y 26.5 m, teniendo en cuenta los puntos mencionados en el párrafo anterior. Siguiendo las condiciones y parámetros establecidos, se evaluaron distintas longitudes de tajeos y sus resultados fueron graficados en el gráfico de estabilidad (Figura N°09) para determinar si el diseño cae en la zona "Estable Sin Sostenimiento - ESS", "Estable con Sostenimiento Opcional - ESO", "Estable Con Sostenimiento Obligado - ECS" o en la región de "hundimiento".

En los tres cuerpos, se observan calidades de Regular A (DE-III A) y Regular B (IIIB); Sin embargo, en el cuerpo MS también aparece la calidad Mala A (IVA) a nivel local. Se ha calculado la longitud de los tajeos en el techo para cada potencia de minado sugerida al examinar la estabilidad del techo mediante el MGE. Para las calidades Regular A (DE-III A) y Regular B (IIIB) se han obtenido valores, pero para la calidad Mala A (IVA) no se puede aplicar esta técnica debido a que el método del MGE cuando se analiza el techo de la excavación no se obtiene resultados consistentes debido a que los valores del "numero de estabilidad" N' son muy bajos cayendo en algunos casos debajo del valor mínimo de N' lo cual no permite determinar adecuadamente los valores del radio hidráulico. En el caso de los análisis de la caja techo, se debe utilizar las características geomecánicas de la caja techo inmediata. En ese sentido, en los cuerpos MN y MC se tiene calidades de Regular A (DE-III A) y Regular B (IIIB) pero en el cuerpo MS se presenta las calidades Regular B (IIIB) y Mala A (IVA). Para el caso de los análisis de la caja techo en la calidad Mala A (IVA), si se han podido encontrar resultados puesto que en este caso los valores del N' resultan mayores a 0.1.

El buzamiento es otra característica importante de la caja techo, ya que esta es la caja con mayor probabilidad de fallar. En este sentido, los buzamientos menores aumentan las posibilidades de fallo, lo que reduce la longitud del tajeo para combatir la inestabilidad. Por el contrario, cuando el buzamiento se vuelve subvertical, mejora la estabilidad de la caja techo y se tiene una mayor longitud. De acuerdo con las consideraciones planteadas en los párrafos anteriores, se han efectuado varios análisis, cuya explicación detallada de cálculo se presenta en el Anexo 1. En la tabla adjunta se resumen los resultados obtenidos para cada cuerpo mineralizado.

Tabla 11. Dimensionamiento de tajeos - Longitud (m)

Calidad Buz.CT	Cond. Estab.	Ancho del tajeo =					Altura CT del tajeo =			
		7 m	10 m	13 m	16 m	20 m	14.5 m	18.5 m	22.5 m	26.5 m
Cuerpo: MAGISTRAL NORTE										
DE-III A (78°)	ESS	22	15	10	10	9	20	16	13	12
	ESO	75	45	30	23	18	70	38	30	24
	ECS	125	70	45	32	25	120	55	45	34
DE-III B (78°)	ESS	10	8	7	6	5	10	9	8	7
	ESO	50	28	19	15	13	30	23	19	16
	ECS	75	40	30	22	18	48	33	26	23
Cuerpo: MAGISTRAL CENTRO										
DE-III A (60°)	ESS	22	15	10	10	9	16	13	12	11
	ESO	75	45	30	23	18	55	32	26	21
	ECS	125	70	45	32	25	100	49	36	29
DE-III B (60°)	ESS	10	8	7	6	5	9	8	7	7
	ESO	50	28	19	15	13	25	20	16	14
	ECS	75	40	30	22	18	40	30	23	20
Cuerpo: MAGISTRAL SUR										
DE-III A (50°)	ESS	19	13	10	9	8				
	ESO	70	40	26	20	17				
	ECS	120	62	40	29	23				
DE-III B (50°)	ESS	9	7	6	5	5	8	7	6	6
	ESO	47	25	17	14	12	22	17	14	13
	ECS	65	36	26	20	17	34	26	20	18
DE-IV A (50°)	ESS	19	13	10	9	8	5	4	4	4
	ESO	70	40	26	20	17	16	13	11	10
	ECS	120	62	40	29	23	25	18	16	14
DE-III B (64°)	ESS						9	8	7	7
	ESO						25	20	16	14
	ECS						38	28	22	19
DE-IV A (64°)	ESS						5	5	4	4
	ESO						17	14	12	11
	ECS						27	19	17	15

Nota: ESS = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento obligado

La tabla N°11 presenta las dimensiones máximas sugeridas para las paredes de tajeos abiertas en la modalidad de "no ingreso del personal". Utilizando adecuadamente la información dada en la tabla N°11 podemos establecer las dimensiones de los tajeos a partir de una dimensión inicial. Por ejemplo, para el caso de MC, si estamos en una masa rocosa de calidad Regular B (DE-III B), si planeamos

un ancho de tajeo de 13 m podemos tener una longitud de 7 m para la condición de estabilidad ESS, hasta 19 m en la condición ESO y hasta 30 m para la condición de ECS. Esto se complementa con la altura del tajeo, por decir, si la calidad es también de Regular B (DE-IIIB) y 60° de buzamiento, y consideramos una altura de 18.5 m, el tajeo tendría longitud de 8 m para la condición de estabilidad ESS, hasta 20 m en la condición ESO y hasta 30 m para la condición de ECS.

Combinando los resultados de longitud en el techo y en la caja techo, se tendría la longitud final del tajeo asumiendo el menor valor entre ellos según la condición de estabilidad que definamos, que para este ejemplo serían las longitudes obtenidas para el techo por tener menores valores.

4.2.5. Estabilidad Estructuralmente Controlada

La Geometría 3D de las excavaciones y la manera en que se distribuyen espacialmente las discontinuidades (diaclasas, estratos y fallas en este caso), que son planos de debilidad, afectan el estado de estabilidad. Esta clase de estabilidad es conocida como "estabilidad controlada a nivel estructural". Los planos de debilidad tienen la capacidad de crear bloques de roca con diversas formas geométricas en las paredes y en el techo de la excavación, permitiendo que se deslicen, roten o cuelguen. Cuando la calidad de la masa rocosa es Regular B (IIIB) o mejor, este tipo de análisis es relevante. No Es importante evaluar la estabilidad de las excavaciones controladas estructuralmente cuando la masa rocosa tiene una calidad Mala A (IVA) o inferior. En estos casos, el comportamiento de las rocas dependerá de sus propiedades de resistencia y calidad, así como de los esfuerzos y deformaciones a los que se encuentren expuestos. Con el software Unwedge (Rocscience, 2004) se ha llevado a cabo un examen de estabilidad controlado desde el punto de vista estructural para este propósito.

Por otro lado, se ha considerado una excavación de sección de 4 m de ancho y 4 m de altura, además de considerar las labores de avance en la dirección paralela

y perpendicular al rumbo de los cuerpos, que son los alineamientos de la mayor parte de excavaciones.

Los resultados de los análisis de estabilidad estructuralmente controlada son similares para los tres cuerpos mineralizados, ya que el arreglo estructural que presenta la masa rocosa en las áreas de estos tres cuerpos mineralizados son muy similares.

Cuando se realizan las excavaciones en dirección de avance paralela a la estructura mineralizada, se observa la formación de cuñas de tamaños medianos y alargados de alto ápice en los techos, que son potencialmente inestables, y cuñas que se forman en las paredes y que se presentan estables. Se pueden emplear pernos⁷ Delaware de largo, separados a distancias de 1,4 metros, para estabilizar las cuñas del techo .7 pies de largo, separados a distancias de 1,4 metros, para estabilizar las cuñas del techo. También es posible utilizar 2" de shotcrete como método alternativo para estabilizar esas cuñas. En la dirección perpendicular al rumbo de la estructura mineralizada, también se forman cuñas potencialmente inestables en el techo y cuñas estables en las paredes. En este caso para la estabilización se requiere el mismo sostenimiento descrito en el párrafo anterior. Para el caso de los tajeos, los resultados indican que las cuñas formadas en el techo deben ser sostenidas con pernos o cables (esto estará en función del ancho del tajeo). Para la caja techo, hay la necesidad de utilizar cablebolts para la estabilización de las cuñas, en este caso debe colocarse cablebolt de 5 a 6 m de longitud en la parte inferior de la cuña. Adicionalmente para la estimación del sostenimiento con cablebolt, se ha realizado una estimación utilizando el programa del Stopesoft cuando se utilizó la metodología del MGE. Según este criterio, para un ancho de 13 m se debe colocar cables de 9 m de longitud y espaciamiento de 1.6 a 2.1 m. Para el caso de la caja techo, los resultados indican que debe colocarse cables de 9 m de longitud con espaciamientos de 1.5 a 2.1 m. Hay que tener presente que en la caja techo la longitud de los cables se ha establecido cuando se coloca perpendicular a la caja, cuando se coloca de manera inclinada, se

debe estimar geoméricamente la longitud de los cables en función al ángulo de colocación. Los resultados de este análisis de estabilidad estructural, como se señalaron en los párrafos anteriores se empleen principalmente para las rocas de calidad Regular B (DE-IIIB) y categorías superiores. En rocas de menor calidad como es el caso en los tramos de zona de corte o falla, el tratamiento de la estabilidad debe ser manejado tomando las consideraciones según sea el caso, pues la resistencia de la masa rocosa y los esfuerzos, más que las estructuras, serán los que controlen en mayor grado la estabilidad de las labores mineras. Además de los soportes sugeridos anteriormente, se deben considerar estos elementos; consulte la tabla N°8 (Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimientos).

Además de las recomendaciones de sostenimiento previo, se deben tener en cuenta los resultados obtenidos a partir de este análisis de estabilidad estructuralmente controlado (Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento).

Otro aspecto estructural importante es aquel relacionado a la presencia de las zonas de falla, como ocurre en el contacto del mineral con la caja techo (Falla Santander). Este tipo de estructuras influirán en las condiciones de estabilidad de la caja techo en este caso. Es importante considerar este hecho a lo largo de la operación minera, logrando por un lado el sostén apropiado y, por otro lado, diseñando y llevando a cabo perforaciones y voladuras controladas con cuidado para preservar las condiciones adecuadas de estabilidad de las excavaciones vinculadas a las fallas

4.2.6. Estabilidad Controlada por Esfuerzos

Para estudiar la estabilidad controlada por esfuerzos, se han ejecutado modelaciones numéricas de esfuerzo/deformación con el programa PHASE2de Rocscience (2010), Los modelos realizados han consistido en analizar el comportamiento de la estabilidad local y global de las excavaciones (tajeos) cuando se hallan abiertos, luego rellenos y la interacción que hay entre ellos a medida que el minado progresa.

La calidad de la masa rocosa que predomina en los tajeos y cajas inmediatas es la calidad Regular B (DE-IIIB) y Regular A (DE-IIIA). En ese sentido los análisis están orientados a la calidad Regular B puesto que este dominio representa la mayor probabilidad de ocurrencia de posibles inestabilidades.

Básicamente los análisis fueron orientados a analizar el comportamiento de la estabilidad cuando se simula el minado por “bench & fill”. Los análisis fueron realizados en secciones representativas de los distintos cuerpos mineralizados. A partir de dichas simulaciones podemos realizar los siguientes comentarios.

En el cuerpo Magistral Norte, la calidad de la masa rocosa es ligeramente superior respecto a las otras dos, además el buzamiento del cuerpo es más empinado. Estos dos aspectos hacen que los resultados muestren un mejor comportamiento de la estabilidad cuando se realiza el minado. Las condiciones de estabilidad de los tajeos cuando se hallan abiertos se muestran moderadas. En este cuerpo, la falla Santander se halla distante lo cual no influye en la estabilidad de los tajeos.

Para el caso del cuerpo Magistral Centro, hay que prestar mayor cuidado puesto que del Nivel 4230 hacia arriba el cuerpo tiene bajo buzamiento alrededor de 50°. Este hecho es antecedente adverso para la estabilidad de las excavaciones grandes como los tajeos ya que una altura del tajeo puede representar aumentar en la tercera parte adicional la altura inclinada de la caja techo y debido al buzamiento, dicha caja estará expuesta a caer por gravedad. En las simulaciones realizadas se observa inestabilidad principalmente en la caja techo lo que indica que una alternativa es reducir la altura de los tajeos. Es necesario la utilización de refuerzo como el cablebolt para asegurar la caja techo. En este caso la falla Santander también se halla distante de este cuerpo mineralizado.

En el cuerpo Magistral Sur, la influencia de la falla Santander es relevante porque ésta se halla más cerca, además las condiciones de calidad de la masa rocosa son ligeramente inferiores a los otros cuerpos, apareciendo además tramos donde la roca puede tener calidad Mala B (DE-IVB) localmente. Otro aspecto adverso para la

estabilidad es que, en los tramos de menor calidad, la potencia es mayor a 15 m. Para estos tramos, lo mejor es realizar el minado por corte y relleno ascendente lo cual mejoraría bastante en la estabilidad local y global desde el punto de vista geomecánico.

En resumen, se concluye que el minado por “bench & fill” en los distintos cuerpos mineralizados tendrán un comportamiento con moderada estabilidad cuando los anchos de los tajeos son menores a 15 m y cuando el buzamiento es mayor a 65°. A medida que el buzamiento de los cuerpos disminuye, las condiciones de estabilidad se hacen críticas lo que conlleva a reducir la altura vertical de los tajeos. Para los tramos donde la masa rocosa tiene mala calidad, además de tener una potencia mayor a 10 m, si se piensa en el minado por taladros largos, lo recomendable es realizar el minado con tajeos angostos, por ejemplo 5 m, y de orientación perpendicular al rumbo de los cuerpos. Esto permitirá la no exposición de la caja techo a grandes vacíos.

4.2.7. Método de minado aplicado para entender mecanismos de fracaso del Proyecto

Este punto está referido a algunos problemas que se tuvieron con el método de minado bench & fill, (B&F), que ocasionaron retrasos en la actividad productiva, debido a la ocurrencia de inestabilidades. Se trata de entender los mecanismos de fracaso en función a la geología, litología y estructuras.

En el año 2015, Santander tuvo un evento de colapso de la caja techo del Tajeo 4510 en el Subnivel 2 del Cuerpo Magistral Norte debido a la mala calidad del macizo rocoso en contacto con la falla Magistral.

Ante esta realidad, Santander ha tomado la determinación de establecer un procedimiento para tratar situaciones de inestabilidad que se presenten a futuro adoptando las siguientes medidas:

- a. La base de todo diseño de minado debe ser un adecuado mapeo geológico para determinar el contorno del mineral y las estructuras de la falla Magistral (Acuerdo del 13 de mayo del 2015).

- b. Los taladros de producción deben ser perforados a 1.5 m de distancia del contacto con la caja techo para minimizar la rotura.
- c. El ancho de los tajos en vetas potentes deberá ser hasta un máximo de 15 m y la longitud de banqueado deberá ser hasta un máximo de 20 m. Para anchos mayores deberá hacerse un PETS.
- d. El shotcrete debe ser lanzado en toda la superficie de la excavación, (entiéndase esta disposición como la colocación del shotcrete desde el zócalo de los hastiales del arco de la sección abierta).
- e. Sobre los cables se especifica que deben ser tensados a 2 t, que deben tener placas si son permanentes y sin placas si son temporales. No indica longitud, pero los gráficos dan a entender que deben tener unos 7 m de largo con espaciamiento de 2.5 a 3 m. f) Sobre el diseño del minado del Tajeo 4440 SN 3 del Cuerpo Magistral Norte se determina que se debe proteger el cruce de acceso con un pilar de mayor dimensión (unos 15 m hacia ambos lados), con posibilidades de recuperación para que al final quede 10 m a cada lado del eje del acceso.
- f. Posteriores evaluaciones también indicaron instalar puntos de control de convergencia en todas las labores críticas, específicamente en la falla del SN 4 del Tajeo 4440 de Magistral Norte.
- g. Dejar pilares de protección de la caja techo de unos 12 m de largo a cada 25 m de distancia en los Subniveles 3 y 4 del Tajo 4440 de Magistral Norte en la zona de intersección con el Tajeo de la Veta Rosa perpendicular a Magistral.

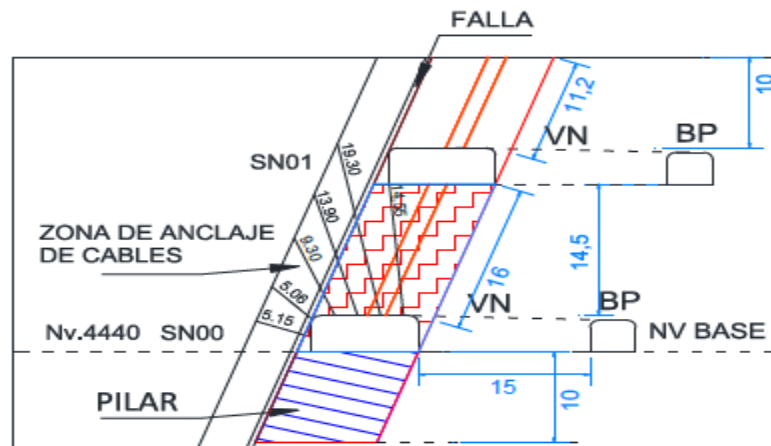
Al respecto de todo lo anterior, DCR Ingenieros S.R.Ltda. considera acertadas las medidas adoptadas y sus constantes revisiones, evaluación y mejora de los procedimientos de diseño y operación en casos de inestabilidad de la caja techo, especialmente de la falla Magistral y se añaden los siguientes aspectos:

- a) Efectivamente, la base de un correcto y adecuado diseño de minado es el mapeo geológico oportuno que refleje con la mayor precisión posible la litología, las estructuras y el grado de alteración del macizo rocoso, más la adecuada

caracterización y zoneamiento geomecánico de las labores en ejecución sobre la base de datos de campo tomados antes de que se aplique la primera capa de sostenimiento con shotcrete.

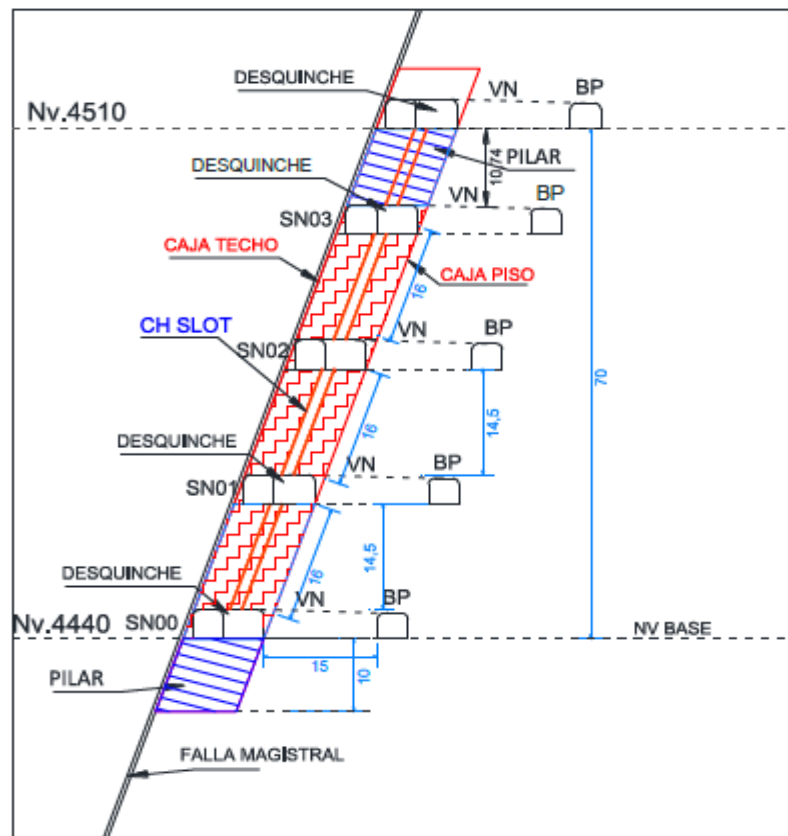
- b) Las dimensiones de los cables que pretenden asegurar la caja techo al macizo rocoso más sano detrás de la falla deben estar diseñados de tal manera que puedan traspasar el contacto superior de la falla Magistral hacia una capa de por lo menos 4 m de potencia, con la finalidad de que pueda tener un buen empotramiento capaz de sostener la falsa caja del techo. Ver Figura N°10.

Figura 10. Esquema de distribución de cables en la caja techo



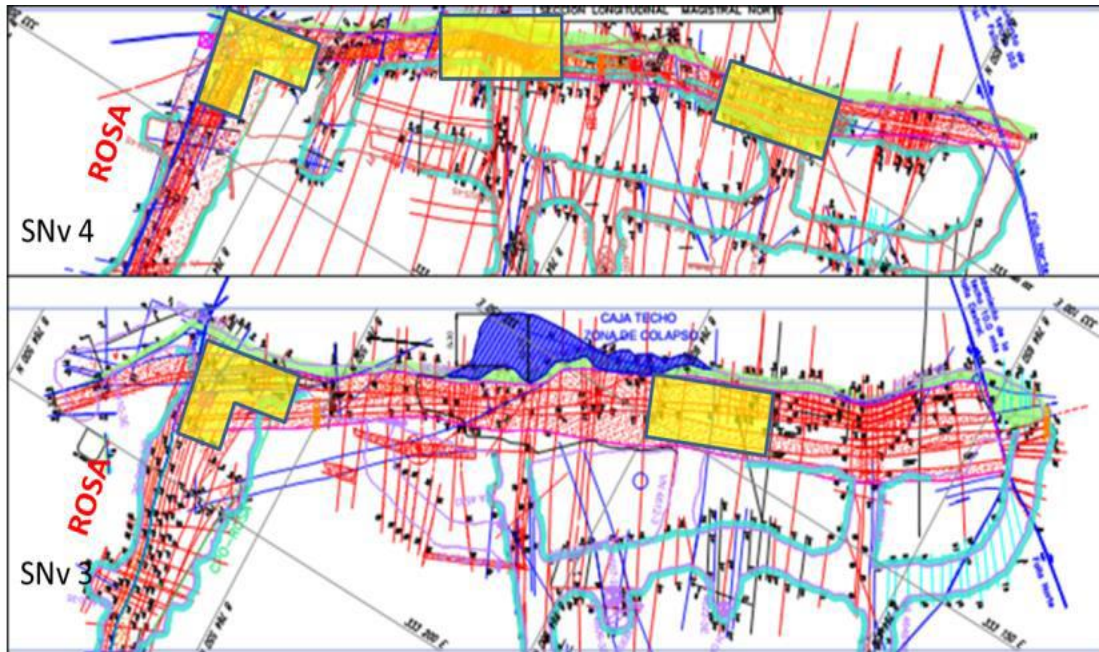
- c) Las estaciones de control de convergencia deben ser instaladas en todas las labores que la evaluación geomecánica y geológica determine como labores de riesgo inmediatamente después de colocado el sostenimiento definitivo, con la finalidad de tener información oportuna del desplazamiento de la caja techo hacia la galería y poder predecir su comportamiento durante el minado del tajeo.
- d) Con la finalidad de que se pueda evaluar la zona de contacto del mineral con las estructuras de la falla Magistral se debe estandarizar que las galerías de 4 m x 4 m se construyan pegadas a la caja techo, pero sin romper el contacto de la caja techo, como se observa en la Figura N°11, y posteriormente desquinchar los subniveles inferior y superior hasta alcanzar el ancho requerido para el minado; esto con la finalidad de tener información temprana de la caja techo y planear las medidas de control de su estabilidad.

Figura 11. Excavación de la galería pegada a la caja techo



- e) El sostenimiento del hastial adyacente a la caja techo debe ser con shotcrete, de ser necesario malla electrosoldada, y pernos helicoidales sistemáticamente distribuidos desde el piso del zócalo de la galería, para darle punto de apoyo al sostenimiento en el subnivel inferior y reducir la amplitud de pandeo de la caja techo.
- f) Haciendo una revisión de los parámetros de diseño del método B&F se observa que las dimensiones de los pilares de protección y el espaciamiento entre ellos son adecuadas, para terrenos de mala calidad, pudiendo reducirse la longitud en condiciones geomecánicas favorables o recuperar los pilares con el procedimiento desarrollado por Santander, es decir, dejando tabiques o costras de mineral del pilar en recuperación.

Figura 12. Esquema de pilares de protección de accesos y caja techo



- g) Finalmente, el Área de Geomecánica debe redactar un procedimiento para el tratamiento de tajeos inestables, estableciendo las secuencias y prioridades para ejecutar el minado con seguridad y eficiencia.

4.3. Prueba de hipótesis

Hipótesis de prueba para el proyecto:

Para nuestro proyecto hemos tomado por importancia desarrollaremos una **prueba de hipótesis** utilizando **dos parámetros geomecánicos clave** en minería subterránea:

- 1) **Factor de Seguridad (FS)**
- 2) **Rock Mass Rating (RMR)**

Esto te permitirá evaluar si el diseño geomecánico actual en la **UM Santander** cumple con los estándares mínimos para asegurar la **estabilidad del minado subterráneo**.

1) Prueba de hipótesis para factor de seguridad (FS)

Objetivo:

Determinar si el **factor de seguridad promedio** en la mina es **menor al valor mínimo recomendado**, que suele ser **FS = 1.5** para estabilidad genera.

Formulación de la Hipótesis

- **Hipótesis nula (H_0):**

El factor de seguridad medio es **mayor o igual** a 1.5

$$H_0: FS \geq 1.5$$

- **Hipótesis alternativa (H_1):**

El factor de seguridad medio es **menor** que 1.5 (hay riesgo de inestabilidad)

$$H_1: FS < 1.5$$

Datos del proyecto:

Datos de Campo tabulado se analizaron 10 sectores de la mina y se obtuvieron los siguientes valores de FS:

1.3, 1.4, 1.2, 1.6, 1.3, 1.5, 1.4, 1.2, 1.3, 1.4

Cálculos:

- $\bar{x}=1.36$ (media muestral)
- $s=0.12$ desviación estándar
- $n=10$ (tamaño de muestra)
- Nivel de significancia $\alpha=0.05$

Aplicación de la prueba t:

Haciendo las pruebas estadísticas obtenemos:

Estadístico t:

Tenemos qué:

$$t \text{ calc.} = -3.69$$

$$\text{Grados de libertad (gl)} = 9$$

Decisión:

Buscamos el valor crítico t:

Para:

gl = 9 y $\alpha=0.05$ en una cola:

t crítico ≈ -1.833

Como:

t_{calc} = $-3.69 < t_{\text{crítico}} = -1.833$, **rechazamos H_0** .

Conclusión:

Con un nivel de confianza del 95%, se concluye que el **FS promedio es significativamente menor a 1.5**, por lo tanto, **existen condiciones potenciales de inestabilidad** que deben ser corregidas mediante rediseño o reforzamiento.

2) Prueba de Hipótesis para RMR (rock mass rating)**Objetivo:**

Verificar si la calidad del macizo rocoso (según RMR) es suficiente para el método de minado actual. Supongamos que el método requiere como mínimo **RMR = 55** (límite inferior de roca de calidad "Regular").

Hipótesis:

- **H_0 :** Si $RMR \geq 55$
- **H_1 :** Si $RMR < 55$

Datos del proyecto:

Valores de RMR recolectados en 12 sectores:

50, 48, 52, 55, 51, 53, 49, 50, 54, 47, 52, 51

Cálculos:

- $\bar{x} = 51.0$
- $s = 2.38$
- $n=12$

Estadístico t:**De los cálculos obtenemos:**

$$t = 51.0 - 552.38/12 \approx -5.82$$

Para el Proyecto establecemos

Grados de libertad = 11

t crítico (una cola, $\alpha = 0.05$) ≈ -1.796

Decisión:

Como $t = -5.82 < -1.796$ $t = -5.82 < -1.796$ $t = -5.82 < -1.796$, **rechazamos H_0** .

Conclusión:

Con evidencia estadística, se concluye que el RMR promedio **es significativamente menor a 55**, lo cual indica que el macizo rocoso **no presenta la calidad mínima esperada** para el método de minado subterráneo actual. Se recomienda rediseñar o reforzar sostenimiento.

Recomendaciones Generales:

- Aumentar el número de muestras para mayor representatividad.
- Repetir pruebas en diferentes zonas o estructuras.
- Complementar con análisis numérico (RS2, FLAC3D) para evaluar comportamiento bajo esfuerzos reales.

Resumen de Pruebas de Hipótesis Geomecánicas – UM Santander

Parámetro	Hipótesis Nula (H_0)	Hipótesis Alternativa (H_1)	Media Muestral	Valor Crítico (t_{α})	t Calculado	Resultado	Conclusión
Factor de Seguridad (FS)	$FS \geq 1.5$	$FS < 1.5$	FS=1.36	gl = 9 $\alpha = 0.05$ $t_{\alpha} = -1.833$	t=-3.69	t<crítico Rechaza H_0 Rechaza H_1	Condiciones de inestabilidad
RMR (Rock Mass Rating)	$RMR \geq 55$	$RMR < 55$	RMR=51	gl = 11 $\alpha = 0.05$ $t_{\alpha} = -1.796$	T=-5.82	t<crítico Rechaza H_0 Rechaza H_1	Calidad de roca insuficiente

Resumen Visual de Conclusiones para los dos parámetros importantes del proyecto

Parámetro	Resultado Estadístico	Estado Geomecánico
FS	Promedio menor a 1.5	Inestabilidad
RMR	Promedio menor a 55	Roca de calidad media a baja

4.4. Discusión de Resultados

4.4.1. Perfil de Riesgo Futuro

TREVALI necesita determinar si el riesgo aumenta conforme la mina se hace más profunda. Se puede afirmar en este sentido que el minado de profundización puede provocar la aparición de nuevos eventos inestables relacionados con la estructurade los cuerpos mineralizados, así como con el método de extracción que se está utilizando. Esto es porque:

- a. La existencia de fracturas diagonales y paralelas en la caja techo del cuerpo Magistral Norte, desde el nivel 4350 hasta el 4370, así como en otras ubicaciones por determinar.
- b. La variación del buzamiento del cuerpo mineralizado Magistral Centro, de 70° a 50°, entre los niveles 4290 y 4370.
- c. La aproximación de los cuerpos Sur 1 y Sur 2 a la gran fractura Santander conforme se profundiza la estructura mineralizada, con una capa de arenisca de la formación Oyón en el techo de caja que tiene solamente entre 5.5 m y 8.3 m de espesor y un buzamiento de 50°.
- d. Además, debido a que la caja techo en Magistral Sur se desgajó a causa de fracturas y fallas paralelas a la estructura de la falla Magistral.

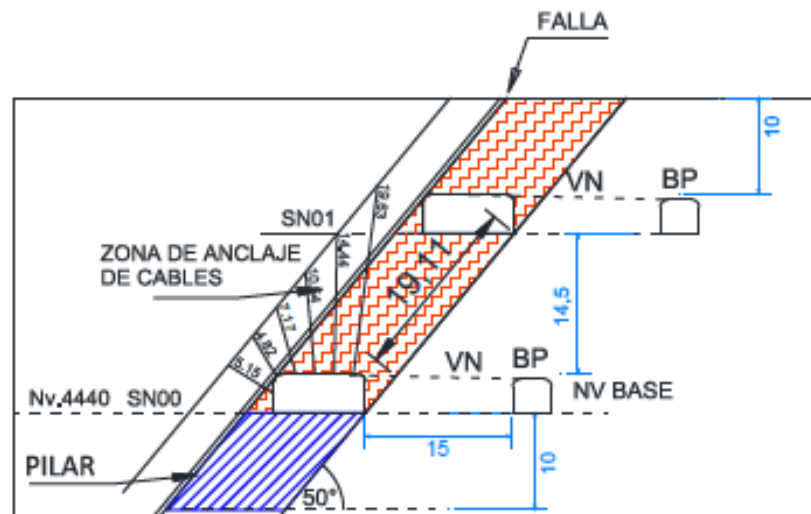
Cuando la explotación llegue a estos puntos críticos, se tendrán que implementar las siguientes acciones:

- a. En el cuerpo magistral del norte, se debe ejecutar todo el procedimiento hasta ahora realizado, desde la caracterización y mapeo minuciosos del macizo rocoso

de la caja techo, soporte, cableado, diseño de los pilares de protección y recuperación total o parcial de estos últimos, teniendo en cuenta siempre las especificada desde cada situación.

- b. En el Cuerpo Magistral Centro, el cambio de buzamiento requiere que se reconsideren los parámetros de la altura vertical del banco de explotación. Esto es porque, si se conserva la altura inicial de 14,5 m, en la práctica se tendrá un banco con una inclinación de 18,9 m y al disparar se expondrá un techo de alrededor de 29 m; además existe el riesgo de que los taladros productivos se desviados significativamente; por lo tanto, dependiendo de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en la caja techo, se tendrá que:
- Destacar el sistema de cableado de la caja techo conforme al esquema ilustrado en la Figura N°13. Además, realiza explosiones positivas y negativas.

Figura 13. Esquema de cableado de la caja techo para bajo buzamiento



- c. En Magistral Sur, se puede aplicar, según el buzamiento de la estructura mineralizada:
- Los métodos estandarizados en Santander incluyen: cableado similar al que se indica para el Cuerpo Magistral centro (ver Figura N°13), además de columnas de protección, soporte y recuperación.

Las dos características fundamentales de la masa rocosa que se encuentran en los cuerpos mineralizados. Para la masa rocosa de calidad Regular B (DE-IIIB), los factores de seguridad para cada uno de ellos señalan que la estabilidad, tanto en las cajas como en los techos, es moderada y que estos factores de seguridad (SF) están próximos al equilibrio. Cuando el buzamiento es muy inclinado, las condiciones de estabilidad mejoran, y lo contrario también es cierto.

Si la roca es de mejor calidad, como la Regular A (DE-IIIA), se optimizan las condiciones de estabilidad y el proceso de minería puede llevarse a cabo sin grandes problemas. La existencia de la falla magistral, que suele estar ubicada en la zona en la que el mineral se encuentra con la caja techo, es un elemento significativo. Si esta Falla no se controla correctamente, puede provocar situaciones de inestabilidad en ciertos casos. El uso de perno de cable que cruza hacia la caja techo previene posibles derrumbes de la misma; por lo tanto, su instalación es sumamente importante, especialmente en los cuerpos con buzamiento bajo.

4.4.2. Métodos Alternativos de Minado

Si Se siguen todas las sugerencias mencionadas en el apartado 4.15, no habrá problemas significativos para seguir utilizando el método de B&F en los tres principales cuerpos mineralizados cuando la masa rocosa tenga calidad Regular A (IIIA) o sea mejor. En condiciones de roca con calidad Regular B (IIIB), que se presenta en su mayoría en el Cuerpo Magistral Sur y, en menor medida en los Cuerpos Magistral Centro y Norte, así como también con mayor probabilidad en rocas de calidades más bajas, pueden surgir complicaciones de inestabilidad. Esto es especialmente cierto cuando se trata de las mayores potencias de los cuerpos mineralizados o si el minado está cerca de la gran falla Santander, como ocurre con el Cuerpo Magistral Sur. Además, puede haber retrasos debido a flujos de agua en los frentes de avance.

Con el objetivo de ofrecer opciones para resolver los problemas de inestabilidad señaladas, se sugiere aquí, a petición de TREVALI, las siguientes técnicas alternativas de extracción: "corte y relleno" (Cut & Fill - C&F) y "explotación

por subniveles con perforadoras largas" (Sublevel Stopping - SLS). La potencia de la estructura mineralizada y las condiciones geomecánicas de la masa rocosa determinarán los diferentes métodos de corte y relleno.

Es importante considerar que, dado que no existirán inconvenientes para implementar el método de corte y relleno ascendente (Overhand Cut & Fill Mining - OC&FM) en las condiciones geomecánicas de la masa rocosa relacionadas con los cuerpos mineralizados en cuestión. Con esta técnica de minería se permite abrir tajeos de hasta 8 metros de ancho, lo cual es más o menos la potencia media de la mineralización, y con un soporte apropiado. Para las Más grandes potencias que alcanzan hasta 15 metros o más, existen dos opciones: "galerías y relleno" (Drift & Fill - D&F), que emplea relleno cementado de baja resistencia en combinación con relleno no cementado; y "corte y relleno con pilares", también denominado "cámaras y pilares con relleno" (Post Room & Pillar Mining - PR&PM), que utiliza solo el relleno no cementado.

De acuerdo con los hallazgos del modelado numérico y la implementación del método gráfico de estabilidad, se mantiene el método SARC (Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado), que es un procedimiento frecuentemente empleado en Perú para explotar depósitos polimetálicos y es una variante del procedimiento SLS. El SARC tiene el potencial de ser utilizado en general para aprovechar el yacimiento en todo el espectro de potencias que muestran las estructuras mineralizadas.

OC&FM (Overhand Cut & Fill Mining)

Es posible que, con un soporte para el techo de los tajeos, se puedan explotar cuerpos mineralizados hasta una potencia de 8 m. Este método de minería es bastante conocido en nuestra zona y no hay rasgos particulares que se puedan destacar para su uso en Santander, por lo cual los ingenieros de planeamiento y diseño de la mina tendrán que determinar la secuencia de progreso más apropiada a los procesos de producción y operativos. En este caso, el relleno que se necesita es el convencional (sin cemento), a menos que la recuperación de los pilares puente mineral sea

necesaria. Con este método de minado, la dilución puede oscilar entre el 4 y el 5 %, mientras que la recuperación puede variar entre el 85 y el 95 %.

D&F (Drift & Fill)

Método que incluye galerías y pilares continuos, los cuales forman una especie de tajeos primarios (las galerías) y secundarios (los pilares), orientados de manera paralela o perpendicular al rumbo del cuerpo. Se aconseja que las galerías (cámaras) y los pilares tengan 5 metros de ancho y 5 metros de alto, lo que permita sostener la bóveda de las cámaras.

En este caso, el minado es ascendente, por medio de cortes. Se lleva a cabo un primer corte con perforación y voladura, luego se limpia el mineral y se sostiene la galería (drift), para finalmente rellenarla con relleno cementado, que está bien topeado al techo. Después, se extrae el mineral del pilar que está situado entre dos pasadizos, rellenando con relleno sin cemento o con relleno cementado pobre. De este modo, el minado ascendente sigue en cada corte horizontal. Es evidente que también es necesario mantener de manera apropiada los techos de las excavaciones para los pilares en recuperación.

Un factor crucial es el topeo del relleno al techo; si no se realiza adecuadamente, los problemas de inestabilidad tanto global como local aparecerían rápidamente debido a la calidad de la masa rocosa mineralizada.

En lo que respecta al D&F, un procedimiento del método de corte y relleno ascendente, la tasa de dilución se sitúa en torno al 5 % y la recuperación mineral entre el 90 % y el 95 %.

PR&PM (Post Room & Pillar Mining)

Método de extracción que podría utilizarse en los cuerpos mineralizados más potentes. Con el fin de maximizar la recuperación del yacimiento, se determina que el modelo de minería será mediante pilares y cámaras cuadradas. Sin embargo, este modelo podría ser modificado con lógica para adecuar los pilares a los materiales. Sin embargo de mineral de baja ley o desmonte con lógica para los pilares a los materiales

de mineral de baja ley o desmonte. Las cámaras tendrían una altura de 5 m y un ancho de 5 m, mientras que los pilares medirían 5 hombres en cada lado. Esto significa que se ha recuperado el 75 %, con diluciones que oscilan entre 5 y 10 %. Las cámaras tendrán que tener techos sostenidos. Por otra parte, tras cada corte, se tendrá que emplear el relleno (no cementado) de los tajeos.

El minado con PR&PM es una ampliación del procedimiento OC&FM, pero solo se aplica en las zonas más amplias del yacimiento. Es decir, si se estuviera empleando el OC&FM en anchos de extracción de hasta 8 metros y la potencia de la estructura mineralizada de extracción de hasta 8 metros y la potencia de la estructura mineralizada aumentara, se cambiaría inmediatamente al método PR&PM. El proceso de extracción minera deberá iniciarse desde una base más baja e ir subiendo a medida que avance el minado. Es importante asegurarse de que el minado progrese piso por piso, horizontalmente. Una vez terminado el minado de un piso, se procede al siguiente nivel superior nivel. Fuera de esto, no hay elementos adicionales que considerar en la secuencia de progreso del minado; esta debe ajustarse a los procesos operacionales y a las demandas productivas de la mina.

SARC (Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado)

La altura entre los subniveles sería similar a la que se emplea en el B&F actual. El ancho de los tajeos sería de 6 m, lo cual es apropiado para regular la estabilidad del techo del tajeo con soporte de pernos, malla y shotcrete. Este ancho tiene la posibilidad de ampliarse a medida que se adquiera más experiencia y se encuentre con una calidad superior de masa rocosa; el método es adaptable a esto. Si el minado es longitudinal (es decir, a lo largo de la estructura mineralizada), la longitud de los tajeos puede alcanzar hasta 20 m; si, en cambio, el minado es perpendicular al rumbo de la veta, dicha longitud puede ser igual a toda la potencia del cuerpo.

Según la experiencia de los autores de este informe, hay más de una opción para la secuencia de progreso del minado con el SARC. Sin embargo, se aconseja la secuencia "secuencial ascendente y en retirada", pues tiene mayor posibilidad de

adaptarse a Santander. Con esta secuencia, se conseguirían mejores condiciones de estabilidad a nivel local y mundial. Lo que se aconseja en este caso es crear paneles, y dentro de cada uno de ellos llevar a cabo una explotación secuencial ascendente y descendente. Cada panel, por otra parte, puede ser subdividido en zonas de extracción dependiendo del número de frentes de producción que se quiera mantener. En cada área de extracción, el minado se iniciará en la parte inferior del panel y luego se procederá a rellenar con relleno cementado, siguiendo un patrón columnar. Cuando Finalice el minado de la columna completa, se realizará en el lateral del tajeo del fondo, que estará relleno con un material cementado de resistencia compresiva no confinada de alrededor de 0.7 MPa, dejando expuesta la pared correspondiente; así se seguirá minando sucesivamente hasta que toda el área y el panel sean explotados.

Para implementar el SARC secuencial ascendente y en retirada, es ideal que las tareas de preparación estén completas desde la base hasta la cima del yacimiento. Esto podría parecer un inconveniente, pero es posible trabajar por etapas, desde arriba hacia abajo, creando horizontes de relleno cementado con más resistencia. Estos se pueden usar como losa para los tajeos inferiores, evitando así dejar pilares puente de mineral y mejorando la recuperación del mineral del yacimiento. Otra opción de secuencia de progreso del minado es el empleo de la idea de tajeos primarios y secundarios, aunque no se recomienda para Santander.

Este método de minería es relativamente selectivo, con una dilución que podría ser del 5 % y una recuperación que podría oscilar entre el 90 % y el 95 %. La causa de la dilución más alta es la resistencia baja del relleno cementado. Para solucionarlo, se debe realizar un diseño adecuado de la mezcla de relleno cementado. Esta mezcla puede ser una base de pasta. diseño (PF), de la mezcla de relleno cementado. Esta mezcla puede ser a base de pasta (PF), hidráulica (CHF), con agregados (CAF) o rocosa (CRF), dependiendo de los materiales que estén disponibles en el yacimiento minero.

4.4.3. Gestión de la mina en términos de producción y estabilidad

No se han detectado situaciones de inestabilidad que comprometan la producción ni pongan en peligro el desarrollo normal de las operaciones durante la visita técnica a la mina Santander. La escasa producción actual de la mina (1,700 toneladas al día) no es resultado de circunstancias inestables, sino del retraso en la preparación de la mina. Esto se debe a que el macizo encajonante está compuesto por calizas de la formación Chulec en la caja piso, las cuales presentan una alta resistencia a la compresión y se clasifican geomecánicamente como roca Tipo IIIA a IIIB. Por otro lado, el macizo rocoso en la caja techo de la falla Magistral es arenisca de la formación Oyón, con clasificación geomecánica entre Tipo IIIB y Tipo IVA; Además, esta última presenta alteraciones cerca de su falla.

En todas las excavaciones, las superficies están recubiertas con hormigón proyectado. En los trabajos temporales se utilizan juegos divididos para fortalecerlas y en los permanentes se emplean pernos helicoidales. En sectores donde se observe la baja calidad del macizo rocoso en dirección a la caja techo de los cuerpos mineralizados, se utiliza un soporte combinado de shotcrete de 2" con pernos helicoidales cementados separados 1.5 m entre sí y cables separados a 2 m. El empleo de estas acciones de sostenimiento, tanto en calidad como en cantidad, y su instalación a tiempo, asegurarán un control adecuado de la estabilidad de las excavaciones vinculadas al minado de Santander.

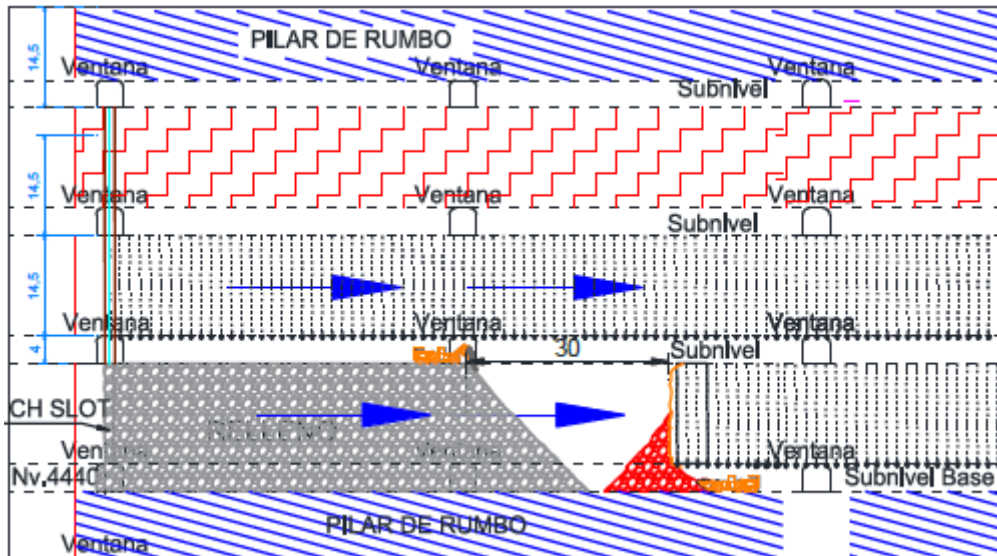
4.4.4. Secuencia de Minado

Secuencia de minado actual y tiempo permisible para el relleno

El proceso de minado, tal como se está llevando a cabo en la actualidad, es adecuado. La perforación es autónoma de las demás actividades, el relleno presenta su propia dinámica, manteniendo la distancia del diseño del tajo y dependiendo del progreso de la voladura; la limitación para mejorar los tiempos está en la secuencia continua de limpieza de mineral y voladura. Para prevenir la contaminación del mineral con el relleno en la mina Santander, operativamente se conserva un espacio de 30

metros entre la parte más alta del relleno detrítico y la cara libre del banco en producción. Esto quiere decir que, si se disparan dos filas de 12 metros de ancho por guardia y se avanza 6 metros al día, son necesarios al menos cinco días para llegar a los 30 metros de avance. Ese es el período que debe estar abierto el tajeo antes de que comience a ser relleno.

Figura 14. Corte longitudinal mostrando el claro abierto de minado



Un Disparo de dos filas en un tajeo de 12 m.de ancho género 552 m³ de mineral; tomando en cuenta un factor de esponjamiento del 20%, el volumen real que se rompe es de 626 m³. Una cucharada de 6 yd³ que transporta 4.5 m³ necesita realizar 140 viajes desde el tajeo hasta la cámara donde se almacena el mineral. Por lo tanto, para limpiar, la pala requiere aproximadamente 7 horas de trabajo efectivo antes del próximo disparo.

Cuando la luz libre de los disparos de producción alcanza los 30 metros, comienza el llenado del tajeo por el subnivel superior y se procede de manera gradual, con el objetivo de mantener la distancia con la progresión de los disparos de producción.

Por lo tanto, el tiempo máximo que puede estar abierto el tajeo sin relleno es de 5 días. Esto ha sucedido en Santander bajo condiciones normales de terreno; Sin

embargo, cuando las condiciones del terreno son malas, especialmente la caja techo, este tiempo puede dar lugar a una posible inestabilidad de la excavación. En estas circunstancias, el claro tiene que ser mínimo, y en este caso debe cumplir con el estándar de Santander (20 m). Por lo tanto, la duración máxima del relleno no debe exceder los 3,5 días.

4.4.5. Estabilidad Futura de Tajeos

Sostenimiento a aplicarse

La estabilización en los tajeos tiene como objetivo controlar la estabilidad de los techos y de la caja techo en los tajeos. En el caso del techo, se puede controlar mediante el uso de cable bolts o pernos de roca; la elección entre uno u otro dependerá del ancho del tajeo. Para la estabilidad de tajeos con una anchura máxima de 8 m, se pueden emplear pernos que tengan un mínimo de 10 pies de longitud. Para anchos más amplios, se recomienda usar cablebolt para estabilizar, y la longitud del cable dependerá del ancho del tajeo: cuanto más ancho sea el tajeo, mayor será la longitud del cablebolt. En el caso del sostenimiento en la caja techo, es obligatorio instalar cablebolt con longitudes de al menos 9 metros y distancias entre ellos de 1.5 a 2 metros. Es importante recordar que la longitud mencionada se refiere a un cable instalado de manera perpendicular a la caja del techo. En caso de que el cable esté en un ángulo distinto de 90° con respecto al techo, la longitud del mismo deberá ser mayor y se calculará geométricamente.

La razón de la colocación de los cables de acero es garantizar las distintas discontinuidades que se producen en el estrato contiguo al contacto del mineral con la caja techo y fijar en una roca firme y sana que se encuentra detrás del contacto con la falla Magistral. Los datos estructurales y geomecánicos requeridos para analizar la disposición de las cuñas y cajas falsas que aparecerán en el techo de los tajeos no son directos, sino que se obtienen a través de un mapeo oportuno y apropiado que se lleva a cabo durante la edificación de los subniveles en mineral. Esta información nos posibilita pronosticar la potencia de las capas inestables que son atravesadas por

fracturas paralelas, perpendiculares y en ángulo recto a la línea de contacto del mineral con el techo de la caja.

Determinar las dimensiones y la localización de las cuñas inestables que puedan surgir durante la explotación.

Determinar qué tan alterada e intensa está la fractura de la masa rocosa que rodea el contacto del mineral. Es necesario graficar toda la información adquirida durante la edificación de los subniveles en planos que contienen secciones detalladas de los segmentos críticos para poder diseñar adecuadamente el sostenimiento con cables a partir de estos datos. Los cables de acero tienen que ser diseñados para satisfacer los siguientes requisitos:

Atar todo el paquete de roca relajado de la caja del techo a una capa de roca estable y sana; por esta razón, el cable tiene que atravesar al menos una capa de 4 metros de espesor en la roca sana para garantizar una longitud útil de anclado. Debe ser tal la zona de influencia del cable (espaciado) que la carga proyectada del paquete relajado que va a sostener tras el disparo no excede el 80% de la carga máxima de ruptura del cable (25 t). carga de ruptura del cable (25 t). Para lograr una buena resistencia a la compresión y, por ende, una adherencia óptima entre el cemento y el cable y entre el cemento y la roca, es necesario que el relleno de cemento para anclar el cable tenga un porcentaje de agua/cemento en peso del 30 al 35%. La dirección de los cables debe ser en abanico, partiendo desde una posición perpendicular al contacto del techo con la caja en el subnivel inferior hasta llegar a una posición casi vertical o vertical en el subnivel superior; Así pues, la longitud de los cables será variable, pudiendo llegar a medir entre 15 y 20 metros en los cables verticales o subverticales. Los cables siempre se instalan desde el subnivel más bajo hacia el más alto. El Área de Planeamiento, junto con Geomecánica, desarrollará la instalación de los cables por partes, priorizando aquellos casos especiales en los que se anticipa que habrá condiciones inestables.

Geometría de los tajeos

La geometría de los tajeos se ha establecido en función de las diferentes condiciones geométricas de los cuerpos mineralizados y los diversos parámetros geomecánicos de la masa rocosa. Es importante recordar que, para los cuerpos en los que la inclinación es inferior a 60° , se aconseja tomar las medidas de control de estabilidad indicadas.

Por ejemplo, en el caso de la masa rocosa del cuerpo Magistral Centro, que tiene una calidad Regular B (DE-III B) y un buzamiento de 60° , se puede abrir un tajeo con una longitud de aproximadamente 20 m empleando el sostenimiento con cablebolt. El ancho del tajeo es de 10 m y su altura es de 22,5 m. Si se presenta una inestabilidad local, debido a un terreno de mala calidad, es aconsejable dejar un pilar de buzamiento para controlar la potencial inestabilidad. Después, se debe rellenar el tajeo y seguir con la extracción minera creando un nuevo slot.

Secuencia de minado

Para llevar a cabo un minado seguro, la secuencia del mismo es crucial. El proceso a seguir durante la extracción es:

En primer término, El minado debe hacerse de manera ascendente, comenzando por el banco inferior que se encuentra entre el nivel principal o subnivel 0 y el subnivel 1; después, el banco que está entre los subniveles 1 y 2; después, el banco entre los niveles 2 y 3; para terminar con el que existe entre los niveles 3 y 4.

En segundo término, El minado debe llevarse a cabo en retirada, desde los extremos Norte y Sur hacia el crucero de acceso. Si la formación rocosa tiene techos estables, se puede hacer de manera continua; si hay estructuras con techos inestables, se debe realizar por tramos (teniendo en cuenta los pilares). La recuperación de total o parcialmente los pilares tiene que hacerse de acuerdo con el procedimiento establecido en Santander; esto es, dejando una costra o tabique del mineral del pilar. Para ello, se acondicionará la perforación y la voladura. El porcentaje de recuperación de los pilares que se planean para la extracción minera dependerá

del plan de la minería. Además, el orden en que avanza el minado está vinculado con la orientación que debe seguir para alcanzar condiciones de estabilidad más favorables en los tajeos, tanto a nivel local como global. De acuerdo con la geometría y la potencia de los cuerpos, el minado se realiza en dirección paralela al rumbo del cuerpo. De esta manera, se ha llevado a cabo la explotación de los cuerpos mineralizados, siguiendo como estándar no abrir cámaras que excedan los 15 m en los subniveles. Cuando el cuerpo posee una potencia significativamente superior a 15 m, se prefiere llevar a cabo la perforación y voladura en abanico hacia la caja piso para recuperar el mineral.

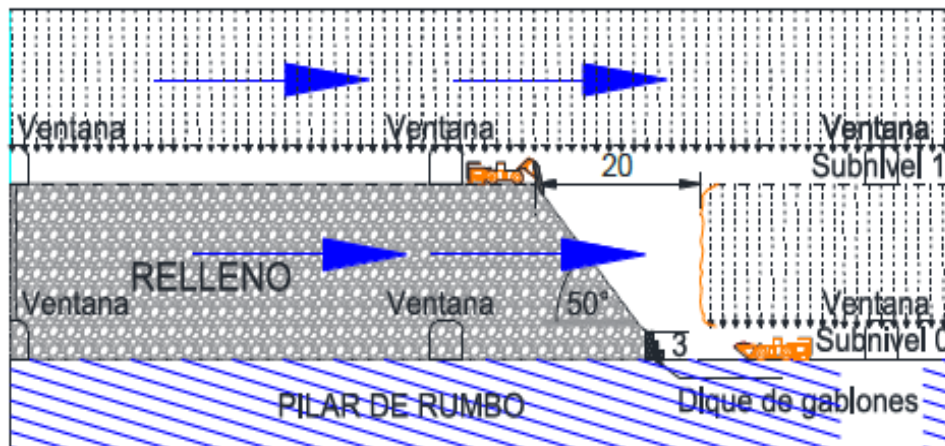
Estrategias de relleno

El minado de "bench & fill" que se emplea en la mina Santander necesita el uso de relleno detrítico, que tiene que ser colocado de tal forma que la longitud del tajeo permanezca en su longitud máxima proyectada. Con esta idea en mente, los tajeos no deben ser abiertos con una longitud superior a la sugerida, ya que esto puede provocar el colapso de la caja techo y el techo mismo, lo cual puede dañar personas o equipos y, por ende, causar pérdidas potenciales de reservas. En este sentido, el propósito del relleno es restablecer el equilibrio de fuerzas para conservar la estabilidad del tajeo in situ, al tiempo que devuelve a la cavidad que ha dejado la explotación la base de soporte de las cajas. Para implementar una estrategia de relleno apropiada, se deben considerar los siguientes aspectos:

El material detrítico que se genera en la excavación de las rampas de profundización y los trabajos de acondicionamiento de la mina será el que se utiliza para el relleno.

El relleno se irá alimentando desde la parte superior, a través de la ventana más lejana, y se moverá hacia el medio del tajeo conforme avanza el disparo de producción.

Figura 15. Vista longitudinal del minado por "bench & fill".



Para las operaciones de limpieza y voladura se requieren un espacio abierto esencial para la cara libre del banco y para prevenir que el mineral se contamine con relleno. Por lo tanto, este espacio no debe exceder los 30 metros de longitud entre el borde de la cara libre del tajeo y la cresta del relleno detrítico, dependiendo de la calidad del macizo rocoso de la caja techo. El relleno en tajeos estables debe comenzar cuando la excavación del banco alcance los 30 m de longitud. En tajeos que podrían ser inestables por la baja calidad de la caja techo, el relleno tiene que empezar cuando la excavación alcance los 20 metros de longitud, con el objetivo de ir llenando parcialmente el espacio vacío. En este caso, se puede aumentar el ángulo de reposo del relleno construyendo un dique en la base del talud del relleno. Consulte la Figura N°15.

Una tarea en macizo rocoso inestable no debe estar sin relleno más de 3,5 días. Si la excavación ha alcanzado los 20 m, como se indica en el párrafo anterior, el relleno debe comenzar antes de este período.

Como se indicó antes, un mapeo geológico preciso es fundamental para diseñar de manera apropiada la extracción minera y garantizar una estabilidad óptima. Este mapeo debe establecer los límites reales de la mineralización, los contactos y las estructuras que se encuentran cerca del techo de la caja, así como una caracterización y zonificación geomecánica detallada.

Estas tareas implican llevar a cabo las áreas de Geología y Geomecánica de la mina con el máximo rigor posible a través de un trabajo sistemático y cotidiano. Utilizando esta información, se puede implementar el proceso creado, que consiste en aplicar el dimensionamiento de los tajeos, la planificación de los pilares de protección, la secuencia de extracción minera, el tiempo necesario para rellenar y demás a cada caso. En la práctica, cada tajeo es una realidad distinta y no puede preverse su comportamiento a partir de los datos parciales que se recogen en las labores de campo. Lo que se puede hacer es crear una tabla de parámetros para distintas calidades del macizo rocoso. Esto se hace con el fin de que sea un instrumento que simplifique la labor de los ingenieros mineros cuando surjan situaciones similares a las estudiadas anteriormente.

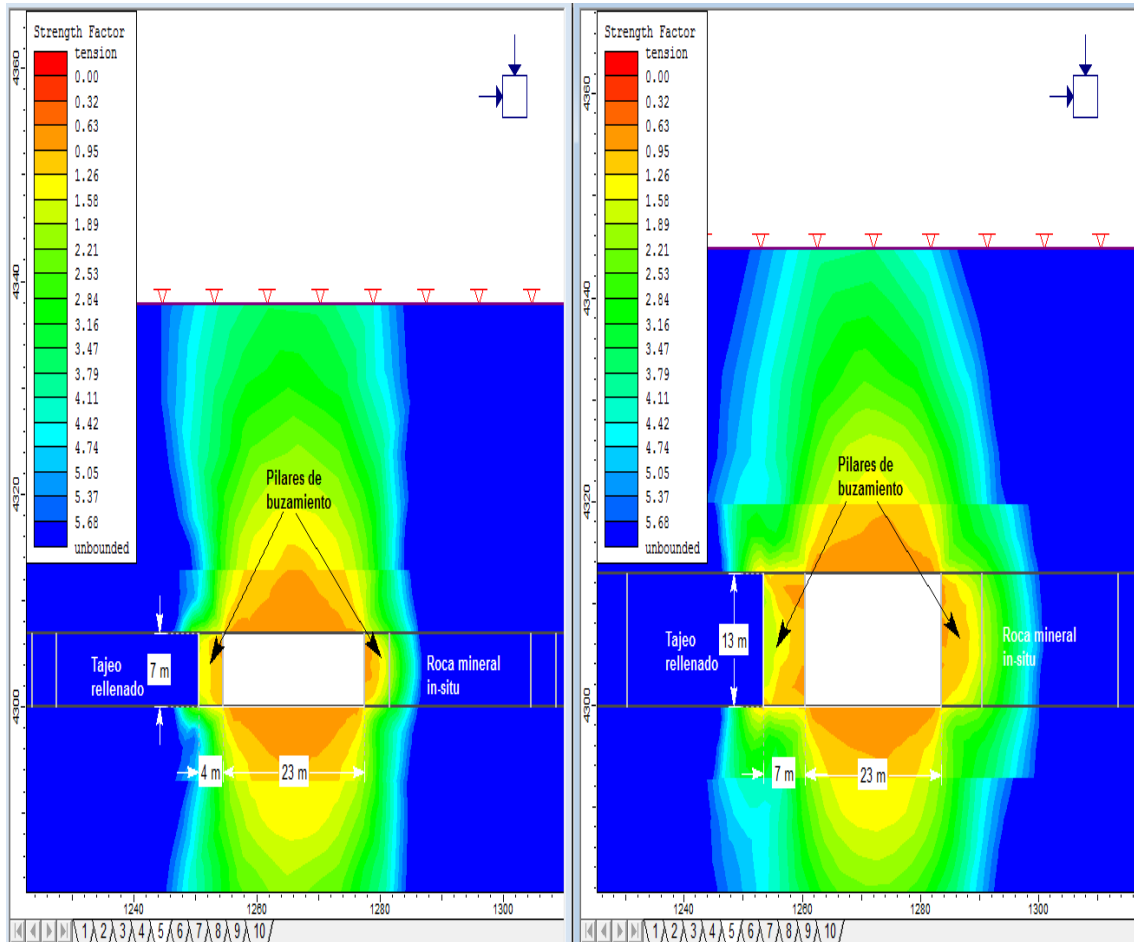
4.4.6. Recuperación de pilares en zonas adyacentes de inestabilidad potencial

En los segmentos donde la investigación geológica y geomecánica ha confirmado que hay estructuras que crean cuñas y bloques con la posibilidad de desprenderse durante el minado, se requieren los pilares de protección del tajeo, incluso en las intersecciones de acceso.

El tamaño estimado de las cuñas y bloques, así como la longitud y potencia del tramo modificado de la caja techo, son factores que determinan el dimensionamiento de estos pilares. El Inconveniente es que, al ser estos pilares parte del mineral cubicado para su explotación, se debe recuperar total o parcialmente para reducir la pérdida. Para determinar las dimensiones de los pilares que protegen los tajeos, se han llevado a cabo modelados numéricos de esfuerzo/deformación. Los hallazgos sugirieron que, en secciones de roca de baja calidad donde existe la posibilidad de que la caja techo sea inestable, es necesario dejar pilares de estabilización (también conocidos como pilares de buzamiento). Estos se han dimensionado para potencias del mineral de 7 m y 13 m, lo que da como resultado, según puede verse en la Figura N°16, anchos de pilares de buzamiento de 4 m y 8 m respectivamente. La distancia entre ellos sería referencialmente de 23 metros; no obstante, esto podría cambiar

dependiendo del estado del terreno y las necesidades operativas. Para los anchos de tajeos restantes, el grosor del pilar puede ser proporcional al tamaño de estos.

Figura 16. *Espesor de pilares para tajeos de 7 y 13 m de ancho.*



4.4.7. Plan para mejorar el estado de producción actual

Para optimizar la situación actual de la producción, es necesario implementar las siguientes acciones:

- Anticipar las tareas de desarrollo de la actividad de profundización y, posteriormente, la edificación de los trabajos de preparación de los tajos, para contar con un número suficiente de ellos en explotación al mismo tiempo y así tener holgura en la producción.
- Para disminuir la duración de los ciclos, se deben acelerar las labores de limpieza del mineral y el relleno de los tajos.

- Para disminuir el tiempo de limpieza con la pala, es necesario crear las cámaras de carguío y almacenamiento de mineral en áreas próximas a los subniveles del tajeo.
- Con el objetivo de disminuir las dimensiones de los pilares que protegen la caja techo a la longitud mínima para prevenir recuperaciones, se debe acortar la extensión de los tramos minados en subniveles inestables.
- Realizar explosiones controladas en la alineación de los taladros próximos a la caja techo para reducir el impacto que tienen los disparos sobre las estructuras del techo del tajeo.

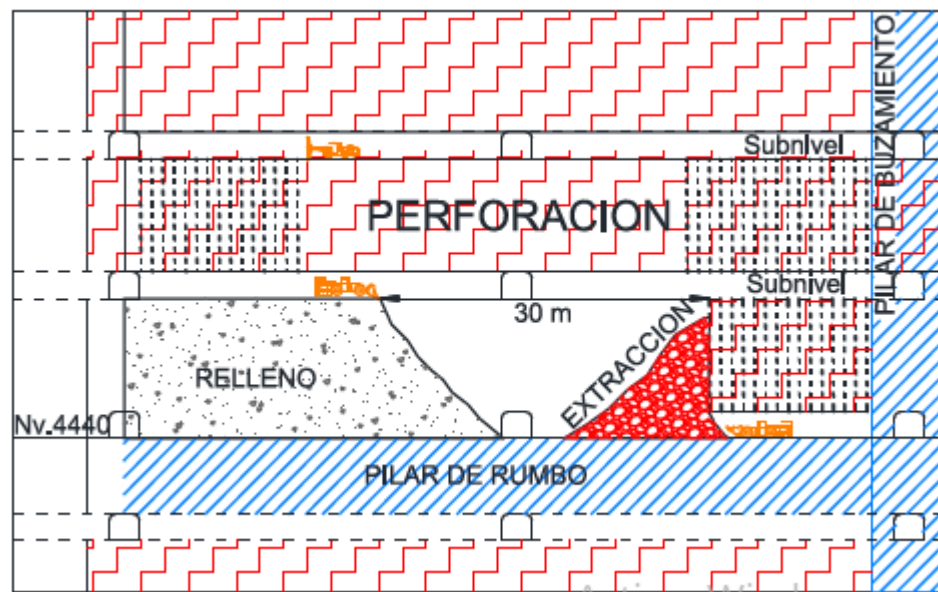
4.4.8. Recomendaciones para el control de la estabilidad de las excavaciones

Las siguientes son las sugerencias para mantener la estabilidad de las excavaciones relacionadas con el minado, de modo que sea seguro y eficaz.

- El pilar de separación entre el by pass y los subniveles en veta tiene que ser de 12 a 15 m, medidos desde el contorno del mineral en la caja piso hasta el hastial próximo al by pass.
- Los hastiales de las galerías (subniveles) que tienen contacto con la caja techo deben ser tratados de este modo:
 - a. Realizar explosiones controladas en todos los pozos que apuntan hacia la caja techo, sin interrumpir el contacto entre las capas minerales y estériles.
 - b. Liberar las piedras sueltas utilizando maquinaria y quitar los bloques pequeños y los desechos con presión de aire comprimido, del suelo al techo.
 - c. Realizar los mapeos geológicos y geomecánicos con énfasis en las estructuras del macizo.
 - d. Desde la base del hastial, aplique una capa de shotcrete de 2 pulgadas de grosor a lo largo del arco de excavación.
 - e. Si existe filtración o flujo de agua, se deben colocar tubos de drenaje.
 - f. Colocar pernos helicoidales cementados de manera sistemática.

- g. Instalar los cables de acero siguiendo el diseño específico para cada situación, de modo que puedan ser empotrados en la caja del techo hasta una capa a 4 m del contacto.
 - h. Para examinar cómo se comporta el macizo rocoso se Deben colocar estaciones de convergencia en los subniveles críticos.
 - i. Disminuir el tiempo de espera para volver a llenar el tajeo.
- En terrenos de buena calidad, la longitud del claro abierto del tajeo (que se mide entre la cresta superior del relleno y la cara libre del banco) no debe exceder los 30 metros; En terrenos de mala calidad, esta medida debería ser incluso más corta (20 metros).

Figura 17. Tajeo abierto permisible

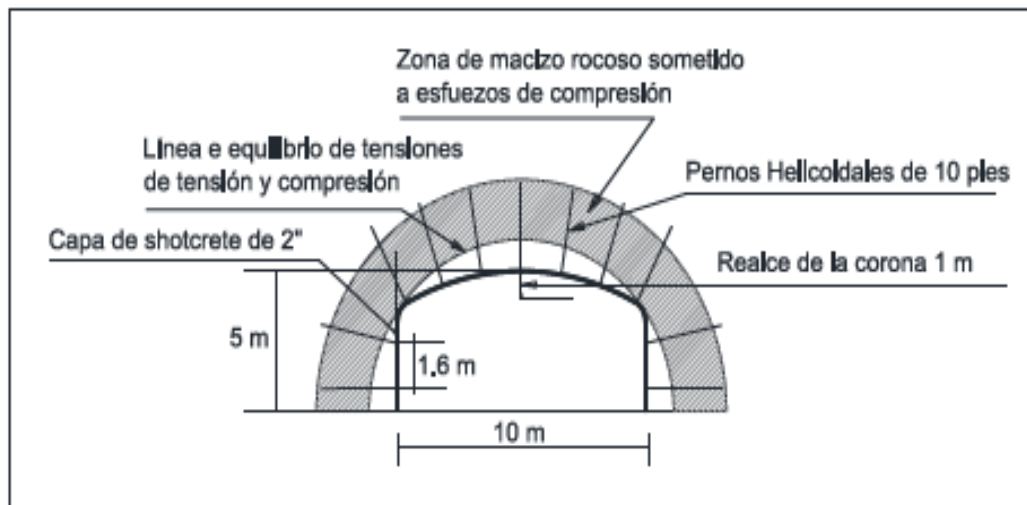


- En condiciones normales, la exposición máxima permitida de un tajeo sin relleno es de 5 días; en situaciones de inestabilidad potencial, esto se reduce a 3,5 días.
- Las intersecciones (rampa con los cruceros los by pass con las ventanas y los cruceros) son áreas vulnerables debido a que el área expuesta del techo es más amplia, lo cual significa que la periferia de la corona está expuesta a esfuerzos de compresión y flexión. Además, en estas zonas se concentra más presión vertical

sobre sus pilares de soporte. Por lo tanto, en estos lugares se debe considerar las siguientes medidas de control:

- a. Para que la altura final de las intersecciones sea de 5.0 metros, se debe agrandar el techo del trabajo un metro más allá del diseño original, arqueando la corona para liberar parte de la roca sometida a esfuerzos de tracción y darle un arco efecto que redistribuya las presiones hacia los pilares.
- b. Tras un Desate y la limpieza adecuada a presión de aire comprimido, aplique una cubierta de shotcrete de 2" en todo el arco, desde los zócalos de los pilares hasta 4.0 m después de la intersección.
- c. En suelos de baja calidad, únicamente si es necesario, se tiene que colocar malla electrosoldada con juegos divididos en toda la curva, envolviendo los pilares juegos de soporte en toda la curva, envolviendo los pilares de soporte desde la base hasta 4 metros del punto de intersección desde la base hasta 4 metros del punto de intersección.
- d. Si es necesario, aplicar una segunda capa de shotcrete hasta que la malla electrosoldada esté completamente cubierta.
- e. Consolidar los pilares y la bóveda de la intersección con pernos helicoidales embebidos en cemento, de 10 pies de longitud, situados de manera sistemática con una separación de 1,6 m para fijar las capas de roca relajada en un macizo rocoso estable.

Figura 18. *Intersección con sostenimiento propuesto*



4.4.9. Control de la dilución del mineral por caída de la caja techo

Es necesario para controlar la reducción de minerales debido a la caída del techo de la caja:

- Después de haber identificado correctamente las estructuras y la calidad del macizo rocoso de la caja techo, se debe proceder con la instalación de los tendones de cable de acero utilizando los parámetros (espaciado, longitud) que se han mencionado en los apartados anteriores. Esta instalación debe realizarse para que sobrepase la línea superior del contacto de la falla hasta una capa de alrededor de 4 m en potencia, lo cual permite el anclaje en roca sana y no en la falsa caja.
- Si la calidad del macizo de la caja techo es mala, disminuya los tramos de extracción a 20 metros y mantenga los pilares de protección según el diseño, si es necesario.
- Respetar estrictamente el orden y los tiempos de la extracción, acelerando la limpieza.
- Acortar el tiempo de exposición de la cavidad del tajo al aumentarla Rapidez del relleno del claro abierto.

- El equipo optech disponible en Santander es un recurso práctico para supervisar la dilución, de manera que se aconseja seguir utilizándolo de forma apropiada.

4.4.10. Recomendaciones para gestionar posibles inestabilidades

Aquí se ofrecen las sugerencias requeridas para gestionar cualquier posible fracaso y restablecer el control de las condiciones de la roca. No se produce de manera repentina el colapso de un tajeo, sino que diariamente surgen anomalías en la conducta de la caja techo. Por lo tanto, se requiere realizar una evaluación diaria del tajeo, especialmente si se anticipa que está bajo una caja techo con baja calidad o con fallas y cuñas presentes. Para llevar a cabo la evaluación diaria, se utiliza un formato conocido como Registro de Datos de Evaluación Geomecánica de Minado Bench & Fill (consulte la figura N°19), en el que se registra:

- La clasificación y las propiedades geomecánicas de las cajas del piso, techo y mineral.
- La dirección y la inclinación de los sistemas primarios de las estructuras que aparecen en el techo de la caja.
- El progreso por disparo y la proporción de dilución según la sobre excavación.
- Clase de soporte montada en los subniveles superior e inferior.
- Fotografía y gráficos transversales y longitudinales del tajeo tras el último disparo.
- Examen de los daños que sufrieron las cajas tras el último disparo.
- Por último, un comentario del responsable de la evaluación sobre su valoración del comportamiento del tajo en el momento de la inspección. En caso de que se vea desprendimiento continuo de la caja techo o peligro de que grandes bloques caigan, es necesario:

detectan situaciones irregulares que amenazan con interrumpir el desarrollo habitual de las operaciones.

CONCLUSIONES

- En los alrededores de la zona en estudio, una escala regional y en una proporción más amplia, están distribuidas las rocas sedimentarias clásticas y/o calcáreas de las formaciones Carhuaz, Farrat, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha, Oyón, Chimú y Santa. En una proporción menor se encuentran las rocas volcánicas andesíticas de la formación Calipuy; ubicadas hacia el noreste y suroeste. Estas tienen edades que van desde el Cretácico Inferior hasta el Terciario Inferior.
- En la región en estudio, a nivel local, hay tres clases de rocas que predominan. Estas se encuentran de forma parecida en los tres cuerpos mineralizados: las calizas de la Fm. Chulec que constituye la caja del piso, hacia el Este; el gran volumen de roca mineralizada (los cuerpos Centro, Norte y Sur); y las areniscas cuarcíticas de la Fm. Oyón que integran la caja techo, en dirección Oeste.

La Falla Santander está situada donde el mineral y las areniscas cuarcíticas de la Fm. se encuentran. Oyón. En la cima de la Fm. La gran Falla Magistral se encuentra en Oyón, y más allá de esta área de falla están las cuarcitas de la Fm. Chimú. Hacia el Este, más allá de las calizas de la Fm. Chulec, se muestran las calizas de la Fm. Pariatambo, seguidor de las calizas de la Fm. Jumasha.

- Las características estructurales más relevantes que se observan a nivel local y regional corresponden a una tectónica de pliegues y fallas. Las características estructurales más relevantes que se observan a nivel local y regional corresponden a una tectónica de pliegues fallas compresivas. En lo que se refiere a los pliegues, las unidades litológicas de la zona son parte del flanco de un anticlinal invertido y contienen pliegues menores, que están alineados en paralelo a los ejes de pliegue regional. En relación con el fallamiento, la falla Magistral y la falla Santander son parte del sistema principal, que tiene una dirección de N20°-30°W y un buzamiento de 60°SW. Existe otro sistema de fallas significativas que se cruzan con las mencionadas, que tienen un rumbo N60°-80°E y una inclinación de 80°NW. También hay un tercer sistema que tiene una dirección NE-SW y una inclinación variable.

- El yacimiento Santander se compone de tres cuerpos mineralizados, tal como se señala en la Conclusión 2: Cuerpos Norte, Centro y Sur, dispuestos de manera discontinua sobre el suelo de la Falla Santander. Estos son depósitos hidrotermales, polimetálicos y de reemplazo metasomático. La mineralización está asociada tanto con el sistema de la Falla Santander como con el sistema de fallas transversales.
- Según el estudio de la distribución de discontinuidades, se ha señalado que la configuración estructural de la masa rocosa relacionada con las zonas de los tres cuerpos mineralizados es: Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, en cuanto al mineral y a las cajas, son semejantes y presentan las siguientes características siguientes:
 - En los tres cuerpos mineralizados, Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, se pueden ver dos sistemas ortogonales con un buzamiento elevado.
 - Los sistemas 1 y 2 son casi idénticos; se han diferenciado en dos debido a que presentan buzamiento opuesto. El rumbo de estos sistemas es hacia el noreste, pero con inclinaciones significativas hacia el sureste y el noroeste. Estos sistemas son fundamentales.
 - Los sistemas 3 (principal) y 4 (secundario) tienen dirección perpendicular a los primeros, o sea, NNW con un buzamiento elevado hacia el SW y el NE, respectivamente.
 - En el caso del arreglo estructural de las fallas, este también continúa siendo estructurado.
 - Además de estos sistemas, en toda masa rocosa también existen discontinuidades aleatorias, que surgen con poca frecuencia.
- Se definieron los rasgos estructurales de las discontinuidades a través del análisis estadístico de la información obtenida en el mapeo geomecánico de los trabajos subterráneos y los datos de logueo geotécnico de las muestras de los sondajes diamantinos, intentando armonizar los hallazgos con lo que se observa in situ. El Acápate

4.1.4 (Aspectos estructurales) detalla las propiedades estructurales de las discontinuidades, como son los estratos las diaclasas y las fallas

- Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa han mostrado que las calidades de masas rocosas en los cuerpos mineralizados y sus alrededores oscilan entre mala B (IVB – RMR 21-30) y buena (II – RMR > 61). La calidad Regular A (IIIA - RMR 51-60) es la que más se presenta, seguida por la calidad Regular B (IIIB - RMR 41-50) y después la de Buena (II). Las calidades Mala A (IVA - RMR 31-40) y Mala B (IVB) están presentes en menor medida.
- La zonificación geomecánica de las áreas de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, fue realizada por métodos computarizados (3D), utilizando el programa MineSight. Los resultados obtenidos han indicado las siguientes características:

Cuerpo Magistral Norte:

- Entre los Niveles 4370 y 4300 el mineral tiene calidad Regular A (DE-IIIA), seguido de calidad Regular B (DE-IIIB) hacia el extremo Norte, similar ocurre en las cajas techo y piso inmediatos. La caja techo alejada tiene generalmente calidad Regular B (DE-IIIB) y la caja piso alejada Regular A (DE-IIIA).
- La masa rocosa ubicada entre los Niveles 4300 y 4200 es más homogénea, el mineral y las cajas inmediatas tiene calidad Regular B (DE-IIIB), la caja techo alejada también tiene calidad Regular B (DE-IIIB), en cambio, la caja piso alejada muestra calidad Regular A (DE-IIIA).

Cuerpo Magistral Centro:

- Está dividido en dos cuerpos: Magistral Centro Norte y Magistral Centro.
- El cuerpo Magistral Centro Norte presenta ligera calidad inferior respecto a Magistral Centro. Entre los Niveles 4370 y 4300 el mineral y sus cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-IIIB) mientras que las cajas alejadas alcanzan la calidad Regular A (DE-IIIA).

- La masa rocosa ubicada entre los Niveles 4300 y 4200 es algo similar a los niveles superiores, en este caso en la parte central aparece el mineral y las cajas inmediatas con calidad Mala A (DE-IVA). Las cajas alejadas tienen calidad Regular A (DE-III A).
- La masa rocosa de los Niveles 4200 al 4100, tanto en el mineral como en las cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-III B) mientras que las cajas alejadas tienen calidad Regular A (DE-III A). En estos niveles el cuerpo tiene poca extensión.
- En el caso del cuerpo Magistral Centro, entre los Niveles 4370 y 4300, la calidad en el mineral, en las cajas inmediatas y en las cajas alejadas es mayormente Regular A (DE-III A), localmente se presentan rocas de calidad Regular B (DE-III B).
- La calidad entre los Niveles 4300 y 4200 es similar al cuerpo Magistral Centro Norte debido a que tiene sectores donde el mineral y cajas inmediatas tienen calidad Mala A (DE-IVA) y a medida que avanza hacia el Sur la calidad mejora en un tramo de 40 m hasta Regular A (DE-III A) y luego vuelve a caer hasta calidad Regular B (DE-III B) hasta conectar con Magistral Sur.
- La masa rocosa que se halla entre los Niveles 4200 y 4100 se muestra con calidad homogénea siendo el mineral y cajas inmediatas y alejadas de calidad Regular A (DE-III A).

Cuerpo Magistral Sur:

- La calidad RMR de la masa rocosa en este cuerpo es inferior respecto a MN y MC, esto está directamente influenciado por la cercanía del cuerpo a la falla Santander.
- Entre los Niveles 4370 y 4300 el mineral y sus cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-III B) y a medida que se aleja hacia el Sur la caja techo inmediata presenta calidad Mala A (DE-IVA). La caja techo alejada es de calidad Mala B (DE-IV B) hasta inferior por estar la Falla Santander, mientras que la caja piso alejada alcanza la calidad Regular A (DE-III A).
- La masa rocosa ubicada entre los Niveles 4300 y 4200 tiene el mismo comportamiento de calidad para lo descrito en los niveles superiores.

- La masa rocosa de los Niveles 4200 al 4100 tanto en mineral como en las cajas inmediatas tienen calidad Regular B (DE-IIIB) hasta calidad Regular A (DE-IIIA). En estos niveles se aprecia poca extensión del cuerpo.
- Los parámetros de resistencia de la roca intacta, las discontinuidades y la masa rocosa se exponen en el Acápite 4.4 (Resistencia de la roca). Estos fueron establecidos mediante la revisión de datos provenientes de investigaciones geomecánicas anteriores y el uso de criterios adecuados para fallas. Estas propiedades mayormente corresponden a rocas de resistencia moderada (R4) a alta (R5).
- Las observaciones realizadas en las áreas de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, principalmente en las labores subterráneas existentes, han indicado presencia del agua de manera significativa, habiéndose observado hasta condiciones de flujo en áreas localizadas de hasta 50 l/s. Actualmente, desde los niveles inferiores se bombea 440 l/s. En condiciones de roca de buena calidad, el agua no representa un problema importante para la estabilidad de las excavaciones; en cambio, si se trata de masas rocosas de calidad inferior, la presencia del agua puede ser relevante para la estabilidad del trabajo minero.
- Se espera que los esfuerzos in situ sean de magnitudes bajas a moderadas, ya que los cuerpos mineralizados estén ubicados en un rango de profundidades. El esfuerzo vertical determinado según el concepto de carga litostática y para una carga litostática de 430 m es aproximadamente 11.6 MPa y considerando una constante “k” (Esfuerzo horizontal/Esfuerzo vertical) = 1.0, el esfuerzo horizontal tendría el mismo valor que el esfuerzo vertical. La estimación de estos parámetros se ha realizado utilizando los criterios de Hoek & Brown (1978) y Sheorey (1994) y el Mapa Mundial de Esfuerzos (WSM).
- Utilizando toda la información básica mencionada en las conclusiones precedentes, se han realizado una serie de análisis. Por último, se emiten puntos de vista sobre la serie de aspectos que TREVALI propuso en los términos de referencia creados para el servicio

actual, vinculados a la secuenciade minería y a la revisión geomecánica, utilizando todos los datos desarrollados en este estudio. Los ingenieros responsables de la planificación y el diseño del minado subterráneo en las zonas de Magistral Norte, Centro y Sur deberán considerar toda esta información.

RECOMENDACIONES

- Siempre que se siguen todos los consejos presentados en este informe, no habrá problemas significativos para seguir empleando el método de minado por bench & fill (B&F) en los tres principales cuerpos mineralizados si las condiciones de la masa rocosa son de calidad Regular A (IIIA) o más. En circunstancias de roca de calidad Regular B (IIIB), que se da más frecuentemente en el Cuerpo Magistral y menos a menudo en los Cuerpos Magistral Centro y Magistral Norte, y con mayor razón en masas rocosas de calidades más bajas, es posible que surjan problemas de inestabilidad, sobre todo en los buzamientos bajos o las potencias más altos de los cuerpos o cuando el minado está cercade la gran falla Santander como sucede con el Cuerpo Magistral Sur.
- Han sucedido problemas de inestabilidad en la masa rocosa relacionados con el minado por B&F anteriormente, como resultado de varios factores que regulan la estabilidad de las excavaciones, especialmente las condiciones geomecánicas del techo de caja, donde se encuentra la falla Magistral. Estas medidas de control para asegurar la estabilidad de las excavaciones vinculadas al minado deben ser contempladas en el futuro proceso de extracción. En Las recomendaciones que se presentan a continuación, algunas de estas medidas son citadas.
- Los factores que afectan la estabilidad de la roca en las excavaciones subterráneas, los cuales son especialmente relevantes para el funcionamiento diario de la minería, son: la litología, intemperización y alteraciones; la estructura rocosa; los esfuerzos; el agua subterránea; la forma, tamaño y dirección de las excavaciones; el esquema y secuencia del avance minero; la voladura; el periodo de exposición al aire libre de las excavaciones; y los estándares de sostenimiento. Para detectar los problemas del terreno y poder implementar medidas apropiadas de medidas control de la estabilidad de las excavaciones, es necesario considerar todos estos factores.
- Llevar a cabo mapeos litológicos estructurales y de calidad de la masa rocosa es una de las acciones más relevantes para detectar los inconvenientes del terreno. Esto permitirá caracterizar y zonificar adecuadamente la masa rocosa en las áreas donde se

desarrollarán labores mineras, en especial en los tajeos, dado que son las excavaciones más grandes.

- Para poder resolver los problemas de inestabilidad potencial de la masa rocosa, ya sea por su mala calidad, por tener potencias más altas o buzamientos más bajos en los cuerpos, o porque el minado está cerca de la gran falla Santander, se han sugerido las siguientes alternativas para los métodos de minado: "subniveles ascendentes con relleno cementado" (SARC), "galerías y relleno" (Drift & Fill - D&F), "corte y relleno ascendente" (Overhand Cut & Fill Mining - OC&FM) y "corte y relleno con pilares", también llamado "cámaras y pilares con relleno" (Post Room & Pillar Mining - PR&PM).

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

A continuación, te presento una lista de referencias bibliográficas relacionadas con parámetros geomecánicos en minería subterránea. Estas obras abordan tanto teorías fundamentales como aplicaciones prácticas en el campo de la geomecánica.

En estos artículos se establece una metodología para determinar los parámetros geomecánicos esenciales para el diseño de soportes en minas subterráneas. Estas referencias ofrecen un panorama amplio sobre los parámetros geomecánicos que son fundamentales en la minería subterránea, así como su aplicación en el diseño y la operación segura de minas. Te recomiendo revisar estas obras para obtener un conocimiento más detallado y específico.

Departamento De Geología. Empresa Minera Trevali S.A.C. Unidad Minera Santander.

Departamento De Mina. Empresa Minera Trevali S.A.C. Unidad Minera Santander.

Departamento De Planeamiento. Empresa Minera Trevali S.A.C. Unidad Minera Santander.

Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications. * Wiley. - Este libro proporciona una base sobre las clasificaciones de masas rocosas y cómo estos parámetros geomecánicos pueden influir en el diseño de minas subterráneas.

Schoeck, G. (2001). *Geomechanics in Underground Mining.* CRC Press. - Una referencia completa que cubre los aspectos de la geomecánica aplicados a la minería subterránea, incluidos métodos de análisis y el comportamiento del terreno.

Hoek, E., & Bray, J. W. (1981). *Rock Slope Engineering.* CRC Press. - Aunque se centra en la ingeniería de taludes, también cubre principios de geomecánica que son aplicables en contextos de minería subterránea.

Palmström, A., & Stille, H. (2007)**. *The 3D Rock Mass Classification system - A new tool for visualising rock mass quality.* - Este artículo presenta un sistema de clasificación de masas rocosas en 3D, que puede ser útil para evaluar la calidad del terreno en minería subterránea.

Salamon, M. D., & Munro, A. (2004). "The influence of geomechanical parameters on the design of underground mines." *The Journal of The Southern African Institute of Mining

and Metallurgy. - Un estudio que examina la relación entre los parámetros geomecánicos y el diseño de minas subterráneas.

Cunningham, A. (2013). *Ground Control in Mining.* University of New South Wales, School of Mining Engineering. - Este libro aborda los principios de control de terreno y geomecánica aplicados a la minería subterránea.

Itasca Consulting Group, Inc. (2010). *FLAC3D User's Guide. - Aunque es una guía de software, proporciona información sobre el modelado numérico y los parámetros geomecánicos utilizados en minería subterránea.

Wang, H. F., & Hsu, Y. J. (2007). "Geomechanical parameters for ground support design in underground mines." *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.*

Paredes, H.G. (2018). Estudio Geoeconómico y Estructural del yacimiento magistral. Santander- Huaral. Informe por servicios profesionales. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Arequipa.

Svs Ingenieros S.A.C. (2011). Trevali Perú SAC. Estudio de impacto ambiental del proyecto de explotación de mina Santander.

ANEXOS

INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

Tabla 12. Resistencia compresiva de la roca intacta. UM Santander.

(Determinado por ensayos con el martillo de Schmidt)

Ubicación	Litología	Rango σ_c (MPa)	σ_c (MPa)
Magistral Norte	Arenisca Cuarcítica	86 – 141	113
	Caliza	69 – 108	92
	Mineral	–	47
Magistral Centro	Arenisca cuarcítica	108 – 141	123
	Caliza	31 – 80	59
	Mineral	82 – 91	87
Magistral Sur	Arenisca Cuarcítica	108 – 141	129
	Caliza	59 – 91	70
	Mineral	75 – 101	88

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda. Geomecánica Minería y Obras civiles. Informe Técnico elaborado para Trevali.

Tabla 13. Parámetros de perforación Simba STD

Malla de perforación	1.50 x 150 m
Longitud de taladros	16 m
Diseño de perforación	Paralelos y dirigidos
Angulo de inclinación	70° (según buzamiento)
Altura de corte	15 m (vertical)
Rotura de taladro	94 Tm/tal
Tonelaje perforado	1195 Tn/m
Tonelaje por metro	4.07 Tn/m

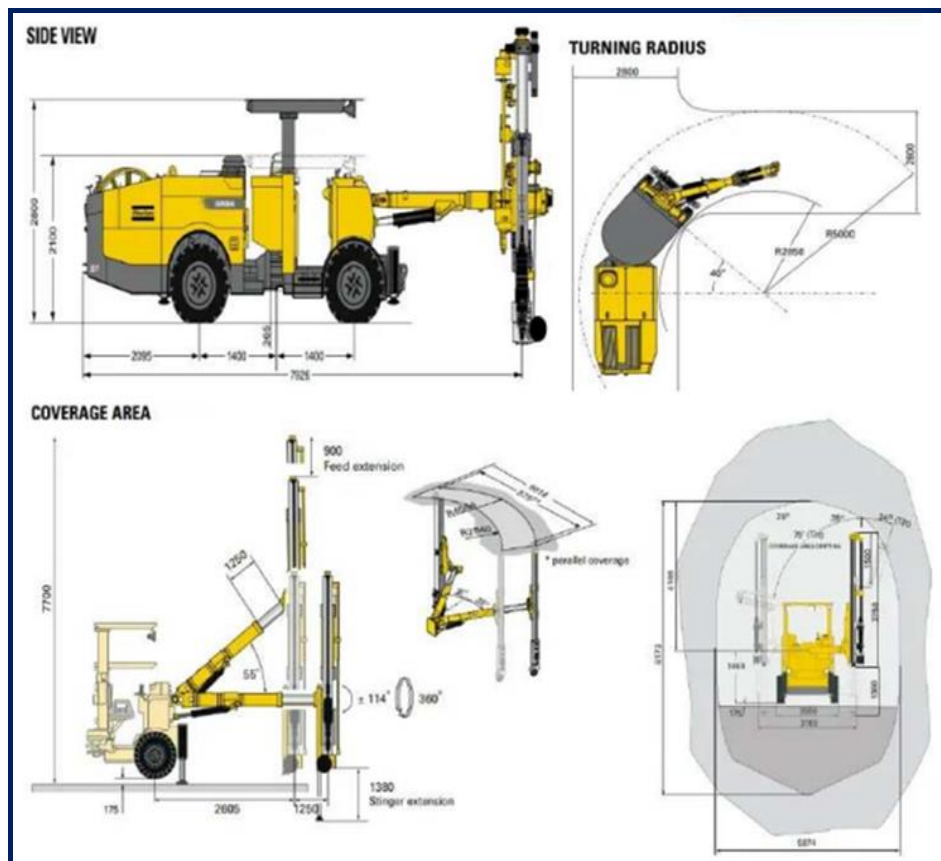
Fuente: Departamento Mina UM Santander.

Tabla 14. Parámetros de voladura de tajos de producción

Tipo de roca	III B/RMR 41-50
Densidad	3.7 (mineral)
Dimensiones del tajo	100 x 15 x 15 m.
Longitud de perforación	16 m.
Diámetro de perforación	64 m
Malla	1.5.x 1.5 m (B x E)
Rendimiento	4.0 ton/mp
Factor de potencia	0.64 kg-explosivo/ton-rota

Fuente: Departamento de planeamiento. UM Santander.

Figura 20. Dimensiones del equipo Simba S7D Fuente: Atlas Copco Production Drilling Rigs.



ANEXO N°01

DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS EN EL CUERPO MAGISTRAL NORTE

Cálculo de longitud de tajeos (m)

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Techo de tajeos - DE-III A

Altura tajeo	Ancho = 7 m			Ancho = 10 m			Ancho = 13 m			Ancho = 16 m			Ancho = 20 m		
Q'	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125
Factor A	0.508	0.214	0.136	0.644	0.314	0.226	0.737	0.415	0.314	0.821	0.494	0.398	0.873	0.576	0.468
Factor B	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	1.33	0.56	0.36	1.69	0.82	0.39	1.93	1.09	0.82	2.16	1.30	1.04	2.29	1.51	1.23
S	2.66	3.20	3.31	3.00	4.09	4.38	3.12	4.53	5.04	3.08	4.72	5.33	3.10	4.74	5.56
Long. (m)	22	75	125	15	45	70	12	30	45	10	23	32	9	18	25
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Techo de tajeos - DE-III B

Altura tajeo	Ancho = 7 m			Ancho = 10 m			Ancho = 13 m			Ancho = 16 m			Ancho = 20 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	0.525	0.161	0.108	0.604	0.260	0.196	0.655	0.344	0.246	0.719	0.404	0.310	0.801	0.444	0.337
Factor B	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	0.55	0.17	0.11	0.63	0.27	0.21	0.69	0.36	0.26	0.75	0.42	0.33	0.84	0.47	0.37
S	2.06	3.07	3.20	2.22	3.68	4.00	2.28	3.86	4.53	2.18	3.87	4.63	2.00	3.94	4.74
Long. (m)	10	50	75	8	28	40	7	19	30	6	15	22	5	13	18
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-III A (78°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125
Factor A	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753
N'	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22	4.22
S	4.20	6.01	6.47	4.29	6.22	6.92	4.12	6.43	7.39	4.13	6.30	7.45
Long. (m)	20	70	120	16	38	55	13	30	43	12	24	34
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-III B (78°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753	6.753
N'	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69
S	2.96	4.89	5.57	3.03	5.13	5.93	2.95	5.15	6.03	2.77	4.99	6.16
Long. (m)	10	30	48	9	23	33	8	19	26	7	16	23
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS EN EL CUERPO MAGISTRAL CENTRO
Cálculo de longitud de tajeos (m)

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Techo de tajeos - DE-III A

Altura tajeo	Ancho = 7 m			Ancho = 10 m			Ancho = 13 m			Ancho = 16 m			Ancho = 20 m		
Q'	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125
Factor A	0.508	0.214	0.136	0.644	0.314	0.226	0.737	0.415	0.314	0.821	0.494	0.398	0.873	0.576	0.468
Factor B	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	1.33	0.56	0.36	1.69	0.82	0.59	1.93	1.09	0.82	2.16	1.30	1.04	2.29	1.51	1.23
S	2.66	3.20	3.31	3.00	4.09	4.38	3.12	4.53	5.04	3.08	4.72	5.33	3.10	4.74	5.56
Long. (m)	22	75	125	15	45	70	12	30	45	10	23	32	9	18	25
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Techo de tajeos - DE-III B

Altura tajeo	Ancho = 7 m			Ancho = 10 m			Ancho = 13 m			Ancho = 16 m			Ancho = 20 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	0.525	0.161	0.108	0.604	0.260	0.196	0.655	0.344	0.246	0.719	0.404	0.310	0.801	0.444	0.357
Factor B	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	0.55	0.17	0.11	0.63	0.27	0.21	0.69	0.36	0.26	0.75	0.42	0.33	0.84	0.47	0.37
S	2.06	3.07	3.20	2.22	3.68	4.00	2.28	3.86	4.53	2.18	3.87	4.63	2.00	3.94	4.74
Long. (m)	10	50	75	8	28	40	7	19	30	6	15	22	5	13	18
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-III A (60°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125
Factor A	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000
N'	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13	3.13
S	3.80	5.74	6.33	3.82	5.86	6.71	3.91	6.03	6.92	3.89	5.86	6.92
Long. (m)	16	55	100	13	32	49	12	26	36	11	21	29
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-III B (60°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000
N'	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
S	2.78	4.59	5.32	2.79	4.81	5.72	2.67	4.68	5.69	2.77	4.58	5.70
Long. (m)	9	25	40	8	20	30	7	16	23	7	14	20
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS EN EL CUERPO MAGISTRAL SUR
Cálculo de longitud de tajeos (m)

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Techo de tajeos - DE-III A

Altura tajeo	Ancho = 7 m			Ancho = 10 m			Ancho = 13 m			Ancho = 16 m			Ancho = 20 m		
Q'	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125	3.125
Factor A	0.429	0.160	0.100	0.547	0.254	0.178	0.644	0.347	0.254	0.686	0.415	0.322	0.736	0.461	0.378
Factor B	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	1.13	0.42	0.26	1.44	0.67	0.47	1.69	0.91	0.67	1.80	1.09	0.85	1.93	1.21	0.99
S	2.56	3.18	3.31	2.83	4.00	4.31	2.83	4.33	4.91	2.88	4.44	5.16	2.86	4.59	5.35
Long. (m)	19	70	120	13	40	62	10	26	40	9	20	29	8	17	23
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Techo de tajeos - DE-III B

Altura tajeo	Ancho = 7 m			Ancho = 10 m			Ancho = 13 m			Ancho = 16 m			Ancho = 20 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	0.436	0.117	0.100	0.513	0.208	0.152	0.565	0.281	0.202	0.633	0.323	0.249	0.633	0.360	0.281
Factor B	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420	0.420
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	0.46	0.12	0.11	0.54	0.22	0.16	0.59	0.30	0.21	0.66	0.34	0.26	0.66	0.38	0.30
S	1.97	3.05	3.16	2.06	3.57	3.91	2.05	3.68	4.33	1.90	3.73	4.44	2.00	3.75	4.59
Long. (m)	9	47	65	7	25	36	6	17	26	5	14	20	5	12	17
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-III B (50°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143
N'	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04	1.04
S	2.58	4.37	5.08	2.54	4.43	5.40	2.37	4.32	5.29	2.45	4.36	5.36
Long. (m)	8	22	34	7	17	26	6	14	20	6	13	18
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-IV A (50°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417
Factor A	0.995	1.000	1.000	0.895	1.000	1.000	0.868	1.000	1.000	0.851	1.000	1.000
Factor B	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200	0.200
Factor C	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143	4.143
N'	0.34	0.35	0.35	0.31	0.35	0.35	0.30	0.35	0.35	0.29	0.35	0.35
S	1.86	3.80	4.59	1.64	3.82	4.56	1.70	3.69	4.68	1.74	3.63	4.58

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-III B (64°)


Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Factor A	1.000	1.000	0.932	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Factor B	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204
Factor C	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370
N'	1.37	1.37	1.30	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37
S	2.78	4.59	5.25	2.79	4.81	5.57	2.67	4.68	5.56	2.77	4.58	5.53
Long. (m)	9	23	38	8	20	28	7	16	22	7	14	19
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis: Dirección paralela al rumbo de la veta - Caja techo de tajeos - DE-IV A (64°)

Altura tajeo	Altura = 14.5 m			Altura = 18.5 m			Altura = 22.5 m			Altura = 26.5 m		
Q'	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417	0.417
Factor A	0.995	1.000	1.000	0.935	1.000	1.000	0.868	1.000	1.000	0.851	1.000	1.000
Factor B	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204	0.204
Factor C	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370	3.370
N'	0.45	0.46	0.46	0.43	0.46	0.46	0.40	0.46	0.46	0.39	0.46	0.46
S	1.86	3.91	4.72	1.97	3.98	4.69	1.70	3.91	4.84	1.74	3.89	4.79
Long. (m)	5	17	27	5	14	19	4	12	17	4	11	15
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

ANEXO N°02.
RESULTADOS DE ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS

	PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DEL PERU	DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA <i>Sección Ingeniería de Minas</i>
<p>Lima, 25 de noviembre de 2010</p> <p>Carta N° 058/LMR/PUCP</p> <p>Señor Ing. Ramón Zuloaga DCR Ingenieros S.R.L. <u>Presente.-</u></p> <p>Estimado ingeniero:</p> <p>Por medio de la presente tengo a bien saludarlo y aprovecho la oportunidad para enviarle el informe final de los resultados de los ensayos del Laboratorio de Mecánica de Rocas, pertenecientes a la Mina Santander.</p> <p>Sin otro particular, me despido de usted.</p> <p>Cordialmente,</p> <div style="text-align: center;"></div> <p>Ing. Mario Cedrón Lassús Coordinador de la Sección Minas</p>		

	PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DEL PERU	DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA <i>Sección Ingeniería de Minas</i>
<p><i>ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS</i> <i>ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE</i> <i>ENSAYOS DE CORTE DIRECTO</i> <i>ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL</i></p> <p style="text-align: right;">Solicitado por: DCR Ingenieros S.R.L.</p> <p style="text-align: right;">Muestra: Bloques de roca</p>		



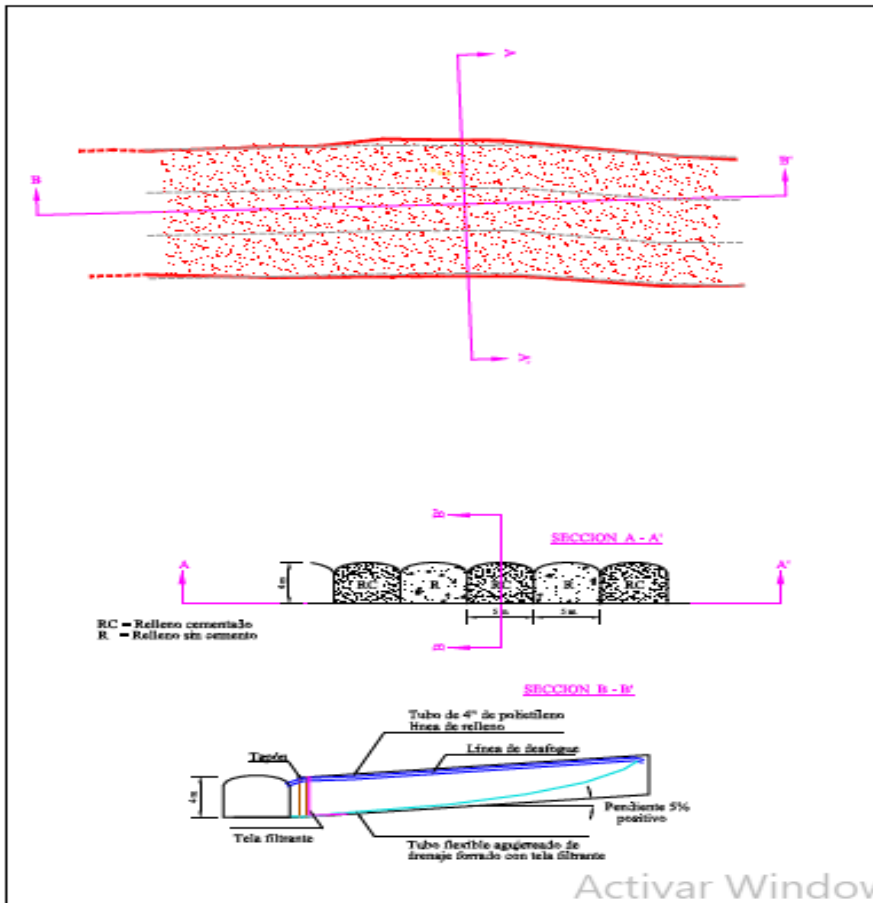
Antes:

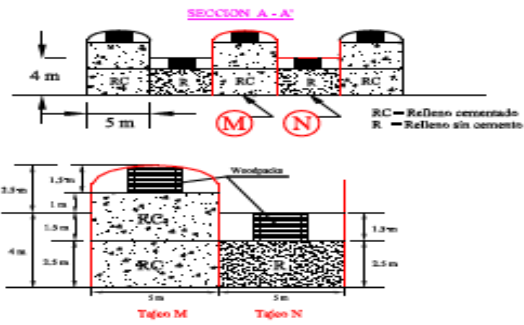
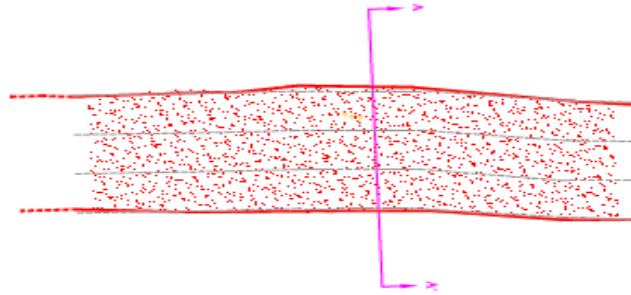


Después:



ESQUEMA DE SECUENCIA DE MINADO





Caso: Tajeo M

1. Se abre la galería de 5 m de ancho x 4 m de altura.
2. Se rellena con RC hasta 2.5 m de altura.
3. Se abre el siguiente corte con una altura de 2.5 m.
4. Se rellena 2.5 m de altura, quedando vacío 1.5 m de altura en el techo.
5. Se colocan los woodpacks espaciados cada 4 m.

Caso: Tajeo N

1. Se abre con altura de 4 m.
 2. Se rellena con R hasta 2.5 m, quedando vacío 1.5 m de altura.
 3. Se colocan los woodpacks espaciados cada 4 m.
- Nota:**
- El método permite veladura en breaking y una explotación ordenada (obliga a seguir un orden sucesivo).

Activar Windows



**PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATOLICA
DEL PERU**

**DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA**
Sección Ingeniería de Minas

Antes:



Después:



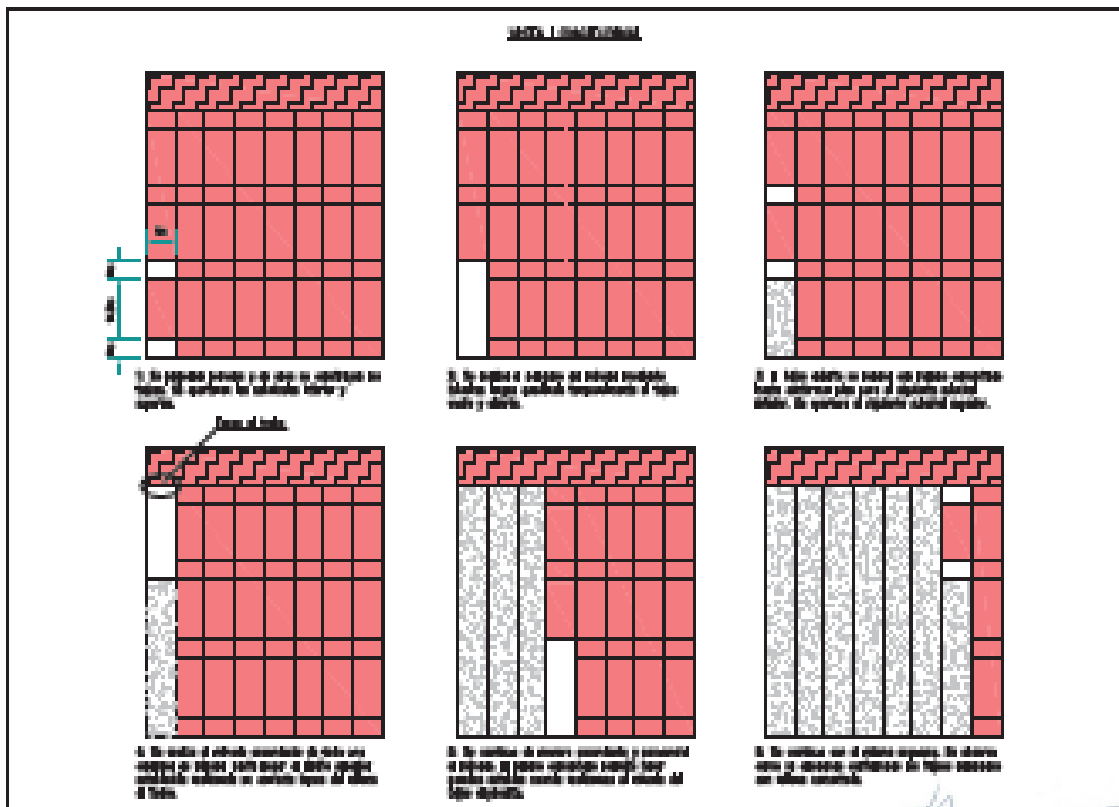
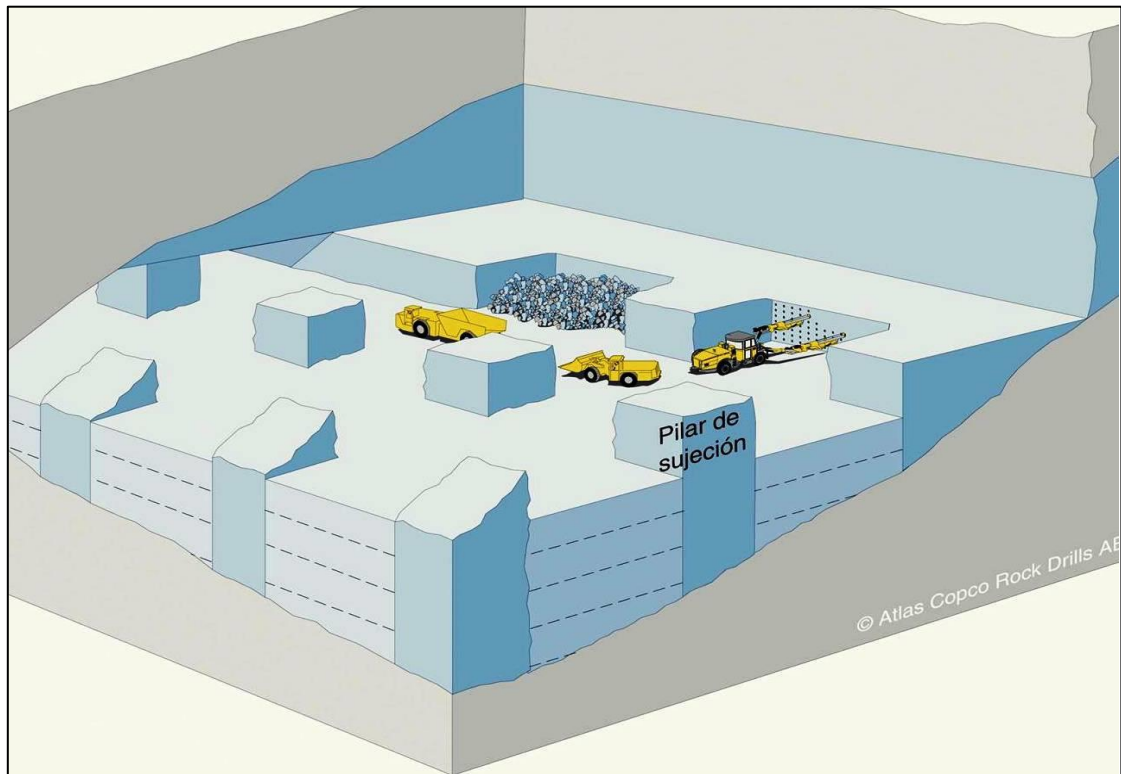
ENSAYOS DE CORTE DIRECTO



ENSAYO DE CORTE TRIAXIAL



ESQUEMA DE METODO DE MINADO



ANEXO N°03.

MAPEO GEOMECANICO PARA APLICAR LOS PARAMETROS DE MINADO

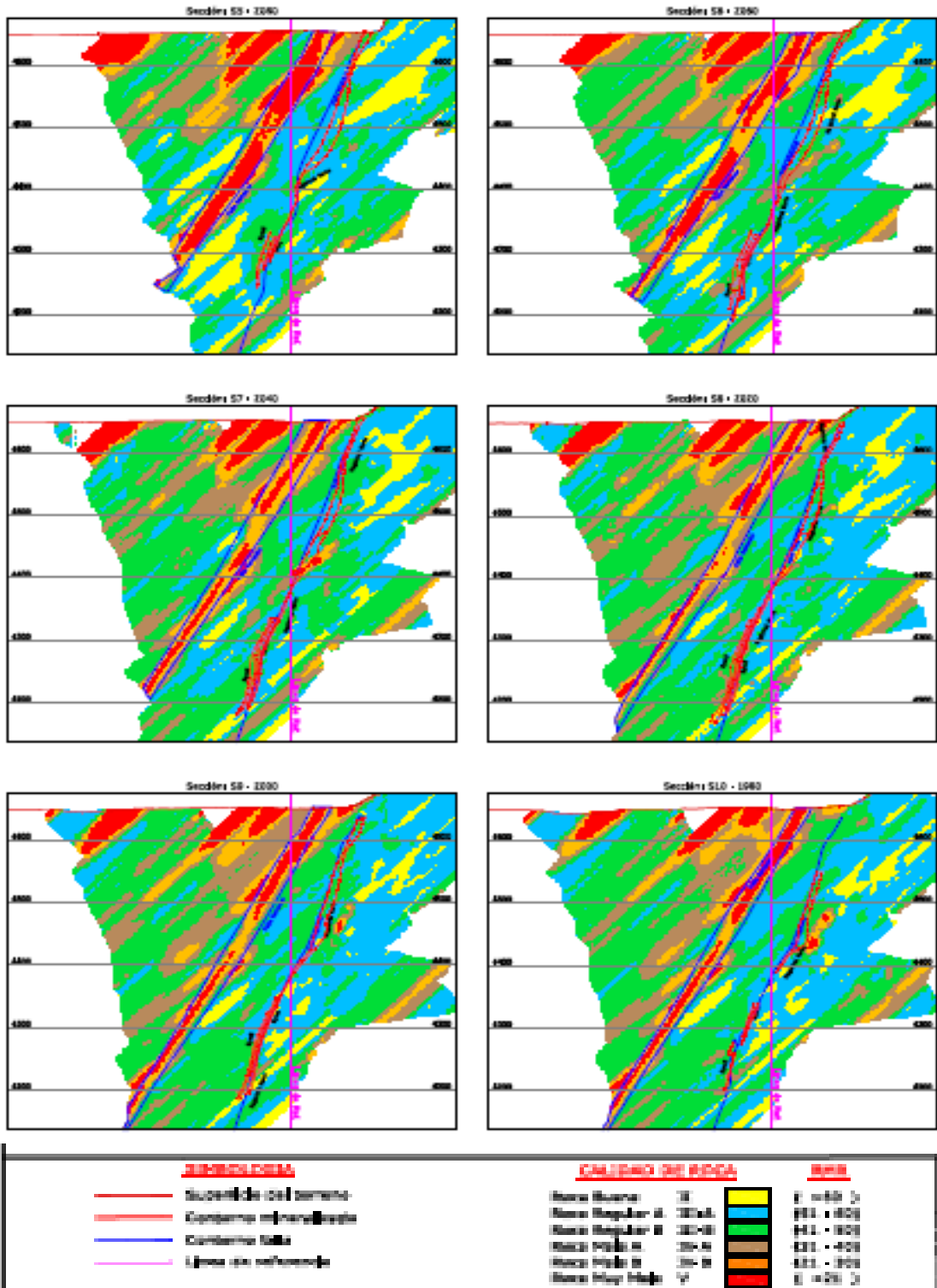
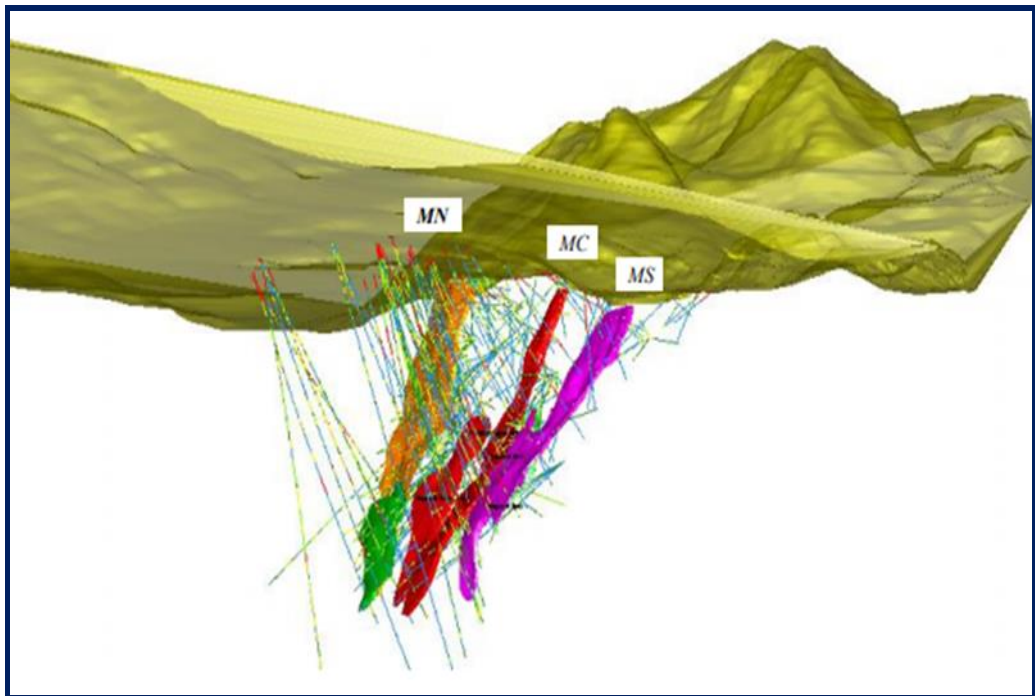
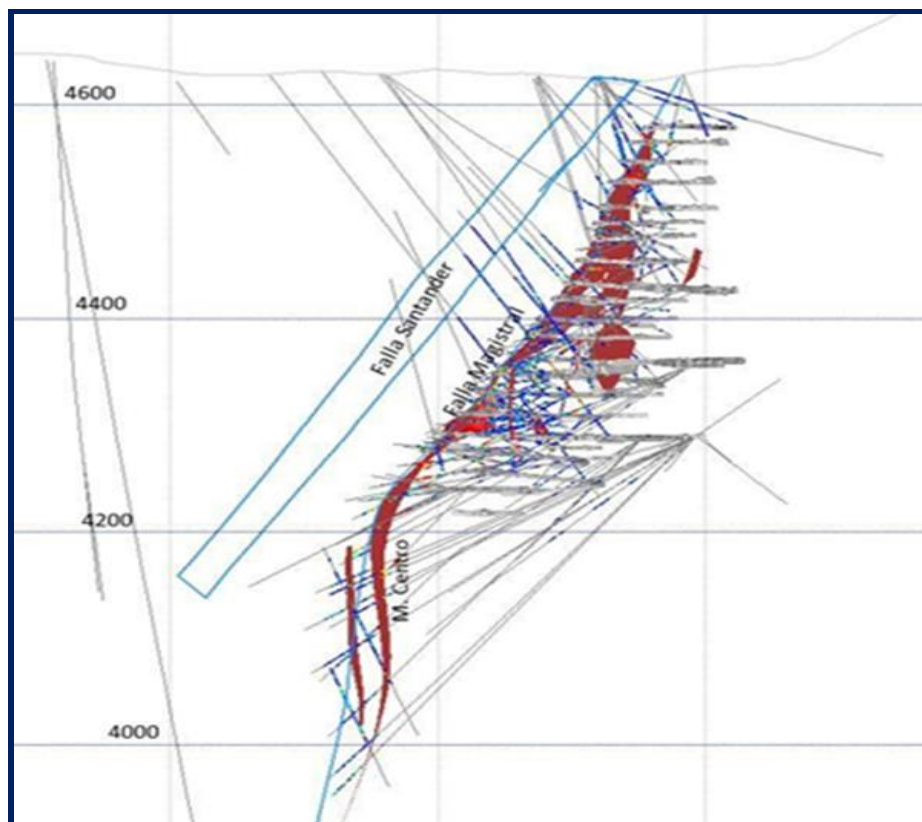


Figura 21. Cuerpos: *Magistral Norte (MN)*, *Magistral Centro (MC)* y *Magistral Sur (MS)*.



Fuente: Departamento de Geología. UM Santander.

Figura 22. *Sección Magistral Centro. N30°E.*



Fuente: Departamento Geología. UM Santander.

MATRIZ DE CONSISTENCIA
“ANÁLISIS DE PARAMETROS DE DISEÑO GEOMECAÁNICO PARA CONTROLAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO SUBTERRÁNEO EN LA UM. SANTANDER” – EM. TREVALI S.A.C.”

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS
<p style="text-align: center;">PROBLEMA GENERAL</p> <p>3.7.1. ¿De qué manera el diseño de la estabilidad del macizo en el minado subterráneo influye en la seguridad y la productividad de los tajos de producción de la Zona Magistral Minera Trevali Perú S A C Unidad Minera Santander?</p> <p>2.4.2. Problemas específicos</p> <p>1. ¿En qué medida el diseño de estabilidad en el minado subterráneo permitirá controlar las operaciones de producción en las zonas Magistral de la UM Santander EM? Trevali Perú S.A.C.?</p> <p>2. ¿En qué medida aumenta el rendimiento productivo de las Zonas Magistral empleando un buen control de estabilidad del macizo, en la UM Santander? EM. Trevali Perú S.A.C.?</p> <p>3. ¿El control de la estabilidad en el minado permitirá mantener la seguridad y la salud ocupacional en las operaciones productivas tajos de producción en la zona Magistral de la UM? Santander EM, Trevali S.A.C.?</p>	<p style="text-align: center;">OBJETIVO GENERAL</p> <p>El objetivo principal del diseño de estabilidad en minas subterráneas es maximizar la extracción segura de minerales mientras se minimiza el riesgo de inestabilidad. Esto se logra a través de un enfoque integral que combina técnicas de análisis geotécnico, monitoreo continuo, y la aplicación de métodos de ingeniería adaptados a las condiciones geomecánicas y ambientales específicas de Unidad Minera.</p> <p style="text-align: center;">OBJETIVOS ESPECÍFICOS.</p> <p>Comprendiendo que el diseño de la estabilidad, debe cumplir los parámetros de seguridad para mantener el ritmo de productividad, seguridad humana y equipos con el menor costo posible y enfocadas en las normas vigentes de estándares de trabajo minero en la UM. Santander.</p>	<p style="text-align: center;">HIPÓTESIS GENERAL</p> <p>El análisis adecuado y la optimización de los parámetros de diseño geomecánico permiten mejorar el control de la estabilidad del minado subterráneo en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC</p> <p style="text-align: center;">Hipótesis Específicas</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. La resistencia y calidad del macizo rocoso influyen directamente en la estabilidad de los trabajos subterráneos. en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC 2. El diseño y disposición del sostenimiento geomecánico impactan en la reducción de deformaciones críticas. en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC 3. El monitoreo y ajuste continuo de los parámetros geomecánicos mitigan riesgos asociados a la inestabilidad y accidentabilidad en el minado subterráneo en la Unidad Minera Santander – EM. Trevali SAC <p style="text-align: center;">Hipótesis Alterna.</p> <p>La implementación de parámetros de diseño geomecánico optimizados no mejora significativamente el control de la estabilidad del minado subterráneo en la UM. Santander-EM. Trevali SAC, reduciendo el riesgo de fallas estructurales y aumentando la seguridad operativa</p>