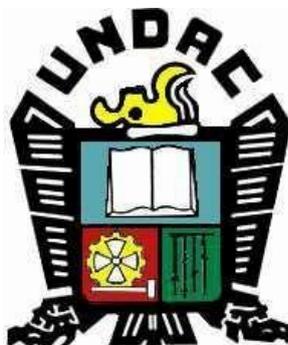


**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Análisis de las operaciones unitarias del minado subterráneo para  
mejorar la producción y rentabilidad UP – Santander - EM Trivali  
Corp. S.A.**

**Para optar el título Profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Brayan Raúl VARGAS ROJAS**

**Asesor:**

**Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS**

**Cerro de Pasco - Perú – 2024**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Análisis de las operaciones unitarias del minado subterráneo para  
mejorar la producción y rentabilidad UP – Santander - EM Trivali  
Corp. S.A.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

**Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA**  
PRESIDENTE

---

**Mg. Edwin SANCHEZ ESPINOZA**  
MIEMBRO

---

**Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA**  
MIEMBRO



**Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión**  
**Facultad de Ingeniería de Minas**  
**Unidad de Investigación**

---

**INFORME DE ORIGINALIDAD N°055-JUIFIM-2024**

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 Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bachiller:** Brayan Raúl, VARGAS ROJAS

Escuela de Formación Profesional

**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:

**Tesis**

**Análisis de las operaciones Unitarias del Minado Subterráneo para mejorar la Producción y Rentabilidad” UP - Santander - EM Trivali Corp. S.A.**

**Asesor:**

Ing. Toribio, GARCIA CONTRERAS

Índice de Similitud: 17%

Calificativo

**APROBADO**

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

Cerro de Pasco, 08 de febrero 2024



Firmado digitalmente por AGUIRRE  
ADAUTO Agustín Arturo FAU  
20154005046 soft  
Motivo: Soy el autor del documento  
Fecha: 08.02.2024 15:35:52 -05:00

---

**Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO**  
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

C.c.  
Archivo

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo con gran emoción y satisfacción a ti mi fuente constante de inspiración y apoyo inquebrantable por alentarme en los momentos difíciles y por ser mi refugio en las tormentas académicas a mis padres ambos han sido mis mayores maestros, enseñándome no solo lecciones académicas, sino también lecciones de vida que atesoraré por siempre.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a Dios, por brindarme la vida y alegría, a todos los docentes de la Facultad Programa de Ingeniería de Minas por compartir sus experiencias profesionales, asimismo, a los Ingenieros de la unidad minera Santander, Empresa Minera Trevali, Corp. que han hecho posible la culminación del presente trabajo de Tesis con la cual debo lograr mi ansiado Título de Ingeniero de Minas

## RESUMEN

La empresa minera Trevali Perú S.A.C., ha encargado a DCR Ingenieros S.R.Ltda., llevar a cabo la “Revisión Geomecánica de la Unidad Minera Trevali (Santander) para la Profundización de la Mina”, con el fin de evaluar las condiciones de la roca, buscar alternativas de minado subterráneo, dimensionar sus componentes estructurales y continuar la explotación en condiciones óptimas para sostener la producción en el futuro.

Para cumplir con el objetivo de este trabajo, fue necesario primero visitar la mina Santander, con el fin de realizar observaciones de campo, y luego llevar a cabo trabajos en gabinete. En una primera etapa el estudio estuvo orientado al desarrollo de la información básica necesaria para evaluar los factores geológicos geomecánicos y del minado que controlan la estabilidad de las excavaciones, y estimar así los datos de entrada para los análisis de diseño. En una segunda etapa, se integró la información obtenida durante la primera etapa mencionada, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas asociadas con el minado.

En base al desarrollo de la información básica se ha definido el modelo geomecánico de mina Santander, caracterizándose de manera detallada a la masa rocosa asociada a los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, desde el punto de vista litológico, estructural y calidad. Esta caracterización condujo a la zonificación geomecánica del yacimiento. Por otro lado, se determinaron las propiedades físicas y parámetros de resistencia de la roca intacta, de las discontinuidades y de la masa rocosa.

También se evaluaron las condiciones de presencia de agua y los esfuerzos in-situ. Como parte de la evaluación de las condiciones de estabilidad, se realizaron un número de análisis, con datos de entrada establecidos durante el desarrollo de la

información básica, lo cual condujo a dar las recomendaciones correspondientes a diferentes aspectos del control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Finalmente se dan opiniones respecto a la serie de aspectos planteados por TREVALI en los términos de referencia elaborados para el presente servicio, relacionados a la revisión geomecánica y a la secuencia de minado. Toda esta información deberá ser tomada en cuenta por los ingenieros que estarán a cargo del Planeamiento y Diseño del minado subterráneo de la profundización de Magistral Norte, Centro y Sur.

**Palabra Clave:** Minado subterráneo para mejorar la producción

## **ABSTRACT**

The mining company Trevali Perú S.A.C., has commissioned DCR Ingenieros S.R.Ltda., to carry out the “Geomechanical Review of the Trevali Mining Unit (Santander) for the Deepening of the Mine”, in order to evaluate the conditions of the rock, search for underground mining alternatives, size its structural components and continue exploitation in optimal conditions to sustain production in the future.

To fulfill the objective of this work, it was necessary to first visit the mine Santander, in order to carry out field observations, and then carry out office work. In the first stage, the study was aimed at developing the basic information necessary to evaluate the geomechanical and mining geological factors that control the stability of the excavations, and thus estimate the input data for the design analyses. In a second stage, the information obtained during the first mentioned stage was integrated, in order to evaluate the stability conditions of the underground excavations associated with mining.

Based on the development of the basic information, the geomechanical model of the Santander mine has been defined, characterizing in detail the rock mass associated with the Magistral North, Magistral Centro and Magistral Sur mineralized bodies, from the lithological, structural and quality point of view. . This characterization led to the geomechanical zoning of the reservoir. On the other hand, the physical properties and resistance parameters of the intact rock, the discontinuities and the rock mass were determined.

The conditions of water presence and in-situ efforts were also evaluated. As part of the evaluation of the stability conditions, a number of analyzes were carried out, with input data established during the development of the basic information, which led to recommendations corresponding to different aspects of the stability control of the

excavations. associated with mining.

Finally, opinions are given regarding the series of aspects raised by TREVALI in the terms of reference prepared for this service, related to the geomechanical review and the mining sequence. All this information must be taken into account by the engineers who will be in charge of the Planning and Design of the underground mining of the Magistral Norte, Centro and Sur deepening.

Keyword; Underground mining to improve production

## **INTRODUCCIÓN**

En el año 2005 Trevali adquirió los derechos del yacimiento polimetálico Santander y en diciembre del año 2007, inició los trabajos de exploración. En el mes de septiembre de 2010, Trevali firmó un acuerdo con la Empresa Minera Los Quenuales, subsidiaria peruana de Glencore, para el desarrollo, construcción y operación del Proyecto Santander, iniciando las operaciones de explotación en el mes de agosto del año 2012. A la fecha el yacimiento ya fue explotado hasta el Nivel 4370 y se tiene programado para el presente año explotar hasta el Nivel 4300. La explotación de los Niveles 4300, 4230, 4160 y 4090 forma parte del Proyecto de Profundización de la Mina Santander.

Como parte del desarrollo del Proyecto de Profundización de la Mina Santander, Trevali Perú S.A.C. (TREVALI), ha contratado los servicios de DCR Ingenieros S.R.Ltda. (DCR), empresa especializada en realizar trabajos de mecánica de rocas y geomecánica, para llevar a cabo la respectiva revisión geomecánica, en términos de evaluar las condiciones de la roca, buscar alternativas de minado subterráneo, dimensionar sus componentes estructurales y continuar la explotación en condiciones óptimas para sostener la producción en el futuro.

En este documento, DCR pone a consideración de TREVALI el informe de los trabajos realizados y los resultados obtenidos en la “Revisión Geomecánica de la Unidad Minera Trevali (Santander) para la Profundización de la Mina”.

**VARGAS ROJAS BRAYAN RAUL**

Tesista

## INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
INDICE	
INDICE DE FIGURAS	
INDICE DE CUADROS	

### CAPÍTULO I

#### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Identificación y determinación del problema .....	1
1.2.	Delimitación de la investigación .....	2
1.2.1.	Delimitación espacial .....	2
1.2.2.	Delimitación temporal .....	2
1.3.	Formulación del problema.....	3
1.3.1.	Problema general .....	3
1.3.2.	Problemas específicos .....	3
1.4.	Formulación de Objetivos.....	3
1.4.1.	Objetivo general .....	3
1.4.2.	Objetivos específicos:.....	3
1.5.	Justificación de la investigación .....	3
1.6.	Limitación de la investigación.....	4

### CAPÍTULO II

#### MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio.....	5
2.1.1.	Antecedentes internacionales. ....	5
2.1.2.	Antecedentes nacionales:.....	7
2.2.	Bases teóricas - científicas.....	8
2.2.1.	Potencia del yacimiento.....	8
2.2.2.	Profundidad del yacimiento.....	9
2.2.3.	Rendimiento de la explotación. ....	9
2.2.4.	Rendimiento del método.....	10

2.2.5.	Factores Ambientales. ....	10
2.2.6.	Seguridad minera.....	10
2.2.7.	Modelo conceptual de procesos.....	11
2.2.8.	Operaciones unitarias .....	11
2.3.	Definición de términos básicos: .....	13
2.4.	Formulación de hipótesis .....	24
2.4.1.	Hipótesis general .....	24
2.4.2.	Hipótesis específicas: .....	24
2.5.	Identificación de variables .....	24
2.5.1.	Variable general.....	24
2.5.2.	Variables específicas .....	25
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores .....	25

### **CAPÍTULO III**

#### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

3.1.	Tipo de Investigación .....	28
3.2.	Nivel de investigación .....	28
3.3.	Métodos de investigación .....	28
3.4.	Diseño de investigación.....	29
3.5.	Población y muestra.....	29
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	30
3.7.	Técnicas de procesamiento y recolección de datos .....	30
3.8.	Tratamiento estadístico .....	30
3.9.	Orientación ética filosófica y epistémica.....	30

### **CAPITULO IV**

#### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1.	Descripción del trabajo de campo.....	31
4.1.1.	Ubicación y acceso y clima en la unidad minera. ....	31
4.1.2.	Geología general.....	33
4.1.3.	Geología regional. ....	35
4.1.4.	Geología local.....	36
4.1.5.	Geología estructural.....	36
4.1.6.	Geología económica. ....	37
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados .....	43
4.2.1.	Método de minado .....	43

4.2.2.	Niveles de operación mina para el b&f - santander-trevali s.a.....	45
4.2.3.	Análisis de las operaciones unitarias para el minado subterráneo-Up Santander. ....	46
4.2.4.	Resistencia de la roca. ....	62
4.3.	Prueba de la hipótesis .....	67
4.3.1.	Comentarios y análisis de los métodos de minado alternativos .....	67
4.3.2.	Gestión de la mina en términos de producción y estabilidad .....	75
4.3.3.	Comentarios de la estabilidad futura de tajeos. ....	78
4.3.4.	Recuperación de pilares en zonas adyacentes de inestabilidad potencial .....	84
4.4.	Discusión de Resultados .....	86
4.4.1.	Plan para mejorar el estado de producción actual .....	86
4.4.2.	Recomendaciones para el control de la estabilidad de las excavaciones 86	
4.4.3.	Control de la dilución del mineral por caída de la caja techo. ....	89
4.4.4.	Recomendaciones para gestionar posibles inestabilidades.....	90

CONCLUSIONES.

RECOMENDACIONES.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

ANEXOS

## INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Potencia del yacimiento .....	9
Figura 2: Impactos Ambientales.....	10
Figura 3: Proceso típico de explotación minera .....	11
Figura 4: Esquema típico de un modelo de operaciones unitarias .....	13
Figura 5: Modelo de malla de perforación .....	15
Figura 6: Ciclo de minado horizontal – operaciones unitarias .....	20
Figura 7: Distribución del factor de Resistencia considerando las propiedades del terreno equivalentes para labores a un RMR = 60.....	23
Figura 8: Ubicación y Acceso de la Unidad .....	32
Figura 9: Situación y Entrada a la Unidad.....	33
Figura 10: Plano del mapeo geológico Mina Santander.....	35
Figura 11: Esquema de un block de minado .....	46
Figura 12: Esquema de un block de minado .....	50
Figura 13: Esquema de minado y de relleno .....	57
Figura 14: Vista esquemática MineSight de los cuerpos mineralizados (MN, MC y MS). .....	60
Figura 15: Zonificación geomecánica en planta de la cota 4300 de MN, MC y MS .....	61
Figura 16: Esquema de cableado de la caja techo para bajo buzamiento.....	65
Figura 17: Subniveles ascendentes con relleno cementado-SARC .....	69
Figura 18: Esquema del método de minado “corte y relleno” ascendente mecanizado. 71	
Figura 19: Esquema del método de minado Post room & pillar mining.....	72
Figura 20: Esquema del método de minado “corte y relleno” de parada .....	75
Figura 21: Corte longitudinal mostrando el claro abierto de minado.....	77
Figura 22: Vista longitudinal del minado por “bench & fill .....	83

Figura 23: Espesor de pilares para tajeos de 7 y 13 m de ancho .....	85
Figura 24: Claro abierto permisible.....	88
Figura 25: Intersección con sostenimiento propuesto .....	89
Figura 26: Formato de evaluación geomecánica del método B&F. ....	91

## INDICE DE CUADROS

Cuadro 1: Distribución porcentual de costos en operaciones unitaria .....	12
Cuadro 2: Categorización de Rocas .....	19
Cuadro 3: Operacionalización de variables .....	26
Cuadro 4: Dimensionamiento de tajeos en el cuerpo magistral norte cálculo de longitud de tajeos (m) .....	39
Cuadro 5: Dimensionamiento de tajeos en el cuerpo magistral centro Cálculo de longitud de tajeos (m) .....	41
Cuadro 6: Dimensionamiento de tajeos en el cuerpo magistral sur cálculo de longitud de tajeos (m) .....	43
Cuadro 7: Dosificación del shotcrete/Relación agua cemento .....	53
Cuadro 8: Resistencia compresiva de la roca intacta (Determinada por ensayos con el martillo de Schmidt) .....	62

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

La Industria Minera en nuestro País está preocupado por mejorar sus operaciones para incrementar la producción, para ello debe superar aspectos técnicos y de la infraestructura para poder cumplir con los requerimientos de los metales en el mercado internacional y nacional por ello en la Unidad Minera Santander, motivados por ampliar la producción superando los métodos convencionales de operación y mecanización ha planificado mejorar sus operaciones mineras.

La estructura minera se compone de tres cuerpos de mineralización: Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur. La galería 4580, con una longitud de trabajo de 708 metros, fue excavada en el pasado con dimensiones inferiores a las proyectadas en la planificación actual. Asimismo, se ha extraído parte del cuerpo Magistral Centro desde el Nivel 4580 en el pasado, y en este cuerpo se ha instalado una chimenea que se comunica con la superficie, destinada a ser utilizada como conducto de extracción de aire viciado en la primera fase de

desarrollo y preparación de la mina. En cuanto al cuerpo Magistral Sur, se ha llevado a cabo la explotación de la parte superficial mediante el método de Tajo Abierto hasta aproximadamente el Nivel 4525. Los cuerpos tienen una profundidad aproximada de 300 metros y estas están separadas longitudinalmente por zonas estériles, por lo tanto, no se tiene continuidad de mineralización. La infraestructura de la mina estará construida en calizas de la caja piso, por presentar mejor calidad el macizo rocoso.

Para garantizar la operatividad, seguridad y productividad de la mina, se tiene planeado desarrollar y construir la siguiente infraestructura. Inicialmente se tenía contemplado el acceso a los Cuerpos Magistrales por 02 bocaminas, B/M Nv. 4580 y B/M Nv. 4540. Actualmente se tiene una tercera bocamina en el nivel 4630, por aspectos de seguridad, sirve como un segundo acceso al cuerpo Magistral Norte. Por lo que se ha desarrollado el presente proyecto para cumplir con los objetivos esperados de la empresa minera Trivali. SAC.

## **1.2. Delimitación de la investigación**

### **1.2.1. Delimitación espacial**

Para el desarrollo del proyecto se utilizó toda la infraestructura subterránea de la Unidad de producción Minera Santander-Trivali Corp.

### **1.2.2. Delimitación temporal**

El proyecto se desarrolló para su estudio dentro de los años 2022 al 2023, inicio: diciembre 2022 hasta mayo 2023.

### **1.3. Formulación del problema**

#### **1.3.1. Problema general**

La planificación minera debe permitir un crecimiento en amplitud y Profundidad, lo que nos permitirá escalar a una mayor producción durante cualquier fase de las operaciones de UP. Santander Trivalli

#### **1.3.2. Problemas específicos**

- ✓ La planificación minera mejorará el ciclo de operaciones mineras de UP Santander-Trivali Corp.
- ✓ El Planeamiento minero aumentará la producción minera en la UP Santander-Trivali. compañía

### **1.4. Formulación de Objetivos**

#### **1.4.1. Objetivo general**

En el mediano plazo, el proyecto mecanizará las operaciones mineras y aumentará la producción de recursos. En la U.P. Santander

#### **1.4.2. Objetivos específicos:**

- ✓ Ampliación de antiguas labores mineras para asegurar las condiciones ambientales térmicas de las labores mineras en la UP Santander.
- ✓ Incrementar los niveles de productividad y mantener las actividades las operaciones unitarias de explotación y extracción. En la UP Santander

### **1.5. Justificación de la investigación**

La justificación para llevar a cabo este proyecto de investigación se basa en aspectos significativos relacionados con la geometría del yacimiento. Al considerar las dimensiones del tajeo durante la fase de explotación, se han tenido

en cuenta condiciones que aseguren la estabilidad del tajeo con apoyos ocasionales. Este análisis se aplica específicamente a la etapa de extracción desde la cota aproximada de 4330 metros sobre el nivel del mar hasta la superficie.

Para la explotación por debajo de los 4330 msnm, se necesitan nuevos análisis que la hagan compatible con la experiencia de la minería a niveles superiores, especialmente teniendo en cuenta dos dimensiones:

Dimensión 1: Geometría de las labores mineras.

Dimensión 2: Consideraciones respecto a la geomecánica de las estructuras.

#### **1.6. Limitación de la investigación**

Las limitaciones del proyecto de investigación se dieron por el acceso a información detallada sobre la geología, los yacimientos minerales y algunos datos relevantes para la investigación, esto se afrontaron con atención y apoyo continuos, y algunas interrupciones menores se superaron con la participación desinteresada del personal de UP Santander.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

##### **2.1.1. Antecedentes internacionales.**

TEMA: Descripción Cuantitativa De Los Procesos De Extracción Y Reducción De Mineral En La Minería De Cobre A Cielo Abierto

AUTOR: Mariana Rojas Cornejo

INSTITUCIÓN: Universidad De Chile Facultad De Ciencias Físicas Y Matemáticas Departamento De Ingeniería Industrial.

PUBLICACIÓN: 2009

En su trabajo de investigación de su tesis define que el proceso de extracción de recursos mineros consiste en retirar El material obtenido de la roca que constituye el yacimiento. Hay tres subprocesos cruciales en esta fase: Perforación, que implica perforar la roca y depositarla en una cavidad especialmente maquinada. Tronadura: El proceso de detonación que ocurre

cuando el explosivo depositado en una etapa anterior es desviado y removido del macizo rocoso restante. Carquío: La minería a cielo abierto implica la remoción del material dinamitado del área de explotación mediante una pala, el cual luego es cargado en el sistema de transporte del sitio, como camiones de gran tonelaje. La tarea de transportar el producto pesado a un destino es necesaria. Dependiendo de la clasificación del mineral, éste puede clasificarse como material estéril durante la trituración, en los vertederos de lixiviación (para sulfuros de baja ley) o al menos en los vertederos. Si las condiciones operativas lo permiten, se produce una forma final cuando el mineral se transporta a depósitos temporales. (Pág. 14)

S. COBO. C. (2020), En su Tesis "Evaluación de optimización de Operaciones Unitarias en Minería Subterránea" define la preparación minera, la producción, el mantenimiento de equipos e infraestructuras junto con las obras civiles u operaciones auxiliares se clasifican en actividades unitarias y complementarias. Para realizar esta investigación es necesario primero clasificar todas las operaciones realizadas en estas etapas y determinar el nivel de automatización que presentan, para luego calcular el grado de complejidad de su implementación y logro en un número específico de años. Se establece el alcance del riesgo del personal para la operación y la reducción potencial que resultaría a través de la automatización. En última instancia, las operaciones de automatización más ventajosas se eligen considerando tanto los costos como los beneficios, como el ahorro de producción, los tiempos de ciclo y la seguridad. El impacto global de las actividades se evalúa mediante una valoración cualitativa y cuantitativa de la automatización. Esta evaluación se basa en el potencial impacto en la seguridad operacional, eficiencia, impacto en producción y los costos asociados a ello. (Pág. 12)

### **2.1.2. Antecedentes nacionales:**

TEMA: Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura

AUTOR: Jauregui Aquino Oscar Alberto

INSTITUCIÓN: Pontificia Universidad Católica del Perú.

PUBLICACIÓN: 2009

En su trabajo de investigación de su tesis concluye que La reducción en los costos operativos totales debido a la optimización de las operaciones de la unidad minera y los ahorros en la eliminación de voladuras secundarias, así como el aumento de la vida útil del acero de perforación ascendieron a \$1,488,000 por año. La mayor reducción en costos operativos se obtuvo en operaciones unitarias de mantenimiento 0.96 \$/TM (56% de la reducción total), seguida de Perforación 0.37 \$/TM (21.76% de la reducción total), Voladuras 0.28 \$/TM (16.47% de la reducción total) y limpieza del transporte 0.09 \$/TM (5.3% de la reducción total).

Al reducir el costo unitario total de producción se obtuvo una reducción del 3.1% en el costo total en efectivo de la empresa minera, ya que el costo de producción representa aproximadamente el 40% del costo total en efectivo de la empresa minera. (página 94)

Panorama Minero, (2023), Se conoce como operaciones primarias a las principales actividades realizadas directamente durante la extracción de un

mineral, también llamadas operaciones de producción. Suelen dividirse en dos funciones: apertura o arranque y carga y descarga.

El arranque, es logrado mediante perforación (penetración de roca) y voladura (fragmentación de roca). El manejo generalmente abarca carga (excavación) y acarreo (transporte de material). Como podemos esbozarlo de la siguiente manera:

OP = PERFORACIÓN + VOLADURA + ABC MINERO + CARGA +  
ACARREO

## **2.2. Bases teóricas - científicas**

La Compañía Minera Santander se especializa en la extracción y venta de minerales, operando de acuerdo con todas las regulaciones ambientales y mineras. Lleva a cabo sus actividades con un enfoque en la seguridad, productividad, calidad, sostenibilidad y responsabilidad social. Su objetivo es alcanzar un crecimiento constante tanto para la empresa como para las comunidades locales, socios y el estado

### **2.2.1. Potencia del yacimiento**

Se trata de una variable geológica significativa que contribuye a la determinación, en conjunto con el buzamiento, del método de explotación y la técnica de arranque, para los aspectos relacionados con la profundización y expansión, el transporte, la mecanización y el soporte de las operaciones. Todo ello se realiza con especial atención a la seguridad y el tránsito del personal involucrado.

**Figura 1: Potencia del yacimiento**



**Fuente: Propia.**

En la Figura No 01, se observa la estructura de las capas geológicas, la porosidad y permeabilidad de los sedimentos, la presencia de fallas o pliegues, la composición química del suelo y la topografía del terreno.

### **2.2.2. Profundidad del yacimiento.**

Esta consideración se torna crucial al planificar una operación minera, ya que incide en la elección entre minería a cielo abierto o subterránea. Además, nos proporciona información sobre las características de la roca circundante, evaluando su fragilidad y coherencia. La profundidad juega un papel determinante al definir de manera efectiva el método de extracción a implementar.

### **2.2.3. Rendimiento de la explotación.**

El rendimiento depende de la longitud lineal del arranque del material en función a la potencia del yacimiento y la velocidad de arranque y la profundidad, el número de ciclos por día. Teniendo en cuenta el conjunto de labores de la mina.

#### **2.2.4. Rendimiento del método.**

Este factor viene determinado por la velocidad con que se explota el mineral en diversos sectores con arranques continuos, paralelos y secuenciales, dentro de un periodo de tiempo planificado.

#### **2.2.5. Factores Ambientales.**

Actualmente la industria minera debe contemplar dentro de la organización controles de impactos ambientales que deben ser evaluadas y controladas mediante normas que deben regir en el proceso de explotación actualmente legal.

**Figura 2: Impactos Ambientales**



**Fuente: Propia**

#### **2.2.6. Seguridad minera**

Es la sección encargada de formular sugerencias destinadas a mejorar la seguridad, además de establecer normativas fundamentales sobre las condiciones técnicas y la garantía de la seguridad personal, así como de las instalaciones, equipos y productos mineros.

### 2.2.7. Modelo conceptual de procesos.

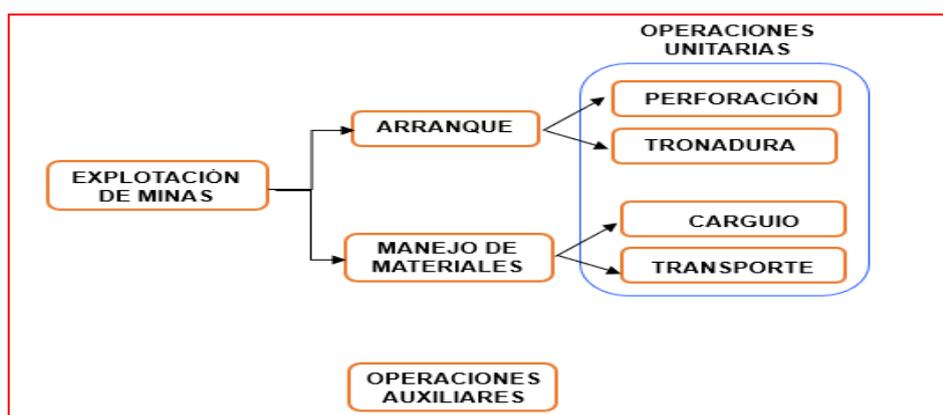
El modelo conceptual para de las operaciones unitarias de minado tiene como El objetivo es crear una descripción del modelo y encontrar relaciones de buen ajuste entre variables de consumo y de proceso que puedan ser posibles factores causales de una actividad minera.

Al determinar la magnitud de los factores causales para un periodo posterior o secuencial del minado, con ello es posible estimar los costos para ese periodo operativo. Estas relaciones se definen para que la generación intensiva de costos y las actividades a nivel de dispositivo correspondan a la unidad más pequeña de consumo de recursos.

En base a esto se definen las operaciones unitarias en el proceso productivo de las unidades mineras.

En base a esto se definen las operaciones unitarias en el proceso productivo de las unidades mineras.

**Figura 3: Proceso típico de explotación minera**



**Fuente: Codelco-Chile**

### 2.2.8. Operaciones unitarias

Las actividades de producción se pueden dividir en operaciones unitarias independientes que se realizan en un orden específico, permitiendo la extracción

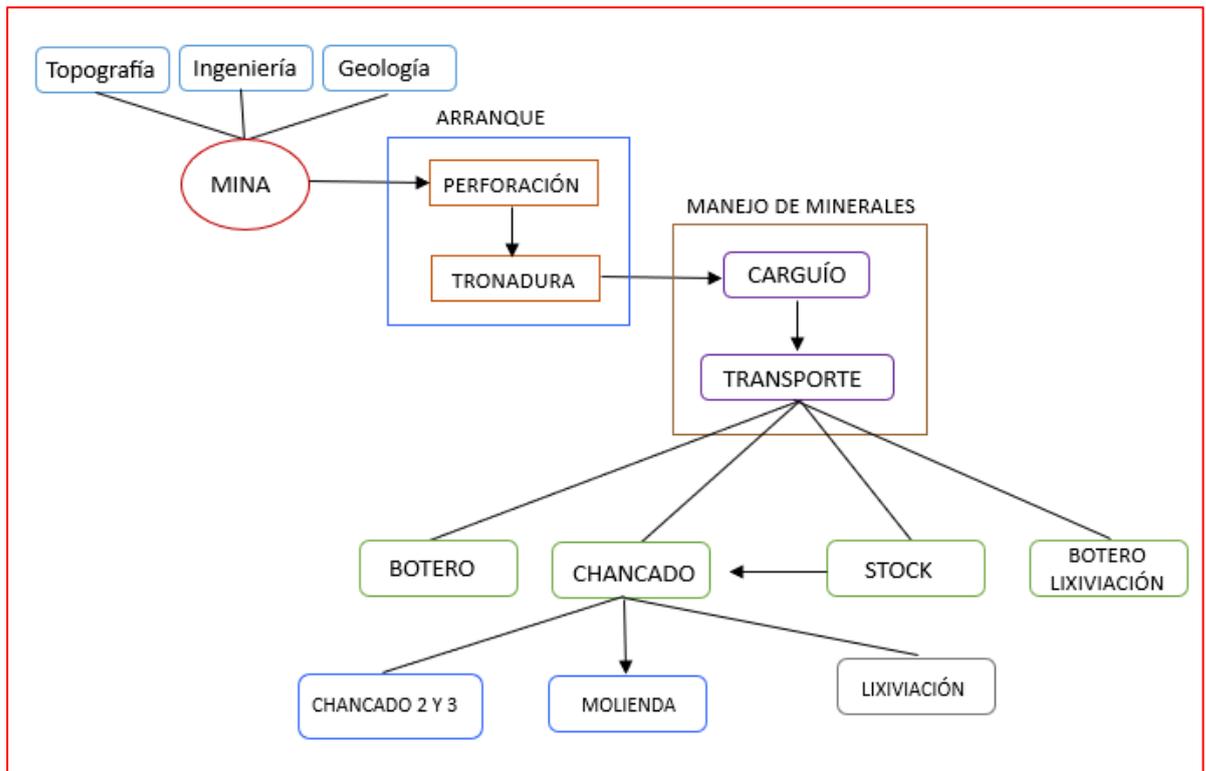
y explotación de depósitos minerales. La historia del título describe a personas que están destinadas a explotar y reducir minerales en función de los recursos que consumen. Perforación, voladura, limpieza y carga, transporte, trituración, molienda. Cada una de estas actividades está claramente definida durante la operación por las diferentes funciones que se desempeñan en la cadena productiva, personal, equipos utilizados e insumos consumidos por cada unidad de desarrollo minero.

**Cuadro 1: Distribución porcentual de costos en operaciones unitaria**

TRANSPORTE	40%
SERVICIOS/INFRAESTRUCTURA	15%
TRONADURA	15%
CARGUÍO	10%
PERFORACIÓN	10%
GEOLOGÍA MINA	4%
MONITOREO GPS	3%
INGENIERÍA MINA	2%
GASTOS PROPIOS MINA ROJO	1%

**Fuente: Estadística Codelco**

**Figura 4: Esquema típico de un modelo de operaciones unitarias**



**Fuente: Codelco-Chile**

### 2.3. Definición de términos básicos:

**Procesos:** Las operaciones unitarias se definen a continuación en función de las actividades realizadas, el equipo utilizado y los principales recursos consumidos en esa operación.

**Perforación:** Este proceso inicia el proceso de producción en el sitio de la mina.

En la mayoría de los casos, esta actividad consiste en perforar un agujero cilíndrico en la roca, insertar y detonar un material explosivo, y fragmentar y separar los minerales de la corteza terrestre. Perforar un agujero en un sólido requiere el uso de energía.

Como parte del desarrollo minero, actualmente sólo se utilizan sistemas de perforación basados en el aporte de energía mediante procesos mecánicos. La

aplicación de energía mecánica para penetrar rocas se realiza básicamente mediante dos procesos: percusión y rotación.

**Percusión:** Esta herramienta penetra la roca con una serie de choques de alta frecuencia y alta energía.

**Rotación:** La herramienta barrena la roca por la acción conjunta de un torque de rotación y de una gran fuerza de empuje aplicada sobre la superficie rocosa.

**Actividades de Perforación** La construcción de los pozos o tiros de perforación, en los que se colocará el explosivo que más tarde será detonado, supone la ejecución de la siguiente secuencia de actividades.

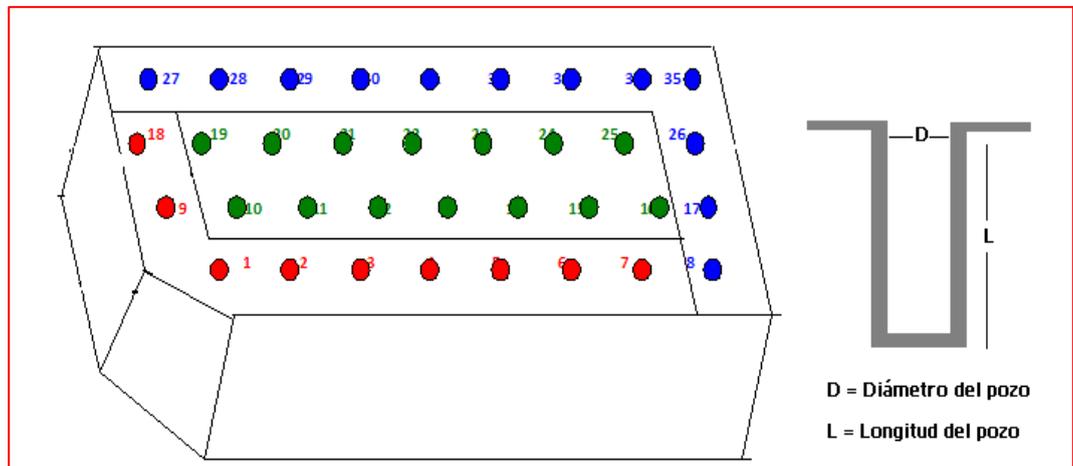
- Programación de la ubicación y características de los pozos perforar.
- Selección de las herramientas a utilizar.
- Preparación de la zona de trabajo (topografía y limpieza)
- Posicionamiento de equipos (en cada disparo)
- Perforación (de cada disparo)
- Retiro y muestreo de detritus
- Verificación de la calidad y cantidad de tiros perforados
- Retiro del equipo del sector

El número de pozos a perforar, la ubicación y características de cada uno de estos, respecto a los otros, definen una malla o diagrama de perforación.

Las perforaciones en la zona del banco se deben realizar a distancias iguales entre sí, normalmente de 8 a 12 m, y de tal forma que se extiendan por toda la altura del banco para que al introducir el explosivo, la detonación suelte la roca y lo aplasta. Por tanto, cada pozo está determinado por su longitud, diámetro e inclinación. Estas propiedades dependen de las características

específicas de cada actividad, las cuales están relacionadas con las propiedades de la roca, la infraestructura minera y los equipos disponibles.

**Figura 5: Modelo de malla de perforación**



**Fuente: Universidad de Chila. Apunte MI**

**Voladura:** El primer proceso de conminación que se aplica al material es la llamada voladura, por lo que su éxito permitirá realizar un buen manejo de este material por parte de los procesos posteriores (chancado, por ejemplo). El proceso de voladura consiste en cargar con explosivos los huecos o taladros generados por la perforación, con el objetivo de fragmentar la roca a tamaños manejables por los equipos mineros. La fragmentación de rocas requiere de aplicación de energía, la cual se obtiene, en casi todos los casos, a partir de una reacción química resultante de hacer detonar cargas explosivas insertas en el macizo rocoso. El material volado debe cumplir con una granulometría deseada y una disposición espacial apta para los posteriores procesos asociados que siguen.

#### **Actividades de Voladura**

El objetivo del proceso de tronadura es fracturar y remover el material requerido, logrando una granulometría adecuada para su posterior manejo. Esto se puede resumir en la secuencia de actividades expuesta a continuación:

- Preparación de la zona de trabajo (incluye el aislamiento del área,
- Posicionamiento de equipos de carguío de explosivos,
- Introducción del explosivo y los accesorios necesarios,
- Control de calidad del explosivo (en ciertos casos),
- Retacado del taladro cargado.
- Amarre según secuencia de detonación especificada,
- Revisiones de seguridad en el sector (y otros sectores involucrados),
- Primer aviso,
- Avisos posteriores y último,
- Voladura,
- Ventilación o limpieza del área (hasta que la zona quede limpia),
- Revisión de seguridad (tiros cortados, bloques colgados),
- Quema de tiros soplados, desquinchado de bloques, reducción secundaria.

**Carguío y Transporte:** Las fases de carga y transporte implican la acción coordinada de cargar con equipos de considerable tamaño el material en el sistema de transporte hacia su ubicación final. Según la calidad del mineral, las etapas subsiguientes pueden incluir la reducción del material a cargar (cuando se trata de minerales con ley de corte), la disposición en pilas de lixiviación (para sulfuros de baja ley) o el depósito en vertederos (si se considera material estéril).

**Actividades de Carguío y Transporte.**

El objetivo del proceso es retirar el material tronado del frente de trabajo y transportarlo adecuadamente a su lugar de destino, lo cual se puede esquematizar de la siguiente forma:

- Preparación de la zona de trabajo
- Posicionamiento de equipos

- Retirar el material tronado desde el frente de trabajo (Carguío)
- Traspaso del material al equipo de transporte dispuesto para el traslado
- Transporte del material a su lugar de destino (Planta, acopio, botaderos, etc.)
- Descarga del material
- Retorno del equipo de transporte al punto de carguío (si es que se requiere su retorno).

**Chancado:** En el esquema global del procedimiento, cualquier mineral obtenido mediante la explotación a cielo abierto debe ser sometido a reducción en una instalación de trituración (chancado) con el fin de lograr una granulometría adecuada que facilite la liberación y concentración eficiente del cobre. Al igual que en todos los procesos de conminución, el chancado demanda un significativo consumo de energía, lo que repercute considerablemente en el aspecto económico del desarrollo de un proyecto de explotación minera.

**Molienda:** La molienda representa la fase final en un proceso de disminución de tamaños. Durante esta etapa, las partículas experimentan una reducción de tamaño mediante una combinación de impacto y abrasión, ya sea en condiciones de humedad o en seco. El propósito de esta acción unitaria es disminuir las dimensiones del mineral para liberar las partículas del mineral de la ganga. La separación entre las partículas que contienen el mineral y el resto ocurre en la fase subsiguiente al proceso de molienda, específicamente durante la flotación.

**Geomecánica del Yacimiento:** La densidad, dureza y abrasividad de la roca influirán en el rendimiento y costos de la perforación. Es muy diferente perforar roca dura que roca blanda, así como también las estructuras presentes influyen en la calidad de la perforación

La posibilidad de construir bancos dobles o de mayor altura influirá en la operación de perforación, ya que no siempre los mismos equipos y recursos logran buenos resultados para este tipo de cambios operacionales. La perforación necesita información geomecánica para estimar si es necesario cambiar alguna variable de operación, espaciamiento y/ o inclinación de los tiros, por ejemplo, frente a estructuras de la roca.

**Potencia de la Máquina:** La velocidad de penetración representa el volumen de roca que puede ser removido por unidad de tiempo para un determinado diámetro. Este volumen removido depende a su vez de la cantidad de energía que se transmite desde el pistón a la barrena durante esa misma unidad de tiempo. La velocidad de avance o velocidad instantánea de perforación es directamente proporcional a la potencia de la máquina.

$$V_o = KW_o$$

Los fabricantes indican en sus manuales y catálogos de las perforadoras hidráulicas, el Impact Power expresada en [KW], y también la frecuencia de impactos expresada en (Hz).

**Propiedades de la Roca:** La velocidad de penetración o velocidad de avance depende de la dureza de la roca. Por lo tanto, es preciso caracterizar la dureza de la roca para los efectos del proceso que aquí se analiza.

En una primera aproximación, parece obvio caracterizar la dureza de la roca por sus propiedades físico-mecánicas, tales como densidad, resistencia a la compresión, resistencia a la tracción, módulos elásticos u otras. Se define así la Energía Específica de perforación. La energía que se trasmite y aplica a la roca se consume en remover un cierto volumen de material. Se define así el concepto de energía específica ( $E_v$ ) como la energía requerida para remover la unidad de

volumen de roca de ciertas características físico-mecánicas y se expresa en [kgm/cm<sup>3</sup>]. Se establece la siguiente relación empírica:

$$W_oC=AVaE_v$$

Donde:

$W_o$  = Potencia de la máquina (kg/min)

$C$  = Constante de pérdida (0,6 – 0,8)

$A$  = Área de la sección transversal (cm<sup>2</sup>)

$V_a$  = Velocidad de avance (cm/min)

$E_v$  = Energía específica (kg/cm<sup>2</sup>)

Variables de Operación

Las variables de operación inherentes al sistema, que inciden en su eficiencia (velocidad de penetración), son las que se identifican a continuación:

- Velocidad de rotación (rpm)
- Fuerza de empuje
- Diámetro de perforación
- Velocidad y caudal del aire de barrido
- Desgaste de los trépanos

**Cuadro 2: Categorización de Rocas**

TIPO DE ROCA	$S_c$ [kgp/cm <sup>2</sup> ]	$S_c$ [MPa]
MUY BLANDA	< 400	< 40
BLANDA	400-800	40-80
MEDIANA	800-1.200	80-120
DURA	1.200-2.000	120-200
MUY DURA	> 2.000	>200

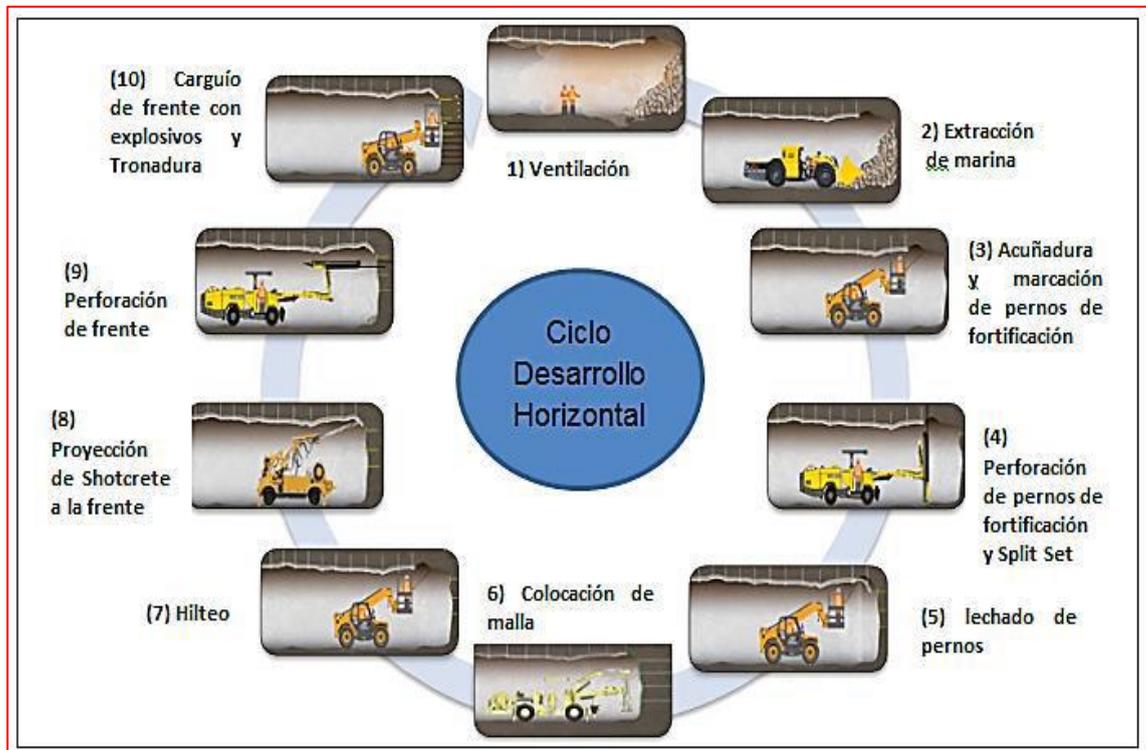
**Fuente: Apuntes MI-Chile**

## Velocidad y caudal del aire de barrido

Los equipos de perforación rotativa están dotados de uno o dos compresores que suministran el aire comprimido necesario para el barrido y extracción del detritus. La energía consumida en un proceso de compresión depende, en lo esencial, de dos parámetros: la presión final (P) y el volumen o caudal de aire libre (Q) que interviene en el proceso. El aire comprimido, que se inyecta por el interior de la columna de barras hacia el fondo del barreno, cumple los siguientes objetivos:

- Remoción o barrido del detritus desde el fondo del tiro.
- Extracción del detritus hacia afuera.
- Refrigeración y lubricación de los rodamientos de las brocas.

**Figura 6: Ciclo de minado horizontal – operaciones unitarias**



Fuente: P&T Catamayo (2017)

**Operaciones Mineras:** Son actividades propias al desarrollo minero, estas abarcan muchas operaciones mineras en base a disciplinas ordenada y secuenciales estructuradas mediante flujos de trabajo para la toma de decisiones con la finalidad de lograr mayor eficiencia y una buena rentabilidad de las inversiones mineras.

- Actividad Unitaria en minería

En la industria minera similar a otras industrias, se cuenta con actividades unitarias básicas que deben ser estructuradas de forma rigurosa que no conllevaran a obtener buenos resultados en lo que se refiere al desarrollo minero estas son: Perforación, Voladura, Carguío limpieza, Transporte, Chancado y Molienda.

**Kpi. en minería:** Son un conjunto de medidas cuantificables e identificables que las compañías pueden usar como indicadores de gestión para monitorear y comparar su desempeño con los objetivos estratégicos y operativos establecidos para la gestión operativa.

- Rentabilidad Minera

Es un proceso económico que procesa las inversiones mineras pero que debe retornar con actividades económicas unitarias que beneficios económicos al final de la operación minera

**Producción Minera:** Se refiere en la industria de producción minera a la obtención de recursos minerales metálicos que son comercializados principalmente como materia prima, en forma de concentrados, productos refinados, que tiene valor en el mercado nacional e internacional.

- Costo Unitario en Minería

Es la base de una estructura de costos, de las actividades unitarias mineras, que referencian para determinar un presupuesto de inversiones y gastos en la actividad operativa del minado.

**Planeamiento Minero:** Se refiere al planeamiento o formulación de estrategias de los procesos de minado mediante el cual se implementan los planes operativos para que una empresa pueda alcanzar sus objetivos planteados.

- Recursos Mineros

En la industria minera son los minerales que son concentraciones naturales de elementos metálicos, no metálicos y minerales, así como de rocas que forman parte de la corteza terrestre en forma tal que puedan ser potencialmente extraídos y procesados de manera económicamente rentable, dados los conocimientos científico-tecnológicos, conocidos también como recursos primarios o materia prima industrial.

- Caracterización Geomecánica

Conocimiento de la estructura rocosa que permite evitar y/o disminuir los incidentes/accidentes por caída de rocas, utilizando las herramientas, a fin de controlar la estabilidad de rocas, sugiere el tipo de sostenimiento en las diferentes labores mineras para establecer la estabilidad del macizo rocoso en el proceso de minado

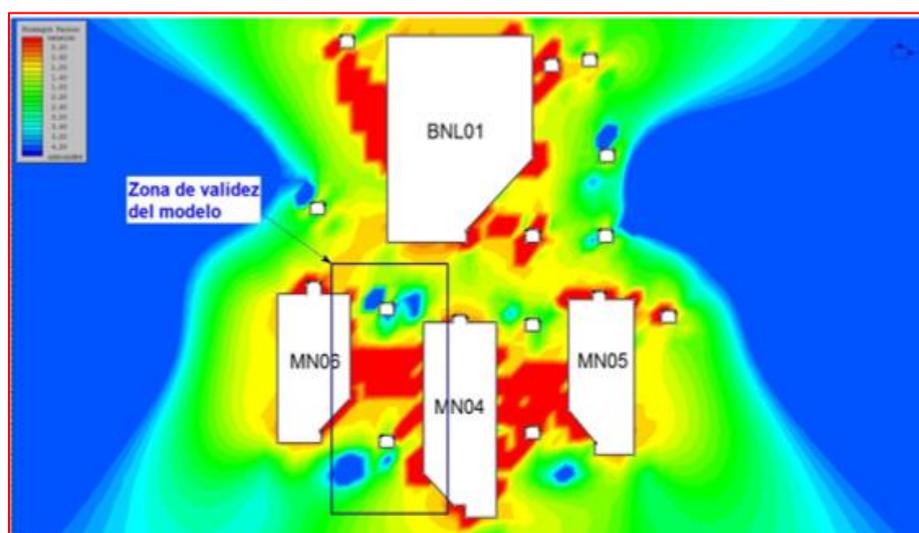
**Abertura Máxima:** Se base en el estudio para ser planteado al diseñar las aberturas máximas de minado permisibles utilizando los diferentes criterios geomecánicos y el empleo de la ampliación del Método Gráfico de Mathews, para el diseño de las aberturas del tajeo, conseguir las dimensiones que faciliten la explotación del mineral; corroborados con la aplicación de los softwares especializados (Phases y Dips.)

- Dimensionamiento de tajeo

Son consideraciones técnicas de minado en un método de explotación teniendo en cuenta el tipo y la geometría del yacimiento mineral y la necesidad trabajar a profundidades más altas en un proceso productivo en minería. Representando mediante gráficos los distintos escenarios y condiciones de labores de extracción de recursos mineros.

El gráfico de Mathews en la industria minera representa labores consideradas de alto riesgo debido a la exposición a diversas amenazas. En el marco de la investigación, se destaca la inestabilidad de los tajeos, la cual está estrechamente vinculada a los posibles perjuicios que pueden sufrir los trabajadores. Según datos del Ministerio de Energía y Minas (MINEM) entre los años 2015 y 2020, el 28.7% de los accidentes registrados en la minería están asociados a eventos como desprendimiento de rocas, deslizamiento de bloques y derrumbes totales, es decir para cada operación unitaria en el minado subterráneo.

**Figura 7: Distribución del factor de Resistencia considerando las propiedades del terreno equivalentes para labores a un RMR = 60.**



**Fuente: Sub Level Stopping. Atacama Kozan (Chile)**

**Diseño de Mina:** El Diseño de la mina consiste en establecer una larga lista de todos los posibles métodos de minería. Para cada método, se prepara una lista de ventajas y desventajas a efectos de descartar o eliminar ciertos métodos mientras se identifica otros métodos en una lista corta.

**Infraestructura Minera:** Son aquellas obras necesarias para el funcionamiento normal de las labores de apoyo y administración de la operación minera. Estas serán acondicionadas acorde con el tipo de minado subterráneo en los diferentes métodos de explotación y el diseño del pit en minería superficial. Dichas obras deben ser acordes con la magnitud del proyecto minero y considerar las restricciones de carácter ambiental

## **2.4. Formulación de hipótesis**

### **2.4.1. Hipótesis general**

- ✓ El minado subterráneo depende de un buen planeamiento de las operaciones unitarias de producción y contribuir al mejoramiento de la producción y mejorar la rentabilidad en la UP. Santander-EM. Trivali Corp. S.A

### **2.4.2. Hipótesis específicas:**

- ✓ Las operaciones unitarias planificadas mejoran la utilización de los recursos materiales de minado en la UP. Santander UM-Trivali. Corp. S.A.
- ✓ Las planificaciones de las operaciones unitarias del minado subterráneo permitirán mejorar la rentabilidad de la UP. Santander UM. Trivali. Corp. S.A.

## **2.5. Identificación de variables**

### **2.5.1. Variable general**

#### **2.5.1.1. Variable dependiente**

Eficiencia del Minado subterráneo.

#### **2.5.1.2. Variable Independiente**

Operaciones unitarias de minado.

#### **2.5.2. Variables específicas**

##### **2.5.2.1. Variable Dependiente**

- ✓ Incremento de la producción.
- ✓ Mejora la rentabilidad minera.

##### **2.5.2.2. variable independiente**

- ✓ Control de operaciones unitarias del minado.
- ✓ Método de minado subterráneo.

#### **2.6. Definición operacional de variables e indicadores**

El siguiente cuadro nos muestra las variables, definición conceptual y operacional, dimensiones e indicadores:

**Cuadro 3: Operacionalización de variables**

OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES				
VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIÓN	INDICADORES
<p><b>2.4.1 Variables para la hipótesis general</b></p> <p><b>- Variable Dependiente:</b> Eficiencia del Minado subterráneo</p> <p><b>-Variable independiente</b></p> <p>Operaciones unitarias de minado</p> <p><b>2.4.2 Variables específicas</b></p> <p>a. <b>Variable Dependiente:</b></p> <p>Incremento de la producción</p>	<p><b>- Operaciones Mineras</b></p> <p>Son actividades propias al desarrollo minero, estas abarcan muchas operaciones mineras en base a disciplinas ordenada y secuenciales estructuradas mediante flujos de trabajo para la toma de decisiones con la finalidad de lograr mayor eficiencia y una buena rentabilidad de las inversiones mineras.</p> <p><b>- Caracterización Geomecánica</b></p> <p>Conocimiento de la</p>	<p><b>- Abertura Máxima</b></p> <p>Se base en el estudio para ser planteado al diseñar las aberturas máximas de minado permisibles utilizando los diferentes criterios geomecánicos y el empleo de la ampliación del Método Gráfico de Mathews, para el diseño de las aberturas del tajeo, conseguir las dimensiones que faciliten la explotación del mineral; corroborados con la aplicación de los softwares</p>	<p><b>- Costo Unitario en Minería</b></p> <p>Es la base de una estructura de costos, de las actividades unitarias mineras, que referencian para determinar un presupuesto de inversiones y gastos en la actividad operativa del minado (TMD)...</p> <p><b>Rentabilidad</b></p>	<p><b>Kpi. en minería</b></p> <p>Son un conjunto de medidas cuantificables e identificables que las compañías pueden usar como indicadores de gestión para monitorear y comparar su desempeño con los objetivos estratégicos.</p> <p><b>Producción Minera</b></p> <p>Se refiere en la industria de producción</p>

<p><b>b. Variable independiente:</b></p> <p>Control de operaciones unitarias del minado</p> <p>Variable específica: b.</p> <p><b>- Variable Dependiente</b></p> <p>Mejora la rentabilidad minera</p> <p><b>- Variable Independiente</b></p> <p>Método de minado subterráneo.</p>	<p>estructura rocosa que permite evitar y/o disminuir los incidentes/accidentes por caída de rocas, utilizando las herramientas, a fin de controlar la estabilidad de rocas, sugiere el tipo de sostenimiento en las diferentes labores mineras para establecer la estabilidad del macizo rocoso en el proceso de minado.</p>	<p>especializados (Phases y Dips.)</p> <p><b>- Dimensionamiento de tajeo</b></p> <p>Son consideraciones técnicas de minado en un método de explotación teniendo en cuenta el tipo y la geometría del yacimiento mineral y la necesidad trabajar a profundidades más altas en un proceso productivo en minería. Representando mediante gráficos los distintos escenario y condiciones de labores de extracción de recursos mineros.</p>	<p><b>Minera</b></p> <p>Actividades económicas unitarias que beneficios económicos al final de la operación minera</p> <p>(USA/mes)</p>	<p>minera a la obtención de recursos minerales metálicos que son comercializados principalmente como materia prima, en forma de concentrados., productos refinados, que tiene valor en el mercado nacional e internacional.</p>
--	---	--	---	---

**Fuente: Elaboración propia.**

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo de Investigación**

Nuestro proyecto se enfoca en una línea de investigación que recorre los niveles de la investigación que son: exploratorio, descriptivo, relacional, explicativo, predictivo y aplicativo.

#### **3.2. Nivel de investigación**

Descriptivo relacional

#### **3.3. Métodos de investigación**

El método de investigación del estudio adopta una perspectiva cuantitativa, ya que considera el Plan de Desarrollo Minero como parte integral de la investigación. Se reconoce que la percepción de la realidad es una construcción subjetiva, con múltiples posibles interpretaciones de la misma realidad. En este contexto, la interdependencia entre el sujeto y el objeto de conocimiento se destaca, estableciendo una relación entre los datos recopilados y las observaciones basadas en análisis estadísticos y cálculos matemáticos. Estas

acciones se llevan a cabo con el objetivo de obtener los resultados necesarios para elaborar un plan minero que guíe el proceso en la Mina Trivali Corp. S.A

### **3.4. Diseño de investigación**

Nuestro diseño de investigación es exploratorio, y descriptivo explicativa que se puede ser evaluado oportunamente antes durante y después del desarrollo de la investigación.

### **3.5. Población y muestra**

#### **3.5.1. Población**

La población de la investigación está conformada por tres zonas plenamente identificadas en la unidad minera Santander, labores de la zona Magistral Norte, Zona Magistral Centro, y Zona Magistral Sur.

#### **3.4.2 Muestra**

Se han recopilado muestras para nuestro proyecto a partir de los datos registrados en los sectores Magistral Centro y Magistral Sur. La galería 4580, con una longitud de trabajo de 708 m, fue excavada en el pasado con dimensiones inferiores a las planificadas en el actual proyecto. Asimismo, una porción del cuerpo Magistral Centro fue explotada anteriormente desde el Nivel 4580, presentando una chimenea que conecta con la superficie y que se utilizará como conducto de extracción de aire viciado en la fase inicial de los desarrollos y preparativos mineros. En cuanto al cuerpo Magistral Sur, se ha llevado a cabo la explotación en la porción superficial mediante el método de Tajo Abierto hasta aproximadamente el Nivel 4525.

### **3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

#### **3.6.1. Técnica**

Se emplea las técnicas directas de toma de datos de campo y la revisión de planos anteriores a los propuestos en el proyecto, mediante el replanteamiento de trabajos topográficos al detalle.

#### **3.5.2. Instrumentos**

Servidores digitales, cámaras fotográficas, hojas de reporte, archivos históricos, hojas de cálculo, aplicativos mineros.

### **3.7. Técnicas de procesamiento y recolección de datos**

Para el desarrollo del proyecto usaremos toda la información con criterios técnicos tales como:

- ✓ Exhaustividad
- ✓ Tacto
- ✓ Precisión
- ✓ Exactitud
- ✓ Confidencialidad

### **3.8. Tratamiento estadístico**

Se llevará a cabo la validación de todos los datos utilizando el procesamiento de hojas de cálculo Excel, y a partir de ahí se tomarán las decisiones necesarias, mediante hojas de cálculo.

### **3.9. Orientación ética filosófica y epistémica**

El proyecto se inicia con la gestión de datos reales y utiliza cierta información como referencia, guiando así al proyecto para cumplir con los principios éticos de originalidad

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. Descripción del trabajo de campo**

##### **4.1.1. Ubicación y acceso y clima en la unidad minera.**

La Unidad Minera Trevali tiene su ubicación geográfica en el distrito de Santa Cruz de Andamarca, dentro de la provincia de Huaral, en el departamento de Lima. En términos de distancia, se encuentra aproximadamente a 5 km al noreste del centro poblado de Baños y a 1.4 km al noroeste de la antigua Mina Santander, la cual estuvo en operación hasta el año 1992. Las coordenadas UTM promedio son 8'764,300N y 333,450E según el sistema PSAD 56. Las altitudes oscilan entre 4,550 y 4,750 metros sobre el nivel del mar.

Ver Plano Santander. (Ubicación del Proyecto Santander).

La vía principal de acceso al área del proyecto desde Lima es mediante la Carretera Panamericana Norte, pavimentada hasta la ciudad de Huaral (90 km), y desde allí por una carretera de afirmado hasta Santander, pasando por Acos y Tingo, con un trayecto de 110 km. También existe una ruta alternativa a través de la carretera Lima – Canta – Cerro de Pasco, con 110 km de pavimento desde Lima

hasta Canta y 90 km de afirmado desde Canta hasta Santander. Otra opción es utilizar la Carretera Central que conecta Lima – La Oroya – Cerro de Pasco, siendo los primeros 300 km asfaltados. En el km 289, hay un desvío que lleva a Santander, con un recorrido de aproximadamente 85 km a través de Huayllay. La carretera está pavimentada hasta Huayllay, y luego continúa con afirmado.

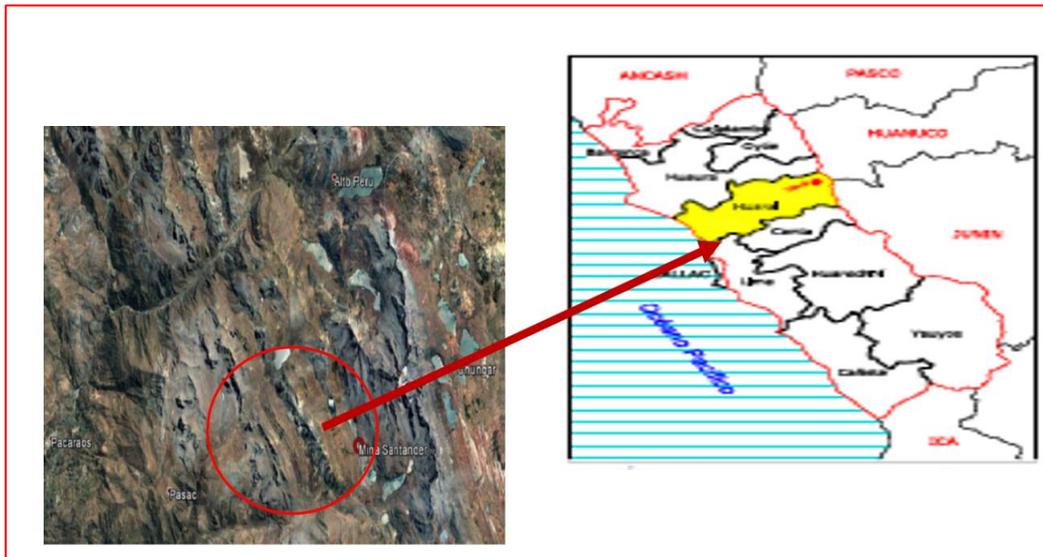
El clima de la zona se caracteriza por dos estaciones bien definidas: una temporada seca que va de mayo a septiembre, con acentuación de las condiciones frías entre junio y agosto, registrando temperaturas diurnas de 5° C a 15° C y descensos bruscos hasta -10° C durante las noches. La otra estación es lluviosa y se extiende de octubre a abril, siendo más intensa de enero a marzo.

**Figura 8: Ubicación y Acceso de la Unidad**



**Fuente: Oficina de planeamiento UM Santander**

**Figura 9: Situación y Entrada a la Unidad**



**Fuente: Oficina de planeamiento UM Santander.**

En las siguientes figuras Nos. 08 y 09, Se detallada de la ubicación geográfica y proporciona una visión integral que facilita Posición Geográfica y la ubicación exacta de la Instalación Minera.

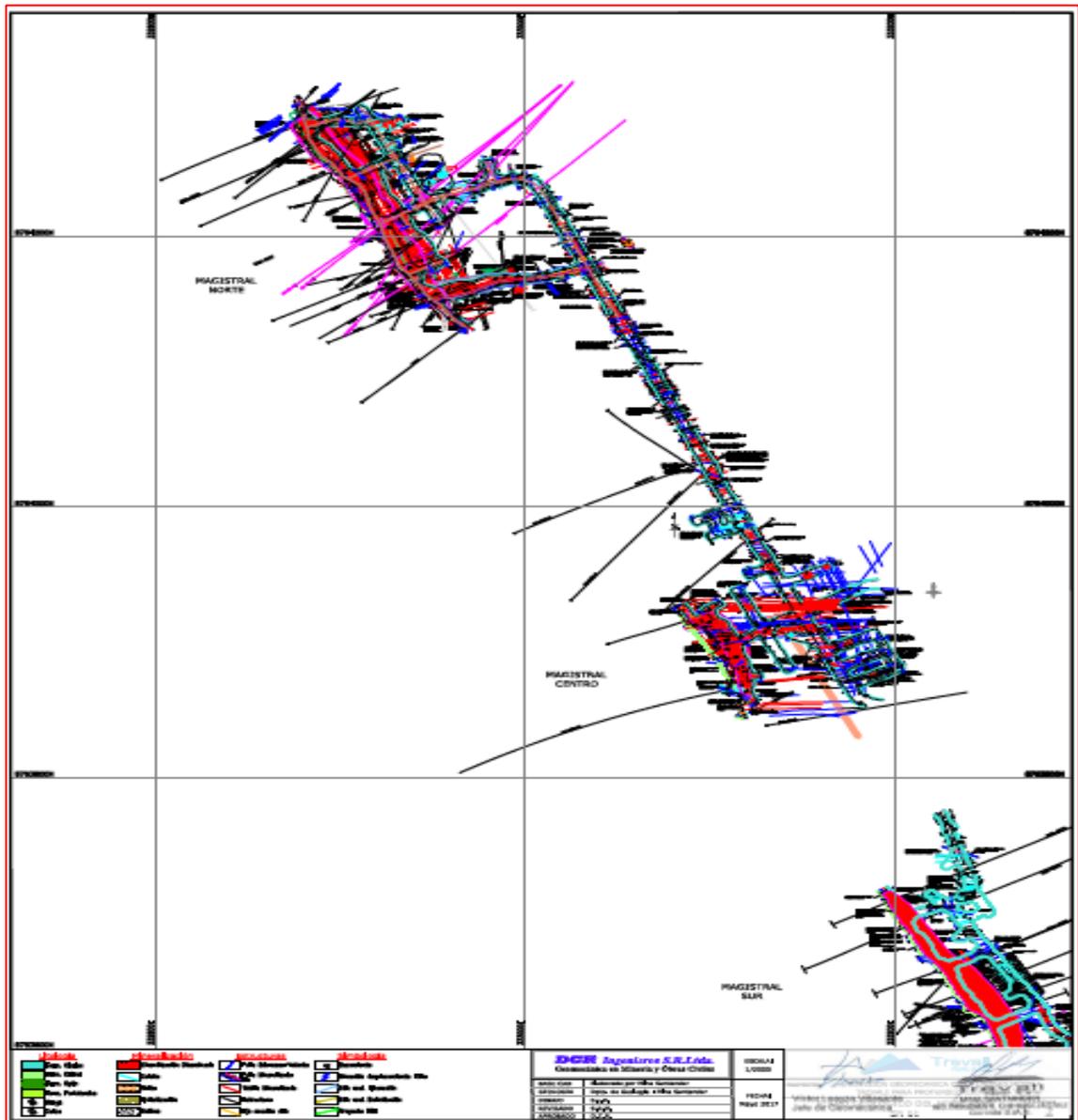
#### **4.1.2. Geología general.**

La Unidad Minera Santander, EM. Trevali se emplaza en el flanco Este de la Unidad Geomorfológica Regional Cordillera Occidental, conformada por una cadena montañosa de orientación general NW-SE. El modelado regional es el resultado del tectonismo andino, así como de eventos volcánicos y subvolcánicos. La influencia estructural, los eventos intrusivos y la posterior erosión glacial, ha formado en el área en estudio un conjunto de cerros y depresiones. Los cerros con mayor altura, cubiertos parcialmente por depósitos coluviales, presentan laderas de pendiente moderadamente empinada a extremadamente empinada (> 50%); dentro de este conjunto destaca hacia el N el Cerro Yuncan con una elevación de 5,022 msnm. Elevaciones de cerros de menor altura a manera de lomadas y colinas interceptadas por pequeñas quebradas, se encuentran en las áreas de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral

Centro y Magistral Sur. La altitud de estas geoformas locales alcanza hasta 130 m., referidos a los fondos de quebradas adyacentes, con pendientes variables entre moderada inclinación a moderadamente empinada (4 a 25%). La depresión más notable está representada por la laguna Yanacocha emplazada hacia el sector E. Las características de ablación están bien desarrolladas, observándose quebradas con secciones en forma de “U”, algunos con los flancos laterales abiertos, circos glaciares. Los fondos de estas geoformas locales presentan en general pendientes que varían entre ligera a moderada inclinación (2 y 10%), por sectores con saltos a modo de pequeñas cataratas. La angularidad de los cerros más altos también es consecuencia de la acción del hielo durante la época glacial y actual. Las configuraciones geográficas locales se componen de afloramientos rocosos de origen sedimentario, predominantemente de tipo clástico, como las formaciones Oyón y Chimú, y en su mayoría calcáreo, representadas por las formaciones Chulec, Pariatambo y Jumasha. Estos recubren parcialmente el sustrato rocoso y, en su mayor parte, se distribuyen hacia las pendientes, donde se hallan depósitos coluvio-glaciares. En los lechos de las quebradas, se identifican depósitos antropomórficos, mientras que en las depresiones se ubican bofedales revestidos con vegetación hidromórfica.

El análisis del drenaje superficial del área, indica que el alineamiento de las quebradas principales y secundarias está controlado por el arreglo estructural geológico, paralelo a sub paralelo, de orientación preferencial NW-SE.

**Figura 10: Plano del mapeo geológico Mina Santander**



**Fuente: Oficina de planeamiento UM Santander.**

#### **4.1.3. Geología regional.**

En las proximidades de la Unidad Minera Trevali, a nivel regional, se observa una distribución extensa, principalmente, de rocas sedimentarias clásticas y/o calcáreas que forman parte de las formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha. En menor proporción, situadas en las direcciones NE y SW, se encuentran rocas volcánicas

andesíticas de la Formación Calipuy, con edades que abarcan desde el Cretáceo Inferior hasta el Terciario Inferior. Ver Plano 01-20 (Geología regional).

#### **4.1.4. Geología local.**

A nivel local, en las inmediaciones de los cuerpos mineralizados, afloran principalmente rocas clásticas y calcáreas, pertenecientes a las formaciones Oyon, Chimú, Chulec, Pariatambo y Jumasha, de edad Cretáceo Inferior. Sobre este basamento rocoso se encuentran depósitos cuaternarios de tipo coluvio-glaciario, morrénicos, bofedales y antropomórficos. Ver Plano 01-030 (Geología local).

#### **4.1.5. Geología estructural.**

Las características estructurales más significativas observadas tanto a nivel regional como local son representativas de una tectónica común de plegamientos y fallamientos de tipo compresional. (ver Planos 01-020 y 01-030 Geológico regional y Geológico local). Los plegamientos son notables y claramente definidos, dando lugar a sistemas anticlinales, sinclinales y desplazamientos de alineación andina en los estratos clásticos calcáreos. La información revisada y las observaciones realizadas durante las actividades de campo indican que en la zona en cuestión se han producido al menos tres eventos tectónicos (fases del ciclo andino). Estos eventos han dado origen a plegamientos, fracturación, deslizamientos y episodios magmáticos que han contribuido a la formación de los cuerpos mineralizados.

En relación a las fallas, dentro del área que alberga los cuerpos mineralizados se pueden identificar dos fallas principales de orientación similar: la Falla Magistral y la Falla Santander. Ambas presentan un rumbo N20°-30°W y un buzamiento de 60°SW. La Falla Magistral, siendo la más extensa y de

alcance regional, se encuentra en el límite entre las Formaciones Oyón y Chimú, ubicada en la caja techo a cierta distancia de los cuerpos mineralizados. En la zona de la falla, los espesores alcanzan hasta 18 m en la parte sur y hasta 35 m en la parte norte. La Falla Santander está en el contacto entre los cuerpos mineralizados y las areniscas cuarcíticas de la Formación Oyón, formando la caja techo inmediata. Asociadas a estas fallas se presentan sistemas de fallas secundarias de carácter local.

Hay otro sistema de fallas importante, transversales a las nombradas en el párrafo precedente, de rumbo  $N60^{\circ}-80^{\circ}E$  y con buzamiento  $80^{\circ}NW$ , sinextral dextral. Un tercer sistema de fallas de rumbo NE-SW y de buzamiento variable está presente en el área de estudio. El sistema de Falla Santander junto con el sistema de fallas transversales, están vinculados a la mineralización; y en la zona de los cuerpos mineralizados originaron espacios para el reemplazamiento metasomático y relleno de fracturas y fallas con mineralización en forma de vetas y venillas. Con respecto a los plegamientos, las unidades litológicas del área en estudio forman parte del flanco de un anticlinal invertido, con presencia de plegamientos menores, los que tienen alineamiento paralelo a los ejes de plegamiento regional.

#### **4.1.6. Geología económica.**

Santander es un yacimiento polimetálico (Zn, Pb-Ag y Cu) originado por reemplazamiento de flujos hidrotermales que ha rellenado las estructuras de la falla Magistral conformando tres cuerpos: Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur.

##### **a) Cuerpo magistral norte:**

Esta entrada a la mina se encuentra a una altitud de 4650 metros sobre el

nivel del mar. Se trata de un cuerpo mineral que tiene una configuración semejante a un lente plano, con una profundidad de aproximadamente 478 metros y una inclinación que varía entre 65° y 80° hacia el suroeste. Su extensión horizontal máxima es de 173.00 metros en la sección más amplia y de 70.00 metros a mayor profundidad en el Piso 3 del Nivel 4160. La parte central de este cuerpo presenta un espesor de 8 a 9 metros, pudiendo alcanzar hasta 16 metros considerando varios ramales. En niveles superiores, las dimensiones oscilaron entre 1 y 2 metros, mientras que en niveles inferiores la potencia se reduce a 2 metros. Hasta el momento, se ha llevado a cabo la explotación de este cuerpo hasta el SN 1 del Nivel 4370, y se tiene programada la explotación hasta el Nivel 4300 en el presente año.

**Cuadro 4: 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	0.59	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 (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									

*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 = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento obligado  
sr: Significa (sin restricción) que no hay límite de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

**Fuente: Departamento de Planeamiento**

**b) Cuerpo magistral centro:**

Esta bocamina se encuentra a los 4580 msnm, tiene una profundidad de 514 m, con 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° hacia al SW a niveles inferiores. Su potencia en niveles centrales fue de unos 20.0 m, en niveles inferiores oscila de 6 m a 29 m, ocurriendo esta potencia por lo general en el Nivel 4230. Este cuerpo ha sido explotado hasta el Nivel 4370 y está programado minar en el año 2017 hasta el Nivel 4300. Adicionalmente hacia el Norte existe un cuerpo más pequeño entre los Niveles 4440 y 4160 llamado Cuerpo Centro-Norte, de unos 280 m de profundidad y 130 m de longitud horizontal en el Nivel 4345. Está programado iniciar su explotación en el presente año del Nivel 4370 hasta el Nivel 4440. Hacia el Este, entre los Niveles 4510 y 4295. Existen dos cuerpos pequeños perpendiculares al eje del Cuerpo Centro entre los Niveles 4440 y 4300, de rumbo E-W llamados Cuerpos Fátima Norte y Sur, de 215 m de profundidad por 20 m de largo en plano horizontal. Tienen la forma de una valva que tienden a unirse en niveles inferiores. Las potencias de estos cuerpos en la parte central (Nivel 4300) es: Para Fátima Norte, 11 m al lado Este y 18 m al lado Oeste; para Fátima Sur, 10 m al lado Este y 40 m al lado Oeste. Estos cuerpos han sido minados hasta el Nivel 4370. En el año 2017 está programado explotar hasta el Nivel 4300.

**Cuadro 5: 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									

*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 = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento obligado  
 sr: Significa (sin restricción) que no hay límite de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

**Fuente: Departamento de planeamiento.**

**c) Cuerpo magistral sur:**

Esta bocamina está a los 4540 msnm, tiene una profundidad de 413 m, su largo horizontal alcanza 190 m en el Nivel 4370, se acorta bruscamente en el Nivel 4230 y alcanza una longitud horizontal de 50 m en el Nivel 4160. Su buzamiento varía de 47° a 85° al SW a medida que se profundiza. La

potencia de la veta ha sido de 12 m en la parte central, en niveles inferiores la potencia varía de 2 a 14 m, igualmente la mayor potencia se halla en el Nivel 4230. Al descender, este cuerpo tiene la particularidad de desglosarse en tres capas que se le ha asignado la denominación de Cuerpo Sur, Cuerpo Sur 1 y Cuerpo Sur 2 por la presencia de fallas locales paralelas a la estructura del yacimiento. El cuerpo Sur se une al Cuerpo Magistral Centro entre los Niveles 4370 y 4230. Este cuerpo ha sido minado hasta el SN 1 del Nivel 4370 pero su cota piso se halla a los 4344 msnm (más bajo de las cotas del Piso 1 de los demás cuerpos). Para el presente año se ha programado explotar los bancos existentes entre los Subniveles 1 y 3 (dos bancos) del Nivel 4300, entre las cotas 4274 y 4310 msnm. El banco que queda entre los subniveles 3 y 4 se ha programado para el año 2018. En la zona de profundización del minado, que comprende desde el Nivel 4300 hasta el Nivel 4090, existe 1'599,018 de toneladas de mineral probados y 3'279,274 toneladas de recursos al 31 de octubre del 2016, que hacen un total de 4'878,292 toneladas de mineral a extraer en el futuro con la profundización del minado.

**Cuadro 6: Dimensionamiento de tajeos en el cuerpo magistral sur cálculo de longitud de tajeos (m)**

*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	0.952	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	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370
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	25	38	8	20	28	7	16	22	7	14	19
Cond. Est.	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	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370	5.370
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 = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento obligado  
sr: Significa (sin restricción) que no hay límite de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

*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									

*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
Long. (m)	5	16	25	4	13	18	4	11	16	4	10	14
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS									

ESS = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento obligado  
sr: Significa (sin restricción) que no hay límite de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

**Fuente: Departamento de Planeamiento.**

## 4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

### 4.2.1. Método de minado

El método de explotación utilizado en la mina Santander es el “banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F) o denominado también AVOCA. Las

consideraciones técnicas para diseñar la explotación por este método de minado son:

- a) Que la potencia de la veta sea mayor de 2.00 m con buzamiento que esté por encima de los 55°. Esto para facilitar la perforación vertical, reducir la desviación de los taladros y permitir el deslizamiento del mineral por gravedad sobre el plano de la caja piso.
- b) Que el macizo rocoso de las cajas sea de calidad Regular A a Regular B, con un RMR > 41, especialmente en la caja techo, para minimizar los desprendimientos por debilidad de la caja techo después de la voladura.
- c) Que en las vetas la mineralización esté en matriz rocosa de calidad Regular A hasta, Mala A, con RMR de 31 a 50 de modo que permitan hacer bancos de explotación con alturas superiores a 12 metros y que permanezcan estables durante el tiempo de espera desde la preparación permita tener un espacio libre mayor de 25.0 m entre la cresta del relleno y la cara libre del banco de explotación. cuanto:
  - ✓ Las cajas, especialmente la caja techo está en arenisca de la formación Oyón que tiene un RMR superior a 41, en tanto que la caja piso es de mejor calidad porque se encuentra en macizo rocoso de calizas Chulec que tiene un RMR de 50 a 60 en su mayor parte.
  - ✓ El mineral se encuentra en una matriz rocosa de calidad Regular A a Buena con RMR que oscila de 55 a 65, lo cual permite hacer excavaciones de secciones transversales de 10 m a 15 m.
  - ✓ El buzamiento de la estructura mineralizada se encuentra en promedio entre 60° y 70°, lo que permite mejorar la orientación de la perforación y ayuda al deslizamiento por gravedad del mineral quebrantado.

Enseguida se describe la estructura para el minado por B&F.

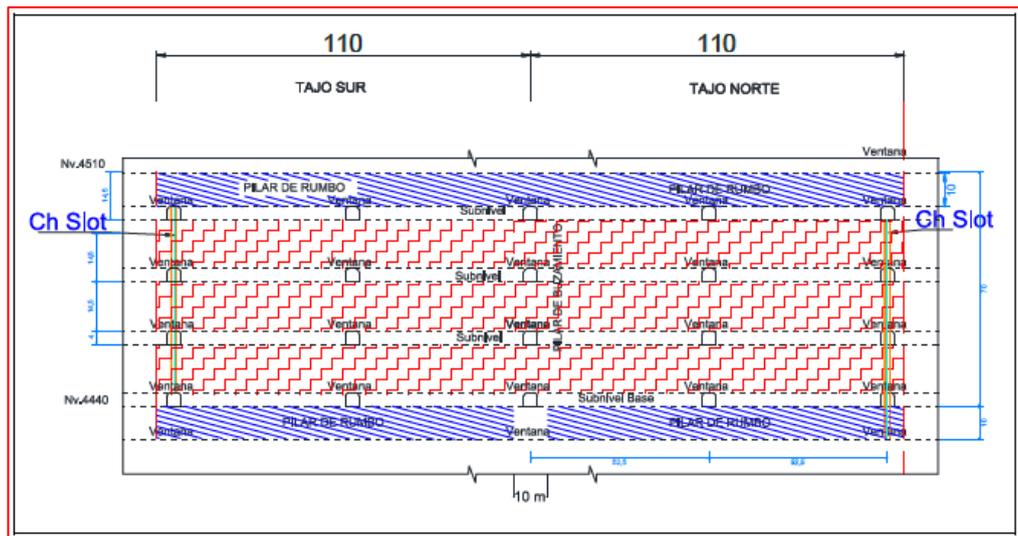
#### **4.2.2. Niveles de operación mina para el b&f - santander-trevali s.a.**

Los tres cuerpos en conjunto abarcan una extensión longitudinal de 813 m y una profundidad total de 527 m. Para aplicar el B&F la mina ha sido dividida en niveles de 70 m de altura a partir del Nivel 4580. Estos niveles son:

- ✓ Nivel 4580
- ✓ Nivel 4510
- ✓ Nivel 4440
- ✓ Nivel 4370
- ✓ Nivel 4300
- ✓ Nivel 4230
- ✓ Nivel 4160
- ✓ Nivel 4090

Los cuerpos mineralizados en cada nivel se dividen en 4 subniveles de 4.0 metros de altura, creando así 3 bancos mineralizados que tienen una altura total de 14.5 metros. Se reserva un espacio de seguridad adicional de 10.5 metros de altura para proteger el nivel principal inmediatamente superior, que ya ha sido explotado y está lleno de material detrítico. El ancho de cada subnivel, una vez alcanzado el mineral, se determina según la potencia de la mineralización y la calidad de la matriz del macizo rocoso que contiene el mineral, pudiendo variar entre 15 y 20 metros en condiciones óptimas. La longitud de cada subnivel se ajusta de acuerdo con la longitud horizontal del cuerpo mineralizado en cada piso.

**Figura 11: Esquema de un block de minado**



**Fuente: Propia**

### **4.2.3. Análisis de las operaciones unitarias para el minado subterráneo- Up Santander.**

#### **4.2.3.1. Labores de acceso.**

Para acceder a la mina se parte de las oficinas administrativas hacia la oficina mina ubicada en el Nivel 4580 al lado de la BM 4580, por una carretera afirmada de 3.0 km. Para ingresar a la mina existen dos rampas que han sido construidas en la caja piso del yacimiento en macizo rocoso caliza de la formación Chulec, alejada de 70 a 100 metros de la estructura mineralizada con sección de 5 m de ancho por 4 m de altura y 12% de gradiente. Estas labores son:

- a) La Rampa Norte (RP -4577), que sirve exclusivamente para ingresar al Cuerpo Magistral Norte, que baja desde el BP 4580 a 470.0 metros de la BM 4850 en forma de espiral en ocho. Hasta la fecha la excavación de esta rampa ha llegado al SN 1 del Nivel 4370.
- b) La Rampa Central (RP -4005), que sirve para ingresar a los cuerpos Magistral Centro y Magistral Sur, que baja de la BM 4510 (Sur),

ubicándose en la zona intermedia entre los cuerpos Magistral Centro y Magistral Sur. Actualmente la excavación de esta rampa principal ha llegado al SN 1 del Nivel 4300 del Cuerpo Magistral Sur. En el Nivel 4510 se conecta a esta rampa mediante el BP 4510 y la RP - 4290 que desciende del BP 4850 y de la BM 4850. La Rampa Norte y la Rampa Central se comunican en interior mina por by pass en los Niveles 4510 y 4370.

#### **4.2.3.2. Labores de preparacion.**

La preparación consiste en construir a partir de las rampas principales (Norte y Centro) las siguientes labores:

- ✓ 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.

##### **a) Cruceros.**

A partir de la rampa de acceso se construyen los cruceros para ingresar al cuerpo mineralizado con secciones de 4 m de ancho por 4 m de alto de tal manera que corten perpendicularmente la estructura mineralizada. Estos cruceros inicialmente deben de construirse con gradiente negativa de 2% unos 20 m en cuya

siniestra se construirá la cámara de bombeo del agua de mina. De este punto el crucero debe tener gradiente positiva de 2% hasta llegar al cuerpo mineralizado esto con el fin de drenar y almacenar en la cámara de bombeo las aguas que discurren producto de la filtración subterránea. Los cruceros atraviesan la estructura del cuerpo mineralizado hacia la caja techo prolongándose unos 3 a 5 m de la línea de contacto del mineral con la caja.

**b) Galerías.**

Luego de cortar la estructura mineralizada se avanza explorando la veta hacia ambos lados del crucero, al Norte y al Sur hasta llegar al límite de su delimitación. Inicialmente tiene una sección de 4 m de ancho por 4 m de altura, posteriormente se amplían desquinchando hasta llegar al contacto de la caja techo y caja piso o controlando la sección a unos 12 a 15 m. de ancho en función de la calidad geomecánica de la matriz mineralizada.

**c) Los By Pass de operación.**

Estas labores se construyen en forma paralela a la estructura mineralizada, hacia el Norte y hacia el Sur, dejando un pilar de protección de unos 15 m entre esta labor y la galería de explotación ya ensanchada, con secciones de 4 m de ancho por 4 m de altura, tienen la misma longitud de la mineralización

**d) Ventanas de ingreso.**

Dependiendo de la longitud horizontal de la estructura mineralizada se construyen ventanas perpendiculares a la galería a partir del by pass, en los extremos y en los intermedios de esta labor, distanciados

unos 50 m entre sus ejes, con sección de 4 m de ancho por 4 m de altura. Estas ventanas sirven para facilitar el acceso a la galería durante la explotación, tanto para la limpieza del mineral como para abastecer el relleno del tajo explotado.

**e) Cámaras de bombeo.**

En cada subnivel, a unos 20 m de la rampa de acceso, se construye la cámara de bombeo, para ello se hace una estocada horizontal de unos 10 m de longitud de 4 m de ancho por 4 m., de altura hacia el lado izquierdo del crucero, luego se rebaja el piso hasta 1 m de profundidad para tener una poza de sedimentación y bombeo.

**f) Cámaras de relleno.**

El relleno que se utiliza es el material estéril producto de la excavación de las labores de profundización y preparación de la mina. Inicialmente se almacenan en las cámaras construidas en la intersección de la rampa de profundización con el crucero de acceso al subnivel de explotación, que más tarde devienen en cámaras de almacenamiento de mineral, de allí se transportan con dámper o scoop a los tajeos en relleno, dependiendo de la cercanía. De no ser posible evacuar hacia un tajeo, el desmonte se almacena en una cámara construida a 300 m de la Bocamina 4510 (Sur), entonces en cada nivel o subnivel se construyen estocadas, desde el punto más cercano, hacia una chimenea Waste Pass que baja de la Cámara del 4510 para alimentar el relleno a los tajeos ya explotados.

**g) Cámara de ventilación.**

Para facilitar la ventilación, en cada subnivel, a partir del brazo

Norte del By Pass, se construyen estocadas de unos 20 a 25 m de longitud y 4 m por 4 m de sección para llegar a la chimenea de ventilación por donde se extrae el aire viciado producto de las operaciones.

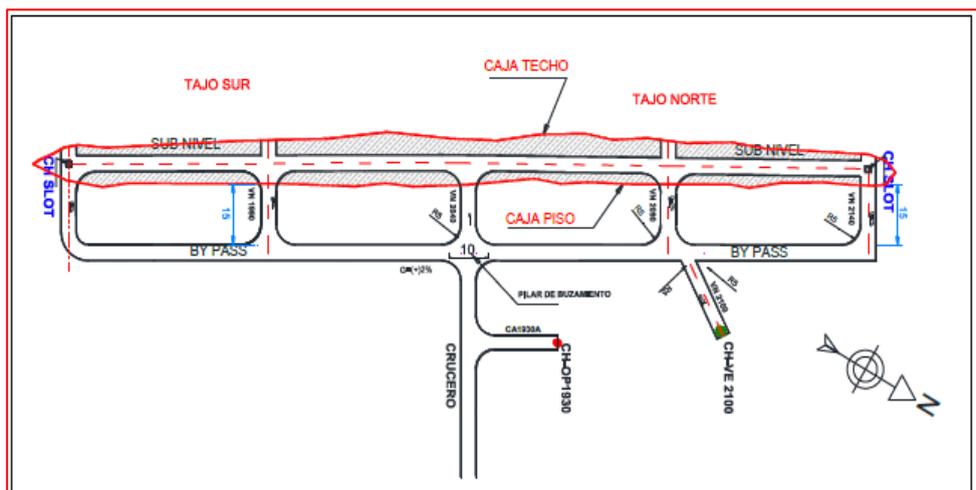
**h) Cámaras de almacenamiento de mineral.**

En cada subnivel, al frente del crucero, en la misma rampa principal se construye una estocada de unos 6 m de longitud, con sección 4 m de ancho por 4 m de altura para que sea la cámara de almacenamiento del mineral que se limpia del banco de explotación y tenga facilidad para el carguío a los equipos de transporte

**i) Cámaras de carguío.**

En la misma intersección del crucero del subnivel con la rampa principal, se hace un desquinche hacia el techo de la labor, de tal manera que tenga la altura suficiente para que los scoops puedan cargar el mineral al volquete de extracción.

**Figura 12: Esquema de un block de minado**



**Fuente: Oficina de planeamiento – Mina Santander**

**j) Sostenimiento.**

Todas las labores mineras están sostenidas con shotcrete, las rampas principales, los cruceros, los by pass, las galerías, las cámaras, etc. Durante el trabajo de campo no se ha podido apreciar ningún tramo sin shotcrete. Las rampas principales, consideradas labores de carácter permanente, están sostenidas con shotcrete de 2" de espesor en toda su longitud, en puntos críticos y en las intersecciones con cruceros o rampas auxiliares o by pass, se refuerzan con pernos helicoidales espaciados a 1.8 m por 1.5 m. En tramos donde existen fallas o fuerte filtración de agua se refuerzan con malla electrosoldada de 3" por 3", de alambre trefilado # 9.

Los by pass y las ventanas, son consideradas labores temporales por lo que se sostienen con una capa de shotcrete de 2" reforzados con pernos split sets de 1.8 m por 1.5 m en caso se considere necesario.

En labores donde existe fuerte filtración o flujo de agua se lanza una primera capa de shotcrete, luego se instala malla electrosoldada con split sets espaciados a 1.5 m y sobre ella se lanza una segunda capa de shotcrete para cubrir la malla. Si es necesario se refuerzan con pernos helicoidales. Los split sets en este caso sirven como tuberías de drenaje de la excavación. Las galerías son inicialmente sostenidas con shotcrete antes del desquinche y también después del desquinche. Hacia la caja techo de las galerías para contrarrestar las estructuras paralelas, se sostienen con pernos helicoidales espaciados a 1.5 m cociendo los planos de las diaclasas paralelas.

Finalmente, cuando es necesario reforzar el banco mineralizado de

14.5 metros de altura, se instalan tendones de cable cementados de 15.24 mm de diámetro. También se instalan tendones de cable hacia la caja techo de unos 6 a 15 m de longitud.

Para la preparación del shotcrete se dispone de una planta de preparación de concreto en superficie. La dosificación del concreto se muestra en el Cuadro 3.1. Para el abastecimiento del concreto hacia interior mina se cuenta con dos mixer transportadoras TORNADO de Normet, de 4.0 m<sup>3</sup> de capacidad, y para el lanzado del shotcrete tienen un equipo lanzador Robot ALPHA 20 de Normet de 20.0 m<sup>3</sup> de rendimiento nominal, que se opera a control remoto en el frente de lanzado. Para la aceleración del fraguado se está utilizando el aditivo acelerante de fraguado marca MACFAST de color ámbar de 1.5 gr/cm<sup>3</sup> de densidad, dosificado en el mismo frente de trabajo por la bomba peristáltica del lanzador Alpha. La dosificación del aditivo acelerante depende de la velocidad de fragua que se le quiere dar al concreto que se está aplicando en el frente de trabajo, en función del grado de presencia de agua de filtración en la roca, la temperatura del medio ambiente, etc. La dosificación promedio varía entre 18 a 19 Lt/m<sup>3</sup> de concreto. Con esta dosificación se ha logrado a los 17 días resistencias de 173 Kg/cm<sup>2</sup> equivalente a 17 MPa y a los 28 días valores superiores a 300 Kg/cm<sup>3</sup> o 30 MPa.

**Cuadro 7: Dosificación del shotcrete/Relación agua cemento**

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: Elaboración propia.**

Para la aceleración del fraguado se está utilizando el aditivo acelerante de fraguado marca MACFAST de color ámbar de 1.5 gr/cm<sup>3</sup> de densidad, dosificado en el mismo frente de trabajo por la bomba peristáltica del lanzador Alpha. La dosificación del aditivo acelerante depende de la velocidad de fragua que se le quiere dar al concreto que se está aplicando en el frente de trabajo, en función del grado de presencia de agua de filtración en la roca, la temperatura del medio ambiente, etc. La dosificación promedio varía entre 18 a 19 Lt/m<sup>3</sup> de concreto. Con esta dosificación se ha logrado a los 17 días resistencias de 173 Kg/cm<sup>2</sup> equivalente a 17 MPa y a los 28 días valores superiores a 300 Kg/cm<sup>3</sup> o 30 MPa. Antes de efectuar el lanzado, en los frentes de avance se realiza el desate de la roca manualmente sobre carga y luego de la limpieza de la carga con un desatador mecanizado marca PAUS para desprender los bloques más grandes del techo y de los hastiales. Finalmente, esta carga es retirada con scoop para que ingrese el equipo lanzador Alpha 20.

**k) Perforación.**

Existen dos tipos de perforación, una es la perforación que se efectúa en las labores de avance, rampas, cruceros, by pass, galerías etc., y la otra en los tajos de explotación. Para las labores de avance la

perforación se realiza utilizando jumbos electrohidráulicos tipo BOOMER, Marca Atlas Copco. Según diseño de frente con barrenos de 55 mm y 12 pies de avance.

Para las labores de explotación se realizan perforaciones verticales desde el subnivel superior utilizando un equipo electrohidráulico SIMBA 57D de Atlas Copco con brocas de 64 mm de diámetro, con malla de perforación de 1.5 m por 1.5 m. La perforación de los tajos es una actividad independiente del ciclo de minado porque se puede avanzar sin interferir en las operaciones de voladura, limpieza y relleno del tajo en explotación.

#### **4.2.3.3. Labores de explotación**

La explotación es la actividad productiva más importante que consiste en arrancar el mineral de los bancos delimitados por los subniveles para luego trasladarlos a las plantas de beneficio. La explotación tiene un ciclo repetitivo de actividades que se cumplen de tal manera que no puede alterarse su secuencia para garantizar la continuidad del proceso.

Este ciclo consta de las siguientes actividades:

- ✓ Voladura
- ✓ Limpieza
- ✓ Relleno
- ✓ Ventilación

##### **a) Voladura.**

La fase de explotación comienza en el primer banco, delineado por los subniveles 1 y 2, mediante la detonación de chimeneas que constituirán la cara libre del tajeo (Slot). Este proceso se realiza

desde los extremos Norte y Sur de cada banco. Posteriormente, se procede a detonar entre 2 y 3 filas de taladros, ajustando la carga de manera que genere la menor vibración posible en las estructuras de la mina. Para la voladura se utilizan emulsiones como iniciadores y se complementa con 1.61 kg/ml de Anfo por taladro. El factor de potencia estándar es 0.3 kg/Tn de mineral arrancado, pero se pretende llegar a un factor de potencia de 0.28 kg/Tn. La producción diaria del mineral debe ser de 2,000 tpd. Actualmente están produciendo 1500 a 1700 tpd.

**b) Limpieza**

La limpieza se realiza mediante un equipo Scoop Caterpillar de 6.0 Yd3 operado a control remoto, retirando el mineral arrancado, por el subnivel inferior hacia la cámara de acumulación existente en la intersección de la rampa con el inicio del crucero de acceso.

Para limpiar el tajo el operador se refugia en una cabina protectora a unos 20 a 30 m del punto de disparo del mineral, de tal manera que tenga suficiente visibilidad para operar la máquina. El frente de limpieza del tajo se encuentra totalmente iluminado por pantallas reflectoras. Cuando el equipo llega a la altura del refugio, el operador deja su control remoto y maneja el equipo hasta la cámara de acumulación para dejar su carga y retornar nuevamente. Para el abastecimiento del mineral a la Planta Concentradora se utilizan volquetes modificados de cabina chata de 21 toneladas de capacidad de carga que sube por las rampas de 12% de gradiente.

**c) Relleno**

Para el relleno se utiliza el desmonte producido en la excavación de las labores de avance, el cual se traslada directamente a los tajos si el frente es cercano o se almacena en cámaras cercanas al tajeo. De no ser posible ambos casos, el desmonte se transporta con volquetes a una cámara de acumulación de desmonte existente a unos 300 m más abajo de la Bocamina 4510 (Sur); allí existe una chimenea de relleno para echar el relleno a los niveles inferiores. El relleno se alimenta por el subnivel superior del tajeo en explotación con un Scoop de 6.0 Yd<sup>3</sup>, por los extremos Norte y Sur del tajeo. El relleno se alimenta de tal manera que se reconstruye el piso del nivel superior. La luz libre entre la cresta superior del relleno y la cara libre del banco en explotación debe tener unos 30.0 m para conservar la estabilidad de las operaciones.



#### **4.2.3.4. Labores de servicios.**

Para eliminar el agua de filtración y flujo subterráneo en los frentes de avance se procede de la siguiente manera:

- a) Se construyen cámaras de bombeo en cada subnivel de unos 10 m de largo con sección de 4.0 m por 4,0 m y rebajado en el piso hasta 1.0 m, que se sostiene totalmente con shotcrete y pernos de roca.
- b) En el primer subnivel de cada Nivel se construyen una batería de sumideros conformados por 7 cámaras paralelas de 4.0 m por 4,0 m de sección y de 35 m de largo, separados por pilares de 12 m, con rebaje de 1.0 m en el piso para la sedimentación de los finos arrastrados por el agua.
- c) Del Nivel 4300 se bombea con 3 bombas Maxi de 50 a 60 HP al primer subnivel del Nivel 4370.
- d) Del Nivel 4370 se bombea con tres bombas HIDROSTAL de 120 l/s al primer subnivel del Nivel 4510.
- e) Del Nivel 4510 se bombea con tres bombas HIDROSTAL a la poza de sedimentación en superficie y de allí se desvía una parte para la operación de la Planta Concentradora y lo restante se envía a la relavera.

#### **4.2.3.5. La zonificación geomecánica de la masa rocosa.**

Con el fin de aplicar de manera efectiva los diversos métodos de cálculo en la mecánica de rocas, es esencial que la masa rocosa bajo estudio sea segmentada en áreas con características estructurales y mecánicas semejantes. Esto se debe a que los criterios de diseño y el

análisis de los resultados serán válidos únicamente dentro de masas rocosas que exhiban propiedades físicas y mecánicas comparables. En este contexto, es imperativo establecer una zonificación geomecánica dentro del área de estudio, la cual conformará los dominios estructurales.

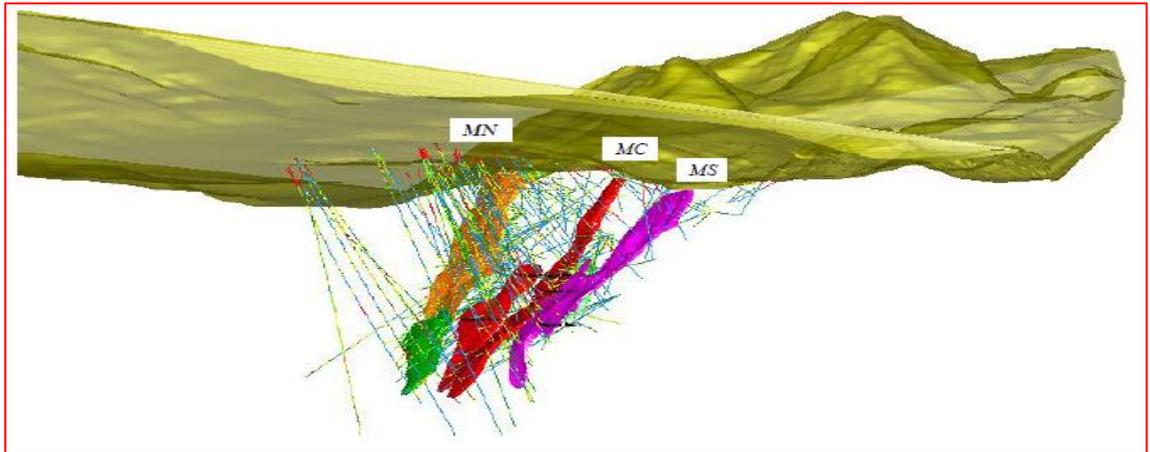
La zonificación geomecánica de la masa rocosa se ha basado en aspectos litológicos, geoestructurales, alteración y calidad de la masa rocosa, utilizando el criterio de clasificación descrito en la sección anterior. En el caso de los cuerpos Magistral Norte (MN), Magistral Centro (MC) y Magistral Sur (MS), se observa que las características litológicas son similares, el arreglo estructural es análogo en cada uno, y el grado de alteración también coincide. En última instancia, la calidad de la masa rocosa emerge como el aspecto más crucial para llevar a cabo la zonificación geomecánica de estos cuerpos mineralizados. La elaboración de dicha zonificación se ha llevado a cabo empleando la información geotécnica proveniente de todos los sondeos disponibles.

Primeramente, se ha tenido que ordenar y completar la data de los sondajes puesto que dentro de la valoración del RMR no había sido considerado el parámetro de persistencia. Por otro lado, dentro de la valoración se había asumido condiciones de agua mojada, que, según las observaciones en los testigos rocosos y las labores subterráneas actuales, las condiciones de agua subterránea se adaptarían mejor a condiciones de humedad.

Elaborada la base de data geotécnica de los sondajes, contando además con los sólidos geométricos de los cuerpos mineralizados y la topografía superficial, se procedió a realizar el modelamiento de calidad

RMR utilizando el software MineSight. Los resultados han permitido zonificar espacialmente la calidad de la masa rocosa en los distintos cuerpos mineralizados, así como su entorno inmediato y alejado

**Figura 14: Vista esquemática MineSight de los cuerpos mineralizados (MN, MC y MS).**



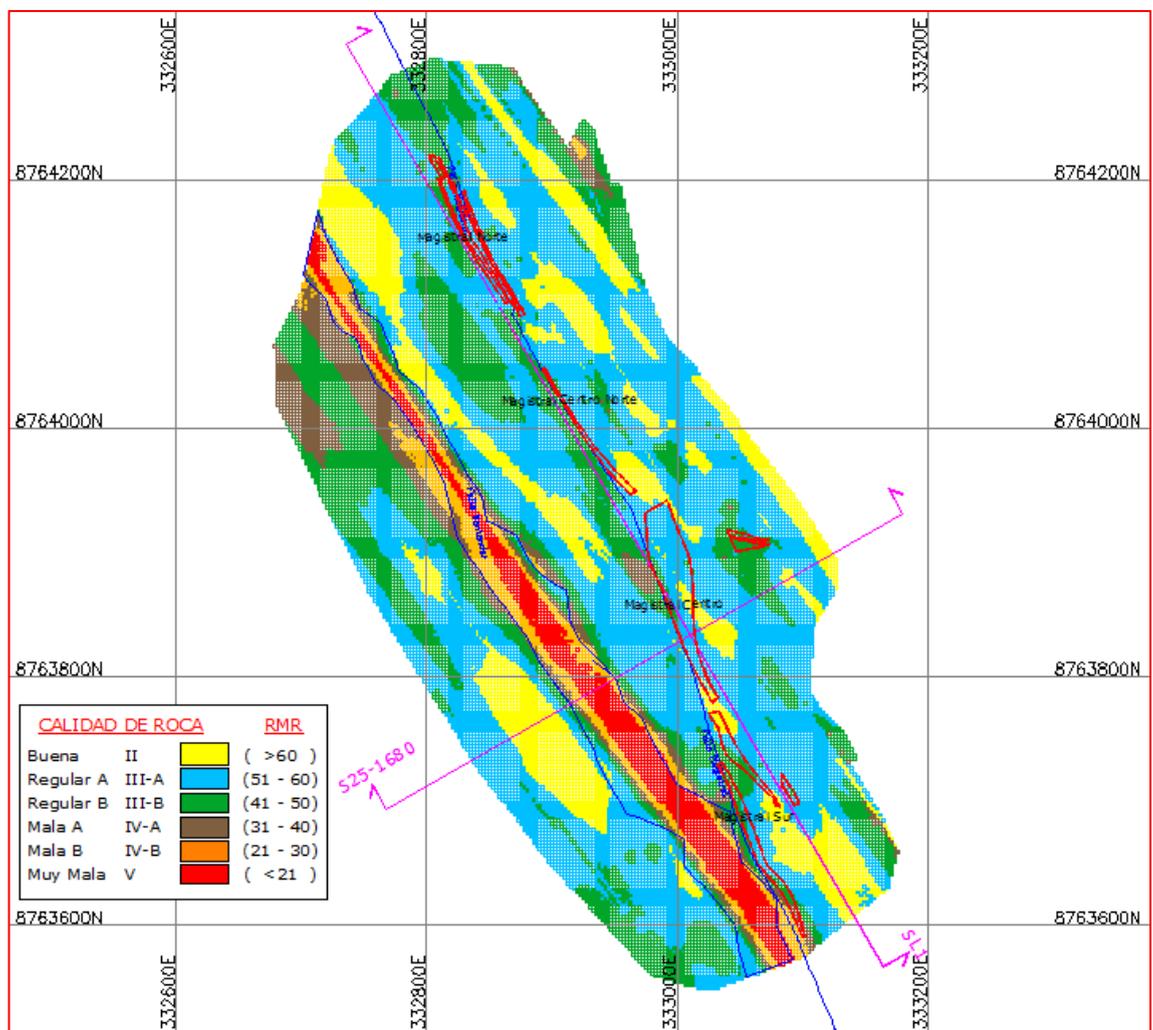
**Fuente: Oficina de Geología.**

En la Figura N° 14, se observa los cuerpos mineralizados en evaluación, así como los sondajes utilizados para el modelamiento. Para mejor visualización del resultado de la zonificación, se ha elaborado planos una para cada cuerpo mineralizado. Cabe mencionar que para el caso del cuerpo Magistral Norte (MN), aproximadamente en la cota 4350 hacia abajo aparece en la caja techo dos vetas paralelas casi juntas denominadas Oyón 1 y Oyón 2.

En el cuerpo Magistral Centro (MC) también se cita al cuerpo Magistral Centro Norte el cual es la continuación del cuerpo MC hacia el norte, también se aprecia el cuerpo Magistral Centro Techo el cual es una veta Split ubicada al techo del cuerpo MC. De manera particular en el cuerpo MC aparece hacia la caja piso dos vetas paralelas verticales que se hallan en orientación perpendicular a MC, las cuales están denominadas Fátima Norte y Fátima Sur.

Para el caso del cuerpo Magistral Sur (MS), aproximadamente en la cota 4370 aparece hacia la caja techo una veta paralela denominada Magistral Sur 1 y a medida que profundiza en la cota 4340 aparece otra veta hacia la caja techo denominada Magistral Sur 2. En la Figura N°15 se muestra la zonificación en planta de la cota 4300, donde se observa los tres cuerpos mineralizados en evaluación.

**Figura 15: Zonificación geomecánica en planta de la cota 4300 de MN, MC y MS**



Fuente: Oficina de Geología.

#### 4.2.4. Resistencia de la roca.

##### 4.2.4.1. Resistencia de la roca intacta.

Uno de los parámetros cruciales para entender el comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca en su estado íntegro. Durante las operaciones en terreno, en las estaciones geomecánicas de las labores mineras, se llevaron a cabo golpes con el martillo de geólogo con el fin de estimar la resistencia compresiva de la roca en su estado íntegro. Procedimientos similares se aplicaron para calcular la resistencia en los testigos rocosos que fueron registrados geotécnicamente. En evaluaciones previas, se llevaron a cabo pruebas de rebote con el martillo Schmidt, siguiendo las normativas sugeridas por la ISRM, para calcular la resistencia compresiva de la roca en su estado íntegro. En el Cuadro N° 05 se muestran estos resultados.

**Cuadro 8: Resistencia compresiva de la roca intacta (Determinada por ensayos con el martillo de Schmidt)**

Ubicación	Litología	Rango $\sigma_c$ (MPa)	$\sigma_c$ (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: Elaboración propia.

##### 4.2.4.2. Condiciones del agua subterránea.

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores

subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad en la excavación, por ello es importante tomarlo en cuenta. A partir de las observaciones realizadas en las áreas de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, se aprecia que en los niveles más profundos hay mayor presencia de agua y esto se debe a que el agua busca deprimirse hacia las cotas inferiores. En los niveles superiores las condiciones de agua han sido menos intensas respecto a la presencia de agua en las labores de profundización. Las zonas de falla actúan como conductos a través de los cuales se producen las filtraciones de agua, habiéndose registrado casos de flujos de hasta 50 l/s en un frente próximo a la falla de la zona del Cuerpo Magistral Sur. Actualmente, desde los niveles inferiores se está bombeando un flujo de 440 l/s. En condiciones de roca de buena calidad el problema del agua en las condiciones de estabilidad de las excavaciones no es muy significativa, sin embargo, en las masas rocosas de calidad inferior puede ser significativa la presencia del agua en las condiciones de estabilidad de las labores mineras.

En el Acápite de Sostenimiento, se ha descrito la forma que se procede en presencia de filtraciones de agua: se lanza una primera capa de shotcrete, luego se instala malla electrosoldada con split sets espaciados a 1.5 m y sobre ella se lanza una segunda capa de shotcrete para cubrir la malla. Si es necesario se refuerzan con pernos helicoidales. Los Split sets en este caso sirven como tuberías de drenaje de la excavación.

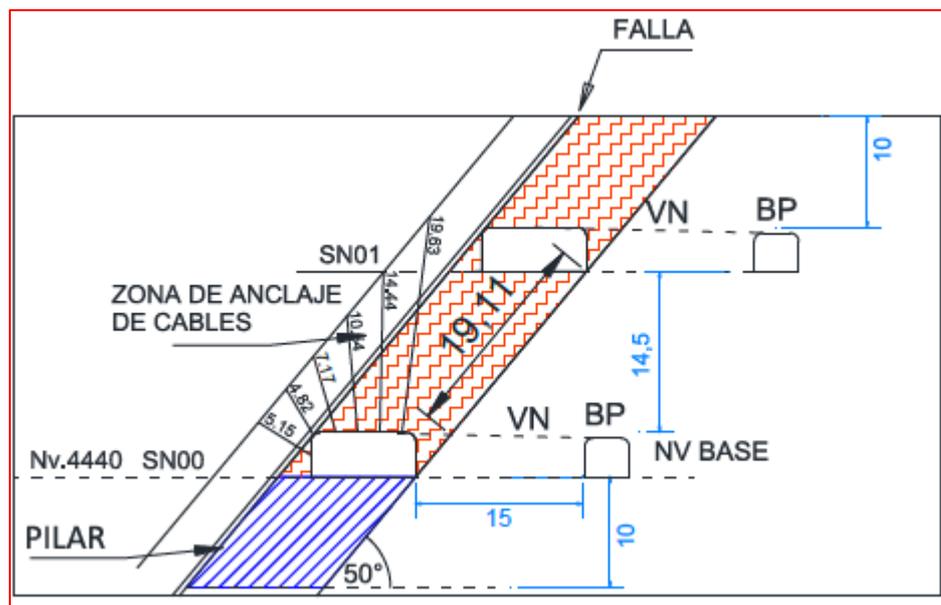
#### **4.2.4.3. Perfil de riesgo futuro.**

TREVALI requiere conocer si existe un riesgo cada vez mayor a medida que la mina profundiza progresivamente. Al respecto se puede afirmar que el minado de profundización puede traer consigo la ocurrencia de nuevos eventos de inestabilidad asociados a la estructura de los cuerpos mineralizados y el método de explotación que se está aplicando, debido a:

- a)** La presencia de fracturas paralelas y diagonales en la caja techo del cuerpo Magistral Norte a la altura de los Niveles 4350 a 4370 y en otros sitios a identificarse.
- b)** El cambio de buzamiento del cuerpo mineralizado Magistral Centro de 70° a 50° entre los Niveles 4290 a 4370.
- c)** La aproximación de los cuerpos Sur 1 y Sur 2 a la gran falla Santander a medida que se profundiza la estructura mineralizada, teniendo en la caja techo una capa de arenisca de la formación Oyón de tan solo 5.5 m a 8.3 m de espesor con buzamiento de 50°.
- d)** También por el desgajamiento de la caja techo en Magistral Sur por presencia de fallas y fracturas paralelas a la estructura de la falla Magistral. Cuando el avance de la explotación llegue a estos puntos críticos se deberá adoptar las siguientes medidas:
  - ✓ En el cuerpo Magistral Norte, aplicar todo el procedimiento hasta el momento desarrollado, desde el mapeo riguroso y caracterización del macizo rocoso de la caja techo, sostenimiento, cableado, diseño de pilares de protección y recuperación total o parcial de las mismas, considerando siempre las particularidades de cada caso.

- ✓ En el Cuerpo Magistral Centro el cambio de buzamiento obliga a revisar los parámetros de altura vertical del banco de explotación por cuanto que, si se mantiene la altura original de 14.5 m en la práctica se tendrá un banco de 18.9 m de altura inclinada y al disparar se tendrá un techo expuesto de unos 29 m, además de la posibilidad de que se produzca una fuerte desviación de los taladros de producción; entonces, dependiendo de las características geomecánicas del macizo rocoso de la caja techo se deberá poner énfasis en el sistema de cableado de la caja techo según esquema mostrado en la Figura 16 También hacer voladuras positivas y negativas.

**Figura 16: Esquema de cableado de la caja techo para bajo buzamiento**



**Fuente: Oficina de Geología.**

- ✓ En Magistral Sur, dependiendo del buzamiento de la estructura mineralizada se puede aplicar:
  - Los procedimientos estandarizados en Santander como

cableado similar al señalado para el Cuerpo Magistral centro (Figura N°. 16) pilares de protección, sostenimiento y recuperación de pilares, adelante comenta sobre el modelamiento numérico en que se considera dos principales calidades de masa rocosa presentes en los cuerpos mineralizados.

- Los factores de seguridad para cada uno de ellos indican que para el caso de la masa rocosa de calidad Regular B (DE-IIIB) las condiciones de estabilidad tanto en las cajas y en los techos son moderadas estando los factores de seguridad (SF) cercanos al equilibrio.
- Las condiciones de estabilidad mejoran cuando los cuerpos mineralizados tienen buzamiento empinado, y viceversa. Cuando la roca es de mejor calidad como el caso de Regular A (DE-IIIA), las condiciones de estabilidad mejoran y la aplicación del minado puede ser desarrollado sin mayores inconvenientes.

Un aspecto importante es la presencia de la falla Magistral que se halla por lo general hacia el contacto del mineral con la caja techo. La presencia de esta falla genera condiciones de inestabilidad en algunos casos si no es controlada adecuadamente, la utilización de cablebolt que cruce hacia la caja techo evitará posibles derrumbes de esta, en ese sentido su instalación es muy necesaria principalmente en los cuerpos que tienen bajo buzamiento.

### **4.3. Prueba de la hipótesis**

#### **4.3.1. Comentarios y análisis de los métodos de minado alternativos**

##### **4.3.1.1. Métodos alternativos de minado.**

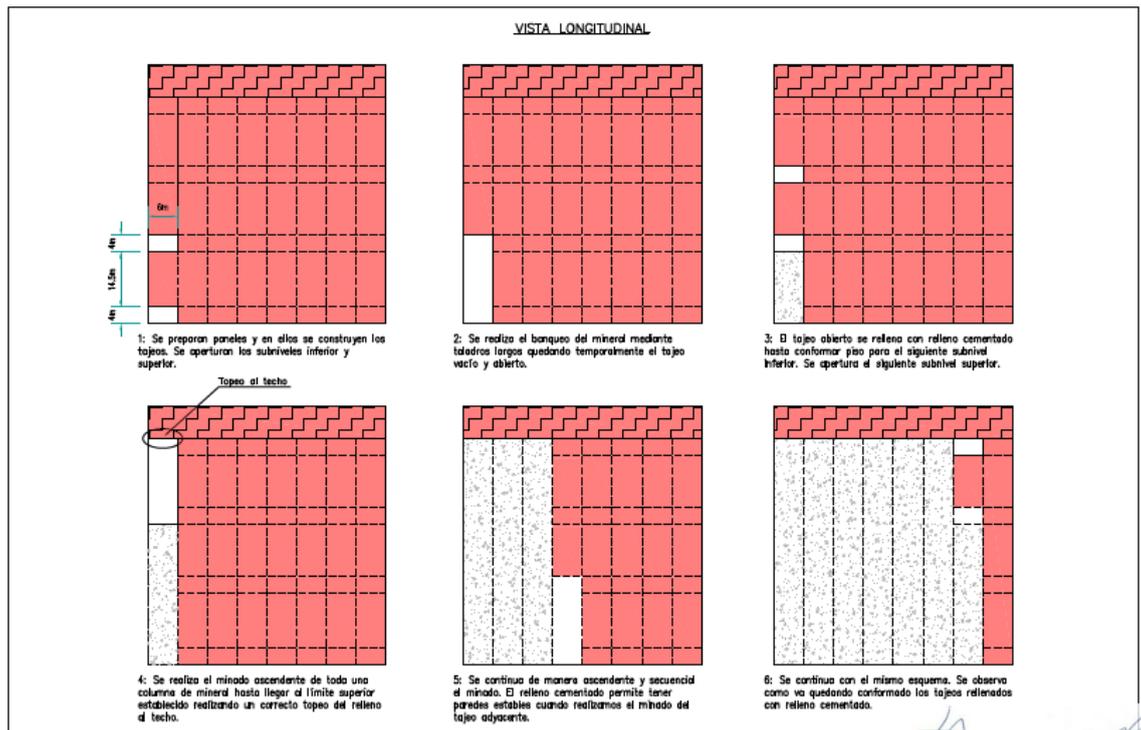
En condiciones de masa rocosa de calidad Regular A (IIIA) o superiores no habrá mayores problemas para continuar utilizando el método de minado por B&F en los tres cuerpos mineralizados principales, siempre y cuando se adopten todas las recomendaciones dadas en este informe. En condiciones de roca de calidad Regular B (IIIB), que ocurre mayormente en el Cuerpo Magistral Sur y en menor grado en los Cuerpos Magistral Centro y Magistral Norte, y con mayor razón en masas rocosas de calidades inferiores, pueden ocurrir algunos problemas de inestabilidades, particularmente en las mayores potencias de los cuerpos mineralizados o proximidad del minado a la gran falla Santander como es el caso de Magistral Sur, o retrasos por flujos de agua en los frentes de avance. Para tener alternativas de solución a los problemas de inestabilidades mencionados, se proponen aquí, a solicitud de TREVALLI, los métodos alternativos de minado: “corte y relleno” (Cut & Fill – C&F) y “tajeos por subniveles” con taladros largos” (Sublevel Stopping – SLS). Hay variadas modalidades de corte y relleno, que dependerán de las condiciones geomecánicas, que presenta la masa rocosa y de la potencia de la estructura mineralizada.

Se debe tomar en cuenta que para las condiciones geomecánicas de la masa rocosa involucrada con los cuerpos mineralizados en estudio no habrá problemas para aplicar la modalidad de corte y relleno ascendente (Overhand Cut & Fill Mining – OC&FM). Con este método

de minado se puede llegar a abrir tajeos de hasta 8 m de ancho, que es aproximadamente la potencia promedio de la mineralización, y con sostenimiento adecuado. Para las mayores potencias (que llega hasta 15 m o más) quedan las alternativas “galerías y relleno” (Drift & Fill – D&F), utilizando relleno cementado de baja resistencia combinado con relleno no cementado, y el “corte y relleno con pilares” o lo que es lo mismo “cámaras y pilares con relleno” (Post Room & Pillar Mining – PR&PM), utilizando relleno no cementado.

Según los resultados de la aplicación del método gráfico de estabilidad y del modelamiento numérico realizado, considerando las mayores potencias de la estructura mineralizada queda la opción del método de minado SARC (Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado), que es un método de minado muy utilizado en Perú para explotar yacimientos polimetálicos y que es una modalidad del método de minado SLS. El SARC podría ser aplicado de manera general para explotar el yacimiento en todo el rango de potencias que presentan las estructuras mineralizadas.

**Figura 17: Subniveles ascendentes con relleno cementado-SARC**



**Fuente: Mina Santander.**

#### 4.3.1.2. OC&FM.

Podría ser factible explotar los cuerpos mineralizados hasta potencias de 8 m con sostenimiento del techo de los tajeos. Este método de minado es muy conocido en nuestro medio y no hay características especiales que puedan ser resaltadas para su aplicación en Santander, por lo que los ingenieros de planeamiento y diseño de la mina deberán establecer la secuencia de avance que más se adecúe a los procedimientos operativos y de producción. El relleno que se necesita en este caso es el convencional (sin cemento), salvo que se requiera recuperar los pilares puente de mineral. La dilución con este método de minado puede estar entre 4 y 5 % y la recuperación del 85 al 95 %.

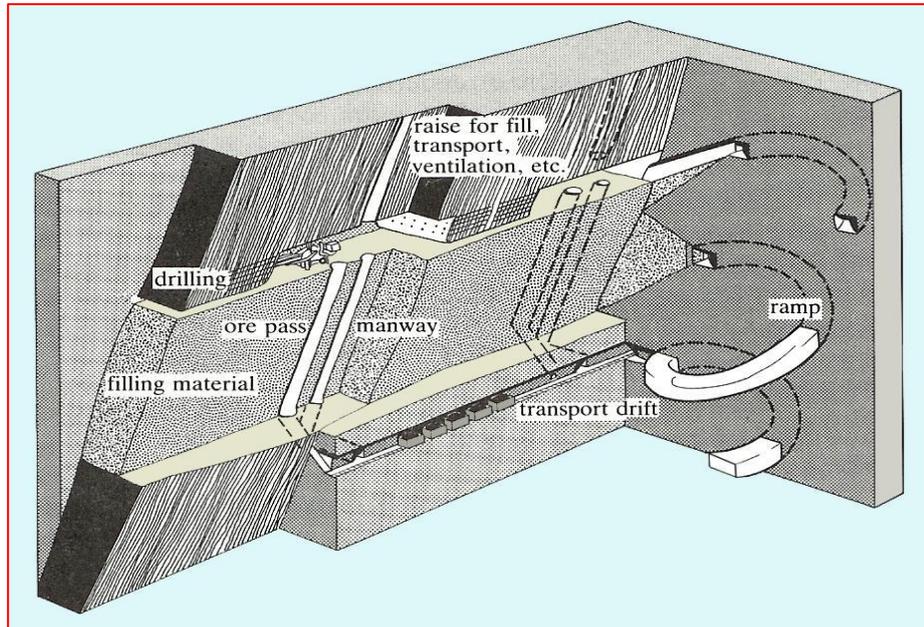
#### **4.3.1.3. D&F.**

Método que involucra galerías y pilares corridos que constituyen una especie de tajeos primarios (las galerías) y secundarios (los pilares), alineados ya sea paralela o perpendicular al rumbo del cuerpo, recomendando 5 m de ancho x 5 m de altura tanto de las galerías (cámaras) como de los pilares, sosteniendo la bóveda de las cámaras.

La extracción en este caso se realiza de manera ascendente mediante cortes. Se lleva a cabo la perforación y voladura para completar un primer corte, seguido de la limpieza del mineral y el sostenimiento de la galería (drift), que posteriormente se rellena con material cementado, ajustándolo adecuadamente al techo. Luego, se procede a la recuperación del mineral del pilar situado entre dos galerías, rellenándolo ya sea con material cementado de baja calidad o sin cemento. Este proceso de extracción ascendente se repite en cada corte horizontal. Es evidente que es esencial garantizar el sostenimiento adecuado de los techos en las excavaciones de los pilares durante el proceso de recuperación.

Un aspecto crítico es asegurar un tope sólido del relleno en el techo; la ausencia de un buen tope podría resultar en problemas de inestabilidad local y global, especialmente dada la calidad de la masa rocosa mineralizada. En relación con el método de corte y relleno ascendente conocido como D&F, la dilución se estima en aproximadamente un 5%, y la recuperación del mineral oscila entre el 90% y el 95%.

**Figura 18: Esquema del método de minado “corte y relleno” ascendente mecanizado.**



**Fuente: (over cut and fill) academia**

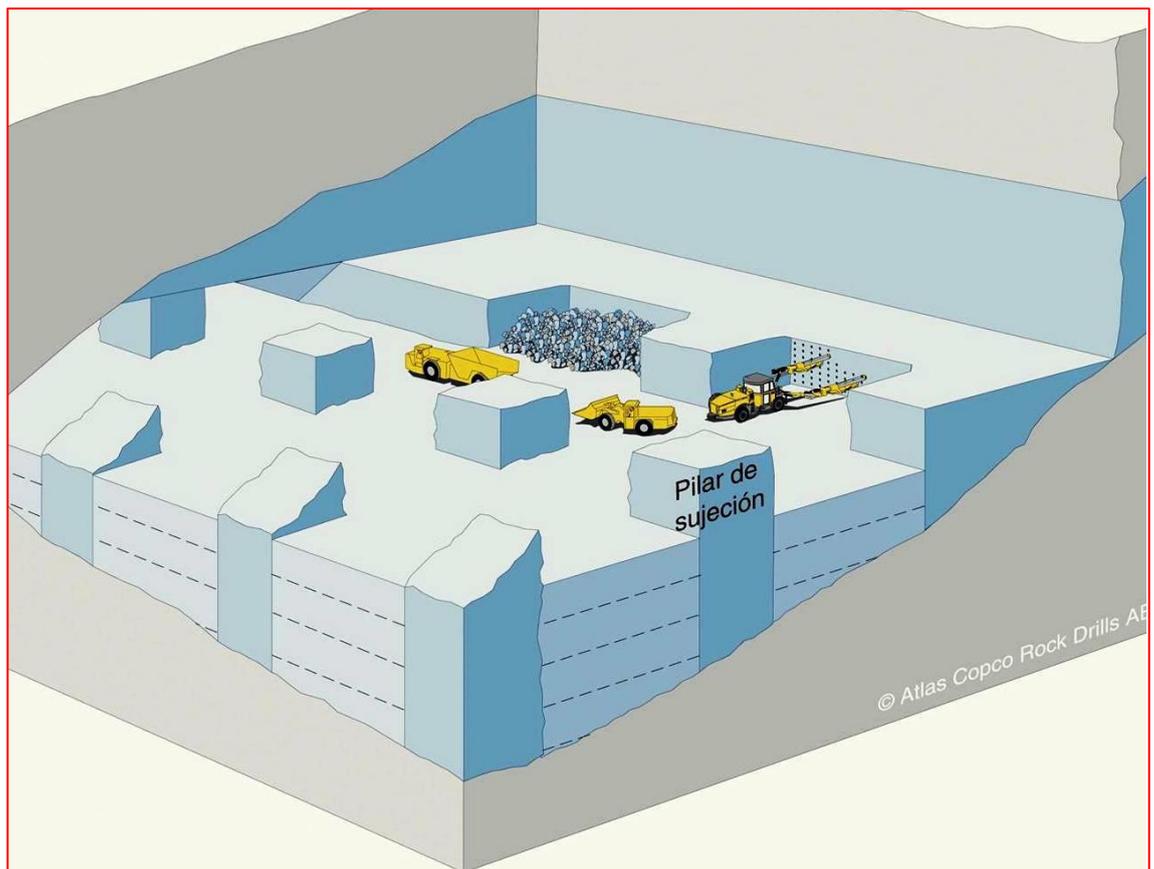
#### **4.1.3.4. PR&PM.**

Se ilustra este método de minado en el Anexo 7 de este informe, que podría ser aplicable en las mayores potencias de los cuerpos mineralizados. Para una mayor recuperación del yacimiento se establece que el esquema de minado sería de cámaras y pilares cuadrados, este esquema podría variar razonablemente para acomodar los pilares a los materiales de desmonte o mineral de baja ley. Los pilares serían de 5 m de lado y las cámaras de 5 m de ancho, con altura de 5 m. Esto representa una recuperación del 75 %, con diluciones que varían entre 5 y 10 %. Los techos de las cámaras deberán ser sostenidos. Por otro lado, después de cada corte se deberá utilizar el relleno (no cementado) de los tajos.

El minado con PR&PM es una extensión del método OC&FM solo que es aplicable solo en las partes más anchas del yacimiento, es

decir, si se estuviera utilizando el OC&FM en anchos del minado de hasta 8 m y la potencia de la estructura mineralizada aumentara, luego de inmediato se pasa al PR&PM. El minado deberá comenzar desde una base inferior e ir ascendiendo conforme el avance del minado. Hay que cuidar que el minado avance piso por piso, de manera horizontal, acabado el minado de un piso se pasará al minado del siguiente piso superior. Aparte de ello no hay aspectos especiales de tener en cuenta en la secuencia de avance del minado, esta secuencia deberá atender a las necesidades de producción de la mina y a los procedimientos operacionales.

**Figura 19: Esquema del método de minado Post room & pillar mining.**



**Fuente: Atlas Copco Rock Drills ABC**

#### **4.1.3.5. SARC.**

La altura entre los subniveles sería similar a la utilizada en el B&F actual. El ancho de los tajeos sería de 6 m, lo adecuado para controlar la estabilidad del techo Corte y relleno de parada del tajeo con sostenimiento de pernos, malla y shotcrete. A medida que se gane experiencia y se encuentre mejor calidad de masa rocosa este ancho puede aumentar, el método es flexible a ello. La longitud de los tajeos puede ser de 20 m si el minado fuera longitudinal (paralelo al rumbo de la estructura mineralizada) y en toda la potencia del cuerpo si el minado fuera perpendicular a la veta. Hay más de una alternativa de secuencia de avance del minado con el SARC, por la experiencia de los autores de este informe, la secuencia de avance recomendada es la “secuencial ascendente y en retirada” (ver Figuras del Anexo 7), ya que esta se podría adaptar mejor a Santander.

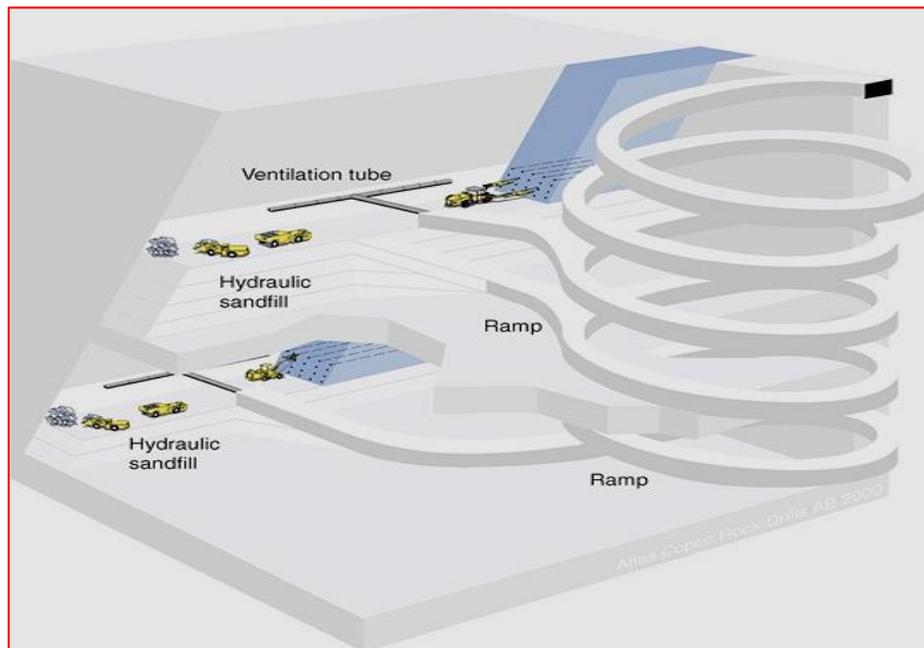
Siguiendo esta secuencia, se conseguirían condiciones de estabilidad mejoradas tanto a nivel local como global. La sugerencia en esta situación es establecer paneles, y dentro de cada panel llevar a cabo una explotación secuencial ascendente y en retirada. Cada panel, a su vez, puede subdividirse en áreas de extracción según la cantidad de frentes de producción deseados. En cada área de extracción, se iniciará la extracción en la parte inferior del panel, avanzando luego de manera columnar y aplicando relleno cementado. Cuando se culmine el minado de toda la columna, el minado será en el costado del tajeo del fondo relleno con relleno cementado de aproximadamente 0.7 MPa de resistencia

compresiva no confinada, exponiendo la pared del mismo; así, en forma sucesiva continuará el minado hasta explotar todo el área y panel.

Para implementar efectivamente el método SARC secuencial ascendente y en retirada, sería óptimo completar las labores de preparación desde la base del yacimiento hasta la parte superior. Aunque inicialmente pueda parecer una desventaja, se puede realizar un ascenso escalonado desde la cima hacia abajo, construyendo horizontes de relleno cementado con mayor resistencia. Esto serviría como una losa para las áreas inferiores, previniendo la formación de pilares puente de mineral y, por ende, mejorando la recuperación total del mineral del yacimiento. Otra alternativa de secuencia de avance del minado es utilizando el concepto de tajeos primarios y secundarios, pero no es recomendable para Santander.

Este método de minado es relativamente selectivo, la dilución podría estar en el orden de 5 % y la recuperación podría variar de 90 a 95 %. La mayor dilución ocurre a causa de la baja resistencia del relleno cementado, esto se supera con un buen diseño de la mezcla de relleno cementado, que podría ser relleno en pasta (PF), por el relleno hidráulico cementado (CHF), por el relleno con agregados cementados (CAF) o por el relleno rocoso cementado (CRF), según la disponibilidad de materiales de relleno en la mina.

**Figura 20: Esquema del método de minado “corte y relleno” de parada**



**Fuente: Brady y Brown**

#### **4.3.2. Gestión de la mina en términos de producción y estabilidad**

En la mina Santander no se ha observado condiciones de inestabilidad que afecten la producción de la mina ni ponga en riesgo el normal desarrollo de las operaciones. La baja producción actual de la mina (1,700 toneladas diarias) no se debe a condiciones de inestabilidad sino al retraso en la preparación de la mina. El macizo rocoso encajonante está conformado en la caja piso por las calizas de la formación Chulec que tienen buena resistencia a la compresión y geomecánicamente clasifica como roca Tipo IIIA a IIIB; en tanto que la masa rocosa que se encuentra hacia la caja techo de la falla Magistral es arenisca de la formación Oyón que geomecánicamente clasifica como roca Tipo IIIB a Tipo IVA y que muy cerca de la falla se encuentra alterada. Todas las superficies de las excavaciones están cubiertas por shotcrete, y reforzadas con pernos helicoidales en las labores permanentes y con split sets en las labores temporales.

En tramos donde se aprecia la mala calidad del macizo rocoso hacia la caja techo de los cuerpos mineralizados se aplica un sostenimiento combinado de shotcrete de 2" con pernos helicoidales cementados espaciados a 1.5 m y los cables espaciados a 2 m. Todas estas medidas de sostenimiento, en la calidad y cantidad utilizadas, e instaladas oportunamente, garantizarán un buen control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado de Santander la secuencia de minado actual y tiempo permisible para el relleno.

El ciclo del minado tal como actualmente se está ejecutando es correcto. La perforación es independiente de las demás actividades, el relleno tiene su propia dinámica, manteniendo la distancia del diseño del tajo y que va en función del avance de la voladura; la restricción para optimizar los tiempos se encuentra en la secuencia continuada de voladura y limpieza de mineral.

Operativamente, en condiciones normales del terreno, para evitar la contaminación del mineral con el relleno, en la mina Santander se mantiene un claro de 30 m entre la cresta superior del relleno detrítico y la cara libre del banco en producción, esto significa que, si por guardia se dispara 2 filas de 12 m de ancho, se tiene un avance de 6 m/día, luego para llegar a los 30 m de avance se requiere por lo menos 5 días. Ese es el tiempo en que debe permanecer abierto el tajeo antes de comenzar a ser relleno.



estándar establecido en Santander (20 m), con lo cual el tiempo para el relleno deberá como máximo ser aproximadamente 3.5 días

### **4.3.3. Comentarios de la estabilidad futura de tajeos.**

#### **4.3.3.1. Sostenimiento a aplicarse.**

La estabilización en los tajeos está direccionada al control de la estabilidad de los techos y de la caja techo en los mismos. Para el caso del techo, el control puede hacerse con la utilización de pernos de roca o cablebolts, el uso de uno u otro dependerá del ancho del tajeo. Para tajeos de hasta 8 m de ancho, la estabilidad puede ser controlada con el uso de pernos de como mínimo 10 pies de longitud, para anchos mayores a 8 m, la estabilización preferentemente debe hacerse con cablebolt y la longitud de los cables estará en función al ancho del tajeo, a mayor ancho de tajeo mayor longitud de cablebolt. Para el caso del sostenimiento en la caja techo obligadamente se debe colocar cablebolt con longitudes de como mínimo 9 m y espaciamientos de 1.5 a 2 m. Hay que tener presente que la citada longitud corresponde a un cable instalado perpendicularmente a la caja techo. Si el cable tiene un ángulo distante a  $90^\circ$  con la caja techo, la longitud del cable debe ser mayor y su longitud debe ser calculada geoméricamente.

La finalidad de la instalación de los cables de acero es asegurar las diferentes discontinuidades que se presentan en el estrato inmediato al contacto del mineral con la caja techo y anclar en una roca sana y estable existente detrás del contacto con la falla Magistral. La información estructural y geomecánica necesaria para interpretar la configuración de las cuñas y falsas cajas que se presentarán en el techo de los tajeos no es

directa, sino que provienen de un oportuno y adecuado mapeo que se realiza durante la construcción de los subniveles en mineral. Esta información nos permite:

- ✓ Predecir cuál es la potencia de las capas inestables atravesadas por fracturas paralelas, perpendiculares y diagonales a la línea de contacto del mineral con la caja techo.
- ✓ Configurar las dimensiones y la ubicación de las cuñas inestables que puedan presentarse durante la explotación.
- ✓ Evaluar el grado de alteración y la intensidad del fracturamiento de la masa rocosa adyacente al contacto del mineral.

Toda la información obtenida durante la construcción de los subniveles debe ser graficada en planos con secciones en detalle de los tramos críticos para que a partir de estos datos se haga un adecuado diseño de sostenimiento con cables. Los cables de acero deben ser diseñados de tal manera que puedan cumplir los siguientes requisitos:

- ✓ Anclar todo el paquete de roca relajada de la caja techo hacia una capa de roca sana y estable; por tanto, el cable debe penetrar en roca sana atravesando por lo menos una capa de 4 m de espesor para tener una buena longitud de anclado útil.
- ✓ El área de influencia del cable (espaciamiento) debe ser tal que la carga estimada del paquete relajado que va a sostener después del disparo no sea superior al 80% de la máxima carga de rotura del cable (25 t).
- ✓ El relleno de cemento para el anclado del cable debe tener una dosificación en peso de agua/cemento de 30 a 35% para alcanzar una

buena resistencia a la compresión, lo que redundará en otorgar una buena adherencia cable/cemento y cemento/roca.

- ✓ La orientación de los cables debe ser en abanico, desde perpendicular al contacto de la caja techo en el subnivel inferior hasta casi vertical o vertical a la altura del subnivel superior; por tanto, la longitud de los cables variará pudiendo alcanzar longitudes de hasta 15 a 20 m en los verticales o sub verticales.
- ✓ La instalación de los cables siempre será desde el subnivel inferior hacia arriba.

El Área de Planeamiento en coordinación con Geomecánica diseñará la instalación de los cables por secciones, dando prioridad a los casos especiales donde se prevé que se presentarán condiciones de inestabilidad.

#### **4.3.3.2. Geometría de los tajeos.**

La geometría de los tajeos fue establecida en el Cuadro del acápite del dimensionado el tamaño de los mismos en función de los distintos parámetros geomecánicos de la masa rocosa y las condiciones geométricas de los cuerpos mineralizados. Hay que tener presente que en el caso de los cuerpos donde el buzamiento sea menor a  $60^\circ$  es recomendable adoptar las medidas de control de la estabilidad mencionadas en el Acápite respectivo de control de estabilidad respectivo. Por decir, para el caso del cuerpo Magistral Centro, para masa rocosa de calidad Regular B (DE-IIIB) donde el buzamiento es de  $60^\circ$ , para un ancho de tajeo de 10 m y altura de 22.5 m, se puede abrir un tajeo con longitud de alrededor de 20 m utilizando el sostenimiento con cablebolt. De

presentarse una inestabilidad local, en caso de presencia de terreno malo, a medida que se desarrolla la explotación, es recomendable dejar un pilar de buzamiento para controlar la inestabilidad potencial, luego realizar el relleno del tajeo y después continuar el minado haciendo un nuevo slot.

#### **4.3.3.3. Secuencia de minado.**

La secuencia del minado es importante para realizar un minado seguro. La secuencia a seguir durante la explotación es:

- a) **EN PRIMER TÉRMINO:** El minado debe hacerse en forma ascendente iniciando por el banco inferior existente entre el nivel principal o subnivel 0 y el subnivel 1, luego el banco existente entre los subniveles 1 y 2 seguido del 2 y 3, finalmente el banco existente entre los subniveles 3 y 4
- b) **EN SEGUNDO TÉRMINO:** El minado debe hacerse en retirada, desde los extremos Norte y Sur avanzando hacia al crucero de acceso, de manera continua si el macizo rocoso presenta techo estable, o por tramos (respetando los pilares) si se presentan cuerpos con techos inestables.

La recuperación de parte o la totalidad de los pilares se debe hacer cumpliendo el procedimiento establecido en Santander, es decir, dejando un tabique o costra de mineral del pilar, para lo cual se condicionará la perforación y voladura. El planeamiento del minado determinará el porcentaje de recuperación del o de los pilares que se proyecten para minar el tajeo. Adicionalmente, la secuencia de avance del minado está relacionada con la dirección que debe seguir el minado para lograr mejores condiciones de estabilidad de los tajeos, tanto a nivel local como global.

Según la geometría y potencia de los cuerpos, el minado sigue la dirección paralela al rumbo del cuerpo, de este único modo ha venido llevándose a cabo la explotación de los cuerpos mineralizados tomando como estándar de no abrir cámaras mayores de 15 m en los subniveles. En los tramos donde el cuerpo tiene una potencia considerable mayor a 15 m, se opta por la ejecución de la perforación y voladura en abanico hacia la caja piso para recuperar el mineral.

#### **4.3.3.4. Estrategias de relleno.**

Para el minado establecido de “bench & fill” que se utiliza en mina Santander, el minado requiere la utilización de relleno detrítico que debe ser colocado de tal manera que se mantenga la longitud del tajeo en la máxima longitud de diseño. En ese sentido, los tajeos no deben ser abiertos con longitud mayor a lo recomendado, puesto que se puede generar colapsos de la caja techo y en el techo, trayendo como consecuencia daños a personas o equipos y consecuentemente posibles pérdidas de reservas. En tal sentido, el relleno tiene por finalidad devolver a la cavidad abierta por la explotación la base de apoyo de las cajas y restaurar el equilibrio de fuerzas para mantener la estabilidad del tajeo in-situ. Para llevar una adecuada estrategia del relleno deberá tenerse en consideración lo siguiente: Para el relleno se utilizará el material detrítico producido en la excavación de las rampas de profundización y las labores de preparación de la mina.

El relleno se alimentará por el nivel superior, ingresando por la última ventana, avanzando hacia el centro del tajeo a medida que progresa el disparo de producción.



correcto mapeo geológico que determine el contorno real de la mineralización, los contactos y las estructuras que se presentan hacia la caja techo y una buena caracterización y zoneamiento geomecánico detallado del mismo. Estas actividades corresponden desarrollar a las áreas de Geología y Geomecánica de la mina con la mayor rigurosidad posible mediante un trabajo cotidiano y sistemático.

A partir de esta información se puede aplicar el procedimiento desarrollado por los Ingenieros de Los Quenuales y Trevali, aplicando a cada caso el dimensionamiento de los tajeos, diseño de los pilares de protección, secuencia de minado, tiempo de relleno, etc.

Cada tajeo es en la práctica una realidad diferente y no se puede predecir su comportamiento en base a los datos parciales obtenidos en los trabajos de campo. Lo que sí se puede hacer es elaborar una tabla de parámetros para diversas calidades del macizo rocoso, de tal manera que sea una herramienta que facilite el trabajo de los ingenieros de la mina en circunstancias en que se presenten casos similares a los analizados.

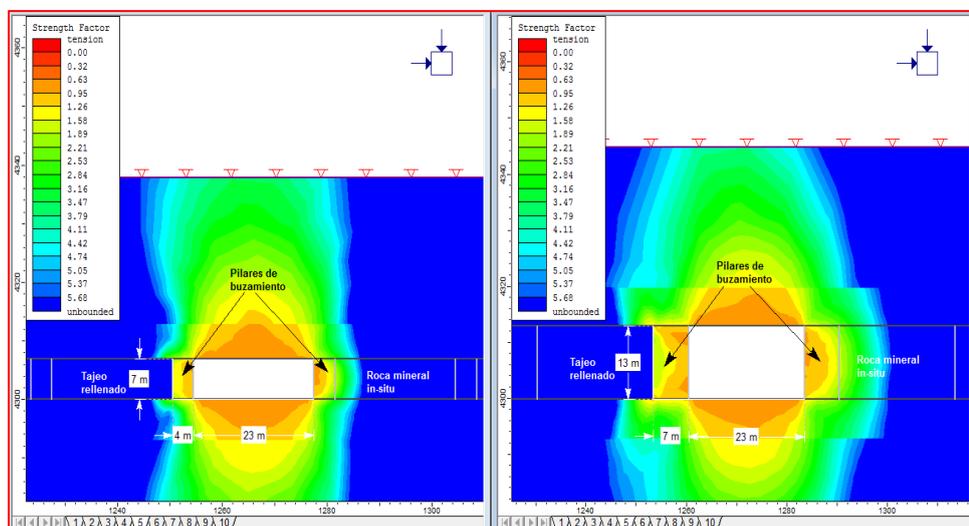
#### **4.3.4. Recuperación de pilares en zonas adyacentes de inestabilidad potencial**

Los pilares de protección del tajeo, incluso de la intersección de los accesos son necesarios en los tramos donde el estudio geológico y geomecánico han determinado la existencia de estructuras que forman cuñas y bloques con riesgo de desprendimiento durante el minado. El dimensionamiento de estos pilares depende principalmente del tamaño inferido de los bloques y cuñas o de la longitud y potencia del tramo alterado de la caja techo. El problema radica en

que, siendo estos pilares parte del mineral cubicado para su explotación, existe la necesidad de recuperar total o parcialmente para minimizar su pérdida.

Al respecto, se han realizado modelamientos numéricos de esfuerzo/deformación para dimensionar los pilares de protección de los tajeos. Los resultados indicaron que, para tramos de roca de mala calidad donde puede presentarse inestabilidad de la caja techo se debe dejar pilares de estabilización (pilares de buzamiento), que se ha dimensionado para potencias del mineral de 7 m y 13 m, resultando (ver Figura 18) en anchos de pilares de buzamiento de 4 m y 8 m respectivamente, y cuyo espaciamiento referencial sería de 23 m, el cual podría variar en función de la calidad del terreno y la necesidad que se presente en la operación. Para los demás anchos de tajeos, el espesor del pilar se puede hacer proporcional a los mencionados.

**Figura 23: Espesor de pilares para tajeos de 7 y 13 m de ancho**



**Fuente: Mina Santander**

#### **4.4. Discusión de Resultados**

##### **4.4.1. Plan para mejorar el estado de producción actual**

Para mejorar el estado de la producción actual se debe adoptar las siguientes medidas:

- ✓ Adelantar los trabajos de desarrollo de las labores de profundización y luego la construcción de las labores de preparación de los tajos, de tal manera que se tenga suficiente cantidad de tajos en explotación simultánea para tener holgura en la producción.
- ✓ Acelerar los trabajos de limpieza de mineral y relleno de los tajos para reducir el tiempo de los ciclos.
- ✓ Diseñar las cámaras de almacenamiento de mineral y las cámaras de carguío en puntos cercanos a los subniveles del tajeo para reducir el tiempo de limpieza con el scoop.
- ✓ Reducir la longitud de los tramos de minado en los subniveles inestables con la finalidad de disminuir las dimensiones de los pilares de protección de la caja techo a la longitud mínima para evitar recuperaciones.
- ✓ Hacer voladura controlada en el alineamiento de los taladros cercanos a la caja techo para minimizar el daño de los disparos sobre las estructuras del techo del tajeo.

##### **4.4.2. Recomendaciones para el control de la estabilidad de las excavaciones**

Las siguientes son las recomendaciones para controlar la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado para que este sea seguro y eficiente.

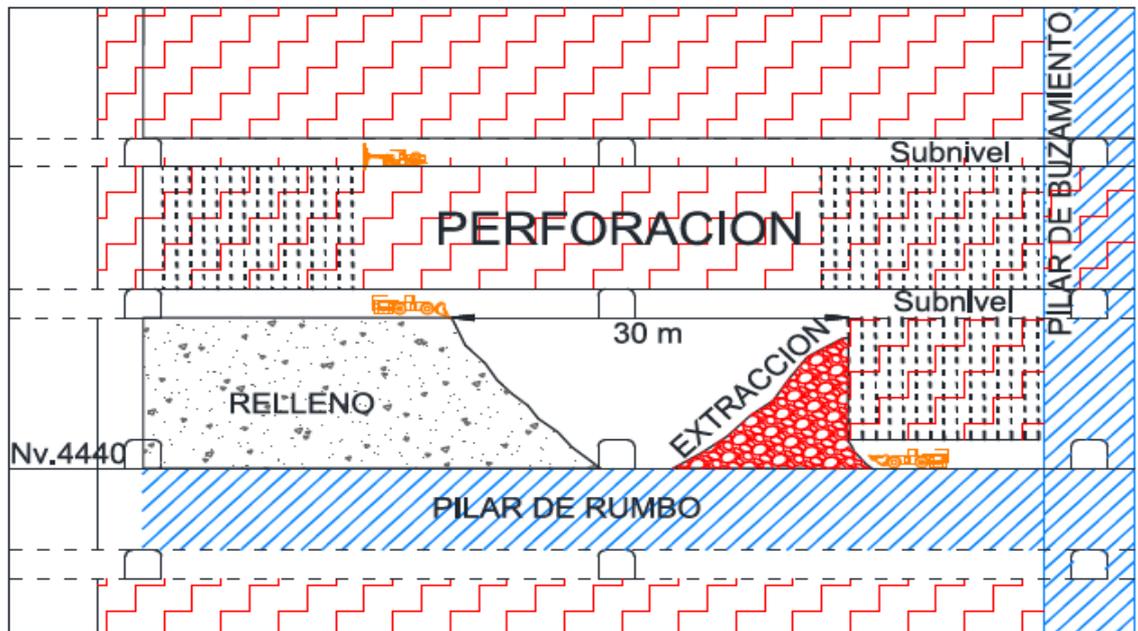
Que el pilar de separación entre el by pass y los subniveles en veta deberá ser

de 12 a 15 m medidos desde el contorno del mineral en la caja piso hasta el hastial cercano del by pass. Los hastiales de las galerías (subniveles) que están en contacto con la caja techo deben ser tratados de la siguiente manera:

- a)** Hacer voladura controlada en todos los taladros que dan hacia la caja techo sin romper el contacto litológico mineral - estéril.
- b)** Desatar las rocas sueltas con equipo mecanizado y retirar los detritos y bloques pequeños a presión de aire comprimido desde el piso hasta el techo.
- c)** Hacer los mapeos geológicos y geomecánicos poniendo énfasis en las estructuras del macizo.
- d)** Lanzar una capa de shotcrete de 2” de espesor desde el zócalo del hastial en todo el arco de la excavación.
- e)** Instalar tubos de drenaje en caso de que haya filtración o flujo de agua.
- f)** Instalar pernos helicoidales cementado sistemáticos.
- g)** Instalar los cables de acero según diseño especial para cada caso de tal manera que puedan empotrarse en la caja techo hasta llegar a una capa alejada a 4 m del contacto.
- h)** Instalar estaciones de convergencia en los subniveles críticos para analizar el comportamiento del macizo rocoso.
- i)** Reducir el tiempo de espera para el relleno del tajeo.

La longitud del claro abierto del tajo (distancia entre la cresta superior del relleno y la cara libre del banco) no debe ser mayor de 30 m en terrenos de buena calidad y en terrenos malos esta distancia debería ser aún menor (20 m).

**Figura 24: Claro abierto permisible.**



**Fuente: Oficina de Planeamiento Trevali.**

El tiempo máximo permisible de exposición de un tajo sin relleno debe ser de 5 días en condiciones normales y en condiciones de inestabilidad potencial 3.5 días.

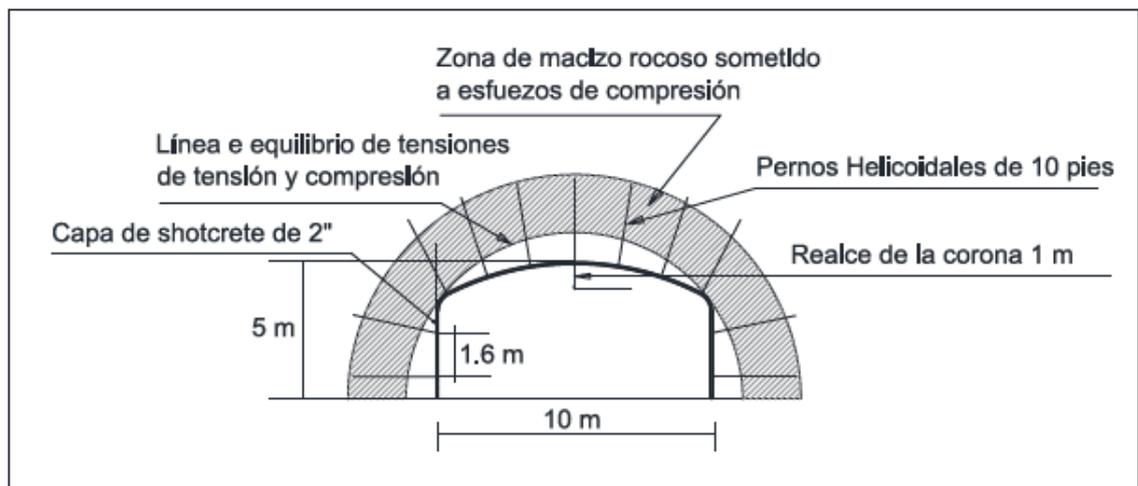
Las intersecciones (rampa con los cruceros, cruceros con los by pass, by pass con ventanas) son zonas de debilidad por tener mayor área de exposición en el techo cuya periferia de la corona está siendo sometida a esfuerzos de flexión y tracción, y porque ocasionan mayor concentración de las presiones verticales sobre sus pilares de apoyo; luego en estos puntos se deberá tomar en consideración las siguientes medidas de control:

- ✓ Desquinchar el techo de la labor un metro más del diseño original arqueando la corona para liberar parte de la roca sometida a esfuerzos de tracción y darle un efecto arco que redistribuya las presiones a los pilares; por tanto, la altura final de las intersecciones debe ser 5.0 m.
- ✓ Después de un buen desate y la limpieza a presión de aire comprimido,

lanzar una capa de shotcrete de 2" en todo el arco, desde los zócalos de los pilares de apoyo hasta 4.0 m de la intersección.

- ✓ Solo de ser necesario, en terrenos de mala calidad, instalar malla electrosoldada, con split sets en todo el arco empaquetando los pilares de apoyo desde los zócalos hasta 4 m de la intersección.
- ✓ En caso sea necesario, lanzar una segunda capa de shotcrete hasta cubrir totalmente la malla electrosoldada.
- ✓ Reforzar los pilares y la bóveda de la intersección con pernos helicoidales cementados de 10 pies distribuidos sistemáticamente con espaciamiento de 1.6 m para anclar las capas de roca relajada en macizo rocoso estable.

**Figura 25: Intersección con sostenimiento propuesto**



**Fuente: Mina Santander**

#### **4.4.3. Control de la diluci3n del mineral por ca3da de la caja techo.**

Para controlar la diluci3n del mineral por la ca3da de la caja techo se debe:

A partir de un adecuado reconocimiento de las estructuras y la calidad del macizo rocoso de la caja techo, instalar los tendones de cable de acero con los parámetros (espaciado, longitud) mencionados en acápite anteriores, de tal

manera que sobrepase la línea superior del contacto de la falla hacia una capa de unos 4 m de potencia para anclar en roca sana y no en la falsa caja.

Si el macizo de la caja techo es de mala calidad, reducir los tramos de minado a 20 m y dejar pilares de protección según diseño, de ser necesario. Respetar rigurosamente la secuencia y los tiempos del minado dándole mayor velocidad a la limpieza.

Reducir el tiempo de exposición de la cavidad del tajo dando mayor velocidad al rellenado del claro abierto.

El equipo optech que se tiene disponible en Santander es una herramienta útil para controlar la dilución, por tanto, es recomendable continuar con su uso adecuado.

#### **4.4.4. Recomendaciones para gestionar posibles inestabilidades.**

Se proporcionan aquí las recomendaciones necesarias para gestionar cualquier posible fracaso y recuperar el control de las condiciones de la roca. El colapso de un tajeo no se produce repentinamente, sino que a diario se va presentando anomalías en el comportamiento de la caja techo; por tanto, es necesario hacer una evaluación cotidiana del tajeo, con mayor razón si se prevé que está debajo de una caja techo de mala calidad o con presencia de fallas y cuñas.

Para hacer la evaluación cotidiana existe un formato de Registro de Datos de Evaluación Geomecánica de Minado Bench & Fill (ver Figura 21) donde se anota:

Figura 26: Formato de evaluación geomecánica del método B&F.

Trevalli		N° 003-17		DATOS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE MINADO BENCH AND FILL (B&F)		U.E.A. SANTANDER					
MINA	MAGISTRAL SUR	LABOR		MAPADO POR	David Hinojosa Maldonado	FECHA	22 Junio 2018				
NIVEL	4300	PROGRESIVA		TURNO	A						
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						VALORACION				
	VALOR ESTIMADO						FLA	PSO	ML	TECH	
ROBET COMPRESION (MPa)	>50 (E)	30-50 (D)	20-30 (C)	10-20 (B)	5-10 (A)	<5 (E)	<5 (E)	1	4	4	4
RQD %	80-100 (D)	75-80 (D)	50-75 (B)	25-50 (B)	25-50 (B)	<25 (E)	<25 (E)	2	10	10	10
IMPACTAMENTO (m)	>2 (D)	0.2 (E)	0.2-0.8 (E)	0.2-0.8 (E)	0.2-0.8 (E)	<0.08 (E)	<0.08 (E)	3	9	9	9
CONDICION DE	PERFORANCIA	<10 in Long (D)	10 in Long (D)	3-10in (D)	10-20in (E)	> 20 in (E)	> 20 in (E)	4A	4	4	4
	APERTURA	Cerrada (D)	<5 mm apert (D)	0.1-10mm (E)	1-5 mm (E)	> 5 mm (E)	> 5 mm (E)	4B	4	4	4
JUNTAS	RESISTENCIA	Muy Rigida (D)	Rigida (D)	Lig Rigida (D)	Liaa (E)	Slavae < 5 mm (E)	Slavae > 5 mm (E)	4C	3	3	3
	RESILIANO	Ligida (D)	Duro < 5mm (E)	Duro > 5mm (E)	Muy Aterida (E)	Muy Aterida (E)	Descompuesta (E)	4D	3	3	3
ALTAZACION	Neva (D)	Lig Aterida (D)	Muy Aterida (E)	Muy Aterida (E)	Muy Aterida (E)	Plajo (E)	Plajo (E)	5	10	10	10
	AGUA SUBTERRANEA	Neva (E)	Humedo (E)	Mojado (E)	Mojado (E)	Mojado (E)	Muy Mojado (E)	5	10	10	10
ORIENTAL DISCONTINUIDADES	Muy Severas (E)	Favoritas (E)	Medio (E)	Desfavoritas (E)	Desfavoritas (E)	Muy Desfavoritas (E)	Muy Desfavoritas (E)	5	10	10	10
VALOR TOTAL RMR (suma de valores de la E) = 39 39 39											
CLASE DE MACIZO ROCOSO											
RMR	80-100	60-80	40-60	20-40	10-20	0-10	0-10	IVA	IVA	IVA	IVA
DESCRIPCION	Muy Sólido	Sólido	En Fragmentos	En Fragmentos	En Fragmentos	Muy Frágil	Muy Frágil				
CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO											
CAJA PISO			MINERAL			CAJA TECHO			Sección Transversal  S/N SUPERIOR          S/N INFERIOR          VISTA AL NORTE		
Geología (Incluye)			Geología (Incluye)			Geología (Incluye)					
ESTRUCTURAS			ESTRUCTURAS			ESTRUCTURAS					
Dirección			Dirección			Dirección					
Buzamiento			Buzamiento			Buzamiento					
Abertura			Abertura			Abertura					
Contactos			Contactos			Contactos					
Fallas			Fallas			Fallas					
Diastemas 1			Diastemas 1			Diastemas 1					
Diastemas 2			Diastemas 2			Diastemas 2					
Diastemas 3			Diastemas 3			Diastemas 3					
Clasificación Geomecánica			Clasificación Geomecánica			Clasificación Geomecánica					
INFORMACION DEL MÉTODO DE MINADO BENCH AND FILL (B&F)											
Altura del banco de mineral (m)			10.00			Sección inicial de S/N inferior (m)			6.00		
Número de Rías disparadas			2			Sección inicial de S/N superior (m)			6.00		
Longitud del avance por disparo (m)			3.00			Sección final S/N superior post disp (m)			6.50		
Ancho de la beta in situ según diseño "M" (m)			4.00			Tipo de sustentamiento S/N inferior			MUS		
Ancho real después del disparo "M" (m)			4.50			Tipo de sustentamiento S/N superior			MUS		
Porcentaje de dilatación = [(M2/M1) x 100]			12.50			Distancia del centro de refugio al banco (m)			5.00		
Sección Longitudinal											
S/N SUPERIOR											
S/N INFERIOR											
VISTA AL OESTE											
ANÁLISIS DEL DAÑO POST VOLADURA											
Tipo de Daño											
Ninguno											
Menor											
Alto											
Líneas paralelas a la caja techo											
Líneas paralelas a la caja piso											
Cambios de ángulo del contacto a caja techo											
Cambios de ángulo del contacto a caja piso											
Desmenzamiento en la caja techo											
Desmenzamiento en la caja piso											
ANÁLISIS POST EXCAVACIÓN											
NIVEL DE DAÑOS											
VALORACIÓN											
DESCRIPCIÓN DEL DAÑO											
TECHO											
PSO											
LEVE											
1											
Pérdida < de 0.50 m.											
MODERADO											
2											
Pérdida de 0.50 a 1.00 m.											
FUERTE											
3											
Pérdida de 1.00 a 1.50 m.											
SEVERO											
4											
Pérdida de 1.50 a 2.00 m.											
EXTREMO											
5											
Pérdida > a 2.00 m.											
COMENTARIO:											

Fuente: Mina Santander

- ✓ Las características geomecánicas de las cajas techo, piso y mineral y su clasificación.
- ✓ La orientación y buzamiento de los sistemas principales de las estructuras que se presentan en la caja techo.
- ✓ El avance por disparo y el % de dilución en función de la sobre excavación.

- ✓ Tipo de sostenimiento instalado en los subniveles inferior y superior.
- ✓ Gráficos longitudinal y transversal del tajeo y fotografía después del último disparo.
- ✓ Análisis de los daños ocasionados en las cajas después del último disparo.

Finalmente, un comentario del encargado de la evaluación de su apreciación del comportamiento del tajo al momento de la inspección.

De observarse desprendimiento constante de la caja techo o riesgo de caídas de grandes bloques, se debe:

- ✓ Paralizar de inmediato toda operación y proceder al rellenado del tajo antes de que se produzca el colapso.
- ✓ Realizar la coordinación de las áreas de Geología, Mina y Geomecánica, para analizar la situación y adoptar decisiones inmediatas.
- ✓ Replantear el programa del minado dejando un pilar de protección de la caja techo, determinar la longitud de minado del nuevo tramo y reiniciar el minado con normalidad.
- ✓ Realizar la evaluación constante del tajo después de cada disparo de la producción aplicando el formato de Evaluación Geomecánica de Minado Bench and Fill.
- ✓ Instruir a los trabajadores de la mina para que evalúen visualmente el comportamiento de la caja techo del tajeo y notifiquen a los responsables si observan eventos anómalos que pongan en riesgo el normal desarrollo de las operaciones.

## CONCLUSIONES.

1. En las proximidades del área de estudio, a nivel regional, se encuentran ampliamente distribuidas predominantemente rocas sedimentarias clásticas y/o calcáreas pertenecientes a las formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha. En menor proporción y ubicadas hacia los sectores NE y SW, se identifican rocas volcánicas andesíticas de la Formación Calipuy, que datan desde el Cretáceo Inferior hasta el Terciario Inferior.
2. A nivel local, la región bajo estudio está principalmente compuesta por tres tipos de rocas que exhiben una distribución similar en los tres cuerpos mineralizados. Estos incluyen las calizas de la Formación Chulec, que constituyen la base en dirección Este; la masa rocosa mineralizada (Cuerpos Norte, Centro y Sur); y las areniscas cuarcíticas de la Formación Oyón, que conforman la parte superior en dirección Oeste. La Falla Santander se encuentra en la interfaz entre el mineral y las areniscas cuarcíticas de la Formación Oyón. En la parte superior de la Formación Oyón se encuentra la importante Falla Magistral, y más allá de esta zona de falla se encuentran las cuarcitas de la Formación Chimú. En la dirección Este, después de las calizas de la Formación Chulec, aparecen las calizas de la Formación Pariatambo, seguidas por las calizas de la Formación Jumasha.
3. Las características estructurales más destacadas a nivel regional y local se atribuyen principalmente a una tectónica común de plegamientos y fallamientos de naturaleza compresional. En relación con los plegamientos, las unidades litológicas presentes en la zona constituyen parte del flanco de un anticlinal invertido, con la presencia de plegamientos de menor escala que exhiben una orientación paralela a los ejes de plegamiento a nivel regional.
4. Respecto al fallamiento, el sistema principal tiene rumbo N20°-30°W y buzamiento

60°SW, son parte de este sistema las Fallas Santander y Magistral. Hay otro sistema de fallas importantes transversales a las nombradas, de rumbo N60°-80°E y buzamiento 80°NW; y hay un tercer sistema de rumbo NE-SW y buzamiento variable.

5. Como se menciona en la Conclusión 2, el yacimiento Santander consiste de tres cuerpos mineralizados: Cuerpos Norte, Centro y Sur, alineados en forma discontinua al piso de la Falla Santander. Estos son típicos yacimientos hidrotermales, polimetálicos, de reemplazamiento metasomático. El sistema de la Falla Santander junto con el sistema de fallas transversales está vinculada a la mineralización.
6. El análisis de distribución de discontinuidades ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada a las áreas de los tres cuerpos mineralizados: Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur es similar, tanto en el mineral como en las cajas, y tiene las siguientes características: En los tres cuerpos mineralizados, Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur se observa dos sistemas ortogonales de alto buzamiento. Los Sistemas 1 y 2 prácticamente son los mismos, se ha diferenciado en dos sistemas ya que presenta buzamiento contrario. El rumbo de estos sistemas es de NEE con altos buzamientos al SE y NW. Estos sistemas son principales. Los Sistemas 3 (principal) y 4 (secundario) tienen rumbo perpendicular a los primeros, es decir NNW con alto buzamiento al SW y NE, respectivamente. Para el caso del arreglo estructural de las fallas, también siguen este arreglo estructural. Como en toda masa rocosa, además de estos sistemas hay presencia de discontinuidades aleatorias, que aparecen con poca frecuencia.
7. Las características estructurales de las discontinuidades fueron establecidas mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo

geomecánico de las labores subterráneas y la data de logueo geotécnico de los testigos de los sondajes diamantinos, tratando de compatibilizar los resultados con las observaciones in-situ. Según esto, las características estructurales de las discontinuidades (fallas, estratos y diaclasas) se describen en el Acápite 4.1.4 (Aspectos estructurales).

8. Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa han indicado que en los cuerpos mineralizados y su entorno se presentan calidades de masas rocosas que van desde Mala B (IVB – RMR 21-30) hasta calidad Buena (II – RMR > 61). La calidad que se tiene en mayor presencia es la calidad Regular A (IIIA – RMR 51-60) seguido de la calidad Regular B (IIIB – RMR 41-50) y Buena (II). En menor presencia se tiene las calidades Mala A (IVA – RMR 31-40) y Mala B (IVB). En los planos de zonificación se puede observar estos aspectos. La calidad inferior está asociada a las fallas como es el caso de la Falla Magistral y la Falla Santander

## RECOMENDACIONES

1. En condiciones de masa rocosa de calidad Regular A (IIIA) o superiores no habrá mayores problemas para continuar utilizando el método de minado por bench & fill (B&F) en los tres cuerpos mineralizados principales, siempre y cuando se adopten todas las recomendaciones dadas en este informe. En condiciones de roca de calidad Regular B (IIIB), que ocurre mayormente en el Cuerpo Magistral y en menor grado en los Cuerpos Magistral Centro y Magistral Norte, y con mayor razón en masas rocosas de calidades inferiores, pueden ocurrir algunos problemas de inestabilidades, particularmente en las mayores potencias o bajos buzamientos de los cuerpos o proximidad del minado a la gran falla Santander como es el caso de Magistral Sur.
2. En el pasado han ocurrido problemas de inestabilidad en la masa rocosa asociada al minado por B&F, debido a una serie de factores que controlan la estabilidad de las excavaciones, particularmente las condiciones geomecánicas de la caja techo, en donde ocurre la presencia de la falla Magistral. Se ha hecho un análisis de los principales eventos de inestabilidad y a la luz de ello se dan una serie de recomendaciones en los Capítulo 6 y 7, sobre las medidas de control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, las mismas que deben ser tomadas en consideración en el minado futuro. Algunas de estas medidas son mencionadas en las siguientes recomendaciones.
3. Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, que son de particular interés en términos de la operación minera día a día, son: la litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma, el tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance del minado,

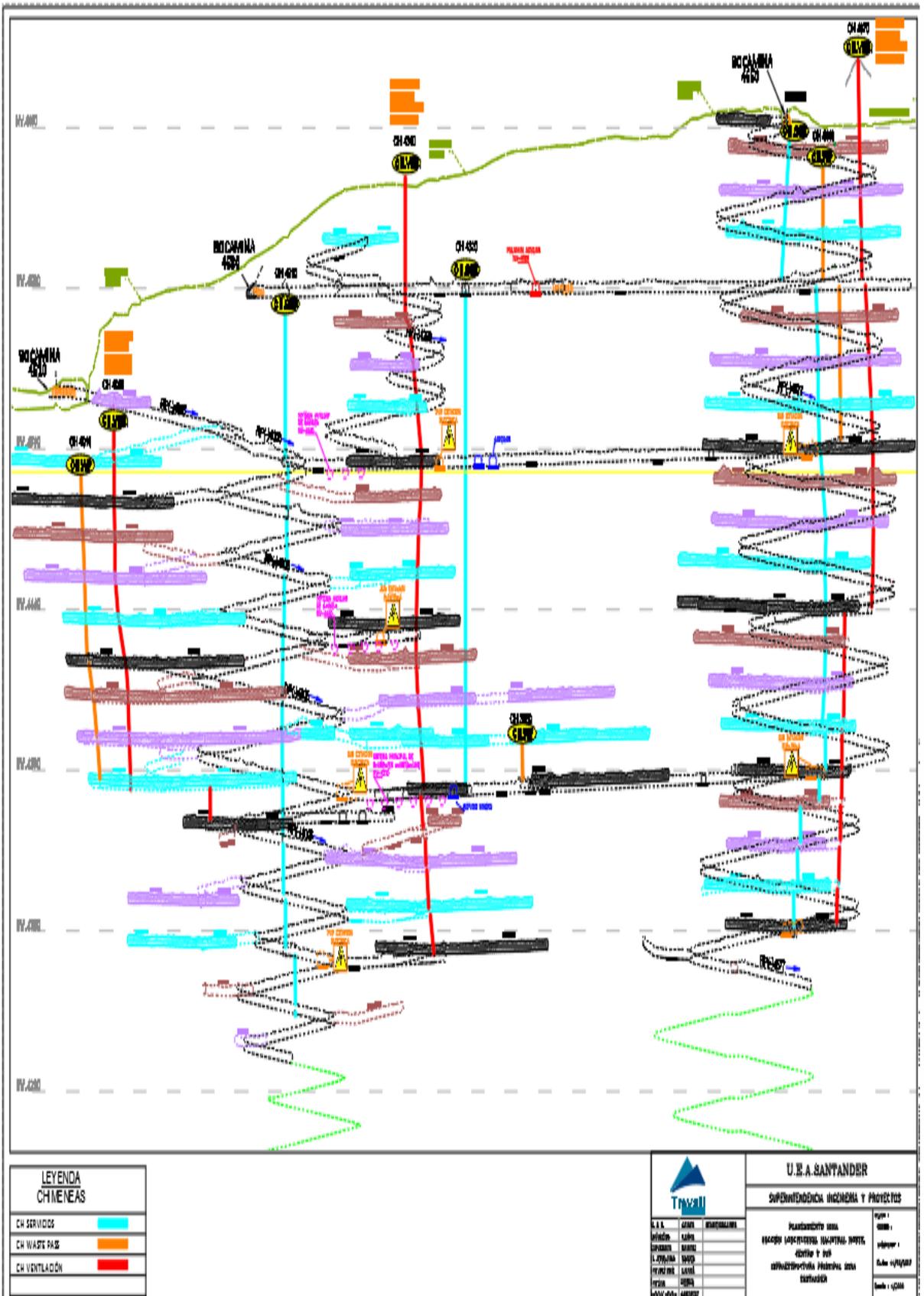
la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento. Deben ser tomados en cuenta todos estos factores para identificar los problemas del terreno y poder así adoptar medidas adecuadas de control de la estabilidad de las excavaciones.

4. Una de las medidas más importantes en la identificación de los problemas del terreno es la ejecución de mapeos litológicos estructurales y de calidad de la masa rocosa, de tal manera que sea posible realizar una buena caracterización y zonificación geomecánica de la masa rocosa de las áreas donde se realizaran las labores mineras, particularmente de los tajeos, por ser estos las excavaciones de mayor tamaño.
5. . A fin de poder superar los problemas de inestabilidad potencial de la masa rocosa, debido a la mala calidad de la misma, o a las mayores potencias o bajos buzamientos de los cuerpos o proximidad del minado a la gran falla Santander, se han propuesto las siguientes alternativas de métodos de minado: “corte y relleno ascendente” (Overhand Cut & Fill Mining – OC&FM), “galerías y relleno” (Drift & Fill – D&F), “corte y relleno con pilares” o lo que es lo mismo “cámaras y pilares con relleno” (Post Room & Pillar Mining – PR&PM) y “subniveles ascendentes con relleno cementado” (SARC). Los parámetros de diseño de estos métodos de minado se dan en el Capítulo 4, con fines de planeamiento y diseño de minado.

## REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

1. Colombia. Anuario de estadísticas del cobre y otros minerales, 1988-2007  
COCHILCO
2. CARO ELGUETA, Rodrigo. Optimización de la planificación integrada minerometalúrgica de largo plazo. Santiago: Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Industrial, 2006. Tesis (ingeniero civil) Universidad de Chile.
3. CODELCO. Memoria Anual, 2007.
4. DIAZ SUAREZ, Gonzalo. Estudio de las variables mina-planta y su incidencia en el tratamiento horario en los molinos SAG. Santiago: Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, 2004. Tesis (ingeniero civil) Universidad de Chile.
5. ORDOÑEZ PARRINI, Cristian. Proyecto de la Mina al Molino en minera Los Pelambres Santiago: Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, 2002. Tesis (ingeniero civil) Universidad de Chile.
6. ORTIZ, Julian. Apunte Curso MI57E, Explotación de Minas, Universidad de Chile.
7. REYES ALFARO, Braulio. Gestión para la disminución del costo de transporte por concepto de neumáticos mineros. Santiago: Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, 2006. Tesis (ingeniero civil) Universidad de Chile
8. TAPIA QUEZADA, Jaime, Apunte: Fundamentos de la Conminución.
9. Páginas web: a. [www.codelco.cl](http://www.codelco.cl) b. [www.codelcoeduca.cl](http://www.codelcoeduca.cl)
10. Rojo A., Rodrigo. Implementación de un Programa Computacional para la Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad, Universidad de Antofagasta, 2001.

Plano N°. 01 Plano longitudinal de Infraestructura de Mina.



Fuente: Planeamiento Mina Santander



## **ANEXOS**

## CRONOGRAMA DE DESARROLLO & PREPARACIONES 2022

Metas Físicas 2022		AÑO 2022												
		ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	Total Year
<b>DEVELOPMENTS AND PREPARATIONS</b>														
PRIMARY DEVELOPMENTS	m	552	638	580	661	700	740	572	690	675	588	515	509	7,420
PREPARATIONS	m	380	389	360	310	175	175	130	70	40	45	50	105	2,229
EXPLORATORY DEVELOPMENTS	m	40	40	40	40	40	-	-	-	-	-	-	-	200
<b>Sub total (horizontales y rp)</b>	m	972	1,067	980	1,011	915	915	702	760	715	633	565	614	9,849
VERTICAL PRIMARY DEVELOPMENTS	m	72	72	117	75	57	99	105	90	123	87	90	99	1,086
<b>TOTAL MONTHLY PROGRESS</b>	m	1,044	1,139	1,097	1,086	972	1,014	807	850	838	720	655	713	10,935

## CRONOGRAMA DE POST CIERRE

Id	Modo de tarea	Nombre de tarea	2022				2023				2024				2025				2026			
			T1	T2	T3	T4																
1		<b>CRONOGRAMA FÍSICO POST CIERRE</b>																				
2		<b>MANTENIMIENTO POST CIERRE</b>																				
3		<b>Mantenimiento Físico</b>																				
4		Inspección y mantenimiento de en casos de desplazamientos, asentamiento y escarpas.(Depósito de																				
5		Inspección y mantenimiento de los tapones de cierre en caso de fisuras, agrietamientos, derrumbes y desplazamiento(Labores Subterráneas)																				
6		<b>Mantenimiento Geoquímico</b>																				
7		Inspección y mantenimiento de las coberturas, en caso de deterioro se debe proceder con su reparación o reemplazo.(Depósito de Relaves y superficies que presentas coberturas)																				
8		<b>Mantenimiento Hidrológico</b>																				
9		Inspección y mantenimiento de los canales de coronación, incluye reparación de revestimiento y limpieza de las superficies de los mismos.																				
10		<b>Mantenimiento Biológico</b>																				
11		Inspección y mantenimiento de las áreas revegetadas(superficies revegetadas en general)																				
12		<b>MONITOREO POST CIERRE</b>																				
13		<b>Monitoreo de estabilidad física</b>																				
14		Labores subterráneas																				
15		Depósito de relaves																				
16		<b>Monitoreo de la estabilidad geoquímica</b>																				
17		Agua superficial																				
18		Agua Subterránea																				
19		<b>Monitoreo de calidad de aire</b>																				
20		Calidad de Aire																				
21		<b>Monitoreo biológico</b>																				
22		Flora y fauna terrestre																				
23		Hidrobiológico																				
24		<b>Monitoreo Social</b>																				
25		<b>Capacitación para la Reinserción Laboral</b>																				
26		Monitoreo del programa de capacitación																				
27		<b>Programa de capacitación agropecuaria</b>																				
28		Monitoreo de talleres de capacitación																				

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Análisis de las operaciones Unitarias del Minado Subterráneo para mejorar la Producción y Rentabilidad” UP-Santander-EM Trivali Corp.  
S.A”

<b>PROBLEMAS</b>	<b>OBJETIVOS</b>	<b>HIPOTESIS</b>
<b>PROBLEMA GENERAL</b>	<b>OBJETIVO GENERAL</b>	<b>HIPÓTESIS GENERAL</b>
<p style="text-align: center;"><b>2.3.1 Problema General</b></p> <p>El Planeamiento de mina debe permitir el crecimiento en amplitud y profundidad, que nos permita escalar a una producción mayor en cualquier etapa operativa, en la UP. Santander-Trivali Corp.</p> <p style="text-align: center;"><b>2.3.2 Problema específico</b></p> <p><b>a.</b> El planeamiento minero permitirá mejorar el ciclo de las operaciones mineras en la UP Santander-Trivali Corp.</p> <p style="text-align: right;"><b>b.</b> El Planeamiento minero</p>	<p style="text-align: center;"><b>2.4.1 Objetivo General</b></p> <p>El proyecto permitirá a mediano plazo acceder a la mecanización de las operaciones mineras y aumentar la producción de sus recursos. En la UP. Santander Corp.</p> <p style="text-align: center;"><b>2.4.2 Objetivos específicos</b></p> <p><b>a.</b> Ampliar las labores mineras antiguas para garantizar las condiciones termo ambientales de las labores mineras, en la UP Santander.</p> <p style="text-align: center;"><b>b.</b> Incrementar el grado de productividad</p>	<p style="text-align: center;"><b>Hi.</b></p> <p style="text-align: center;"><b>3.3.1 Hipótesis general</b></p> <p>El minado subterráneo depende de un buen planeamiento de las operaciones unitarias de producción y contribuir al mejoramiento de la producción y mejorar la rentabilidad en la UP. Santander-EM. Trivali Corp. S.A.</p> <p style="text-align: center;"><b>3.3.2 Hipótesis específicas</b></p> <p style="text-align: center;"><b>a.</b> Las operaciones unitarias</p>

<p>permitirá, incrementar la producción minera en la UP Santander-Trivali. Corp.</p>	<p>y mantener las actividades las operaciones unitarias de explotación y extracción. En la UP Santander:</p>	<p>planificadas mejoran la utilización de los recursos materiales de minado en la UP. Santander UM-Trivali. Corp. S.A.</p> <p><b>b.</b> Las planificaciones de las operaciones unitarias del minado subterráneo permitirán mejorar la rentabilidad de la UP. Santander UM. Trivali. Corp. S.A.</p> <p><b>Ho.</b> El planeamiento minero de operaciones unitarias no contribuye al mejoramiento de la producción y la rentabilidad en la Unidad Minera Sntander – Trivali. Corp. S. A.</p>
--	--	---