

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



T E S I S

**Implementación de taladros largos para reducir costos en vetas
angostas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.**

Chungar - Cia. Minera Volcan S.A.A.

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Pedro Alcides AYALA YAURI

Asesor:

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco – Perú - 2025

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



T E S I S

**Implementación de taladros largos para reducir costos en vetas
angostas en el método de corte y relleno ascendente en la U.E.**

Chungar - Cia. Minera Volcan S.A.A.

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Vicente César DÁVILA CÓRDOVA
PRESIDENTE

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas



Firmado digitalmente por CONDOR SURICHAGUI Sarita Silvia FAU 20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 02.01.2025 16:21:07 -05:00



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 080-2024

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 Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Pedro Alcides AYALA YAURI

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Título del trabajo

“Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar - Cia. Minera Volcan S.A.A.”

Asesor:

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

Índice de Similitud: **28 %**

Calificativo
APROBADO

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

Cerro de Pasco, 2 de enero de 2025.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

Dedico este logro a mis padres, quienes siempre creyeron en mí, me brindaron su apoyo incondicional y sacrificaron tanto para que pudiera alcanzar mis metas. A mi familia, por su amor y comprensión en los momentos difíciles y a todas las personas que fueron parte de mi formación para poder seguir mi vida profesional.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi más profundo agradecimiento a todos aquellos que, de una manera u otra, contribuyeron con su apoyo y conocimientos en la realización de este proyecto también por su invaluable orientación, conocimientos y paciencia a lo largo de este proceso de investigación.

RESUMEN

La U.E. Chungar - Cía. Minera Volcan S.A.A., requiere realiza la implementación en sus operaciones el Método de Minado Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente.

El Método de Explotación "Bench and Fill" es la fusión de los métodos de corte y relleno ascendente con tajeos por subniveles. Este método es altamente eficaz para vetas o cuerpos situados entre cajas inestables, que no pueden ser tratados con el método de tajeos por subniveles. La particularidad de este híbrido radica en el manejo de la estabilidad de la roca de baja calidad en las cajas mediante la utilización correcta del relleno detrítico. Este reduce las fisuras causadas por las fuerzas de los taladros largos y mantiene una mínima separación horizontal de trabajo entre la superficie libre del tajo y la superficie del talud del relleno.

La implementación de este método aumenta la productividad debido a que acelera la producción y disminuye los costos en sostenimiento.

Palabras claves: Taladros Largos, Reducción de Costos, "Bench and Fill".

ABSTRACT

The EU. Chungar - Cía. Minera Volcan S.A.A., requires the implementation in its operations of the Long Hole Mining Method to Reduce Costs in Narrow Veins in the Ascending Cut and Fill Method.

The "Bench and Fill" Exploitation Method is the fusion of the ascending cut and fill methods with sublevel chopping. This method is highly effective for veins or bodies located between unstable boxes, which cannot be treated with the sublevel pitting method. The particularity of this hybrid lies in the management of the stability of the low quality rock in the boxes through the correct use of detrital fill. This reduces cracks caused by the forces of long drills and maintains a minimum horizontal working separation between the free surface of the pit and the slope surface of the fill.

The implementation of this method increases productivity because it accelerates production and reduces maintenance costs.

Keywords: Long Drills, Cost Reduction, "Bench and Fill".

INTRODUCCION

En la actualidad, las metas de la Unidad Económica Chungar se centran principalmente en disminuir sus gastos y potenciar los índices de productividad mostrados en finos de concentrado, de acuerdo con los planes a corto, mediano y largo plazo. Estos últimos se enfocan en la necesidad de diseñar nuevos tajos, de acuerdo con la infraestructura futura que necesite el Método de Minado de Taladros Largos.

Este método conlleva la extracción del mineral de subniveles de perforación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros largos negativos perforados desde el subnivel más alto. Se realiza un relleno constante a medida que avanza la explotación, manteniendo un ancho uniforme del pie del talud hacia la superficie libre, con el propósito de preservar la estabilidad del tajo en toda su longitud.

Este procedimiento de minería tiene un efecto beneficioso en términos de seguridad, ya que reduce la exhibición del personal a la demolición del tajo, llevando a cabo todo el ciclo de minería mecanizada y proporcionando una estabilidad adecuada en la mina.

El método de taladros largos nos ha permitido incrementar la productividad, disminuir la exposición del personal (dispositivos a control remoto) y disminuir el costo de operación.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

INDICE

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	2
1.2.1. Ubicación	2
1.2.2. Accesibilidad.....	2
1.2.3. Geología Regional.....	3
1.2.4. Geología Local	3
1.2.5. Geología Estructural.....	4
1.3. Formulación del Problema	5
1.3.1. Problema general.....	5
1.3.2. Problemas Específicos	5
1.4. Formulación de Objetivos	5
1.4.1. Objetivo general	5
1.4.2. Objetivos Específicos.....	5
1.5. Justificación de la investigación	6
1.6. Limitaciones de la Investigación.....	6

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	7
2.2. Bases Teóricas - Científicas.....	13
2.2.1. Métodos de Explotación en Minería Subterránea	13
2.3. Definición de términos básicos	24
2.4. Formulación de Hipótesis	29
2.4.1. Hipótesis General	29
2.4.2. Hipótesis Específicos	29
2.5. Identificación de las Variables	29
2.5.1. Variable Independiente:	29
2.5.2. Variable Dependiente:.....	29
2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores	30

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación.....	31
3.2. Nivel de investigación.....	31
3.3. Métodos de la Investigación.	32
3.4. Diseño de la Investigación	32
3.5. Población y Muestras	32
3.5.1. Población.....	32
3.5.2. Muestra.....	32
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	33
3.6.1. Técnicas.....	33
3.6.2. Instrumentos de recolección de datos	33

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.	34
3.8. Tratamiento estadístico	34
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica	34

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	35
4.1.1. Perforación	35
4.1.2. Voladura	38
4.1.3. Repartición de Taladros, F.P Y FLC.....	38
4.1.4. Relleno	46
4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados.....	46
4.2.1. Evaluación de la Implementación del Método de Minería por Taladros Largos en Vetas Angostas (Veta Carmen)	46
4.2.2. Evaluación Geomecánico de la Veta Carmen	46
4.2.3. Características Geomecánicas Veta Carmen.....	47
4.2.4. Evaluación del Macizo Rocoso de Caja Techo (Veta Carmen)	47
4.2.5. Análisis del macizo rocoso de Caja Piso (Veta Carmen).....	49
4.2.6. Evaluación del macizo rocoso de Veta Carmen.....	50
4.2.7. Estereografía de la Veta Carmen.....	51
4.2.8. Base de Datos de las Estaciones Microtectónicas:	52
4.2.9. Situación Organizacional General del Laboreo en Veta Carmen	55
4.2.10. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso	56
4.2.11. Dimensionamiento Geomecánico	57
4.2.12. Procedimiento Grafico de Estabilidad (Potvin)	62
4.3. Prueba de hipótesis.....	62

4.4. Discusión de Resultados	63
4.4.1. Ensayos de Perforación y Voladura con Taladros Largos	63
4.4.2. Cálculos	64
4.4.3. Ventajas y desventajas del método	65

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Ubicación de la Unidad minera Chungar	2
Ilustración 2. Representación esquemática de las Estructuras Principales, atravesando la Formación Casapalca.	4
Ilustración 3. Diseño de la Malla Slot	36
Ilustración 4. Diseño de la Malla de Perforación	37
Ilustración 5. Relleno del tajeo explotado	46
Ilustración 6. Histograma de familias de discontinuidad vs. Orientación de la veta	56
Ilustración 7. Roseta de las familias principales de discontinuidades vs. Orientación de la veta	57
Ilustración 8. Condición de la formación de cuñas en la zona de explotación vs. Orientación de la veta	57
Ilustración 9. Sección transversal de la labor para taladros largos antes del disparo	59
Ilustración 10. Sección transversal de la labor para taladros largos después del disparo 6 metros de altura	60
Ilustración 11. Sección transversal de la labor para taladros largos después de rellenar	60
Ilustración 12. Sección transversal de la labor para taladros largos antes del disparo 14 metros de altura	61
Ilustración 13. Sección transversal de la labor para taladros largos después del disparo 14 metros de altura	61
Ilustración 14. Sección transversal de la labor para taladros largos después de rellenar el banco de mineral disparado 14 metros de altura	62
Ilustración 15. Número de estabilidad “N” vs radio hidráulico “S”	63

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de Variables	28
Tabla 2. Caculo del burden	35
Tabla 3. Calculo de Kg de EXAGEL por taladro	38
Tabla 4. Diseño de carga en taladros de chimenea VCR	38
Tabla 5. Diseño de carga para taladros del primer tramo	39
Tabla 6. Diseño de carga para taladros del segundo tramo	40
Tabla 7. Diseño de carga para taladros del tercer tramo	41
Tabla 8. Diseño de carga para taladros del cuarto tramo	42
Tabla 9. Diseño de carga para taladros del quinto tramo	43
Tabla 10. Diseño de carga para taladros del sexto tramo	44
Tabla 11. Diseño de carga para taladros del séptimo tramo	45
Tabla 12. Datos de buzamiento / dirección de buzamiento en línea de detalle ubicación N°1	53
Tabla 13 Datos de buzamiento / dirección de buzamiento en línea de detalle ubicación N°2	54
Tabla 14. Datos de buzamiento / dirección de buzamiento en línea de detalle ubicación N°3	55
Tabla 15. Clasificación geomecánica del macizo rocoso (veta Carmen y su entorno)	
58 Tabla 16 Calculo de costos taladros largos vs Brasting	65

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

El procedimiento para determinar los costos en la extracción de las vetas angostas comienza con la definición de las técnicas de minado a emplear en las estructuras mineralizadas, conforme a las situaciones estructurales y geomecánicas que nos faciliten llevar a cabo una explotación segura, económica y que satisfaga los requisitos de producción establecidos. Este procedimiento proporcionará la información requerida donde se especificarán con precisión los tipos de trabajos necesarios para la implementación del método seleccionado, permitiendo una distribución de diluciones diferenciadas que permitan representar con mayor exactitud el proceso de contaminación del mineral durante la extracción con taladros largos en vetas angostas. Este método también puede ser utilizado para disminuir los costos durante la extracción del mineral por el desmonte cercano presente en cualquier yacimiento, el cual es el factor principal para efectuar un minado masivo en las vetas angostas.

1.2. Delimitación de la Investigación

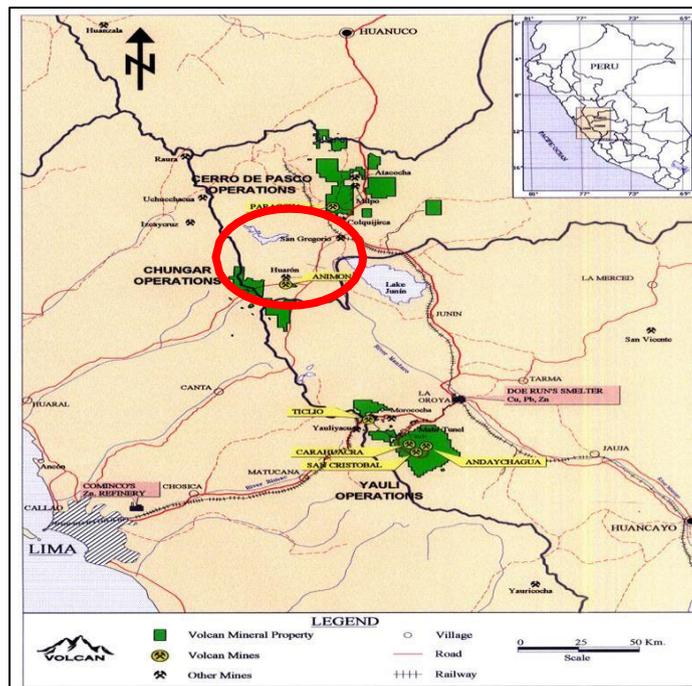
1.2.1. Ubicación

La Unidad Minera Chungar se sitúa en la zona alta entre los límites de Lima y Pasco, a una distancia de 225 kilómetros por el camino a Huaral a partir de la ciudad de Lima, con una altitud media de 4600 msnm. Forma parte del Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco.

1.2.2. Accesibilidad.

El acceso principal a la unidad Chungar se realiza a través de la vía central Lima - Oroya - Cruce Villa de Pasco - Huallay y Animón, lo que representa un total de 328 kilómetros. Las dos rutas alternativas disponibles son: Lima – Está cantando. A continuación, se presenta el mapa de localización de la unidad Chungar: Animón (219 km.) y Lima – Huaral – Animón (225 km.), a continuación, se presenta el mapa de posición de la unidad Chungar:

Ilustración 1. Ubicación de la Unidad minera Chungar



1.2.3. Geología Regional

En el contexto regional, la columna estratigráfica incluye sedimentos que se extienden desde el Jurásico, Cretácico hasta el Terciario Inferior, y rocas predominantemente ígneas del Terciario al Cuaternario.

1.2.4. Geología Local

Chungar está situado en rocas sedimentarias conocidas como "Capas Rojas de la Formación Casapalca", que forman parte del Cretáceo Superior y del Terciario Inferior, extendiéndose desde el Cretáceo Superior hasta el Terciario Inferior. Están formados por intercalaciones de margas, areniscas, conglomerados y sedimentos de calcareo, que fueron fragmentadas y descompuestas por la orogenia andina del Eoceno-Plioceno.

El impacto de las potencias tectónicas compresivas en las áreas axiales, crearon áreas de debilidad, pliegues y rupturas geológicas en el anticlinal, que funcionaron como vías de circulación de fluido mineralizado.

Geológicamente, Animón abarca la parte sur de un depósito filonenano de comienzo hidrotermal, que se desenvuelve en el contexto de un anticlinal con plunge Norte y alas simétricas, en la que se ubican un conjunto de vetas de dirección Este - Oeste y de Buzamientos de dirección Norte - Sur.

Ilustración 2. Gráfica de las Estructuras Fundamentales, que atraviesan la Formación Casapalca.

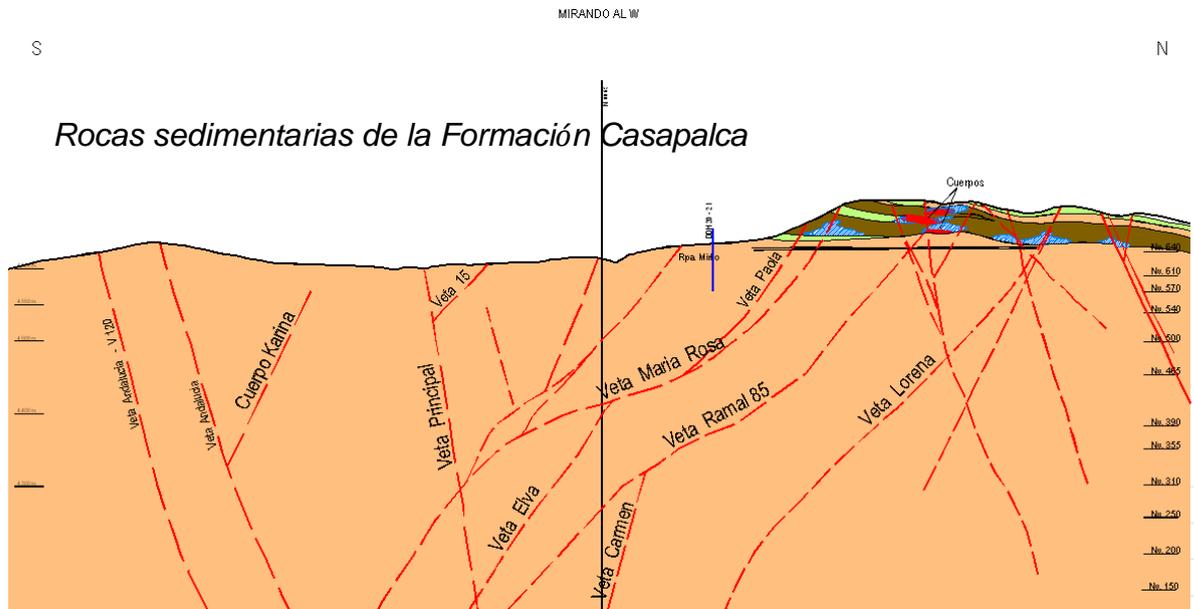


Figura 2.1

1.2.5. Geología Estructural

Las vetas son discontinuidades preliminares que se han revestido con minerales de Zn, Pb, Ag y Cu. Las vetas en Chungar superan las 20; no obstante, las más significativas que se han proyectado y desarrollado en este lugar son cerca de 8. La longitud de los desarrollos horizontales en todas las construcciones puede oscilar entre varias centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este, que cuenta con 300 metros, hasta 1,800 en las vetas de mayor importancia como la Veta Principal, que cuenta con 1.800 metros.

Por lo general, estos yacimientos se conocen parcialmente desde la superficie hasta una hondura de 500 m, en Chungar (Nivel 100). La capacidad de las Vetas fluctúa entre 0.80m y 20m. En el nivel 200, la Veta Principal puede alcanzar una potencia de 8.0m, la Veta 085 puede alcanzar una potencia de 15m y la Veta

Lorena puede alcanzar una potencia de 12m. Las Vetas Este-Oeste poseen buzamientos de 75° a 90° , estas Vetas suelen ramificarse al atravesar los diques monzonianos y al entrar a los conglomerados sustituyen a clastos calcáreos.

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema general

¿Es posible efectuar la Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar de la Cía. Minera Volcan S.A.A.?

1.3.2. Problemas Específicos

- a) ¿La realización de la implementación de Taladro Largos adecuara el sistema de minado en vetas angostas en la en la U.E. Chungar?
- b) ¿La aplicación de Taladros Largos reducirá los costos en la explotación de vetas angostas en la U.E. Chungar?

1.4. Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Efectuar la Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

1.4.2. Objetivos Específicos

- a) Realizar la implementación de Taladro Largos para adecuar el sistema de minado en vetas angostas en la en la U.E. Chungar.
- b) Aplicar los Taladros Largos para reducir los costos en la explotación de vetas angostas en la U.E. Chungar.

1.5. Justificación de la investigación

La Unidad Chungar se tiene como objetivo principal adecuar el Método de Explotación para reducir costos en el proceso de minado de las vetas angostas, por lo que se estableció efectuar los análisis respectivos como es la evaluación geomecánica – geotécnica que permita determinar los parámetros del macizo rocoso, para que mediante este proceso determinar si es factible implementar la aplicación de los Taladros Largos para realizar minados masivos en las vetas angostas sin contaminar el mineral optimizando el control de la dilución en los sub niveles de explotación de la Unidad Chungar, reduciendo los costos del minado en las vetas angostas.

1.6. Limitaciones de la Investigación

La restricción radica en que el porcentaje sobrante de las inversiones se reparte en Exploraciones Locales, que solo abarcan las perforaciones de Infill Drilling, cuyo propósito es re clasificar los recursos inferidos a medir e identificar, que deben ser incluidos en los planes de los años venideros.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

a) Antecedentes Nacionales.

- (Baldeon M., 2021). de la Universidad Continental - Huancayo, desarrolla su tesis “Aplicación del método de explotación taladros largos en vetas angostas sin By Pass - Veta Ramal Alianza de Minera Argentum”. Este análisis realiza un análisis técnico y financiero del método de extracción mediante taladros largos en la veta Ramal Alianza, que forma parte del sector Codiciada de la unidad minera Morococha de la compañía minera Argentum. El uso del procedimiento de minería con taladros largos en la veta Ramal Alianza implica una revisión del área de estudio, la valoración geomecánica de la veta Ramal Alianza y el estudio de las variables operativas de la unidad minera. La elaboración de esta tesis utiliza el enfoque analítico, en el que se investiga un enfoque descriptivo y explicativo. El diseño de la tesis es pre experimental, lo que permite examinar los

efectos operativos de la implementación del método de minado con taladros largos en la veta Ramal Alianza, En el año 2019. El método de recopilación de experiencias que consiste en el reconocimiento de documentos y la recopilación de datos pertinentes en la unidad minera. Por último, se concluye con el análisis de las variables operativas del método de minado con taladros largos durante el ciclo de minado en la veta Ramal Alianza, desde un punto de vista técnico y financiero. El uso del método de minado subnivel stoping con taladros de gran longitud en la veta Ramal Alianza permitió un aumento en la producción de 580,479 toneladas generadas en el periodo 2012 a 743,680 toneladas generadas en el periodo 2019, además de un aumento en el costo del dinero de \$24.97 a \$44.33 durante el mismo periodo, mejorando la rentabilidad de la operación. Otra faceta crucial de la implementación del método de minado subnivel de restricción es la disminución de los gastos operativos por el tonelaje más alto producido, pasando de 112.42 \$/t en el periodo 2012 a 78.48 \$/t en el periodo 2019. Esta disminución de costos impactó directamente en la disminución de los costos mineros de 61.41 \$/t a 39.54 \$/t durante el mismo periodo.

- (De La Cruz P. , 2014), de la Universidad Nacional de Huancavelica, presenta su tesis “Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza – Cía. Minera Casapalca S.A.” Esta tesis aborda el uso de taladros largos en vetas estrechas, en la región de Esperanza, con el fin de disminuir los gastos de minado de 18.32 \$/TM a 12.6 \$/TM, incrementando la producción de 7,000 TM/mes a 12,000 TM/mes. Se eligió el método de corte y relleno ascendente para la explotación; no obstante, Después de la valoración geomecánica de las cajas y del mineral, resulta imprescindible aplicar el método de extracción de bajo costo y alto

rendimiento. Al respecto, los taladros largos son los adecuados debido a su sencillez en la preparación, elevada el recobro del mineral y gran cantidad de tonelaje de mineral explotado. En la etapa de explotación y perforación, es necesario el empleo de maquinaria que perfora taladros verticales positivos y negativos. Para este objetivo, se ha adquirido la perforadora cap 1237, la cual realizará perforaciones de 11m de anchura. Se busca fabricar 480 TMD de mineral de cabeza utilizando brocas de 64 mm de longitud, que serán procesadas en la planta de concentración. Este trabajo se realiza mediante un proyecto para modificar el método de minería. El objetivo inicial en el tajo convencional, ubicado en el nivel 12 en la Zona de Esperanza, propiedad de la Compañía de Mina casapalca S.A., era adquirir el mineral mediante el método de minado común en la mayoría de los tajos que conforman la mina: el método de Corte y Relleno Ascendente vertical. Sin embargo, la producción prevista no se estaba llevando a cabo y se preveía que esta situación no avanzaría. Así pues, se evaluó la posibilidad de utilizar el método de minado de taladros largos para lograr la producción estimada. Este método ofrece la ventaja de obtener una producción superior en un tiempo y costo más asequibles. Este proyecto analiza y compara diferentes factores técnicos y financieros entre ambos procesos, además de análisis geomecánicos y comparaciones económicas que se presentan en las fases de preparación y extracción. Se presentan cuadros que, con su correspondiente fundamentación, representarán correctamente los cálculos que incluye este proyecto. Además, se incorporan los planos y

gráficos relacionados. Las acumulaciones de minerales polimetálicos tales como: Ag, Pb, Zn y Cu, que necesitan ser explotados en grandes cantidades a un costo más bajo.

b) Antecedentes Internacionales

- (Mallea D., 2020). de la Universidad Técnica de Oruro - Bolivia, presenta tesis de investigación “Alternativa de explotación de rajos por chimeneas en vetas angostas en la empresa Minera Huanuni”. Las minas subterráneas, como la Empresa Minera Huanuni y la mayoría de las minas en Bolivia, emplean técnicas muy convencionales, sin realizar innovaciones significativas, y por consiguiente, se han quedado bastante rezagadas. Una nueva opción de explotación sería viable y lucrativa, si se incrementa la productividad y las condiciones de trabajo vigentes.

En la actualidad, el yacimiento minero de Huanuni, en sus diversas vetas, se está explotando mediante el método de "Shrinkage". Este método, originario de la década de 1970, ha sido seleccionado debido a las particularidades mecánicas, geológicas y métricas de este depósito.

Frente a las actuales bajas eficiencias de explotación en la mina Huanuni, se ha propuesto sugerir una alternativa de explotación que facilite obtener indicadores más altos de rentabilidad y productividad para la compañía; Este procedimiento, conocido como "explotación por chimeneas en vetas angostas", también podrá resolver los actuales problemas de ventilación, acumulación de cargas y los "lameos" auxiliares que se producen en procesos de solidificación,

apelmazamiento, cementación, entre otros, de cargas frente a la alta humedad y temperatura.

Las condiciones geológicas del yacimiento no permiten modificaciones significativas; no obstante, la propuesta del nuevo método propuesto, se ajusta a las circunstancias presentes incrementando el costo unitario de extracción de 31,57 a 30,00 \$us/ton, mejorando el costo unitario de extracción de 31,57 a 30,00 \$us/ton.

La programación de producción llegará a 350 Tn/día en el sector de vetas Keller, durante un periodo de cinco años; incrementando de esta manera la producción en la Empresa Minera Huanuni en un 78%.

- (Ramos W., 2017), de la Universidad de Chile, presenta su tesis “Desarrollo de Herramientas de Diseño para Minería por Sublevel Stopping y su Impacto Económico en un Proyecto Minero”. El diseño de proyectos de minería subterránea a través de Sublevel Stopping requiere de criterios industrialmente reconocidos para determinar las dimensiones de los caserones y la secuencia de explotación, garantizando un nivel concreto de dilución y recuperación de reservas. Usualmente, los diseños se definen mediante métodos empíricos que se han desarrollado a partir de la recolección de datos de actividades mineras en diferentes naciones. El objetivo de esta tesis es desarrollar herramientas de diseño empírico que se ajusten a las condiciones locales de una mina en proceso de explotación, y que su aplicación permita evaluar su impacto económico en proyectos de similitudes y futuras investigaciones. La metodología de trabajo se divide en dos

etapas esenciales: Desarrollo de instrumentos innovadores para Mina Cinabrio y su aplicación futura en el Proyecto Dalmacia; Durante la fase inicial, la meta es elaborar un modelo de sobreexcavación, produciendo un modelo de dilución que utilice como indicador el ELOS de la pared suspendida; La ajustación de los gráficos de estabilidad empíricos desarrollados por Mathews y Laubscher en función de la situación presente de los caserones. Para fortalecer los descubrimientos, se examinaron circunstancias concretas de inestabilidad, definiendo un factor de ajuste por la presencia de fallas geológicas significativas que afecten la estabilidad de la pared o techo de los caserones; Además, es recomendable ajustar los límites de estabilidad en los gráficos conforme se realiza la explotación y se concluye la restauración de pilares en Mina Cinabrio. La segunda etapa implica la puesta en práctica de los descubrimientos realizados en el Proyecto Dalmacia, que presenta condiciones y características geomecánicas similares al caso que se está estudiando; Realizando un análisis comparativo de los resultados mediante diagramas tradicionales, empleando como indicadores: límites de estabilidad y sobreexcavación de los caserones, cantidad de reservas mineras, índice de preparación y desarrollo, y la rentabilidad del proyecto en los dos escenarios propuestos; En resumen, en las dimensiones permitidas de forma convencional y en las dimensiones máximas reales conforme a la optimización realizada, empleando las nuevas herramientas de diseño implementadas que permiten aumentar las reservas minables del proyecto. En depósitos complicados como el

Proyecto Dalmacia, donde la lucratividad del proyecto se basa en la geometría de los caserones, es esencial realizar los estudios mostrados en esta tesis; dado que es probable que el rendimiento de la inversión aumente significativamente de acuerdo al escenario optimista estudiado; Además, permite establecer de manera eficiente el diseño de la minería y la secuencia de explotación que incluya el acatamiento de los programas de producción. De acuerdo con los gráficos empleados en el diseño de caserones, es crucial prestar atención a la existencia de fallas geológicas durante la explotación, dado que pueden provocar derrumbes o inmersiones inmediatas en el caserón, lo que podría impactar directamente en la seguridad e integridad de individuos y equipos. Por ende, es crucial incluir los factores de ajuste por falla. Además, es posible explorar el reto de incorporar el modelo geológico-estructural en la optimización de caserones.

2.2. Bases Teóricas - Científicas.

2.2.1. Métodos de Explotación en Minería Subterránea

El método de extracción del mineral y la gestión del hueco generado son elementos que determinan, de cierta forma, el método de explotación, siendo posibles identificar tres grandes grupos principales:

2.2.1.1. Sostenimiento de los Huecos con Macizos Cámaras y

Pilares

Este método, también conocido como "habitación y pilares", consiste en dejar fragmentos de mineral, como pilares, para mantener los espacios creados. Las dimensiones de las cámaras y la configuración de los pilares se definen por las características del mineral, la estabilidad de

los hastíos, el grosor del revestimiento y las tensiones aplicadas a la roca. (Camones J, 2019)

El uso del depósito depende del tamaño de los grandes depósitos desocupados.

El mineral que se mantiene en forma de pilar puede ser recuperado parcialmente o completamente, reemplazando los pilares por otro material para sostener el techo, o puede ser extraído de manera de retirada, dejando los tajeos para su futura hundimiento del techo; Si no es así, usualmente los pilares de mineral se pierden; si es así, usualmente los pilares de mineral se pierden. (Camones J, 2019)

El método se logra aplicando:

- Normalmente, en cuerpos con desplazamiento horizontal, no debe superar los 30°.
- Cuando el m y la roca encajonante sean comparativamente competentes.
- Cuando los minerales no necesitan ser categorizados en la extracción.
- En depósitos de alta fortaleza y amplia superficie.

Este procedimiento se aplica de manera universal en depósitos sedimentarios tabulares, tales como pizarras cupríferas, depósitos de hierro, carbón, potasio, entre otros.

En Perú, se utiliza en pocas minas, a causa de la brusca alteración en la dirección y traslado de las estructuras mineralizadas. En depósitos de alta potencia, se utilizan conjuntamente con corte y relleno,

estableciendo cimientos para la sostenibilidad del techo. (Camones J, 2019)

Tajeo por Subniveles

Este procedimiento, también llamado "sublevel stopping", implica dejar cámaras vacías tras la extracción del mineral. El método se distingue por su elevada productividad ya que las tareas de preparación se llevan a cabo principalmente dentro del mineral. Para prevenir el derrumbe de las paredes, generalmente se separan los grandes edificios en dos o más tajeos; la restauración de los pilares se realiza en la etapa final del minado. En este método, el minado se realiza desde los niveles con la finalidad de anticipar las distancias verticales. ¿Se crean subniveles a los niveles principales; ¿El mineral que se extrae mediante largos taladros o desde los subniveles, se precipita hacia el área vacía y es recuperado desde los puntos de presión para luego ser transportado a la superficie del terreno (Camones J, 2019)

Exigencias para su ejecución:

- La disposición del almacenamiento debe ser vertical o próxima a ella, debiendo exceder el ángulo de reposo del mineral.
- Las rocas encajonantes necesitan tener capacidad y robustas.
- El mineral debe poseer habilidad y una fijeza óptima.
- Es necesario regular los límites del yacimiento y Producción:

Con taladros largos en paralelo:

Este sistema resulta beneficioso para utilizar en yacimientos verticales de alta potencia. Las operaciones de perforación en subniveles se realizan únicamente a través de taladros largos paralelamente

utilizando barras de extensión para alcanzar una profundidad adecuada, con diámetros que oscilan entre 2” y 7 7/8, con una extensión de 90 m. (Camones J, 2019)

Una vez que la rosa frontal del nivel inferior ha sido abierta para comenzar el arranque, se empieza a perforar el subnivel más bajo. Previo a la perforación de los taladros paralelos, el subnivel se expande a todo su ancho minable; luego se inicia la perforación de forma descendente. La voladura comienza desde el nivel más bajo y se realiza en secuencia ascendente o lateral, con salida a una superficie desocupada. La distancia entre los subniveles puede variar hasta 60 metros, en función del ángulo de los taladros. (Camones J, 2019)

Con taladros en abanico o anillo

El procedimiento de minado inicia desde el rosa frontal dispuesto en la parte baja del tajeo. La perforación se realiza a través de los subniveles con barrenos ubicados en forma de anillo o abanico. El mineral percutido se precipita al fondo del tajeo o a los embudos, y se evacua mediante las tolvas a los vagones o volquetes, o se carga con dispositivos de bajo perfil, a través de los "puntos de carga".

Los anillos oscilan entre dos y tres, pudiendo aumentar en función de la experiencia anterior que se tenga. La división entre los subniveles de perforación se ha intensificado gracias a las tecnologías en auge que han permitido el alargamiento de los barrenos y un control eficiente del desvío de estos. Así se han logrado amplias separaciones entre los subniveles, en ciertos casos se ha conseguido disminuir la cantidad de subniveles a uno. (Camones J, 2019)

Cuando se emplea la perforación en anillos o "ring drilling", se perfora radialmente toda la sección transversal de la galería o subnivel. En estructuras angostas, es más conveniente emplear taladros paralelos. (Camones J, 2019)

Cráteres Invertidos

Este procedimiento ha sido recientemente desarrollado y implica el corte del mineral por segmentos ascendentes a través del uso de voladuras en cráter. El mineral fragmentado tiene la capacidad de permanecer dentro del espacio generado, similar al procedimiento de cámaras de almacenaje, para prevenir el hundimiento de los hastiales. También se obtiene desde el fondo de la galería de base mediante un sistema de recipientes. (Camones J, 2019)

En este procedimiento, el método de perforación es muy singular, ya que todos los barrenos verticales se arrancan desde el nivel de la cabeza, con utensilios de martillo en el fondo y un diámetro habitual de 165 mm. Después de abrir el sistema de tolvas, las cargas de explosivo suspendidas y diseñadas para funcionar como cargas esféricas son introducidas en los barrenos. El material volado se deposita en las cámaras y, a través de la unión de los cráteres formados, se logra ascender en filas sucesivas hasta que, en la cima, se deja un pilar corona que se vuela de una única vez. (Camones J, 2019)

Los principales beneficios del método incluyen: alta recuperación, moderada dilución, alta seguridad, bajos costos por unidad, flexibilidad moderada, buena ventilación y nivel de mecanización. Los principales inconvenientes incluyen: el costo de las

tareas de preparación, la dilución cuando los hastiales no son muy hábiles y posibles bloqueos en conos tolva por encima de tamaños. (Camones J, 2019)

Los depósitos deben poseer un mínimo de 3m de potencia, una inclinación que supere los 50o y conexiones evidentes entre el estéril y el mineral. (Herrera H., 2014)

2.2.1.2. Relleno o Fortificación de los Huecos.

Corte y Relleno Ascendente (Over Cut And Fill)

El mineral se obtiene a través de cortes verticales y ascendentes, desde la galería inferior. Una vez volado, se extrae completamente de la cámara a través de unos coladeros, posteriormente se procede a llenar el espacio generado con estériles. Así, se consigue edificar una plataforma laboral sólida y la preservación de los hastíos. (Camones J, 2019)

El material de relleno puede ser el escombros producto de las actividades de preparación minera o el que se extraiga con este fin de la superficie de alguna cantera próxima, tras ser triturado, se combina con agua para su transporte hidráulico a través de una tubería. Este material se expulsa para disolver el agua, resultando de esta manera en un relleno compacto. La consolidación puede incrementarse añadiendo un determinado volumen de cemento.

La mayoría de las actividades se han mecanizado casi completamente, lo que ha llevado a este método a reemplazar a otros hasta ahora muy empleados. Las ventajas más notables incluyen la alta selectividad, la magnífica recuperación del mineral, la facilidad de manejo y las condiciones de seguridad alcanzadas cuando los grandes

rocosos de los hastiales no son adecuados. Los retos que presenta incluyen: el costo del material de relleno, la escasez de tamaño de las voladuras y las interrupciones en la producción necesarias para distribuir el material de relleno en las cámaras. (Camones J, 2019)

Minado por Acumulación provisional (Shrinkage Stopping)

El procedimiento de extracción a través del almacenamiento provisional implica cortar el mineral en pedazos planos, comenzando desde la parte baja y avanzando hacia la parte superior. El almacenamiento temporal es un método comúnmente utilizado en vetas con buzamientos definidos, donde el mineral tiene la suficiente resistencia para mantener tanto las rocas encajonadas como el techo del tajeo sin respaldo. ¡Se puede tolerar alguna debilidad en las rocas encajonadas hasta que la dilución resultante no represente un problema; ¡No obstante, el planchón puede provocar problemas al extraer debido al atoramiento de los chutes o puntos de carga. Para un minado efectivo, el ángulo debe exceder los 60 grados.

El mineral disparado se utiliza como base laboral, además de resistir las rocas que están encajonadas en el tajeo. El corte del mineral aumenta el volumen en alrededor del 30% al 40%, lo que significa que, para mantener la separación del suelo al techo, se debe extraer el sobrante de mineral para seguir con el ciclo siguiente. Esto implica que entre el 60 y el 65 % del mineral permanece en el tajeo hasta alcanzar su máxima altura de uso.

Hoy en día, el método solo se utiliza en vetas angostas de buena ley, que no necesitan mecanización, o en operaciones de pequeña escala

donde los costos de mecanización son justificables. En Perú se emplea en minas de pequeña y mediana escala. (Camones J, 2019)

Método de Entibación con Cuadros (Fortificación de madera)

Hace referencia al sostenimiento de madera, estructurado en paralelepípedos rectos, donde los componentes verticales o estemples soportan las presiones verticales, los elementos horizontales o codales las presiones de los hastiales y los cuatro elementos de unión extra rigidizan el conjunto en su totalidad.

Esta técnica de fortalecimiento es principalmente empleada en depósitos de rocas frágiles e intensamente fracturadas, cuando el mineral se presenta con formas irregulares, con ramificaciones y conexiones más evidentes. Si se requieren grandes cargas para estos elementos de madera, el sostenimiento debe concluirse con un relleno, generalmente hidráulico, dejando espacios y espacios para la ventilación. (Camones J, 2019)

Este proceso requiere una gran cantidad de madera y mucha mano de obra, motivo por el cual en la actualidad prácticamente está desaprovechado y solo se justifica cuando el mineral es muy abundante.

Tajeos Largos

Este método puede utilizarse en la obtención de depósitos estratificados, delgados, con espesores uniformes y inclinaciones que generalmente oscilan entre pequeñas y moderadas.

Inicialmente se aplicó al carbón, pero posteriormente se ha expandido a las potasas y a otros minerales duros, como las vetas

auríferas, donde el comienzo se efectúa a través de perforación y voladura.

El mineral se saca mediante métodos mecánicos: rozadora, cepillo, etc., o mediante explosivos para las rocas de mayor dureza, en el caso de las rocas de mayor dureza.

Se suele emplear estibación hidráulica marchante o autodesplazable para sostener el hueco generado, El tratamiento que se realiza al espacio dejado puede requerir su llenado o, con mayor frecuencia, el hundimiento del techo.

El tajo se obtiene del mineral extraído mediante transportadores de cadenas o cánceres que lo liberan en bandas de transporte que se mueven por las galerías en dirección contraria.

El proceso se lleva a cabo de dos maneras: en avance y en extracción. En el primer contexto, las galerías de dirección, tanto de base como de cabeza de tajo, sufren mayores cargas que demandan labores de mantenimiento, mientras que, en el segundo contexto, dicha infraestructura se mantiene en el terreno sin ser aprovechada.

Cuando las capas son extremadamente potentes, se realiza la extracción en varias etapas por franjas descendentes. El proceso de extracción del mineral en la zona frontal puede complementarse con un hundimiento regulado después de la estibación, también denominado "sutiraje", con la finalidad de reducir la cantidad de pasadas y recuperar parte del mineral que se encuentra en bolsadas y pequeñas ramificaciones.

Dentro de las ventajas que brinda este método se encuentran el alto grado de mecanización y la elevada recuperación del mineral. Los desafíos más significativos que presenta son las condiciones morfológicas y geomecánicas de los materiales adecuados, junto con unas inversiones iniciales significativas en maquinaria y preparación de las labores.

Una versión de este método mencionado es la conocida como tajos cortos, que se utiliza en frentes que no exceden los 50m en yacimientos de gran envergadura, que se expanden ocupando amplias superficies horizontales. Se adapta correctamente a los techos bajo condiciones desfavorables y es más adaptable, no obstante, demanda más labores de preparación y más cambios y desplazamientos de los equipos mineros. (Camones J, 2019)

2.2.1.3. Hundimiento Controlado de los Huecos Hundimiento por Subniveles

Es necesario segmentar el yacimiento en niveles y estos, a su vez, en subniveles que se obtienen en dirección descendente. La diferencia entre los subniveles puede oscilar entre 8 y 15 m, y cada uno se forma siguiendo un conjunto de galerías que cubren la sección completa del mineral. (Herrera H. , 2020)

Desde las rutas de nivel se excavan cavidades con forma de abanico en sentido ascendente desde las vías de nivel. Las secciones excavadas en las galerías adyacentes se proyectan desde el techo hasta la pared, creando un frente homogéneo. El procedimiento se realiza de igual manera en los subniveles inferiores y superiores, manteniendo una distinción entre los frentes. (Herrera H. , 2020)

A causa de la gravedad, el mineral fragmentado se desprende en las galerías, desde donde se carga y se desplaza hasta una piqueta o coladero, donde se descarga en una galería principal. El estéril de techo se va fragmentando y sumergiéndose gradualmente en las cavidades que el mineral ha dejado. (Herrera H. , 2020)

Este procedimiento se utiliza en depósitos grandes y potentes, en los que tanto el estéril de techo como el mineral se descomponen y se infiltran de manera efectiva. Los mayores desafíos del procedimiento son: la disminución del mineral con el estéril, que normalmente oscila entre el 10 y el 35 %. las recuperaciones que varían del 20 al 90%, y los cambios en la superficie de la superficie. (Herrera H. , 2020)

Hundimiento por Bloques

Es necesario dividir el depósito en grandes bloques de forma cuadrangular con varios miles de metros cuadrados cada uno. Se debilita cada bloque mediante una excavación horizontal empleando explosivos en su base. El mineral se rompe y se desprende a causa de las tensiones internas y los impactos de la gravedad que se propagan gradualmente por todo el bloque, afectando a todo el bloque en su conjunto. El mineral se extrae de los conos de tolva y piqueras empleados, que se cargan y se mueven mediante palas de neumáticos en las galerías de transporte más bajas.

Los reservorios que los emplean deben poseer una amplia potencia y amplitud, con pocas intercalaciones de estéril y ramas. Usualmente son mineralizaciones de baja ley con características geomecánicas apropiadas para su hundimiento. (Herrera H. , 2020)

Los principales beneficios de este método son: su explotación es económica, ya que los gastos de inicio y mantenimiento son reducidos, demanda escasa mano de obra, entre otros. En cambio, los desafíos más notables son: las recuperaciones suelen llegar al 80%, dado que sin ellas se incrementan las diluciones, y la presencia de agua y materiales plásticos complica la explotación. (Herrera H. , 2020)

2.3. Definición de términos básicos

- **Buzamiento:** Es el ángulo de la veta, el revestimiento o capa que se genera en relación con la horizontal y se analiza en un plano vertical.
- **Caballo:** Hace referencia a la amplia zona estéril que se presenta dentro de la veta, generalmente del mismo material de las rocas que la componen.
- **Caja Piso:** Es la roca que se encuentra bajo la veta.
- **Caja Techo:** Hace referencia a la piedra ubicada en el nivel más alto de una veta inclinada.
- **Constituyentes esenciales de los criaderos son:** la mena, la ganga y el estéril.
- **Contactos litológicos:** Usualmente forman parte de, por ejemplo, la caja de techo y la caja de piso de una cama.
- **Criadero, Yacimiento o Depósito Mineral:** Segmento o área de la corteza terrestre donde se originaron o se producen minerales de gran valor, que pueden ser explotados con beneficio económico, empleando los recursos técnicos disponibles.
- **Cuerpo (ORE BODY):** Se trata de concentraciones de minerales de gran envergadura e irregularidad, carentes de forma o tamaño exactos.
- **Depósitos primarios y secundarios.** Los primeros se encuentran

vinculados al proceso inicial de formación de las rocas. Los segundos se generan mediante la modificación de los primeros y usualmente resultan en la creación de nuevos minerales.

- **Desmonte:** Es cualquier elemento estéril que no posee valor económico.
- **Diaclasas:** También llamadas juntas, son fisuras que no han experimentado un movimiento y que generalmente se encuentran en la masa de rocas.
- **Diseminaciones.** Depósitos minerales en que los granos de mineral se encuentran dispersos en la masa de roca.
- **Espaciado:** Se refiere a la separación perpendicular entre discontinuidades próximas. Este establece la dimensión de los bloques de roca sin alteraciones. A mayor distancia, los bloques se acortarán y a menor distancia, los bloques se incrementarán en tamaño.
- **Estratificación:** Es un rasgo de las rocas sedimentarias que diferencia entre capas de litología parecidas o diferentes. Estas rocas también pueden surgir en rocas originadas por la transformación de rocas sedimentarias.
- **Explotación.** Es el procedimiento de minado con el que se obtiene el mineral económico mediante diferentes técnicas de extracción, para luego ser aprovechado en la planta concentradora.
- **Fallas:** Fisuras que han sufrido un movimiento. Estos son fisuras menores que representan en áreas concretas de la mina o estructuras de gran importancia que pueden infiltrarse totalmente en la mina.
- **Ganga.** Zona de importancia reducida del mineral asociada a la parte con buena ley. Este principio es relativo dado que varía dependiendo del tiempo, las cotizaciones y las regulaciones del mineral.

- **Hilos.** Vetillas extremadamente finas de mineral que se entrecruzan entre sí.
- **Investigaciones Geotécnicas.** - Es una presentación de estudios geotécnicos realizados a través de perforaciones de diamantes, con el objetivo de adquirir parámetros y propiedades hidrogeológicas en los materiales existentes dentro del área de investigación.
- **Lentes.** Es la acumulación de forma lenticular cuya intensidad se disminuye en su circunferencia. Las gafas tienen una longitud que oscila entre las decenas de metros.
- **Mantos.** Cuerpo mineral en forma tabular, generalmente en posición horizontal o ligeramente inclinada por debajo de 30°, con una destacada potencia relativa.
- **Masa Rocosa:** Es el ambiente físico el que acoge varios tipos de discontinuidades, tales como diaclasas, estratos, fallas y otras propiedades estructurales.
- **Matriz rocosa.** - Material de roca sin alteraciones o bloques de roca sin alteraciones entre discontinuidades (muestra de mano o superior). Aunque se le considera continua, es variada y anisótropa, vinculada a la fábrica, textura y estructura, y es un mineral.
- **Mena.** Parte más preciada del mineral que permite adquirir económicamente uno o varios metales.
- **Mineral.** La corteza terrestre, compuesta por materia inorgánica de origen natural, tiene un valor financiero y consta de 2 elementos: Tanto la ganga como la mena. Adicionalmente, es una composición inorgánica.
- **Minería.** Parte de la industria que se ocupa de la exploración, adquisición,

uso y venta de minerales y rocas de importancia económica.

- **Orientación:** Hace referencia a la localización de la discontinuidad en el espacio, distinguida por su orientación y traslado. Cuando se percibe un grupo de discontinuidades que poseen una dirección similar y son casi paralelas, se les denomina como un "sistema" o una "familia" de discontinuidades.
- **Perfil geotectónico:** Hace referencia a la serie de actividades que comprende la investigación del subsuelo, que abarca los análisis y propuestas para el diseño y construcción en el subsuelo.
- **Perfil litológico:** Es el área de la geología que estudia la estructura y composición de las rocas, incluyendo aspectos como su tamaño de grano, características físicas y químicas, estructuras metamórficas, y más. Además, comprende su estructura, textura, método de transporte, así como su composición mineralógica, localización espacial y material de cimentación.
- **Perforación:** Es la fase preliminar en la creación de una voladura. Su meta es formar cavidades de forma cilíndrica en la roca denominada taladros, las cuales están concebidas para alojar al explosivo y sus elementos iniciadores.
- **Persistencia:** Hace referencia a la expansión de una discontinuidad en términos de área o magnitud. La masa de la roca será más estable a medida que aumenta la persistencia, mientras que a medida que aumenta la persistencia, será menos estable.
- **Pliegues:** Son construcciones en las que los estratos se presentan en forma curvada, presentando intrusiones de roca ígnea de forma tabular,

generalmente empinadas o verticales.

- **Potencia.** El espesor o ancho de un depósito mineral se evalúa en línea recta con las cajas.
- **Productividad.** - Es la correlación entre el volumen de productos y servicios generados y el volumen de recursos empleados.
- **Relleno:** Se refiere a los materiales que están incluidos en la discontinuidad. Cuando los materiales son susceptibles, la masa de roca resulta menos eficiente, mientras que cuando son más robustos, resulta más eficiente.
- **Roca intacta:** Componente situado entre las discontinuidades y podría ser representado por una muestra de mano o un fragmento de testigo empleado en pruebas de laboratorio.
- **Roca meteorizada:** Es la degradación de minerales y rocas que sucede en la superficie terrestre o en sus proximidades cuando estos elementos interactúan con la atmósfera, hidrósfera y biósfera.
- **Rugosidad:** Es la irregularidad o aspereza de la superficie relacionada con la discontinuidad. Si la rugosidad en la discontinuidad es inferior, la masa de roca será menos resistente, mientras que si es superior, la masa de roca será más resistente.
- **Rumbo (STRIKE).** Hace referencia a la orientación de la veta, un estrato o cobertura inclinada en relación al norte magnético, y se analiza en un plano horizontal.
- **Veta o Filon.** Son minúsculas cavidades en la corteza del planeta Tierra recubiertas de mineral, usualmente con una inclinación superior a 30°, con un desarrollo constante en longitud, anchura y profundidad.

- **Yacimiento de Mineral.** Compuesto de uno o varios minerales que alberga elementos metálicos útiles, independientemente de su tamaño o la forma que posea el conjunto.
- **Zonas de corte:** Se trata de bandas de material que pueden alcanzar un espesor de varios metros, en el lugar donde ocurrió el derrumbe de la roca.
- **Zonificación geomecánica.** - El procedimiento de detectar zonas de grandes rocas que poseen condiciones geomecánicas parecidas y, por ende, muestran comportamientos parecidos.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis General

Con la Implementación de Taladros Largos se Reducirán los Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar de la Cía. Minera Volcan S.A.A.

2.4.2. Hipótesis Específicos

- a) Con la implementación de Taladro Largos se adecuará el sistema de minado en vetas angostas en la en la U.E. Chungar.
- b) Con la aplicación de Taladros Largos se reducirán los costos en la explotación de vetas angostas en la U.E. Chungar.

2.5. Identificación de las Variables

2.5.1. Variable Independiente:

X: Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en la U.E. Chungar.

2.5.2. Variable Dependiente:

Y: Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar.

2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores

Tabla 1. Operacionalización de Variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas .	El proceso para la identificación de los costos en la explotación de las vetas angostas se inicia con la definición de los procedimientos de minado a emplear en las estructuras mineralizadas, conforme a las condiciones estructurales y geomecánicas que nos faciliten llevar a cabo una explotación segura, económica y que satisfaga los requisitos de producción establecidos.	Planeamiento de Mina Parametros Geotecnicos	Tipo de roca Tiempo de Auto Soporte Zonificacion
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar.	El mineral se extrae mediante cortes horizontales, ascendentes, desde la galería inferior. Una vez volado, se extrae totalmente de la cámara mediante unos coladeros, luego se realiza el relleno del espacio creado con estériles. De esta manera, se logra construir una plataforma de trabajo firme y la conservación de los hastiales. Peroimplementando los Taladros Largos es una variante para este metodo que se adecuada en la mina cumpliendo ciertos requisitos como los parametode las roca y el tipo de relleno.	Metodo de Explotacion Unidad Minera Chungar	Evaluacion Geomecanica Estabilidad Resistencia

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

- Fundamentado en el análisis geomecánico y geotécnica para la adecuación de un nuevo método de minado como es la implementación del Sistema de Detección Automatizada de Caída de Rocas, se establece que llevamos a cabo una investigación de naturaleza cuantitativa.
- Experimental: Por el análisis realizado para la implementación del Sistema de Detección Automatizada de Caída Unidad Minera Chungar.
- Documental: En base a los análisis de la información del método aplicado adecuando la información obtenida de la Compañía Minera Volcan.
- De campo y de laboratorio: Por los resultados obtenidos in situ de la aplicación de Taladros Largos en el Método Corte y Relleno Ascendente en la investigación.

3.2. Nivel de investigación

Aplicada: El propósito principal en el proceso de explotación y desarrollo de la Unidad Minera Chungar es la disminución de costos.

3.3. Métodos de la Investigación.

El procedimiento que se empleó para llevar a cabo esta investigación fue el siguiente:

- Método deductivo: Evaluación de la información general para alcanzar una conclusión definitiva.
- Método inductivo: Basándonos en los datos recabados y el contexto de la mina Chungar, se obtiene una conclusión global que se examina en conjunto con los datos recogidos de la labor de campo.

3.4. Diseño de la Investigación

La configuración se adecúa a la investigación cuantitativa, descriptiva y correlacional. Se utiliza el método de explotación aplicado en la mina Chungar, así como la utilización de taladros largos con un diseño apropiado y asegurado, conforme a la investigación realizada sobre los parámetros del macizo rocoso.

3.5. Población y Muestras

3.5.1. Población

La valoración geomecánica en todas las tareas realizadas por la U.E. Chungar, simboliza la población del trabajo de investigación para su uso en los taladros largos.

3.5.2. Muestra

La información obtenida en base a las caracterizaciones geomecánicas, en las labores de la U.E. Chungar, las cuales nos permiten tener una adecuada determinación para la aplicación de los Taladros largos en las vetas angostas.

3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.6.1. Técnicas

Representación de las técnicas empleadas

- **Recopilación y Análisis de Datos**

Se recolectan datos históricos acerca del método de explotación Corte y Relleno Ascendente y su aptitud para la utilización de taladros de larga longitud.

- **Observación directa y toma de datos**

Se realiza observaciones directas de todo el proceso de aplicación de los taladros largos, con los parámetros geomecánica obtenidos, y los resultados en las labores establecidas para el inicio de este proceso.

- **Búsqueda de Información Bibliográfica**

Se analizó la información proporcionada por la compañía y la información por internet que sirvieron como antecedentes de minado con taladros largos.

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos

Materiales

- Planos topográficos.
- Mapeos geomecánicos realizados.
- Informes geomecánicos.
- Informe de procesos de minado realizados
- Explotaciones realizadas con anterioridad (Documentación).
- Informe de método aplicado y detalles geomecánicos.
- Picota, brújula, flexómetro, mapeador.
- Estación Total.

- Libreta de campo.

3.7. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos.

El procedimiento de recopilación de datos se realizó en la mina, especificando el tipo de roca y la zona correspondiente en toda Mina Chungar, fundamentándose en los datos obtenidos y las consideraciones tomadas en relación al tipo de roca de acuerdo con la caracterización geomecánica. Se empleó el Software Phase 2, versión 7.0, en cada área, como factores clave para la implementación del método de explotación a implementar.

Es vital señalar que el Modelo Geomecánico, empleado en el análisis de la estabilidad, fluctúa dependiendo de las secciones geomecánicas y las zonas de explotación. En este contexto, solo se empleó el modelado numérico en las secciones que eran representativas.

3.8. Tratamiento estadístico

Las operaciones aplicadas a la unidad experimental y utilizadas como objetos de comparación son el mantenimiento realizado y la comparación con los nuevos métodos aplicados. Le permite obtener datos estadísticos de todos los procesos realizados anteriormente y actualmente, lo que le permite obtener modelos estadísticos que reflejan los resultados conseguidos.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

Este trabajo de investigación se llevó a cabo bajo los fundamentos de la ética profesional, donde el trabajo es de responsabilidad personal, considerando los valores y principios de llevar a cabo una investigación. Momento para subrayar que la investigación llevada a cabo en la Mina Chungar de la Compañía Minera Volcan, es el resultado de las vivencias y labores desempeñadas como practicante de minería.

CAPITULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Perforación

Cálculo del Burden:

Tabla 2. Caculo del burden

Bmáx.	Burden Máximo (mts)		1.73	1.55	1.41	1.33
BP 1	Burden Práctico		1.40	1.22	1.08	1.00

Espaciamiento		1.40	1.52	1.62	1.70
---------------	--	------	------	------	------

		INGRESE DATOS			
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	0.985	0.985	0.985	0.985
	RMR	35	35	35	35
	Descripción del RMR	MALA	MALA	MALA	MALA
f	Factor de fijación	1.3	1.3	1.3	1.3
	Taladros verticales f : 1.00				
	Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90				
	Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85				
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden	1	1.25	1.5	1.7
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0.84	0.84	0.84	0.84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.21	1.21	1.21	1.21
L	Longitud de taladro (m.)	10	10	10	10

Fuente: Área de Ingeniería – Geomecánica.

Burden Maximo

$$B_{max} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{c \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando

$$B_{max} = \frac{64}{33} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 1.21}{0.985 \times 1.3 \times (1)}}$$

$$B_{max} = 0.73$$

Burden Práctico

$$B_{PRAC} = B_{MAX} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

Reemplazando

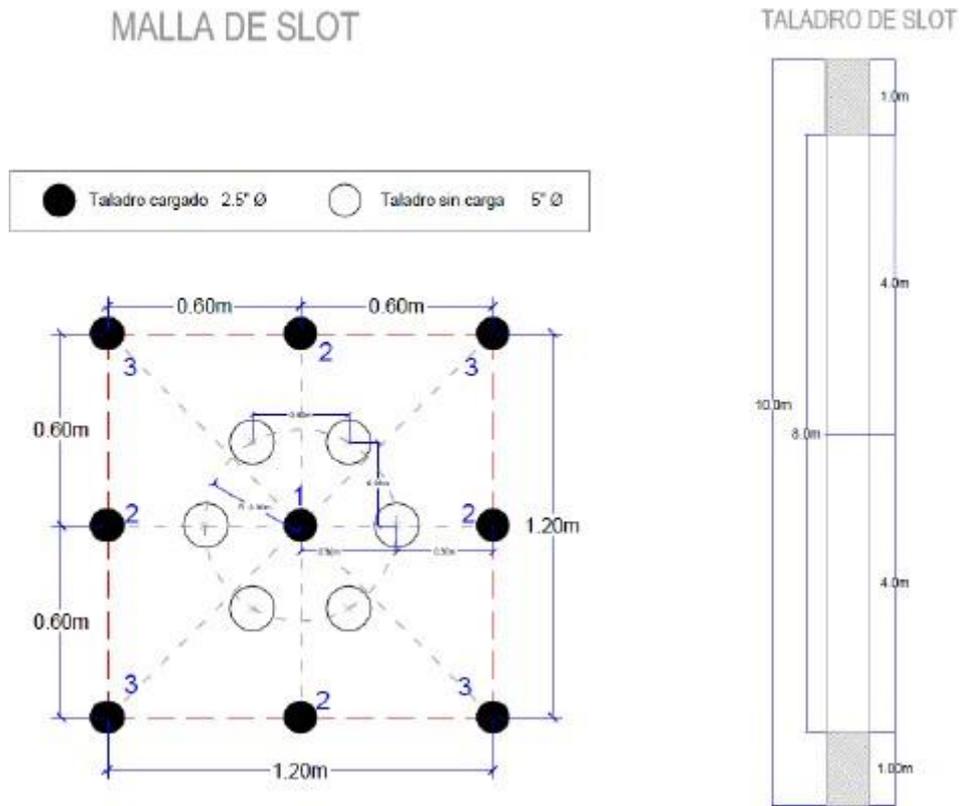
$$B_{PRAC} = 1.73 - 2 \times 0.064 - 0.02 \times 10$$

$$B_{PRAC} = 1.40$$

Malla Slot

Esta malla de perforación se lleva a cabo con el fin de crear una superficie libre

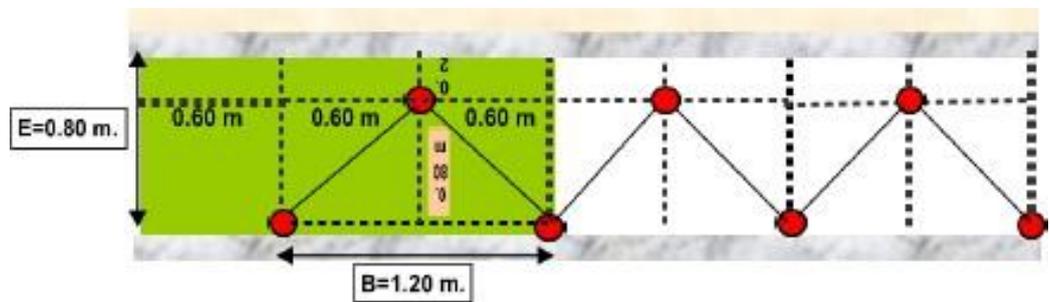
Ilustración 3. Bosquejo de la Malla Slot



Bosquejo de Malla Perforación

Elaboración de la malla para los taladros de producción.

Ilustración 4. Boceto de la Malla de Perforación



4.1.2. Voladura

Tabla 3. Calculo de Kg de EXAGEL por taladro

CALCULO DE KG. EXAGEL-E 65 POR TALADRO		
Diam. Taladro	=	0.064 m.
longitud de taladro	=	10.0 m.
Dens.Exagel-E 65 confinado	=	1086.400 kg/m ³
Volumen taladro	=	0.032 m ³
carguio	=	34.95 kg
factor kg/m.	=	2.8

Fuente: Propia.

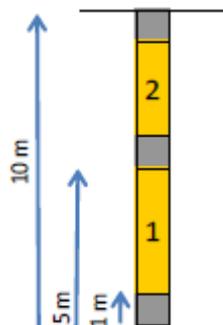
4.1.3. Repartición de Taladros, F.P Y FLC

Carguío del Slot

Tabla 4. Carga en taladros de chimenea VCR

DISEÑO DE CARGA EN TALADROS DE CHIMENEA VCR

Voladura en dos tandas de 5 mts c/u.



9 Tal Cargados de 2 1/2"
6 Tal Rimados a 5"

Primer Disparo		
Tipo	Detalle	Total
Accesorios	Excel de 12 m.	9 pzas
Emulex-E 65	4 m de carga (3 kg/m)	108 Kg
Cebo	Emulnor 1000 de 1 1/2 x 12"	17 Und

Segundo Disparo		
Tipo	Detalle	Total
Accesorios	Excel de 12 m.	9 pzas
Emulex-E 65	4 m de carga (3 kg/m)	108 Kg.
Cebo	Emulnor 1000 de 1 1/2 x 12"	17 Und.

Rotura	51	ton
Emulex-E 65	216	Kg
F.C.L	0.56	Kg/m
F.P	4.26	Kg/ton

Fuente: Propia.

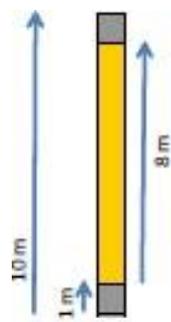
Carguío de Taladros de Producción

Consiste en cargar los Taladros con el fin de realizar la voladura. Los taladros de producción se carga las 2/3 partes del taladro. En los taladros de arranque se deben de colocar la mayor cantidad de explosivo, por razón que ahí es donde se genera la cara libre

Inicialmente, el cebo debe poseer la energía necesaria para asegurar el inicio total de la carga explosiva a su máximo régimen de velocidad (VOD) y poder sostenerlo de esta manera durante todo el taladro. Esto asegura la simpatía y sensibilidad adecuadas para que el taladro se desplace totalmente con una rotura radial. Es crucial para esto la dirección del fulminante.

1er. Tramo

Tabla 5. Bosquejo de cargo para taladros en el tramo primer



Malla	1.2 x 0.8 mt. x mt. (B x E)
Long. Tal	12.33 Mts
Tramo / fila	8 Filas
Tal/fila	1 Taladros
# Taladros	8
Densidad	3.2 Tn / m ³
Diametro Tal.	64 mm

Disparo por 1 Taladros		
Tipo	Detalle	Total
Accesorios	Excel de 12 m.	1 pzas
	Cordon detonante	15 m.
Exagel-E 65	8 m de carga (2.7 kg/m)	21.6 Kg

Rotura x Tramo	208 ton
Emulex E-65	172.80 Kg
F.C.L	1.75 Kg/m
F.P	0.83 Kg/ton

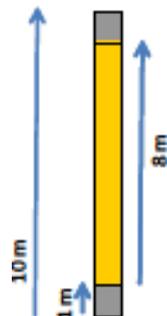
Ratio Perf.:	2.11 ton/mp
--------------	-------------

Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Propia.

2do Tramo

Tabla 6. Esbozo de carga para taladros en el tramo segundo



Malla	1.2 x 0.8	mt. x mt. (B x E)
Long. Tal	12.27	Mts
Tramo / fila	8	Filas
Tal/fila	1	Taladros
# Taladros	8	
Densidad	3.2	Tn / m ³
Diametro Tal.	64	mm

Disparo por 1 Taladros		
Tipo	Detalle	Total
Accesorios	Excel de 12 m.	1 pzas
	Cordon detonante	15 m.
Exagel-E 65	8 m de carga (2.7 kg/m)	21.6 Kg

Rotura x Tramo	208 ton
Emulex E-65	172.80 Kg
F.C.L	1.76 Kg/m
F.P	0.83 Kg/ton

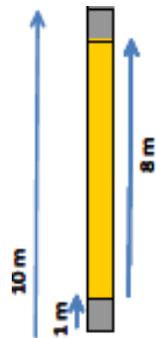
Ratio Perf.:	2.12 ton/mp
--------------	-------------

Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Generación propia.

3er Tramo

Tabla 7. Diseño de carga para taladros en el tramo tercero



Malla	1.2 x 0.8 mt. x mt. (B x E)
Long. Tal	12.38 Mts
Tramo / fila	7 Filas
Tal/fila	1 Taladros
# Taladros	7
Densidad	3.2 Tn / m ³
Diametro Tal.	64 mm

Disparo por 1 Taladros		
Tipo	Detalle	Total
Accesorios	Excel de 12 m.	1 pzas
	Cordon detonante	15 m.
Exagel-E 65	8 m de carga (2.7 kg/m)	21.6 Kg

Rotura x Tramo	208 ton
Emulex E-65	151.20 Kg
F.C.L	1.74 Kg/m
F.P	0.73 Kg/ton

Ratio Perf.:	2.40 ton/mp
--------------	-------------

Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Generación propia.

4to. Tramo

Tabla 8. Boceto de carga para taladros en el tramo cuarto



Rotura x Tramo	208	ton
Emulex E-65	172.80	Kg
F.C.L	1.77	Kg/m
F.P	0.83	Kg/ton

Ratio Perf.:	2.13	ton/mp
--------------	------	--------

Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Generación Propia

5to. Tramo

Tabla 9. Diseño de carga para taladros en el tramo quinto

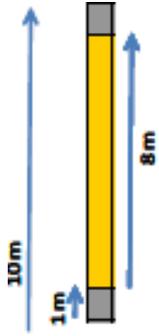


Diagrama de un tramo de 10 m de altura. El tramo principal de carga mide 8 m, y el tramo inferior de base mide 1 m.

Malla	1.2 x 0.8 mt. x mt. (B x E)
Long. Tal	11.62 Mts
Tramo / fila	8 Filas
Tal/fila	1 Taladros
# Taladros	8
Densidad	3.2 Tn / m ³
Diametro Tal.	64 mm

Disparo por 1 Taladros		
Tipo	Detalle	Total
Accesorios	Excel de 12 m.	1 pzas
	Cordon detonante	15 m.
Exagel-E 65	8 m de carga (2.7 kg/m)	21.6 Kg

Rotura x Tramo	208 ton
Emulex E-65	172.80 Kg
F.C.L	1.86 Kg/m
F.P	0.83 Kg/ton

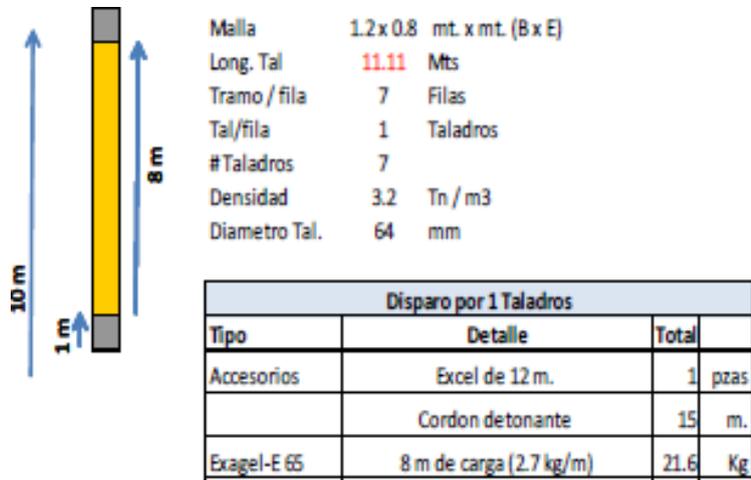
Ratio Perf.:	2.23 ton/mp
--------------	-------------

Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Propia

6to. Tramo

Tabla 10. Boceto de carga para taladros en el tramo sexto



Rotura x Tramo	208 ton
Emulex E-65	151.20 Kg
F.C.L	1.94 Kg/m
F.P	0.73 Kg/ton

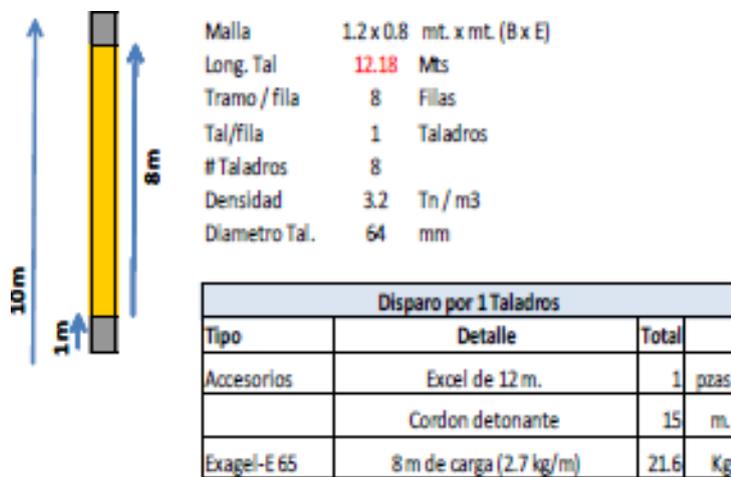
Ratio Perf.:	2.67 ton/mp
--------------	-------------

Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Propia.

7mo. Tramo

Tabla 11. Boceto de carga para taladros en el tramo séptimo



Rotura x Tramo	208 ton
Emulex E-65	172.80 Kg
F.C.L	1.77 Kg/m
F.P	0.83 Kg/ton

Ratio Perf.:	2.13 ton/mp
--------------	-------------

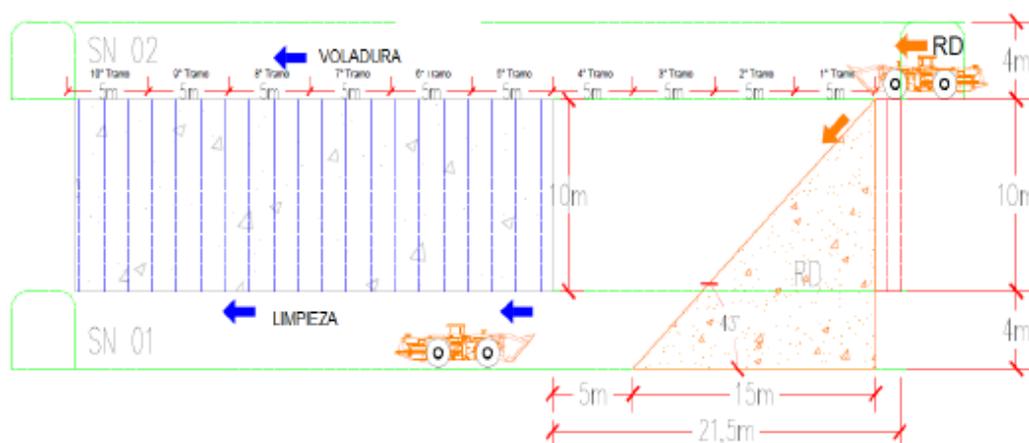
Incluye un taladros de precorte entre filas en caja techo

Fuente: Propia.

4.1.4. Relleno

Una vez concluida la etapa de relleno, se realizará el desmonte producido por las labores de progreso utilizando un scoop a distancia o un dumper con pistón inyector. Después de limpiar el segundo segmento disparado, se obtendrá un talud de 45° (ángulo de reposo). Una vez concluida la extracción de todos los segmentos, el relleno se completará en un 95% de la construcción.

Ilustración 5. Relleno del tajeo detonado



4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados

4.2.1. Evaluación de la Implementación del Método de Minería por Taladros Largos en Vetas Angostas (Veta Carmen)

La investigación para este procedimiento se basa en el dimensionamiento establecido por POTVIN y simulaciones en 2D, en la sección transversal y longitudinal, utilizando el programa Phases V7.

4.2.2. Evaluación Geomecánica de la Veta Carmen

La investigación geomecánica de la Veta Carmen y su entorno físico se ha llevado a cabo a partir de los datos litológico-estructurales recogidos en terreno durante la elaboración del mapa geomecánico utilizando el método

"Líneas de Detalle" en la sección determinada, para cada dominio estructural en los niveles base y superior, para cada estrato estructural en los niveles de base y superior, en los estratos base y superior.

4.2.3. Características Geomecánicas Veta Carmen

La veta Carmen, mediante las directrices principales de las discontinuidades circundantes, tanto en la caja techo como en la caja piso, y en la misma estructura mineralizada, nos indicará si la dirección de estas es provechosa para el avance de la explotación. Tiene una malla de sulfuros y carbonatos, no es una estructura homogénea, sino zonas que se han ramificado en segmentos. Adicionalmente, la veta muestra una dirección media E-W con un movimiento medio de 74o - 70o hacia el Sur.

4.2.4. Evaluación del Macizo Rocoso de Caja Techo (Veta Carmen)

Discontinuidades: La veta se encuentra en contacto-falla con la caja techo y presenta diaclasas transversales en el sentido de la mineralización; la brecha de falla (formada por roca triturada con panizo) puede alcanzar un espesor de hasta 0.25m, lo que evita un contacto directo entre la caja techo y el mineral, creando así una superficie de debilidad.

Persistencia de discontinuidad: El contacto falla es extremadamente alto, con longitudes que exceden los 20m, en función de la dirección de la estructura mineral; las diaclasas exhiben una persistencia muy baja, inferior a 1m; y las diaclasas exhiben una persistencia muy baja, inferior a 1m; y las diaclasas exhiben una persistencia muy baja, inferior a 1m; y las diaclasas exhiben una persistencia muy baja, inferior a 1m.

Espaciamiento de discontinuidades: Es el centro entre 0.20 a 0.60m.

Separación de las superficies de discontinuidades: es menos a 1 mm.

Rugosidad: En el contacto con la brecha de falla, su ondulación es suave; en las diaclasas, desde áspera hasta rugosa.

Relleno de discontinuidad: Se considera relleno a la roca caja, la veta y la brecha de falla; por otro lado, para las diaclasas, el relleno se halla en la calcita, piritita, carbonatos y en ciertas circunstancias es limpia.

Humedad: Se presenta humedad en los materiales.

Grado de alteración de la roca caja: El techo de la caja presenta una variación de moderada a leve, donde la decoloración ocurre en la sección superficial de los planos de discontinuidad; Además, presenta cierta debilidad en la sección superficial, conservando fresca en la parte interna del fragmento de roca.

Número de familias de discontinuidades: La roca de techo caja exhibe cuatro sistemas de discontinuidades, sobresaliendo la más sobresaliente la que está paralela a la estructura mineralizada. Estos forman bloques tridimensionales que poseen un mayor nivel de libertad para la deformación del macizo, impulsados por fuerzas laterales originadas por los esfuerzos del macizo de roca.

Dimensión de bloques y la resistencia al cizallamiento: En esta situación, son de tipo cúbico a romboédrico; las cuatro familias de discontinuidades, conforman bloques de diferentes dimensiones.

Grado de fracturamiento: En el techo de la caja, el fraccionamiento es leve (F), generando bloques de tamaño medio con una densidad de 10 diaclasas por metro cúbico.

4.2.5. Análisis del macizo rocoso de Caja Piso (Veta Carmen)

Discontinuidades: El área de interacción es directa entre el mineral y la caja de piso, creando una superficie de ligera debilidad.

Persistencia de discontinuidad: El contacto litológico es significativamente elevado (mayo 2.00mts), en función de la dirección de la estructura mineral; las diaclasas exhiben una persistencia bastante baja inferior a 1m; las diaclasas exhiben una persistencia bastante baja inferior a 1m.

Espaciamiento de discontinuidades: Es el centro entre 0.05 a 0.30m.

Separación de las superficies de discontinuidades: es menos a 1mm.

Rugosidad: En las diaclasas, la ondulación es suave a suave, mientras que el contacto litológico es áspero a rugosa ondulante.

Relleno de discontinuidad: Se utiliza para rellenar la pirita, calcita, carbonatos y en ciertas situaciones es claro.

Humedad: Los elementos de relleno, se encuentran húmedos.

Grado de variación de la roca caja piso: Involucra una mínima alteración de arcilla, donde la decoloración ocurre en la porción superficial de los estratos de discontinuidad.

Cifra de familias de discontinuidades: El suelo de la roca caja presenta cuatro sistemas de discontinuidades, además de una aleatoria, siendo la más destacada la que está en paralelo con la estructura mineralizada y los estratos superiores. Estos últimos constituyen bloques tridimensionales que tienen un nivel de libertad superior para la deformación del macizo.

Dimensión de bloques y la resistencia al cizallamiento: En este contexto, estos son de carácter cúbico a romboédrico; las cuatro familias de discontinuidades, constituyen bloques de diversas dimensiones.

Grado de fracturamiento y tamaño de los bloques: La caja presenta una superficie Muy Fracturada (MF), compuesta por bloques pequeños con una densidad de hasta 15 diaclasas por metro cúbico.

4.2.6. Evaluación del macizo rocoso de Veta Carmen

Discontinuidades: Posee fracturas bastante irregulares en la transversalidad y fracturas longitudinales provocadas por la zonación durante la mineralización.

Persistencia de discontinuidad: En el área de contacto, las fallas son bastante extensas, excediendo los 3.00m, siguiendo la dirección de la estructura mineral; por otro lado, las diaclasas y oquedades exhiben una persistencia muy reducida, menor a 1m, dando lugar a bloques de forma tabular; estos últimos presentan bloques de forma tabular.

Espaciamiento de discontinuidades: Entre 0.60 a 1.00m.

Alejamiento de las superficies de discontinuidades: parcialmente abierta a cerrada entre 0.5 a <0.1mm; en el caso de las oquedades, su ancho varía entre 1 a 10cm; en las oquedades, su ancho varía entre 1 a 10cm.

Rugosidad: suave a suave ondulante al contacto con la brecha de falla; en las diaclasas es ondulante irregular y rugosa; en las diaclasas es ondulante irregular y suave.

Relleno de discontinuidad: En la interacción con la caja techo, hallamos una apertura de 0.15m compuesta por panizo, milonitas y fragmentos angostos firmemente vinculados por una matriz arcillosa; por otro lado, las

diaclasas se componen de calcita, pirita, carbonatos y en ciertos casos son limpia; mientras que las diaclasas se componen de calcita, pirita, carbonatos y en algunas circunstancias son limpia; mientras que las diaclasas se componen de calcita, pirita, carbonatos y en algunos casos son limpia.

Humedad: Se encuentran húmedos, por un goteo ocasional.

Categoría de alteración de la Veta: El mineral primario no muestra ninguna modificación, en cambio, los minerales secundarios como la calcita y los carbonatos muestran una alteración significativa, expresándose como un material destructivo.

Cantidad de familia de discontinuidades: El mineral presenta dos principales sistemas de discontinuidad: una aleatoria sin dirección y otra aleatoria con buzamientos claramente definidos; el sistema principal se encuentra en paralelo con la dirección de la estructura mineralizada; este sistema es paralelo con la dirección de la estructura mineralizada.

Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: En este contexto, se refiere a tabulares formados por las familias de discontinuidad y las rupturas de tensión denominadas fallas ocultas.

Grado de fracturamiento y tamaño de los bloques: El mineral muestra una leve fracturación (LF), produciendo bloques de tamaño medio con una densidad de entre 1 y 5 discontinuidades por metro cúbico.

4.2.7. Estereografía de la Veta Carmen

Esta información nos permitirá mostrar en 2D la orientación de los principales sistemas de fracturamiento que circundan a la Veta Carmen y su entorno físico. Su importancia radica en la identificación y formación de cuñas o zonas de debilidad que se hallan en el proceso de excavación.

Tabla 14. Datos de buzamiento / dirección de buzamiento en línea de dato localización N°3

REGISTRO DE ESTACION MICROTECTONICA																														
ESTACION N°	3	UBICACIÓN: Tj 400w NV 225 Carmen										FECHA: 08/11/2010						ROCA:		c/piso-veta-c/techo										
GRADO DE ALTERACION	Muy alterada																													
	Moderadamente alt.																													
	Poco alterada	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
	Incipiente																													
TIPO DE ALTERACION	Hidrotermal	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
	Metamorfismo																													
	Zeolitización																													
	Meteorización																													
TIPO	Extracción																													
	Falla																													
	Fractura	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
RELIEVO	Contacto																													
	Yeso/Pirita																													
	Carbona/Zeolita																													
	Arcilla/Mica																													
	Cuarzo/Arena																													
PROPAGACION	Milonita/Oxido	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
	Recta																													
	Ondulada																													
	Curva																													
SUPERFICIE	Irregular	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
	> 5 mm																													
	1-5 mm	X																												
	< 1 mm																													
	Apertura cerrada																													
PERSISTENCIA	> 20 m																													
	10 - 20 m																													
	3 - 10 m																													
	1 - 3 m	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
	< 1 m																													
FRECUENCIA	> 3 m																													
	1 - 3 m																													
	0.3 - 1 m																													
	0.05 - 0.3 m	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	
	< 0.05																													
SISTEMA	Quinto																													
	Cuarto																													
	Tercero								X	X	X	X															X	X		
	Segundo					X	X																							
	Primero	X	X																										X	
BUZAMIENTO																														
AZIMUT DE BUZAMIENTO	165	64																												
Z =	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30

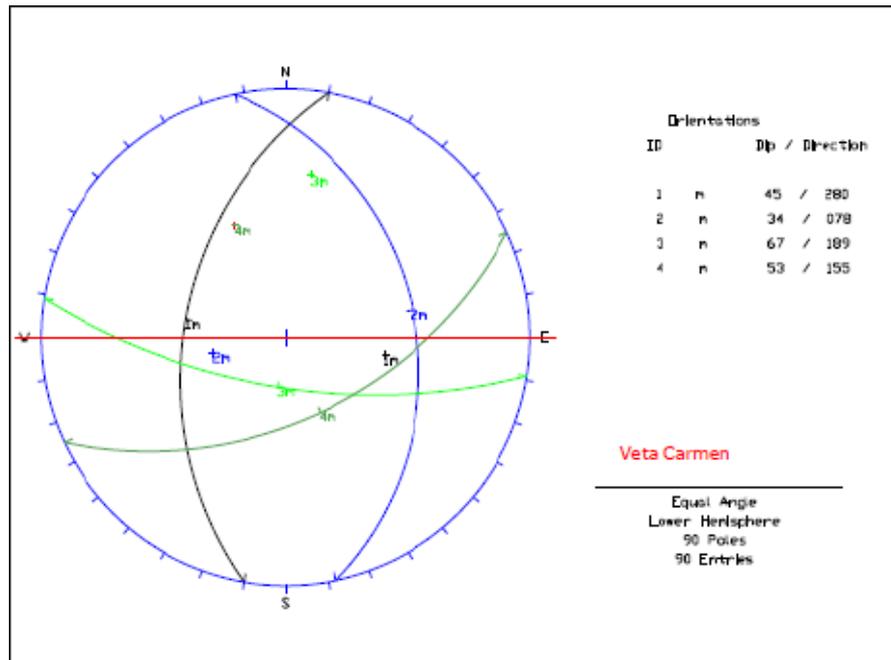
Fuente: Área de Geomecánica.

La Tabla No 01, 02, 03 presenta los datos de discontinuidades geológicas recogidos en el mapa geotécnico de los tajeos de veta Carmen. Esta información se presenta en el formato "Buzamiento / Dirección de Buzamiento" para llevar a cabo el correspondiente tratamiento estadístico. Esta información de orientaciones estructurales se registra en el programa "DIPS" con el objetivo de obtener una representación estereográfica de las discontinuidades y determinar las familias de discontinuidades en el área de análisis.

4.2.9. Situación Organizacional General del Laboreo en Veta Carmen

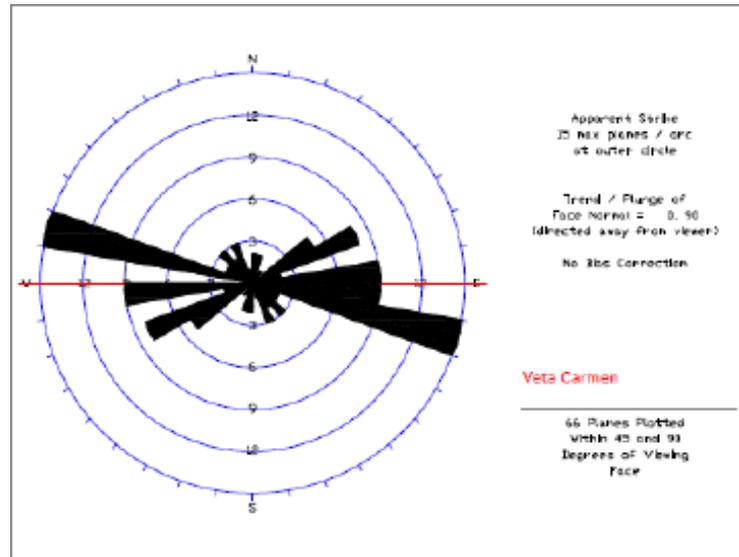
El histograma de polos, que estudia las condiciones de las familias principales de discontinuidad en relación a la Orientación de la Veta, reconoce a 4 familias sub paralelas y perpendiculares al avance de la veta.

Ilustración 6. Histograma de familias de discontinuidad vs. Orientación de la veta



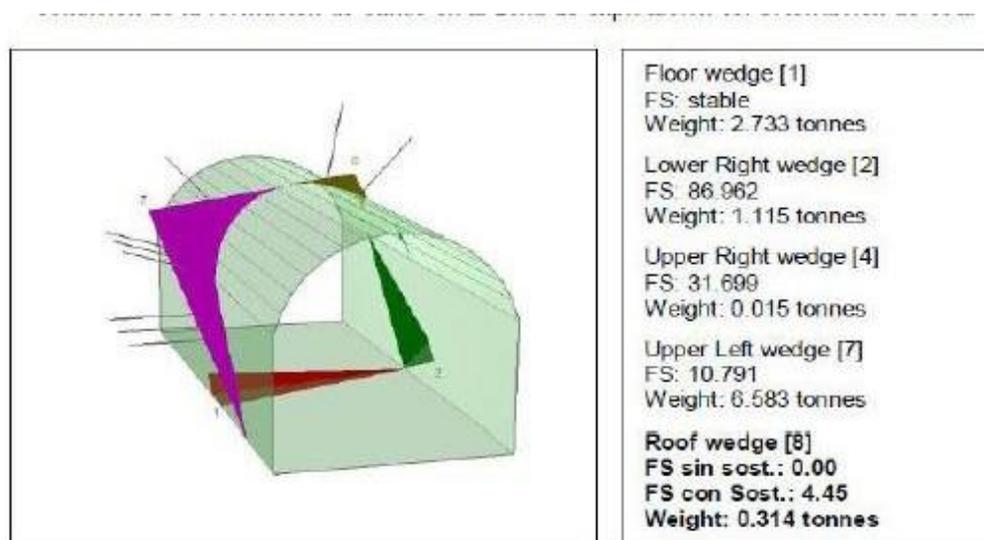
El esquema de rosas presenta direcciones perjudiciales para la estabilidad del trabajo sobre la veta. De acuerdo con el estudio del impacto de la dirección de las discontinuidades en la dirección de la veta, se toma en cuenta la condición de estabilidad general en: DESFAVORABLE

Ilustración 7. Roseta de las familias primordiales de discontinuidades vs. Orientación de la veta



La formación de las cuñas experimenta dificultades similares en la veta Carmen, cuya solución radica en utilizar algún sistema de soporte o seguir las directrices del modelado numérico para incrementar los F.S.

Ilustración 8. Situación de la alineación de cuñas en el lugar de explotación vs. Orientación de la veta



4.2.10. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó

Según el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski, el macizo rocoso se clasifica y clasifica geomecánicamente en función de los dominios

estructurales (Caja techo, Veta, Caja piso) utilizando el sistema de valoración RMR89 de Bieniawski, cuyo resumen se muestra en la tabla 15.

Tabla 15. *Codificación geomecánica del macizo rocoso (veta Carmen y su entorno)*

CLASIFICACION GEOMECANICA RMR 89 (BIENIANSKY) MACIZO ROCOSO VETA CARMEN			
Límite Estructural	RMR	Descripción del Macizo Rocosó	
		Clasificación	Tipificación
Veta	35 - 45	Mala A- Regular B	IVA - IIIB
Caja Techo	20 – 25	Muy Mala – Mala B	IV - IVB
Caja Piso	20 – 30	Muy Mala – Mala B	IV-IVB

Fuente: Área de Geomecánica.

4.2.11. Dimensionamiento Geomecánico

De acuerdo con los datos de los registros microtectónicos detallados, el estudio estereográfico, la información de pruebas de mecánica de rocas y la Clasificación geomecánica, se determina geomecánicamente el bloque mineral de la Veta Carmen. Esto se lleva a cabo mediante modelación en 2D utilizando el programa Phases y utilizando el "Método Gráfico de Estabilidad", una técnica creada por Mathews et al. y modificada por Potvin & Milne.

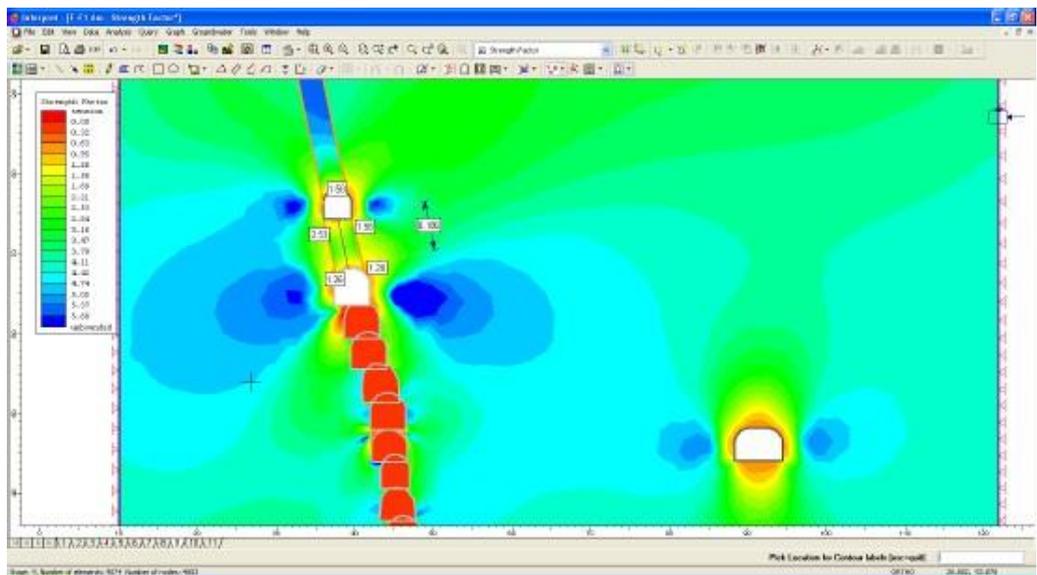
Se llevaron a cabo simulaciones en el programa Phases para bancos de 6mts y 14mts, además del Método de Estabilidad de Potvin, que solo se aplicó al banco de 6mts. Esto se debe a que en las simulaciones en 2D se observan valores reducidos del Factor de Seguridad para bancos de mayor tamaño.

1.- Prueba 2D En Sección Transversal para Taladros Largos con Banco de 6mt

Previo al disparo, en la sección transversal del trabajo para taladros de gran longitud, se puede apreciar un F.S. de 1.58 a 1.26 en la excavación superior e inferior, respectivamente.

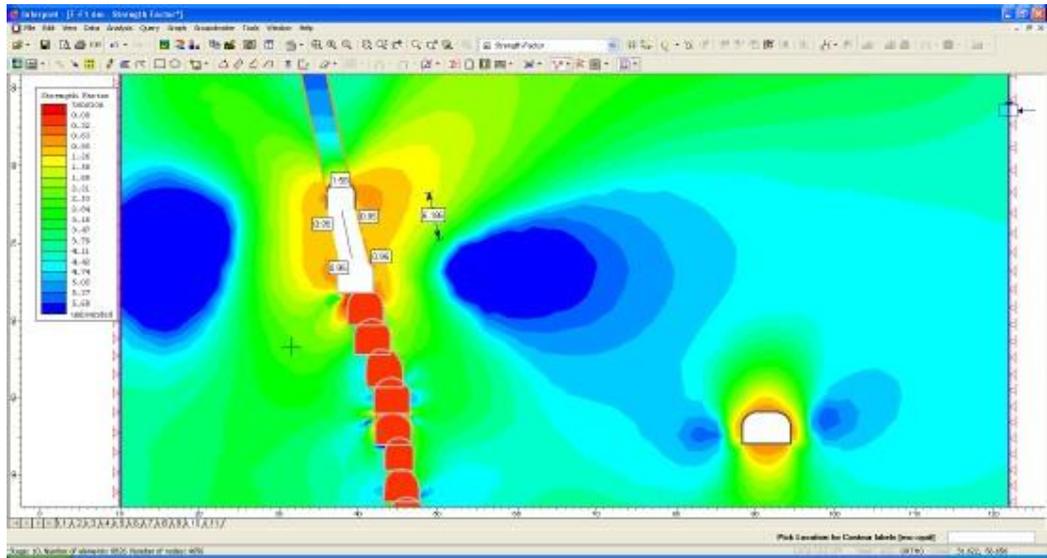
El By Pass 200, ubicado a la derecha, es el resultado del minado del Tj 600, con un F.S. que oscila entre 1.26 y 0.95, disminuyendo el factor a medida que progresa el minado.

Ilustración 9. Sección transversal del trabajo para taladros largos antes del disparo 6 metros de altura



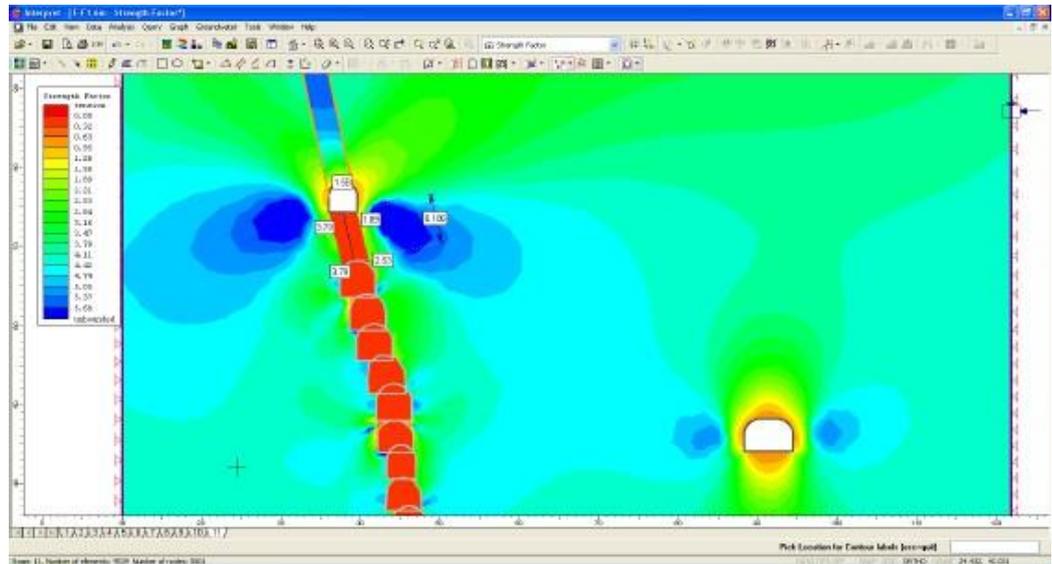
Elemento de protección después de realizar la voladura (Banco de 6 metros) tanto en la caja del suelo como en la caja del techo: F.S. 0.95, Inestable, No es estable.

Ilustración 10. La tarea transversal para taladros largos tras el disparo de 6 metros de altura



Tras rellenar el subnivel inferior y el banco de mineral lleno, se observa un aumento del factor de seguridad de 1.89 a 2.53.

Ilustración 11. La tarea transversal para taladros largos tras el relleno el nivel inferior y el banco de mineral de 6 metros de altura, cada uno disparado 6 metros de altura

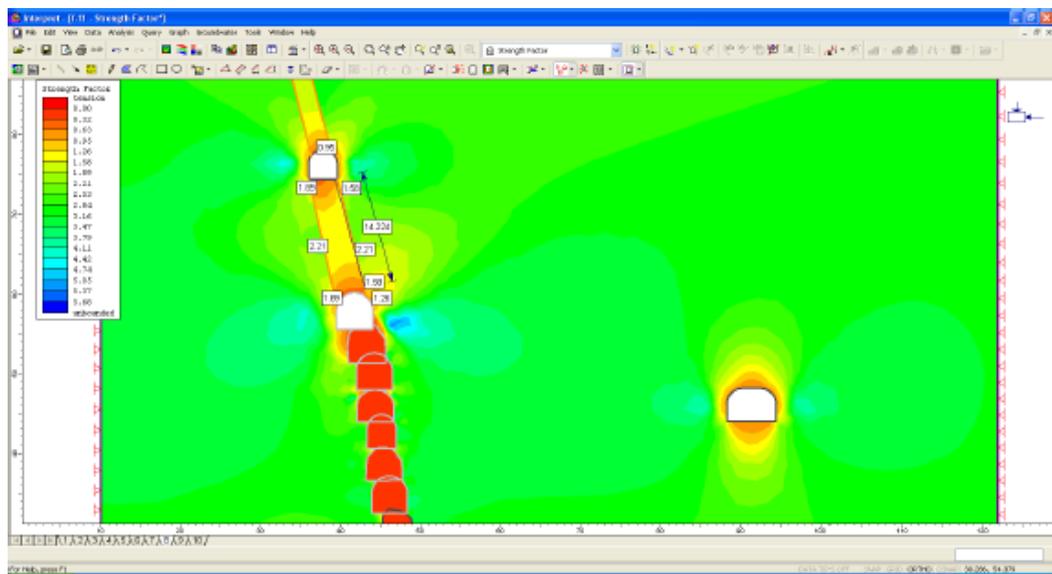


2.- Prueba 2D en Sección Transversal para Taladros Largos con Banco de 14mts de Altura

Labor para taladros largos previo al disparo, donde se puede observar un

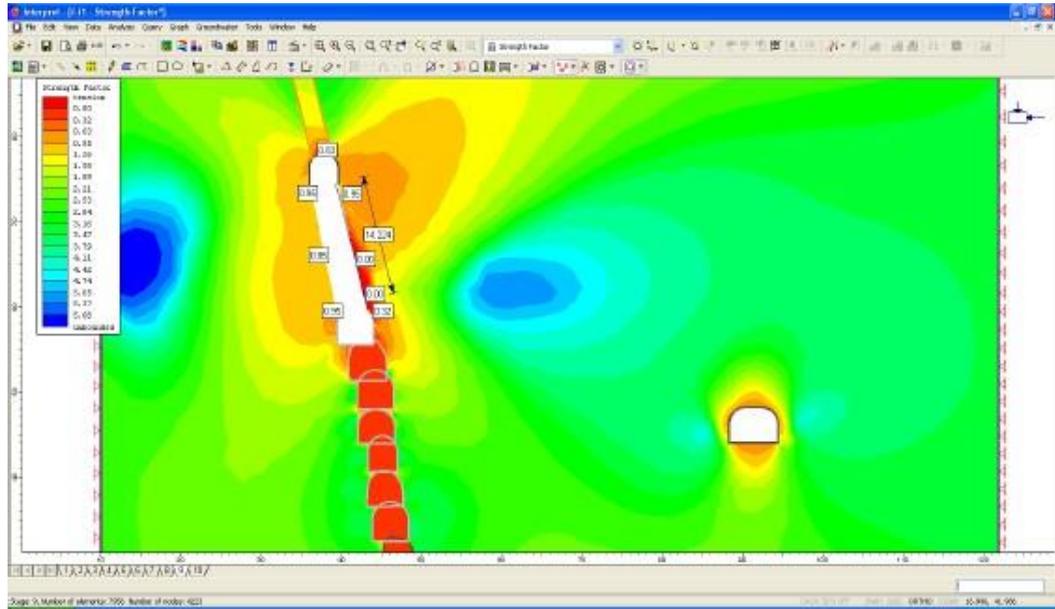
F.S. superior a 1.26.

Ilustración 12. La labor transversal para taladros de gran tamaño antes del disparo de 14 metros de altura



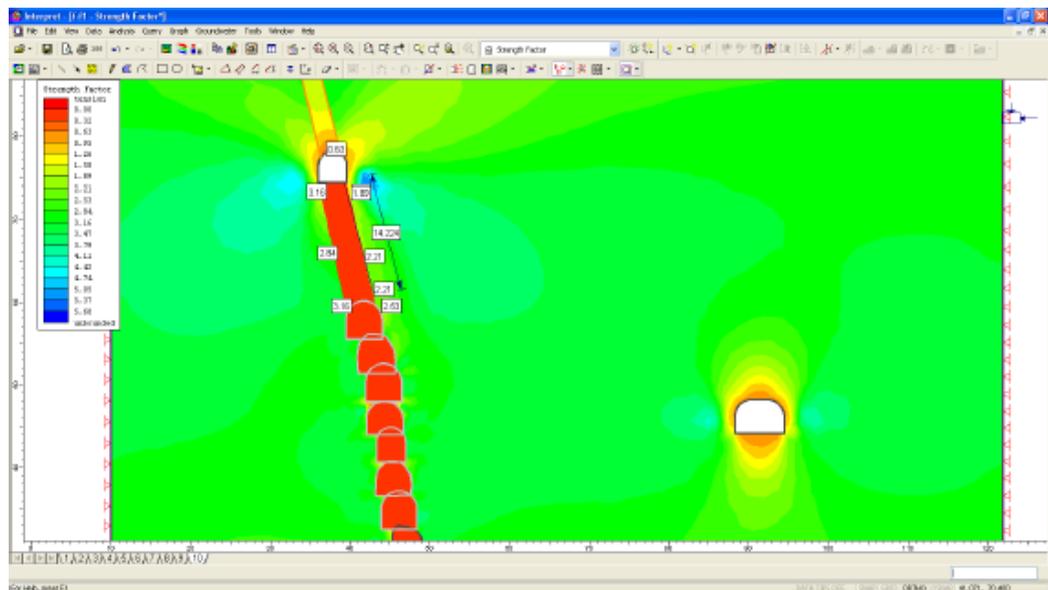
Elemento de protección tras la realización de la voladura (banco de 14 metros). En la caja del suelo se registra F.S. 0.95 y en la caja del techo 0.32

Ilustración 13. Sección transversal del trabajo para taladros de gran tamaño tras el disparo de 14 metros de altura



Tras llenar el vacío junto con el nivel inferior, el F.S se incrementa de 1.89 a 2.84

Ilustración 14. Sección transversal de la tarea para grandes taladros tras rellenar el banco de mineral de 14 metros de altura

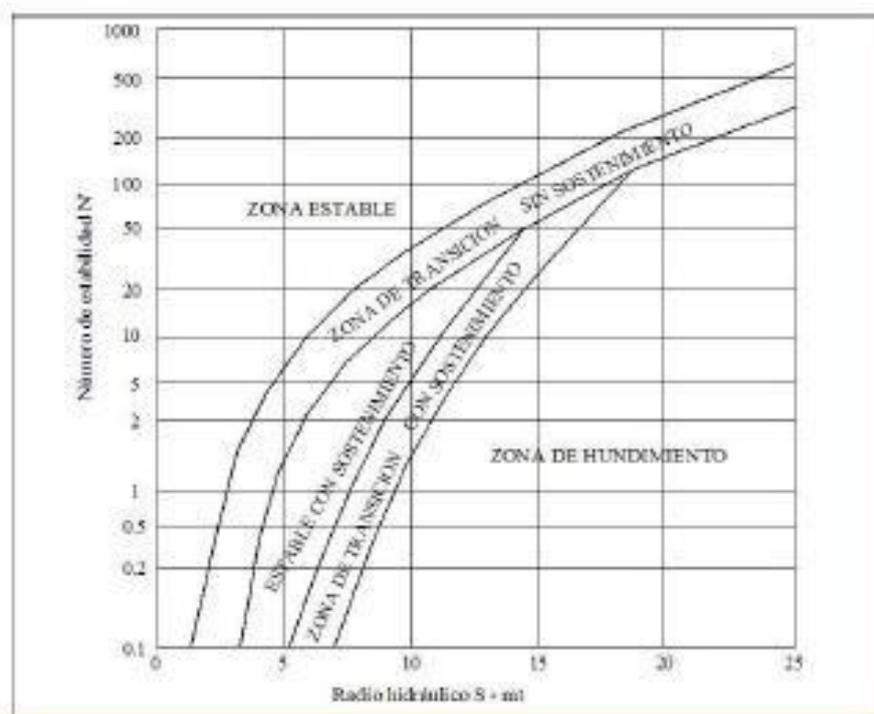


4.2.12. Procedimiento Grafico de Estabilidad (Potvin)

Es acerca de la inclusión de dos parámetros denominados "N" número de estabilidad y "S" radio hidráulica, obteniendo así gráficos de cinco interpretaciones:

- Zona Estable.
- Zona de transición sin sostenimiento.
- Zona estable con sostenimiento.
- Zona de transición con sostenimiento.
- Zona de hundimiento

Ilustración 15. Número de estabilidad "N" vs radio hidráulico "S"



4.3. Prueba de hipótesis

La hipótesis obtenida evidencia la posibilidad de rechazar la H_0 como verdadera; en ninguna situación evidencia que la hipótesis alternativa, de que, si hay un efecto o diferencia, sea verdadera, sea verdadera.

A través de las Variables Independiente y dependiente, obtenidas, se valida la hipótesis de la aplicación de Taladros Largos para Disminuir Costos en Vetas Angostas, utilizando el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar - Cía. Volcan Minera S.A.A.

➤ **H0:** Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en la U.E. Chungar.

➤ **H1:** Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar.

4.4. Discusión de Resultados

4.4.1. Ensayos de Perforación y Voladura con Taladros Largos

Para evaluar su aplicación como técnica de explotación futura en algunas vetas que satisfagan las condiciones geomecánicas y el buzamiento de la veta adecuada para tal procedimiento, en la U.E. Chungar, es necesario tener en cuenta su aplicación.

Definir el Rendimiento y la Relación Costo-Beneficio de las pruebas de perforación y voladura llevadas a cabo con taladros de gran longitud en el tajo 700 veta Carmen.

Los detalles técnicos económicos se realizaron con un tajeo de 35.80 metros de longitud en la fase inicial para los dos casos de explotación con Taladros Largos y explotación en Breasting. Para obtener esta información, simulamos la longitud del tajeo en Breasting (35.80 m), lo cual se traduce en 12 disparos de 3 m y en 3 cortes de explotación.

4.4.2. Cálculos

Tabla 16 Calculo de costos taladros largos vs Brasting

PERFORACION Y VOLADURA TALADROS LARGOS			PERFORACION Y VOLADURA		BREASTIN	
	CANTIDAD	UNIDAD		CANTIDAD	UNIDAD	
Ancho de explotación	3.16	ML	Ancho de explotación	4.00	ML	
Longitud de tajo	33.80	ML	Longitud de tajo	35.80	ML	
Área	106.81	M2	Área	143.20	M2	
Tipo de Perforación	Vertical		Horizontal			
Altura de Banco	12	ML	Altura de Tajo	4.00	ML	
Diámetro de taladros	64.00	mm	Diámetro de broca	51.00	Mm	
Rendimiento perforación	8.0	ML / Hr	Rendimiento de Perforación	39.79	ML / Hr	
Burden	1.60	ML	Burden	0.90	ML	
Espaciamiento	1.20	ML	Espaciamiento	0.90	ML	
Área de rotura por taladro	1.92	M2	Área de rotura por taladro	0.81	M2	
Volumen de rotura por taladro	23.04	M3	Volumen de rotura por taladro	2.43	M3	
Volumen	1281.70	M3	Volumen x un corte	572.80	M3	
			Volumen x tres cortes	1718.40	M3	
TOTAL TONELAJE	4093.04	Ton.	Tonelaje x un corte	1832.96	Ton.	
			TOTAL, TONELAJE x 3 cortes	5498.88	Ton.	
Total números de taladros + slot	100	Tal.	Numero de taladros x disparo	25	Tal	
			Numero de taladros x un corte	300	Tal	
			Numero de taladros x 3 cortes	900	Tal	
Total, Metros Perforados + rimado	1200	ML	Total, Metros perforados x 3 cortes	2700	ML	
Índice Perforación	3.41	Ton/Mperfo	Índice de perforación	2.04	Ton/Mperfo	
Tarifa Perforación a todo costo x metro	9.35	US\$/M.	Tarifa de perforación a todo costo/metro	2.10	US\$/M.	
Costo de perforación + servicios por hora	74.79	US\$/Hr	Costo de perforación + servicios por hora	83.52	US\$/Hr	
Costo de aceros + afilado + servicios	1.20	US\$/M.	Costo de aceros + afilado + servicios	0.36	US\$/M.	
Costo Perforación	8.75	US\$ / M3	Costo de perforación	3.43	US\$/M3	
Costo Perforación	2.74	US\$ / Ton.	Costo de perforación	1.07	US\$/Ton	
COSTO TOTAL PERFORACION	12658.50	US\$	COSTO TOTAL PERFORACION 3 cortes	5893.17	US\$	
			Total, pernos 3 cortes (12pernos/disp.)	432	Und.	
			Costo de perno + colocado perno	24.30	\$/Und.	
			COSTO TOTAL de pernos x 3 cortes	10497.80	US\$	
			Total, shocrete 3 cortes (2.6m3/disp.)	93.60	M3	
			Costo de shocrete preparado + lanzad	243.00	M3	
			COSTO TOTAL shocrete x 3 cortes	22744.80	US\$	
Factor de potencia Taladros Largo	0.40	Kg/ton.	Factor de potencia brasting	0.24	Kg/Ton	
Factor de potencia Chimenea Slot	5.99	Kg/m3				
Factor de potencia Chimenea Slot	1.87	Kg/ton				
COSTO TOTAL de explosivo + accesorio	3680.71	US\$	Costo de explosivos + accesorios	4164.13	US\$	
Costo de explosivo + accesorio	0.894	US\$/ton	Costo de explosivos + accesorios	0.757	US\$/Ton	
COSTO TOTAL TALADROS LARGOS	16319.21	US\$	COSTO TOTAL EN BREASTING	43299.70	US\$	
COSTO TOTAL perforación y voladura	3.99	US\$/ton	COSTO TOTAL perforación y voladura	7.87	US\$/Ton	

Fuente: Elaboración Propia

4.4.3. Ventajas y desventajas del método

Ventajas

1. Se convierte en una notable eficiencia y economía en comparación con otros procedimientos de extracción.
2. No se genera un uso excesivo de sostenimiento, ya que no es necesario fortalecer las rocas que encajan, ya que no es esencial reforzar las rocas que encajan.
3. Elevada adaptabilidad en vetas estrechas y cuerpos de tamaño pequeño e irregular.
4. El proceso se puede controlar con facilidad a través de la mecanización, y por lo tanto, los tajeos son sumamente eficaces, llegando a 50 ton/tarea en grandes tajos.
5. El método es confiable al minimizar la exposición del personal al tajo durante el proceso de explotación. La administración de los subniveles es fácil para la ventilación, particularmente en sitios donde se producen voladuras de gran envergadura.
6. Si se consigue una adecuada recuperación de la base pilar, la recuperación de mineral puede superar el 90%. Por lo general, la dilución es escasa y puede ser inferior al 20% en la mayoría de las actividades.
7. El método permite la acumulación de taladros previo a la voladura de los tajos, lo cual proporciona flexibilidad en el funcionamiento, mezcla en los disparos y salvaguarda de la producción impactada.

Desventajas

1. Disminución y desaparición del mineral del 20 al 25% por dilución excesiva.

2. El relleno detrítico no se compacta completamente, reajustándose constantemente los esfuerzos.
3. El método demanda una considerable inversión de capital, exigiendo un volumen considerable de trabajos de mejora antes de que pueda iniciarse la producción.
4. El procedimiento no es selectivo y exige que la mayoría del organismo sea mineral. Las fluctuaciones en la caja de piso o de techo complican su gestión.
5. El procedimiento puede resultar bastante ineficaz en pendientes bajas donde se podría anticipar un incremento en la dilución.
6. Los humos derivados de las vibraciones secundarias pueden alcanzar los tajos cuando se efectúa una vibración secundaria demasiado intensa.

CONCLUSIONES

- Como se puede apreciar en el cuadro adjunto, el costo total de la perforación y la voladura para la explotación en Breastin se encuentra representado en el monto totalg es de \$ 7.87/Ton. En contraste con los Taladros Largos, el precio es de \$ 3.99/Ton. esto implica una reducción del 49%.

ACTIVIDADES		TALADROS LARGOS SIMBA	TAJO EN BREASTING JUMBO
COSTO DE PERFORACION / HORA	\$/hr	74.79	83.52
INDICE DE PERFORACION	Ton/mp	3.41	2.04
COSTO DE PERFORACION	\$/Ton.	2.74	1.07
COSTO ACEROS DE PERFORACION	\$/Metr	1.20	0.36
COSTO DE EXPLOSIVOS + ACCESOR	\$/Ton	0.894	0.757
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.40	0.24
COSTO TOTAL DE PERF. Y VOLADU	US\$	16319.21	43299.70
TOTAL, TONELAJE ROTO	Ton.	4093.04	5498.88
COSTO TOTAL PERF Y VOLAD/TON.	\$/Ton	\$ 3.99/Ton	\$ 7.87/Ton

- La aplicación de cualquier modelo numérico implica conseguir una solución que se asemeja a la solución verdadera del modelo en cuestión.
- El enfoque de los esfuerzos se dirige a las zonas vacías, conforme avanza el proceso y el ciclo de minado de la explotación.
- Un adecuado relleno detrítico favorece la estabilidad de la excavación, aumentando el factor de seguridad y consolidando las áreas abiertas que se encuentran inestables.
- El modelado longitudinal nos muestra que el acceso se verá impactado por la

redistribución de esfuerzo durante el proceso de minado, razón por la cual se ha colocado un reforzamiento más robusto en esa área.

- De acuerdo con el Método de estabilidad de Potvin, se establece que el ancho máximo en la zona estable de Caja Piso es de 3.90mts y en Caja Techo de 4.80mts, para un banco de minado de 10m.

RECOMENDACIONES

- De acuerdo con la evaluación, se aconseja el método de minado mediante taladros largos, que requiere agilidad en el ciclo de minado durante la limpieza y relleno para asegurar su estabilidad.
- Se recomienda que el experimento piloto a realizar tenga en cuenta este análisis y que se diseñe para estar dentro o próximo a los valores límites mínimos permisibles de factor de seguridad (1.10 - 1.20).
- Es necesario llevar a cabo evaluaciones en el lugar del rendimiento de las excavaciones próximas a este tajo piloto a medida que progresa su explotación, ya que pueden verse afectados en su estabilidad por la reorganización de esfuerzos.

BIBLIOGRAFÍA

Aplicación de taladros largos en el sistema de vetas Virginia – Mina San Cristóbal.

Barton N. Lusef F., Lien, R and Lunde, J 1980 application of the Q – Sistem.

Bieniawski Z.T. 1989 Engineering Rock mas Classifications Willey New Cork Boletín técnico N° 18 EXSA.

Calvin Conya: Blast Design Handbook.

EXSA (Sexta edición): “Manual técnico de voladura”.

GALA SOLDEVILLA, F: “Apuntes de clase de Valorización Minera”. GONZÁLES DE VALLEJO, L. (2004): “Ingeniería geológica”.

HUTCHINSON, J. & DIEDERICHS, M: “Cable bolting in underground mines”.

Ing. Aldave Eli.

Ing. Colea Jaime. Voladura controlada en mina Subterránea. Ing. Leon López, Andrés Ingeniería y Planeamiento de la E.A.CH. Ing. Zegarra Martínez, Rubén

KARZULOVIC A. “Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice GSI”.

KARZULOVIC, Antonio; SISTEMAS DE CALIFICACION Y CLASIFICACION GEOTÉCNICA DE MACIZOS ROCOSOS.

KONYA, C. Y ALBARRÁN, E. (1998): “Diseño de voladuras”.

LÓPEZ JIMENO, C., LÓPEZ JIMENO, E. Y GARCÍA BERMÚDEZ, P. (2003): “Manual de perforación y voladura de rocas” López Jimeno: Perforación y Voladura 1995

Manual de perforación y voladuras de rocas, instituto geológico y minero de España, año 1.987, (EPM), estudios y proyectos mineros año 1.987

Perforación y Voladura en el área de Productividad de la E.A.CH.

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO (1999): “Explotación

subterránea”

William Hustrualid: Blasting principle for open pit mining.

ANEXOS

Anexo 1

Cronograma de Actividades del Ciclo de Minado – U.E Chungar

TL EN VETAS ANGOSTAS (Bancos de 10 mts.)				MES 1										
ETAPAS	# Tal	Long Tal (mts)	Mineral (tms)	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
TJ 700 W														
Perforación del Slot	15.00	10.00	-	■										
Carguio de Taladros					■									
Voladura del Slot	-	-	68.00		■									
Limpieza de Mineral					■									
1er TRAMO														
Perforación de Taladros	8.00	80.00	-			■								
Carguio de Taladros	-	-	-			■								
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	219.27			■								
Limpieza de Mineral	-	-	-			■								
Relleno	-	-	-			■								
2do TRAMO														
Perforación de Taladros	8.00	80.00	-				■							
Carguio de Taladros	-	-	-				■							
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	188.87				■							
Limpieza de Mineral	-	-	-				■							
Relleno	-	-	-				■							
3er TRAMO														
Perforación de Taladros	8.00	80.00	-					■						
Carguio de Taladros	-	-	-					■						
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	173.83					■						
Limpieza de Mineral	-	-	-					■						
Relleno	-	-	-					■						
4to TRAMO														
Perforación de Taladros	8.00	80.00	-						■					
Carguio de Taladros	-	-	-						■					
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	168.62						■					
Limpieza de Mineral	-	-	-						■					
Relleno	-	-	-						■					
5to TRAMO														
Perforación de Taladros	8.00	80.00	-							■				
Carguio de Taladros	-	-	-							■				
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	180.86							■				
Limpieza de Mineral	-	-	-							■				
Relleno	-	-	-							■				
6to TRAMO														
Perforación de Taladros	8.00	80.00	-								■			
Carguio de Taladros	-	-	-								■			
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	228.14								■			
Limpieza de Mineral	-	-	-								■			
Relleno	-	-	-								■			
7mo TRAMO														
Carguio de Taladros	-	-	-									■		
Voladura (tramos de 5mts)	-	-	317.73									■		
Limpieza de Mineral	-	-	-									■		
Relleno	-	-	-									■	■	■

PERFORACION ■
VOLADURA ■
RELLENO ■

Anexo 2.

Especificaciones técnicas del equipo de perforación - U.E. Chungar

ESPECIFICACIONES TECNICAS	ATLAS COPCO SIMBA H 1257
1) UNIDAD DE POTENCIA HIDRAULICA Motor Eléctrico Bombas Tanque Hidráulico Panel Eléctrico Bomba de agua Enfriado de aceite	55 Kw 1 de desplazamiento variable + 1 flujo constante 124 litros DCS 18 CR 5 - 13 Enfriado por agua
2) UNIDAD DE TRASLACION Motor Diesel Potencia	F 5 L 912 W 70 HP
3) CHASIS Tipo Sistema Gradientes o pendientes Sistema de dirección y frenado Llantas	DC 11B 4 ruedas 1 en 4 disco húmedo , sistema sepradaos 8.25 R 15 Michelin XZM
DISEÑO Modular Sistema Anti atasque	Equipo montado con brazo , taladros en anillos 360° y taladros paralelos hasta 6.0 metros de separación RPCF
ESTABILIZADORES DEL EQUIPO Gatas de posicionamiento	2 Delanteros + 2 Posteriores
POSICIONAMIENTO PERFORADORA Rotación Corredera de alimentación Anclaje de la Perforadora	0 a 210 rpm BMHP 6800 Gata posterior en el avance
CONTROLES Controles de posicionamiento Control remoto Brazo de control de traslación	Si No , operación desde la cabina Si
8) PERFORADORA Perforadora Peso Longitud Energía de percusión Frecuencia de percusión RPM Diámetro de taladro Longitud de perforacion Diametro de rimado Rotación Máximo Torque Longitud de barras de perforacion	COP 1838 ME 171 Kg 1008 mm 18 Kw 54 Hz 0 a 210 rpm 51 a 76 mm Hasta 32 metros 5" 740 Nm Barras de 4 , 5 o 6 pies
DIMENSIONES Longitud Altura Ancho Radio de Curvatura Peso Bruto	9.46 metros Traslado : 2.10 mt Perforación : 2.8 metros 2.0m 4.9m/2.7m 8800 kg
TIPO DE PERFORACION Hacia arriba Hacia abajo	Si Si
OPCIONALES Alineamiento de taladros perforación Medición de Angulos Barrido Extracción de Perforadora Limpieza Contraincendios Carrousell	RAL 650 ARI 157C Mixto Agua/Aire Back Hammer COP 1838 Kit de Lavado Sistema Ansul Sistema RHS 10 (10 barras)

Anexo 3
Matriz de Consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA

Título: Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar - Cía. Minera Volcan S.A.A.

Tesista: Bach. Pedro Alcides AYALA YAURI

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVEST
<p>GENERAL: ¿Es posible efectuar la Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar de la Cía. Minera Volcan S.A.A.?</p> <p>Problemas específicos A. ¿La realización de la implementación de Taladro Largos adecuara el sistema de minado en vetas angostas en la en la U.E. Chungar? B. ¿La aplicación de Taladros Largos reducirá los costos en la explotación de vetas angostas en la U.E. Chungar?</p>	<p>GENERAL: Efectuar la Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar de la Cía. Minera Volcan S.A.A.</p> <p>Objetivos específicos A. Realizar la implementación de Taladro Largos para adecuar el sistema de minado en vetas angostas en la en la U.E. Chungar. B. Aplicar los Taladros Largos para reducir los costos en la explotación de vetas angostas en la U.E. Chungar.</p>	<p>GENERAL Con la Implementación de Taladros Largos se Reducirán los Costos en Vetas Angostas en el Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar de la Cía. Minera Volcan S.A.A.</p> <p>Hipótesis específicas A. Con la implementación de Taladro Largos se adecuará el sistema de minado en vetas angostas en la en la U.E. Chungar. B. Con la aplicación de Taladros Largos se reducirán los costos en la explotación de vetas angostas en la U.E. Chungar.</p>	<p>INDEPENDIENTE X: Implementación de Taladros Largos para Reducir Costos en Vetas Angostas en la U.E. Chungar.</p> <p>Variables Dependientes Y: Método de Corte y Relleno Ascendente en la U.E. Chungar.</p>	<p>Planeamiento de Mina</p> <p>Parametros Geotecnicos</p> <p>Metodo de Explotacion</p> <p>Unidad Minera Chungar</p>	<p>Tipo de roca</p> <p>Tiempo de Auto Soporte</p> <p>Zonificacion</p> <p>Evaluacion Geomecanica</p> <p>Estabilidad</p> <p>Resistencia</p>	<p>TIPO: Aplicada.</p> <p>NIVEL: Evaluativa.</p>

Anexo 4.
Panel Fotográfico.

Foto 01: Vista Panorámica de la U.E. Chungar



Foto 02: Planta y Relavera U.E. Chungar



Foto 03: Vía de Acceso – Laguna U.E. Chungar



Foto 04: Laguna Ecológica – U.E. Chungar



Foto 05: Sala de Capacitaciones – U.E. Chungar



Foto 06: Ganaderia Comunidad de Chungar



Foto 05: Vista de Noche – U.E. Chungar

