

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



T E S I S

**Propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y
recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna**

S.A. Mina Hercules

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Miguel Angel ACUÑA GOMEZ

Asesor:

Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCÓ

Cerro de Pasco - Perú - 2023

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



T E S I S

**Propuesta de minado del tajó 0288 para una explotación segura y
recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna
S.A. Mina Hercules**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Edwin Elias SANCHEZ ESPINOZA

PRESIDENTE

Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS

MIEMBRO

Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA

MIEMBRO

DEDICATORIA

Al hacedor del día y la noche al hacedor del final feliz de mi proyecto otrora, a mis padres Florencio que con ese amor desmesurado a su familia y hogar nunca bajo los brazos para darnos lo mejor, a mi querida y entrañable madre que con ese amor incondicional supo darnos lo necesario y suficiente, gracias por todo mamita, a mi hermano Albert a mi compañero de infancia a mi cómplice de aventuras de tardes de futbol fugitivos, a mi hermana Isabel a la engreída de la casa a la madre sustituta, a mi gordito mi hermano Frank que con su silencio y apego siempre será el pequeño de la casa, gracias querida familia gracias a cada uno de ustedes a su presencia a su personalidad porque cada uno de ustedes vertieron algo para formar este carácter porque cada uno de ustedes me dio el temple y la fuerza necesaria en esos momentos difíciles para seguir en pie y culminar con el propósito mío y propósito de todos al final.

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater Universidad Daniel Alcides Carrión, a mi facultad ingeniería de minas que en sus aulas frías sedimentaron mis conocimientos en tardes – mañanas de horas fructíferas, a mis docentes y amigos por brindarnos sus mejores experiencias y conocimientos para formarnos como personas y como profesionales, gracias por toda la guía en mi formación.

A la Compañía minera Lincuna S.A. Por albergarme en sus instalaciones y darme la oportunidad de crecer profesionalmente por la realización de este proyecto y ese apoyo brindado cada vez que fue necesario al Superintendente de mina Ing. José Porras Hinostriza, gracias por estos dos años y dos meses.

RESUMEN

La Compañía Minera Lincuna S.A., cuya explotación según información histórica data desde los años anteriores a 1970. Se trata de un yacimiento de tipo “epitermal a mesotermal”, con mineralización polimetálica con un ensamble mineralógico constituido por “galena, esfalerita, calcopirita, pirita, arseno-pirita, jamesonita, tetraedrita”, emplazada íntegramente en rocas volcánicas que se exponen a modo de niveles intercalados de “flujos de lava, tufos, brechas y piroclastos” de composición andesítica-dacítica pertenecientes a los volcánicos Calipuy. Actualmente la empresa viene trabajando las zonas (Minas) “Hércules, Coturcan y Caridad” mediante la aplicación de los métodos de explotación “Corte & Relleno Ascendente con sus variables propias de la configuración del yacimiento (Hércules, Caridad y Coturcan) con una producción total-mensual aproximadamente de 75,000-80,000 TMS.

La empresa se proyecta implementar mejoras significativas en los procesos que involucran las operaciones de explotación por métodos subterráneos en las zonas “Hércules, Coturcan y Caridad”; dentro de los procesos de “Optimización del Minado” la geomecánica juega un rol muy importante, que provee información útil para los propósitos de “Diseño y Dimensionamiento de la Mina”. En este contexto la empresa Minera a encargado efectuar la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules para incrementar la producción, cuyo “desarrollo, resultados y conclusiones” obtenidos se presentan en el presente proyecto de Investigación.

Palabras clave: Propuesta de minado, diseño de minado, método de explotación.

ABSTRACT

Compañía Minera Lincuna S.A., whose exploitation according to historical information dates back to the years prior to 1970. It is an "epithermal to mesothermal" type deposit, with polymetallic mineralization with a mineralogical ensemble made up of "galena, sphalerite, chalcopyrite, pyrite, arseno-pyrite, jamesonite, tetrahedrite", entirely located in volcanic rocks that are exposed as interspersed levels of "lava flows, tuffs, breccias and pyroclasts" of andesitic-dacitic composition belonging to the Calipuy volcanoes. The company is currently working in the "Hércules, Coturcan and Caridad" zones (Mines) by applying the "Cut & Ascending Fill" exploitation methods with their own variables of the deposit configuration (Hércules, Caridad and Coturcan) with a total production -Monthly approximately 75,000-80,000 DMT.

The company plans to implement significant improvements in the processes that involve mining operations by underground methods in the "Hércules, Coturcan and Caridad" zones; within the processes of "Optimization of Mining" geomechanics plays a very important role, which provides useful information for the purposes of "Design and Dimensioning of the Mine". In this context, the mining company has been commissioned to carry out the proposed mining of Tagus 0288 for a safe exploitation and optimal recovery of the mineral in the Compañía Minera Lincuna S.A. - Mina Hércules to increase production, whose "development, results and conclusions" obtained are presented in this research project.

Keywords: Mining proposal, mining design, exploitation method.

INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Lincuna S. A. al querer impulsar la explotación de nuevos cuerpos mineralizados plantea explotar el tajeo 0288 de la mina Hércules, para lo cual seleccionara y desarrollar el método de minado que permita una explotación segura, optima recuperación del mineral. Tiene por objetivo general: determinar la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación optima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

La elaboración del presente estudio, nos permitirá analizar desde la base teórica existente sobre la selección de un método de explotación y a la vez crear nuevos conocimientos sobre métodos de explotación aplicados al yacimiento de la mina Lincuna.

La investigación hará que se determinen los parámetros técnicos, geomecánicas para la explotación del mineral en la mina Lincuna y asegurar una explotación segura y sustentable.

En este sentido cada mina plantea el método de explotación a emplear de acuerdo a ciertos factores como: tipo de yacimiento, su geología, la geomecánica, aspectos económicos, ambientales, sociales, seguridad, reservas, leyes del mineral etc. Los cuales permiten el éxito o fracaso de la mina.

Esperando que el presente estudio sea de mucha ayuda para todas aquellas personas que desean realizar una investigación sobre la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación optima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

EL AUTOR

INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
INDICE	

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

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

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio.....	5
2.2. Bases teóricas - científicas.....	9
2.3. Definición de términos básicos.....	22
2.4. Formulación de la hipótesis.....	24
2.4.1. Hipótesis General:	24
2.4.2. Hipótesis Específicas:	24

2.5. Identificación de variables	25
2.6. Definición operacional de variables e indicadores	26

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación	27
3.2. Nivel de investigación	27
3.3. Métodos de investigación.....	28
3.4. Diseño de investigación	28
3.5. Población y muestra.....	28
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	29
3.7. Técnicas de procedimientos y análisis de datos.....	29
3.8. Tratamiento Estadístico.....	30
3.9. Orientación ética, filosófica y epistémica.....	30

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	31
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	33
4.3. Prueba de hipótesis	40
4.4. Discusión de resultados	71

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N° 1: Tipo de yacimiento	20
Cuadro N° 2: Condiciones geotécnicas del mineral.....	21
Cuadro N° 3: Condiciones geotécnicas del mineral (estructuras).....	21
Cuadro N° 4: Condiciones geotécnicas de la pared colgante.....	21
Cuadro N° 5: Condiciones geotécnicas de la pared Pendiente	21
Cuadro N° 6: Operacionalización de variables e indicadores.....	26
Cuadro N° 7: Métodos de Explotación, según la potencia y Calidad de roca.	42
Cuadro N° 8: Tipo de sostenimiento, según tipo de roca, tipo de labor.	43
Cuadro N° 9: Parámetros de voladura Sección 4.00 x 4.00 m – horizontal	51
Cuadro N° 10: Parámetros Sección 3.50 x 3.50 m – horizontal.....	52
Cuadro N° 11: Parámetros Sección 3.00 x 3.00 m – horizontal.....	53
Cuadro N° 12: Consumo de explosivos y factor de potencia con jumboConsumo de explosivos y factor de potencia	54
Cuadro N° 13: Parámetros Sección 3.00 X 3.00 M – Vertical con jackleg	55
Cuadro N° 14: Parámetros Sección 1.50 X 1.50 M – Vertical con jackleg.....	56
Cuadro N° 15: Parámetros Sección 2.10 X 2.10 M – Horizontal con jackleg.....	57
Cuadro N° 16: Parámetros Sección 2.40 X 2.40 M – Horizontal con jackleg.....	58
Cuadro N° 17: Consumo de explosivos y factor de potencia con jack leg	59
Cuadro N° 18: Parámetros de perforación método sub level stoping	61
Cuadro N° 19: Tabla de Resumen Requerimiento de Explosivos.....	62
Cuadro N° 20: Tabla de Requerimiento de Explosivos – Producción	62
Cuadro N° 21: Tabla de Requerimiento de Explosivos – Avances	63
Cuadro N° 22: Eficiencia de scoop de 4.2 yds	66
Cuadro N° 23: Eficiencia de scoop de 6 yds	67
Cuadro N° 24: Eficiencias de scoop de 2.2 yds.....	67
Cuadro N° 25: Disponibilidad mecánica	69

Cuadro N° 26: Horas efectivas mensuales.....	69
Cuadro N° 27: Distancia de transporte de mineral	69
Cuadro N° 28: Requerimiento de volquetes	71

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Graficos N° 1: Explotación a tajo abierto.....	10
Graficos N° 2: Explotación subterránea	10
Gráficos N° 3: Explotación por cámaras y pilares.....	11
Graficos N° 4: Cámaras y pilares con piso horizontal.....	12
Gráficos N° 5: Cámaras y pilares con piso inclinado	13
Gráficos N° 6: Cámaras y pilares con piso escalonado	13
Gráficos N° 7: Cámaras por subniveles (sublevel stoping).....	14
Graficos N° 8: Hundimiento por subniveles.....	15
Graficos N° 9: Cámaras almacén (shrinkage stope).....	16
Graficos N° 10: Corte y relleno (cut and fill)	17
Graficos N° 11: Corte y relleno descendente (undercut and fill)	17
Graficos N° 12: Hundimiento por bloques (block caving).....	18
Graficos N° 13: Método Nicholas	20
Gráficos N° 14: Ubicación de la mina.....	32
Graficos N° 15: Plano topográfico y sección evaluada del tajo 288 respecto al tajo 0242 de la zona Hércules.	33
Graficos N° 16: Plano geomecánico del tajo 0242 y el SN 288 de la zona Hércules.	34
Graficos N° 17: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.....	36
Gráficos N° 18: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.	36
Graficos N° 19: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.....	37
Graficos N° 20: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.....	37
Gráficos N° 21: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.....	38
Gráficos N° 22: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.	38
Gráficos N° 23: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.	39
Gráficos N° 24: Plano de sostenimiento con shotcrete del techo del tajo 0242 y excavación de cámaras y pilares	39

Gráficos N° 25: Vista 3D – Mina Hércules – Coturcan – Coturcan alto-Caridad Cia Minera.....	41
Gráficos N° 26: Método de minado Sublevel Stopping –TJ 0288 - Mina Hércules.....	45
Gráficos N° 27: Perforación del slot con jumbo (sección 2.0 m x 2.0 m)	46
Gráficos N° 28: Perforaciones de secciones (filas).....	46
Gráficos N° 29: Disparo de la cara libre y limpieza.....	47
Gráficos N° 30: Disparo del block 1 y limpieza.....	47
Gráficos N° 31: Disparo del block 2 – limpieza.....	48
Gráficos N° 32: Tajo en relleno	48
Gráficos N° 33: Disparo del block 3 y limpieza.....	49
Gráficos N° 34: Tajeo en relleno	49
Gráficos N° 35: Limpieza y relleno, continua la secuencia en el panel siguiente.....	50
Gráficos N° 36: Relleno total del primer panel, continua la perforación y dispar.....	50
Gráficos N° 37: Malla de perforación 4.0 m x 4.0 m	51
Gráficos N° 38: Malla de perforación 3.50 m x 3.50 m	52
Gráficos N° 39: Malla de perforación 3.00 m x 3.00 m	53
Gráficos N° 40: Rotura de mineral mecanizado	54
Gráficos N° 41: Malla de perforación 3.00 m x 3.00 m con jackleg.....	55
Gráficos N° 42: Malla de perforación 1.50 m x 1.50 m, con jackleg.....	56
Gráficos N° 43: Malla de perforación 2.10 m x 2.10 m, con jackleg.....	57
Gráficos N° 44: Malla de perforación 2.40 m x 2.40 m, con jackleg.....	58
Gráficos N° 45: Rotura Mineral Jack Leg.	59
Gráficos N° 46: Malla de perforación sub level stoping	61
Gráficos N° 47: Equipo de limpieza.....	64
Gráficos N° 48: Especificaciones técnicas de equipo de transporte	70
Gráficos N° 49: Flujo de transporte de mineral.....	70

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La explotación de un yacimiento tiene una secuencia a seguir, en este proceso la etapa del minado o método de explotación es un punto decisivo e importante para el desarrollo y la sustentabilidad de la empresa.

En este sentido cada mina plantea el método de explotación a emplear de acuerdo a ciertos factores como: tipo de yacimiento, su geología, la geomecánica, aspectos económicos, ambientales, sociales, seguridad, reservas, leyes del mineral etc. Los cuales permiten el éxito o fracaso de la mina.

La Compañía Minera Lincuna S. A. al querer impulsar la explotación de nuevos cuerpos mineralizados plantea explotar el tajeo 0288 de la mina Hércules, para lo cual seleccionara y desarrollar el método de minado que permita una explotación segura, optima recuperación del mineral.

Al no hacerlo corremos el riesgo de tener consecuencias negativas, crear incertidumbre o fracasar en la explotación del tajeo.

Esto hace que se plantea la presente investigación sobre la propuesta de minado del tajeo 0288 en la unidad Hércules.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación espacial

La investigación se realizará en la Compañía Minera Lincuna S. A. ubicado en el distrito de Aija, provincia de Recuay, región Ancash

1.2.2. Delimitación temporal

En tiempo que se está estimando es de 6 meses, comenzando en julio y terminando en diciembre del 2021.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cuáles son las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules?

1.3.2. Problema específicos

1.3.2.1. Problema específico a.

¿Cuáles son las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules?

1.3.2.2. Problema específico b.

¿Cuáles son las condiciones Geomecánicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Determinar la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

1.4.2. Objetivos específicos

1.4.2.1. Objetivo específico a.

Determinar las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

1.4.2.2. Objetivo específico b.

Determinar las condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

1.5. Justificación de la investigación

El presente estudio tiene importancia y justifica su ejecución desde los siguientes aspectos:

1.5.1. Teórico

Nos permitirá analizar desde la base teórica existente sobre la selección de un método de explotación y a la vez crear nuevos conocimientos sobre métodos de explotación aplicados al yacimiento de la mina Lincuna.

1.5.2. Técnico

La investigación hará que se determinen los parámetros técnicos, geomecánicas para la explotación del mineral en la mina Lincuna y asegurar una explotación segura y sustentable.

1.5.3. Económico

Contando con los parámetros de diseño para la explotación del yacimiento será posible el control económico que conlleva este tipo de operaciones.

1.5.4. Legal

Será posible diseñar describir las especificaciones técnicas en base al Anexo 01 del RSSO aprobado por el DS 024-2016-EM y su modificatoria N° 023-2017-EM, los estándares de las operaciones mineras, realizadas en las unidades de producción de la Compañía Minera Lincuna S.A.

1.6. Limitaciones de la investigación

Durante la realización del estudio no se tuvo contratiempos que retrasen o impidan la realización de la investigación.

CAPITULO II.

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Tenemos la siguiente información relacionado a la investigación:

2.1.1. Primer antecedente:

La presente tesis titulado “Determinación del método de explotación subterránea en la concesión minera alta Gracia-Yonán, 2020” cuyo autor es (Aguilar, 2020), tiene como objetivo seleccionar un método para la explotación del mineral en el yacimiento Alta Gracia Yonan, llegando a las siguientes conclusiones:

- Se determinó que el yacimiento es de tipo veta, tabular, potencia angosta, leyes uniformes.
- Las características geomecánicas dan como resultado resistencia a la carga caja techo: 1.03 Mpa alta, mineral 1.12 Mpa alta, caja piso 0.58 Mpa pequeña

- El método de explotación seleccionado fue el método corte y relleno ascendente.

2.1.2. Segundo antecedente:

En la tesis “Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C.” presentado por (Bautista, 2017) plantea como objetivo el diseñar y planificar a mediano plazo la explotación del proyecto y poder aumentar la producción diaria.

Como conclusión llega a:

- El proyecto tiene una producción diaria de 320 tn/día, incrementando la producción de la mina a 29,384 tn/mes
- Para realizar el diseño y el planeamiento se toma en cuenta el precio del metal plata y oro, costo de producción, los ingresos, el valor presente neto.
- Los métodos de explotación seleccionados fueron para vetas de potencias de 2.0m a 12m, altura de 12m el método Bench and Fill, para vetas de ancho de veta de 6.0m altura 12 m. el método Subnivel ascendente con relleno cementado y para veta cuyo ancho es menos de 2 m. el método es de corte y relleno semi mecanizado.

2.1.3. Tercer antecedente:

Por otra parte, en la tesis “Proyecto de incremento de la producción de 1200 tmd a 2000 tmd mediante el método Sublevel open stoping y bench & fill en la U.E.A. Contonga S.A.” de la autoría de (Escalante, 2018), cuyo objetivo es: ver si el método de explotación propuesto aumenta la producción diaria, así como también la capacidad de la planta concentradora.

Como conclusión se tiene:

- Se calculo que la mina puede seguir operando por 18 meses más, y con las perforaciones diamantinas pueden aumentar sus reservas
- Con este método de taladros largos el volumen de producción llego a 2000 TMD.
- El método mas adecuado es el del corte y relleno por tener mayor selectividad.
- La variable más sensible que se debe tener en cuenta es el precio del metal, las variables de costo de producción, costo de inversión pueden ser controladas.
- Una variación del costo de operación +, - 10% indica un reajuste en el valor actual neto, mientras que se varía el costo de inversión la variación del valor actual neto es menor.

2.1.4. Cuarto antecedente:

La tesis “Selección y aplicación del método de explotación por corte y relleno ascendente, para optimizar costos en la veta Gino I – Empresa Minera Minas ICAS S.A.C. – ICA” cuyo autor es (Paz, 2019), plantea como objetivo contar con un método de explotación adecuado en base a la geomecánica y características de la veta.

Como conclusión se tiene:

- Se determinó que el método más adecuado es el método de corte y relleno ascendente, llegando a obtener un puntaje de 27.49 puntos al evaluar los diferentes tipos de métodos.
- Con este método los valores económicos de la veta fueron VAN: \$ 9 731 981.91, TIR: 115%, B/C: 3.55 Y UN Pay back de 10 meses y 7 días.
- La recuperación del mineral es alta 90% y una baja dilución menos del 10%
- El costo de explotación es alto, pero es selectivo y mejor rentabilidad del método

2.1.5. Quinto antecedente:

La tesis "Selección de método de explotación y su impacto en la productividad en la mina el extraño Uea Copemina - 2019" preparado por (García, 2019), el objetivo es escoger entre el método sublevel stoping y sublevel caving teniendo en cuenta la parte geomecánica y geométricas del yacimiento.

Como conclusión se tiene:

- El método de explotación escogido fue el método Sublevel Stopping, para poder aplicar a las vetas angostas.
- Se tuvo en cuenta todos los factores geológicos y geomecánicas, geométricos de la veta.
- Al implementar dicho método se tuvo menores costos, mayor calidad y cantidad de mineral, se establecieron tajos de 50 m. de largo por 50 m. de altura
- Se calculó que el proyecto tendrá una duración de 10 años.

2.1.6. Sexto antecedente:

La tesis "Aplicación del método de hundimiento de bloques para la mejora de la producción en vetas oroya de compañía minera casapalca S.A." presentado por (Perez, 2018) tiene como objetivo: analizar si el método de hundimiento por bloques aumenta la producción de la veta Oroya.

Como conclusión se tiene:

- Se implementó el método de hundimiento por bloques, incrementando la producción.
- Se tuvo en cuenta la geología y la geomecánica de la roca para aplicar este método, y también para la voladura, desviación de los taladros.

- Los costos de explotación son menores en 10% - 15% que cualquier otro método, se tiene un avance de 3m/guardia, una perforación de 46 horas.

2.2. Bases teóricas - científicas

2.2.1. Métodos de explotación

Son procesos que se realizan para poder extraer el mineral que se halla en un yacimiento los cuales pueden ser cuerpos, vetas, mantos; seleccionar un método de explotación depende de varios factores como:

“forma, tamaño y localización del cuerpo mineralizado. Además, juegan un importante rol, factores económicos, tecnológicos y de seguridad. Dependiendo de la ubicación respecto a la superficie y su forma, se definen principalmente dos tipos de métodos de explotación: de superficie y subterráneos” (Ortiz, 2015)

2.2.2. Tipos de explotación

Tenemos dos tipos o sistemas de explotación el denominado superficial o tajo abierto y el subterráneo.

2.2.2.1. Explotación superficial o tajo abierto

Conceptualizada como:

“Es una explotación en superficie que extrae en franjas horizontales llamados bancos, en forma descendente a partir del banco que está en la superficie Normalmente para la remoción de un banco de mineral es necesario extraer el material estéril que lo cubre, lo que se llama desbroce” (Ortiz, 2015)

Gráficos N° 1: Explotación a tajo abierto



2.2.2.2. Explotación subterránea

En este caso se aplica cuando “El método de explotación subterránea, es utilizado cuando las zonas mineralizadas (vetas o cuerpos de mineral económico) son angostas y profundas, por lo que según las evaluaciones técnicas y económicas justifica la perforación de túneles y socavones para posibilitar su extracción.” (Ortiz, 2015)

Gráficos N° 2: Explotación subterránea



2.2.3. Clasificación de los métodos de explotación

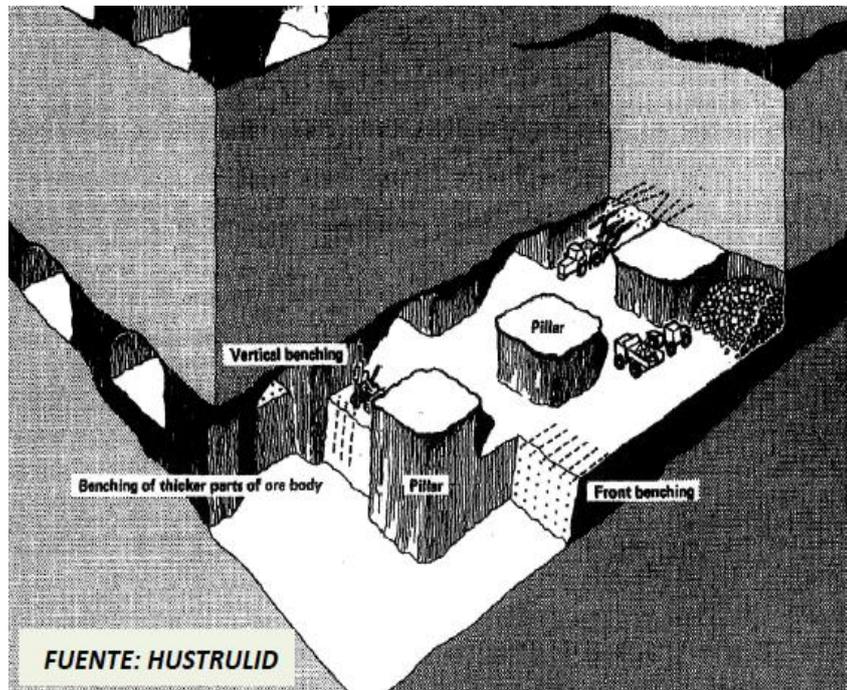
Tenemos los siguientes métodos de explotación subterránea:

2.2.3.1. Cámaras y pilares (room/stope and pillar)

Método utilizado para la explotación de cuerpos, no aprovecha la gravedad en el transporte del mineral, de acuerdo al mineral podemos usar explosivos o laminadores, en grandes cuerpos utilizamos maquinaria pesado como jumbos para la perforación, palas y camiones de bajo perfil, en pequeños cuerpos usamos perforadoras mecánicas y scrapers.

La explotación es por paneles rectangulares de acuerdo a las leyes del mineral dejando pilares en la medida de lo posible, la recuperación de los pilares es en retirada (Rodriguez, 2014)

Gráficos N° 3: Explotación por cámaras y pilares



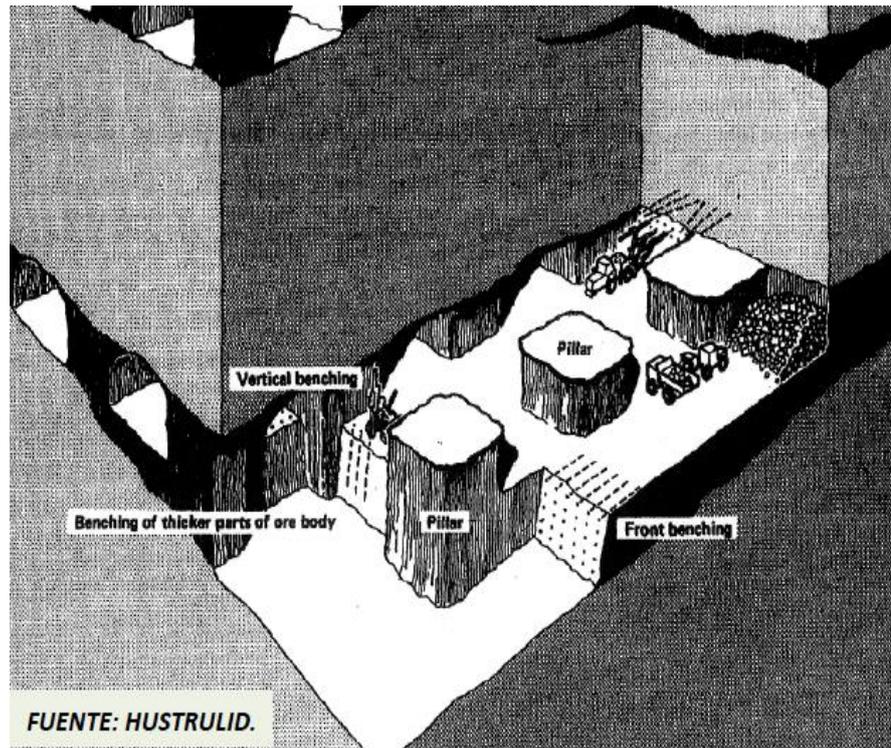
2.2.3.2. Variantes del método de cámaras y pilares

Tenemos tres variantes

2.2.3.2.1. Cámaras y pilares con piso horizontal

“Método donde los tajeos sirven para el transporte, la perforación se realiza con equipos mecanizados tipo jumbo”
(Rodríguez, 2014)

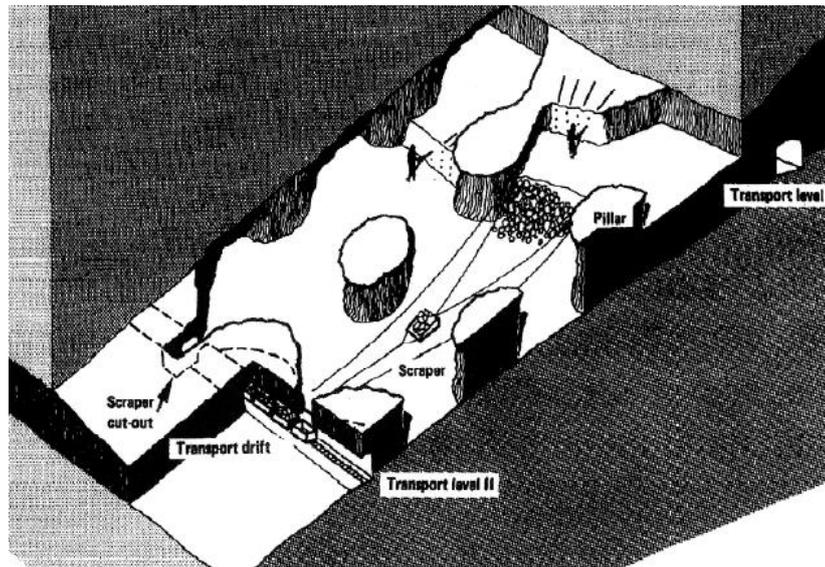
Gráficos N° 4: Cámaras y pilares con piso horizontal



2.2.3.2.2. Cámaras y pilares piso inclinado

“Diseñado para depósitos inclinados, las galerías ubicadas según la pendiente, pueden trabajarse con equipos sobre neumáticos, la perforación se realiza con jumbos, el carguío y transporte con equipos LHD o camiones” (Rodríguez, 2014)

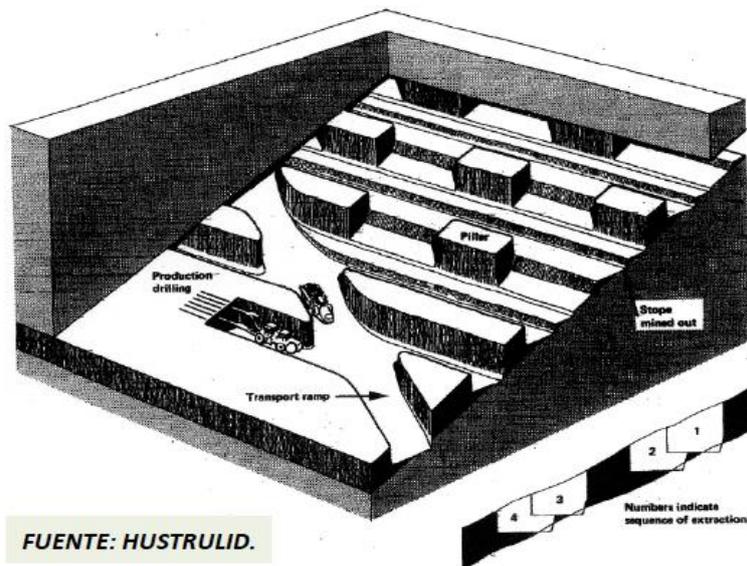
Gráficos N° 5: Cámaras y pilares con piso inclinado



2.2.3.2.3. Cámaras y pilares piso escalonado

“Diseñado para depósitos inclinados, las galerías de acuerdo a la inclinación del cuerpo, se usa equipos sobre neumáticos, para perforación tenemos los jumbos, para el carguío y transporte equipos con LHD, camiones “ (Rodriguez, 2014)

Gráficos N° 6: Cámaras y pilares con piso escalonado



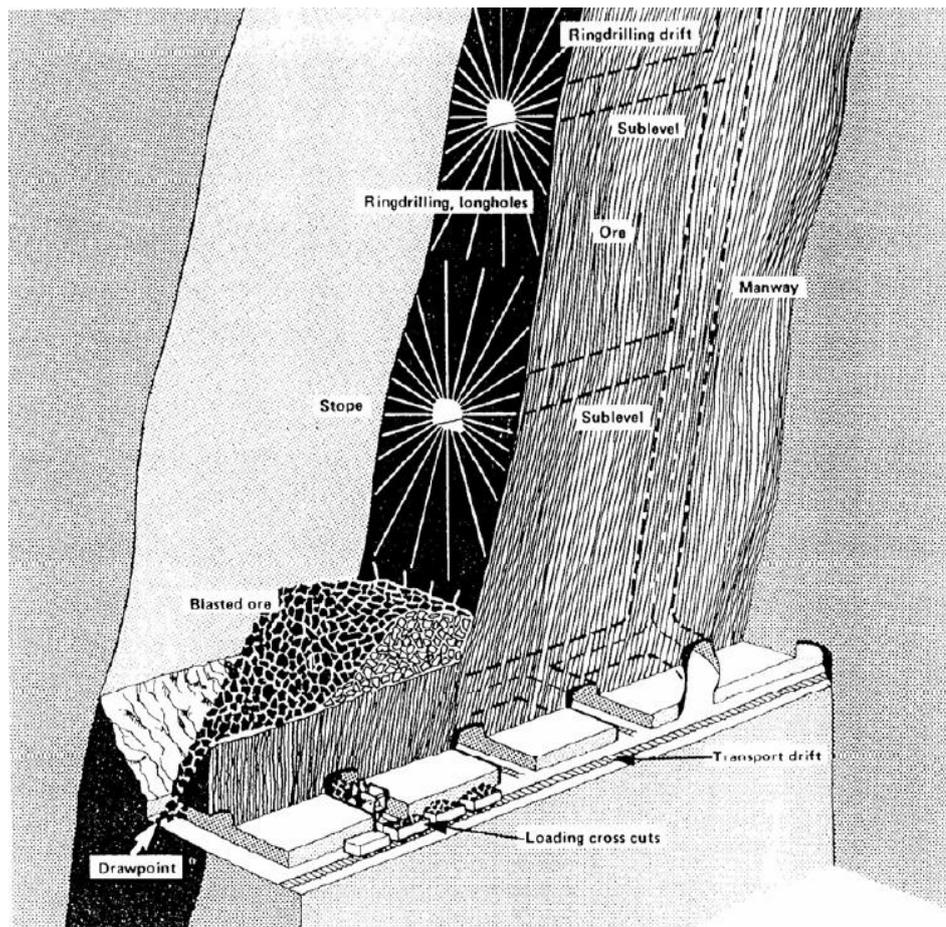
FUENTE: HUSTRULID.

2.2.3.2.4. Cámaras por subniveles (sublevel stoping)

“El Sublevel Stoping es un método de explotación minera en el cual se excava el mineral a través de abanicos verticales, generando una excavación de dimensiones más grandes denominada caserón. El mineral arrancado se recolecta y extrae en embudos o zanjas emplazadas en la base de la unidad de explotación” (Muruaga, 2016)

Método de gran productividad, pero con larga preparación, principalmente dentro del mineral.

Gráficos N° 7: Cámaras por subniveles (sublevel stoping)

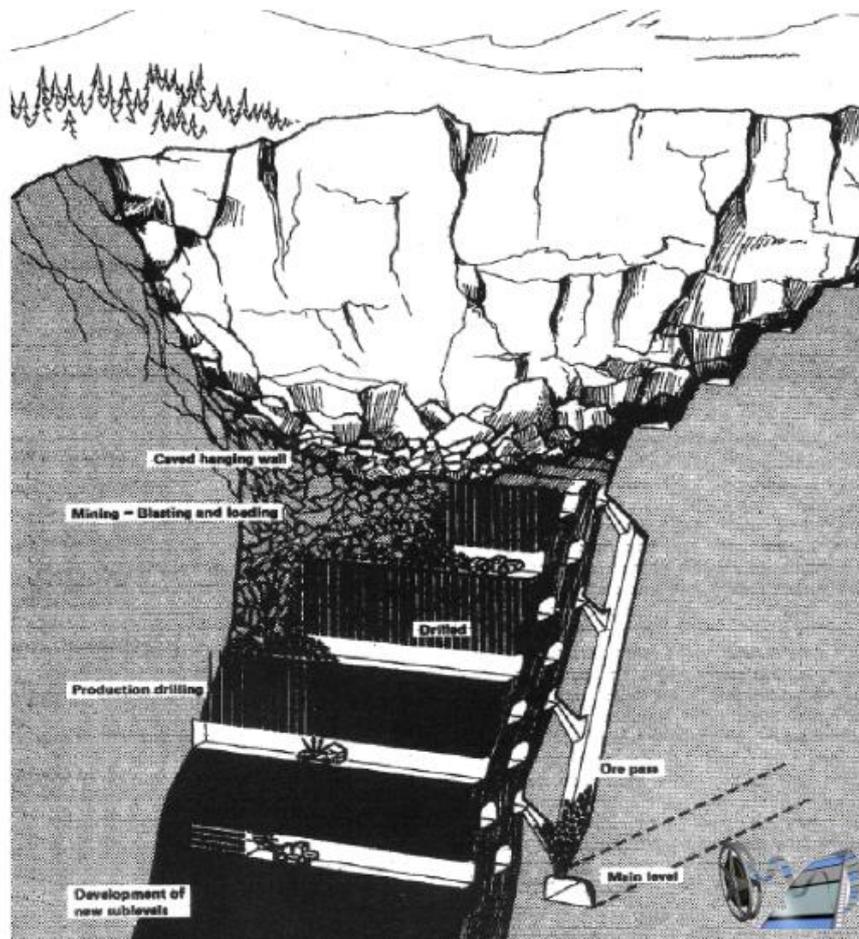


2.2.3.3. Hundimiento por subniveles

Definido como:

“Hundimiento por subniveles, donde ya sea la caja techo o el material supra yacente al mineral se hunde progresivamente para rellenar los espacios vacíos originados por la extracción del mineral a través de los subniveles inferiores.” (OSINERGMIN,, 2017)

Gráficos N° 8: Hundimiento por subniveles



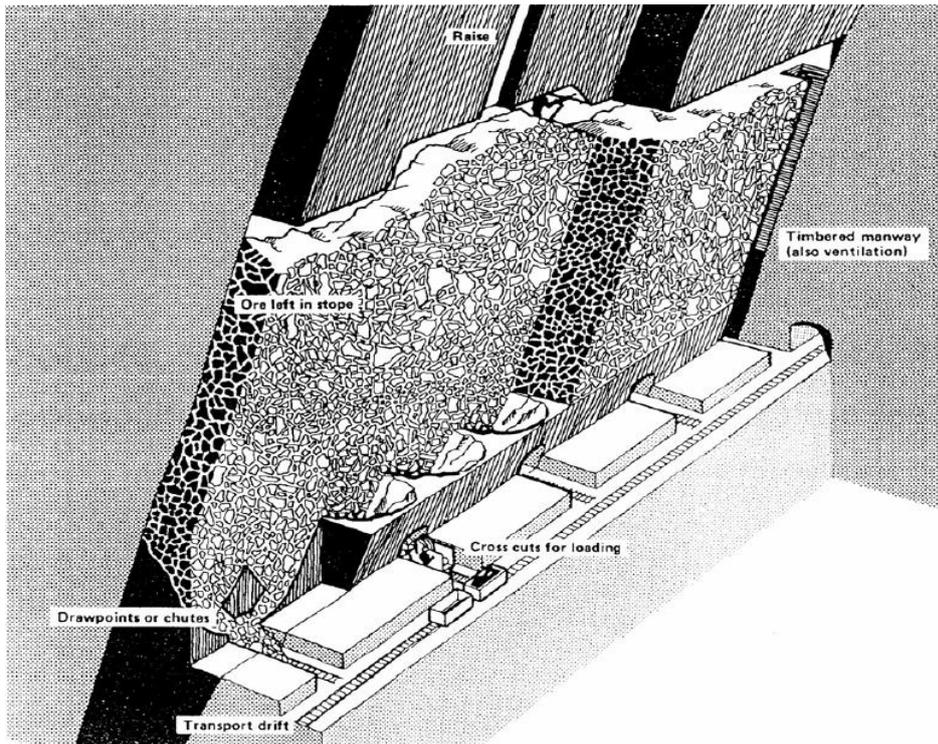
2.2.3.3.1. Cámaras almacén (shrinkage stope)

Empleado para tajos subverticales mayores de 50%, el mineral disparado cae al espacio vacío (hueco), hasta concluir la explotación del tajo se retira el esponjamiento mayor del 30%, para poder tener un espacio libre en la parte superior.

Se realizan dos chimeneas en los extremos del tajeo, colocándose pequeñas ventanas espaciadas uniformemente.

La perforación se realiza desde la galería de cabeza con voladuras tipo cráter o taladros largos paralelos en descenso o perforación manual en ascenso (Rodríguez, 2014)

Gráficos N° 9: Cámaras almacén (shrinkage stope)

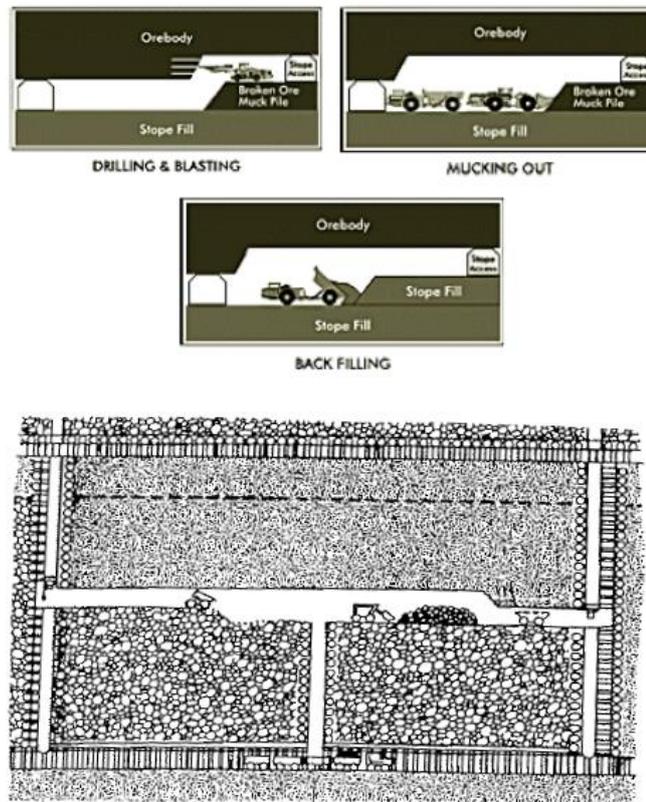


2.2.3.4. Corte y relleno (cut and fill)

Definido como:

El relleno es utilizado para reducir la exposición de vacíos a fin de no exceder las dimensiones críticas de estabilidad; ello incluye variaciones de los métodos de corte & relleno y tajeos abiertos. Como la extracción subterránea llega a los niveles profundos de la mina, la exposición de vacíos genera mayor inestabilidad, por lo tanto, es necesario enfatizar en un sistema de relleno eficiente (OSINERGMIN,, 2017)

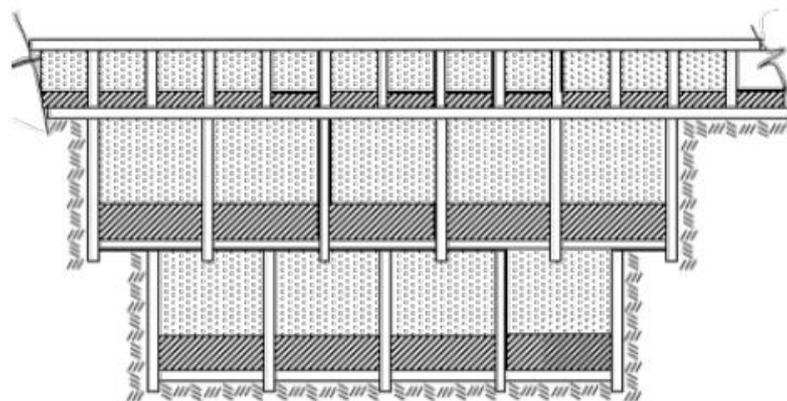
Gráficos N° 10: Corte y relleno (cut and fill)



2.2.3.5. Corte y relleno descendente (undercut and fill)

“Este método emplea como techo el relleno, el cual es diseñado mediante lozas de concreto, sirviendo de piso del relleno y tacho de la explotación siguiente” (Rodríguez, 2014)

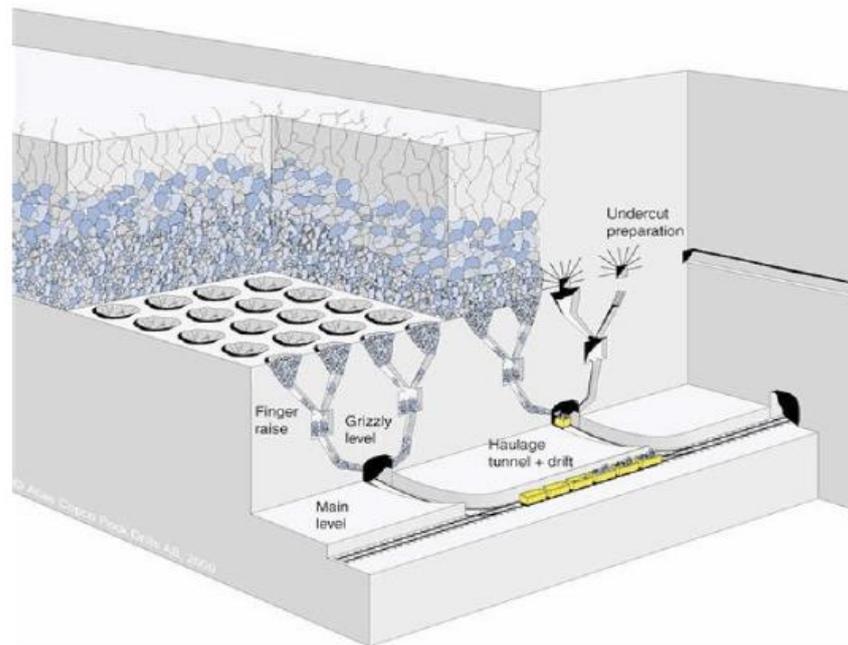
Gráficos N° 11: Corte y relleno descendente (undercut and fill)



2.2.3.6. Hundimiento por bloques (block caving)

“Este método emplea como techo el relleno, el cual es diseñado mediante lozas de concreto, sirviendo de piso del relleno y tacho de la explotación siguiente” (Rodríguez, 2014)

Gráficos N° 12: Hundimiento por bloques (block caving)



2.2.4. Selección del método de explotación

Seleccionar un método de explotación es dar las orientaciones necesarias para poder escoger un determinado método de acuerdo a las “características del yacimiento, que corresponden principalmente a la distribución y forma de la mineralización, y a las características geotécnicas del macizo rocoso” (Muruaga, 2016).

Tenemos los siguientes:

2.2.4.1. Método boshkoy y wright

Se escoge un método subterráneo cuando no hay posibilidad de realizar una explotación a tajo abierto, en este caso la selección se realiza en base a la potencia, inclinación del cuerpo y a la geomecánica del macizo rocoso.

2.2.4.2. Método Hartman

Este Sistema es parecido al planteado por Boshkov y Wright, pero incluye la explotación a cielo abierto; diremos que incluye la geometría del cuerpo mineralizado y la geomecánica de la roca.

2.2.4.3. Método Morrison

Este sistema considera a la explotación subterránea en tres categorías "(A) Sostenidos por pilares rígidos, (B) Subsistencia controlada y (C) Hundimiento" (Muruaga, 2016), se base en considerar la potencia del mineral, tipo de sostenimiento, la presión que ejerce la roca sobre el cuerpo mineralizado.

2.2.4.4. Método Laubscher

Sistema diseñado en función del grado de fracturamiento de la roca y la condición de discontinuidad.

2.2.4.5. Método Nicholas

Sistema diseñado en forma cuantitativa, basado en "la geometría del mineral, sus leyes, las características geomecánicas de la roca intacta y macizo rocoso" (Muruaga, 2016).

Gráficos N° 13: Método Nicholas

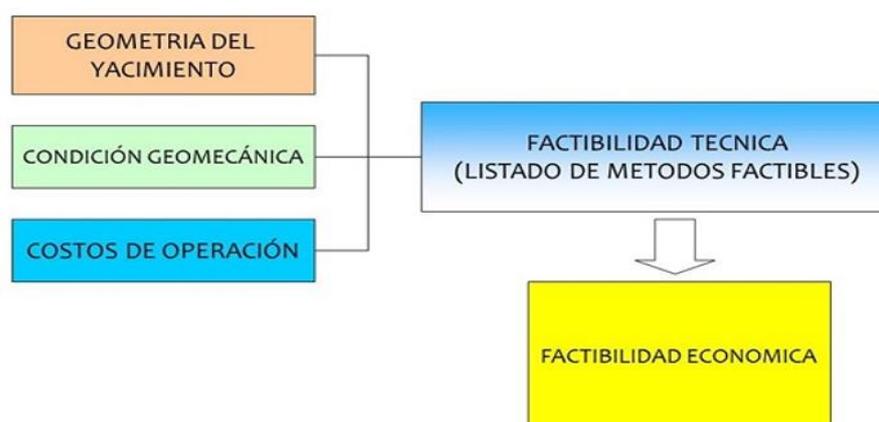


Tabla de valoración del sistema Nicholas

A: Tipo de yacimiento

Cuadro N° 1: Tipo de yacimiento

1. Yacimiento Metodo explotación	Forma general yacimiento			Potencia del yacimiento			
	Masiva	Tabular/platy	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta
Rajo Abierto	3	2	3	2	3	4	4
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill Stoping	0	4	2	4	4	0	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4
Square Set	0	2	4	4	4	4	1

1. Yacimiento Metodo explotación	Orientación			Distribución de las leyes		
	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Rajo Abierto	3	3	4	3	3	3
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stoping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stoping	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3

B.1 : Condiciones geotécnicas del mineral

Cuadro N° 2: Condiciones geotécnicas del mineral

Condiciones mineral Metodo explotación	Competencia Roca Intacta		
	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	3	4	4
Block Caving	4	1	1
Sublevel Stoping	-49	3	4
Sublevel Caving	0	3	3
Longwall mining	4	1	0
Room and Pillar	0	3	4
Shrinkage Stoping	1	3	4
Cut and Fill Stoping	3	2	2
Top Slicing	2	3	3
Square Set	4	1	1

B.2: Condiciones geotécnicas del mineral (estructuras)

Cuadro N° 3: Condiciones geotécnicas del mineral (estructuras)

Condiciones mineral Metodo explotación	Espaciamiento Fracturas				Resistencia estructuras		
	muy cercanas	poco espac.	Espaciadas	muy espaciadas	Baja	Mediana	Alta
Rajo Abierto	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stoping	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	2	4	4	0	2	2
Longwall mining	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stoping	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stoping	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	1	1	2	4	1	2	4
Square Set	4	4	2	1	4	3	2

C: Condiciones geotécnicas de la pared colgante

Cuadro N° 4: Condiciones geotécnicas de la pared colgante

Pared Colgante Metodo explotación	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas				Resistencia estructuras		
	B	M	A	MC	PE	E	ME	B	M	A
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stoping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stoping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

D: Condiciones geotécnicas de la pared pendiente

Cuadro N° 5: Condiciones geotécnicas de la pared Pendiente

Pared Pendiente Metodo explotación	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas				Resistencia estructuras		
	B	M	A	MC	PE	E	ME	B	M	A
Rajo Abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

2.3. Definición de términos básicos

2.3.1. Características geomecánicas:

Se refiere al comportamiento geomecánica de las cajas techo piso y mineral. Se evalúa la resistencia de la roca, espaciamiento de fracturas y resistencias de las discontinuidades lo que nos indica la calidad de la masa rocosa que enfrentamos, se las emplea para que el método no sea afectado por la estabilidad en la excavación. (Bautista, 2017)

2.3.2. Caracterización geológica:

La caracterización geológica es la descripción de macizo rocoso donde se conocen los parámetros básicos de la roca y las discontinuidades, así como la estructura del macizo rocoso. (Hudson & Harrison, 1997) (Bautista, 2017)

2.3.3. Índice de designación de la calidad de roca (RGD)

El índice RQD (Rock Quality Designation) se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud en su eje, sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo (Bautista, 2017).

2.3.4. Macizo rocoso:

“se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por planos de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina” (Bautista, 2017)

2.3.5. Métodos de explotación

Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo, los métodos de explotación adoptados dependen de varios factores, principalmente, calidad, cantidad,

tamaño, forma y profundidad del depósito; accesibilidad y capital disponible.
(Perez, 2018)

2.3.6. Mina (Minería)

Una mina es el conjunto de labores o huecos necesarios para explotar un yacimiento y en algunos casos, las plantas anexas para el tratamiento del mineral extraído. (Perez, 2018)

2.3.7. Geomecánica

(Procedente del prefijo griego geo-sindicando tierra y mecánica). Es el estudio geológico del comportamiento del suelo y rocas, ellos constituyen las disciplinas de la geomecánica de suelos y mecánica de rocas. (Perez, 2018)

2.3.8. Parámetros para la selección del método

La evaluación del método o métodos de explotación se realiza para cada block que constituirá un tajeo, ya que así lo requiere el comportamiento variado de cada zona en los diferentes niveles donde se minará la veta, tratando en lo posible aplicar el método numérico de selección de tajos (Bautista, 2017)

2.3.9. Preparaciones

Incluye todo trabajo desarrollado específicamente con objeto de preparar un tajo para ser minado. Puede ser en mineral o en las cajas y está presupuestado como costo en operación. (Herrera Herbert & Plá de la Rosa, 2001) (Bautista, 2017)

2.3.10. Sistemas de explotación minera:

Son aquellos métodos y procesos de explotación minera que se estructuran como un sistema y que permiten adelantar la extracción de un mineral; existen dos ambientes de explotación claramente definidos que dan lugar a dos sistemas: sistema de explotación a cielo abierto y sistema de

explotación subterráneo, que condicionan los métodos y procesos de explotación (Perez, 2018)

2.3.11. Uso del índice RMR

Permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, 0. RMR. 20).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, 20 < RMR. 40).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, 40 < RMR. 60).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, 60 < RMR. 80).

2.4. Formulación de la hipótesis

2.4.1. Hipótesis General:

La propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, debe contar con condiciones geomecánicas favorables, diseño del ciclo de minado adecuados, en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

2.4.2. Hipótesis Específicas:

2.4.2.1. Hipótesis específicas a.

Las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral debe contar con un diseño del método de explotación, con una malla de perforación, parámetros de voladura, carguío, transporte, en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.

2.4.2.2. Hipótesis específicas b.

Las condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral debe contar con

un modelo geo mecánico, parámetros geomecánicos de la roca, del mineral y del tipo de sostenimiento, en la Compañía Minera Lincuna S.

A. – Mina Hércules

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variables para la hipótesis general:

- Minado del Tajo 0288
- Condiciones geomecánicas favorables, diseño del ciclo de minado adecuados

2.5.2. Variables para la hipótesis específicas

2.5.2.1. Variables de la hipótesis específica a.

- Especificaciones técnicas del Tajo 0288
- Diseño del método de explotación, con una malla de perforación, parámetros de voladura, carguío, transporte.

2.5.2.2. Variables de la hipótesis específica b.

Condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288

- Modelo geomecánica, parámetros geomecánicas de la roca, del mineral y del tipo de sostenimiento.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Cuadro N° 6: Operacionalización de variables e indicadores

OPERACIONALIZACION DE VARIABLES E INDICADORES				
VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSION	INDICADORES
3.5.1 Variables para la hipótesis general -minado del Tajo 0288 -condiciones geomecánicas favorables, diseño del ciclo de minado adecuados	Métodos de explotación. Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo, los métodos de explotación adoptados dependen de varios factores, principalmente, calidad, cantidad, tamaño, forma y profundidad del depósito; accesibilidad y capital disponible. (PEREZ, RIVERA, 2018)	En la investigación tendremos en cuenta lo siguiente. Una propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación optima del mineral -considerando las especificaciones técnicas del Tajo 0288, las condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288	- Minado del tajo 288 - especificaciones técnicas del tajo - Condiciones geomecánicas del tajo	-Elección del método -Geomecánica del macizo rocoso -Geomecánica del mineral -Tipo de sostenimiento -Método de explotación -malla de perforación -explosivos usados -Carguío del mineral -transporte del mineral
3.5.2 Variables para la hipótesis específicas a. Hipótesis específicas - especificaciones técnicas del Tajo 0288 - diseño del método de explotación, con una malla de perforación, parámetros de voladura, carguío, transporte b. Hipótesis específicas - condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288 - modelo geomecanico, parámetros geomecanicos de la roca, del mineral y del tipo de sostenimiento				

CAPITULO III.

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

En el desarrollo de la investigación se hará uso de la investigación aplicada, y tendrá un nivel descriptivo, nos apoyamos en la siguiente definición sobre investigación aplicada, “se caracteriza por su interés en la aplicación, utilización y consecuencias prácticas de los conocimientos. La investigación aplicada busca el conocer para hacer, para actuar, para construir, para modificar” (SUPO, CAVERO, 2014)

3.2. Nivel de investigación

Según Respecto al nivel de investigación, ésta fue del nivel descriptivo correlacional porque permitirá la aplicación de la investigación realizada tomar las medidas correctivas producto de la investigación deben buscar evitar que se repitan eventos similares.

3.2.1. Caracterización de investigación

La realización de la presente investigación tiene mucha relevancia, toda vez que la Compañía Minera Lincuna S. A., plantea el método de explotación a emplear de acuerdo a ciertos factores como: tipo de yacimiento, su geología, la geomecánica, aspectos económicos, ambientales, sociales, seguridad, reservas, leyes del mineral etc. Los cuales permiten el éxito o fracaso de la mina. Al querer impulsar la explotación de nuevos cuerpos mineralizados plantea explotar el tajeo 0288 de la mina Hércules, para lo cual seleccionara y desarrollar el método de minado que permita una explotación segura, optima recuperación del mineral.

3.3. Métodos de investigación

El método que servirá para el desarrollo del estudio es el científico, considerando el método deductivo como método específico, como nos dice que “método científico puede ser definido como un proceso sistemático para generar conocimiento científico, consistente en: a) plantear un problema determinado, b) fundamentar y formular una hipótesis tentativa y deducir sus implicancias empíricas y c) observar y experimentar la hipótesis para determinar su aceptación o rechazo, en función de la evidencia” (VARA, HORNA, 2010)

3.4. Diseño de investigación

Corresponderá a un diseño no experimental ya que sus variables permanecerán sin modificación alguna, nos apoyamos en, “Investigación no experimental Estudios que se realizan sin la manipulación deliberada de variables y en los que sólo se observan los fenómenos en su ambiente natural para analizarlos” (Hernandez, Fernandez, & Baptista, 2014)

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población de estudio está conformada por todos los tajeos que se encuentran en operación en la Compañía Minera Lincuna S. A.

3.5.2. Muestra

La muestra para el estudio se tomó en forma directa por necesidades operativas de la empresa y viene a ser el tajeo 0288 – Zona Hércules.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas e instrumentos que se empleó en nuestra investigación fueron

3.6.1. Técnicas

Como nuestra investigación es cualitativa, las técnicas a emplear serán los siguientes:

- Observación
- Documental
- Talleres

3.6.2. Técnicas

- Como nuestra investigación es cualitativa, las técnicas a emplear serán los siguientes:

3.7. Técnicas de procedimientos y análisis de datos

Una vez que se cuenta con toda la información recopilada, producto de las observaciones realizadas, documentos recogidos se procederá a su análisis de acuerdo a los objetivos planteados para arribar a las conclusiones que responderán a las hipótesis.

3.8. Tratamiento Estadístico

En la Empresa Minera Lincura, así como mi persona consiente de la importancia de realizar una investigación responsable, respetando los derechos de la comunidad, de la empresa y de las personas, realizamos la investigación basada en la verdad, la honestidad.

3.9. Orientación ética, filosófica y epistémica

Como investigar, se demuestra en este proyecto de investigación, actitudes de orden objetivo, reflexivo, moral, cognoscitivo mostrando también una actitud abierta al proceso de conocer y de aprender a investigar los hechos, situaciones o problemas de diversa naturaleza

CAPITULO IV.

RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Ubicación:

La Unidad Económica Administrativa Huancapeti, se ubica en el Distrito de Aija, Departamento de Ancash.

La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

Distritos: Tica pampa y Aija

Provincias: Recuay, Aija

Departamento: Ancash

El campamento de Hércules tiene las siguientes coordenadas:

Coordenadas Geográficas Coordenadas UTM

Longitud Oeste: 77° 33' Este: 219565

Latitud Sur: 90° 46 Norte: 8919502

Altitud: 4,160 m (C. M. LINCUNA S. A., 2018)

Gráficos N° 14: Ubicación de la mina



4.1.2. Acceso

Las vías de comunicación, son:

CARRETERA

Lima-Ticapampa: 375 Km 5 horas

Ticapampa-Hércules: 30 Km 1 hora (carro).

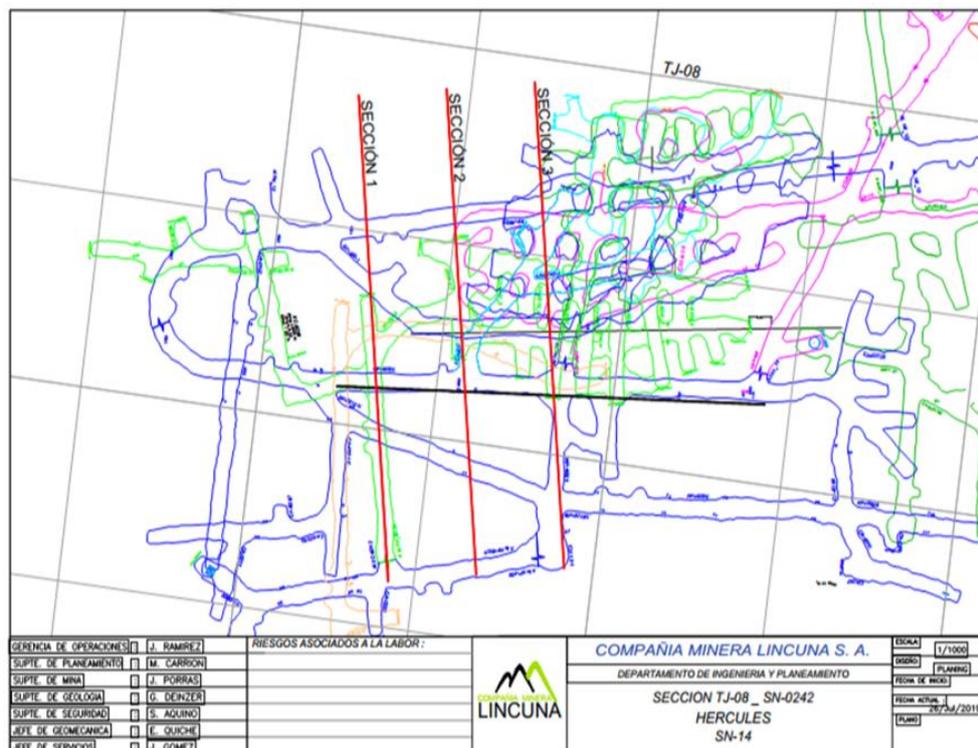
Huaraz, capital del departamento, está al noreste de Ticapampa. La carretera, que une Lima con Huaraz, es una pista asfaltada; mientras la que une Ticapampa con Hércules es afirmada.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

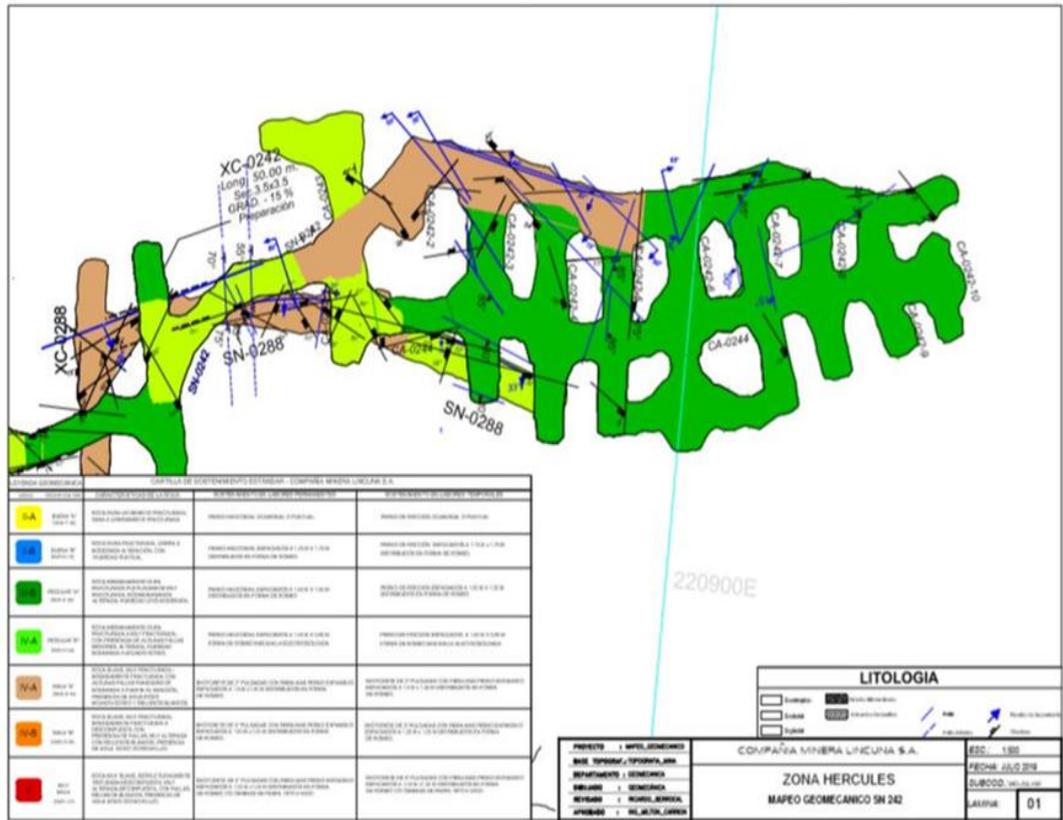
4.2.1. Modelamiento geomecánica

Para realizarse el modelamiento geomecánico del tajo 288, ha sido necesario el uso del programa Phase versión 8, incluyendo tres tipos de sostenimiento tanto perno Split set de 7.0 anteriormente inyectados, reforzamientos con shotcrete de 2 pulgadas, pernos helicoidales de 10 pies y relleno detrítico, con los cuales se va a evaluar su estabilidad el cual incluirá pilares de longitudes 15.0 m., con espesores de 6.0 m., el cual será explotado por medio de taladros largos. A continuación, se muestra el plano topográfico de la sección evaluada y el plano geomecánica respectivo.

Gráficos N° 15: Plano topográfico y sección evaluada del tajo 288 respecto al tajo 0242 de la zona Hércules.



Gráficos N° 16: Plano geomecánico del tajo 0242 y el SN 288 de la zona Hércules.



A continuación, se muestra los parámetros geomecánicos tanto del macizo rocoso, estructura mineralizada y el relleno detrítico.

A.1.-Parámetros geomecánicos del macizo rocoso.

RMR = 55

GSI = 50

Módulo de young=11318 Mpa

Coefficiente de Poisson=0.24

Resistencia a compresión=90 Mb= 5.33

s=0.0078

a=0.5

A.2.-Parámetros geomecánicos de la estructura mineralizada.

RMR = 55

GSI = 40

Módulo de Young=11166 Mpa

Coeficiente de Poisson=0.23

Resistencia a compresión=100.35

Mb= 4.925

s=0.0022

a=0.5

A.3-Parámetros geomecánicos del relleno detrítico.

Módulo de Young=50 Mpa

Coeficiente de Poisson=0.3

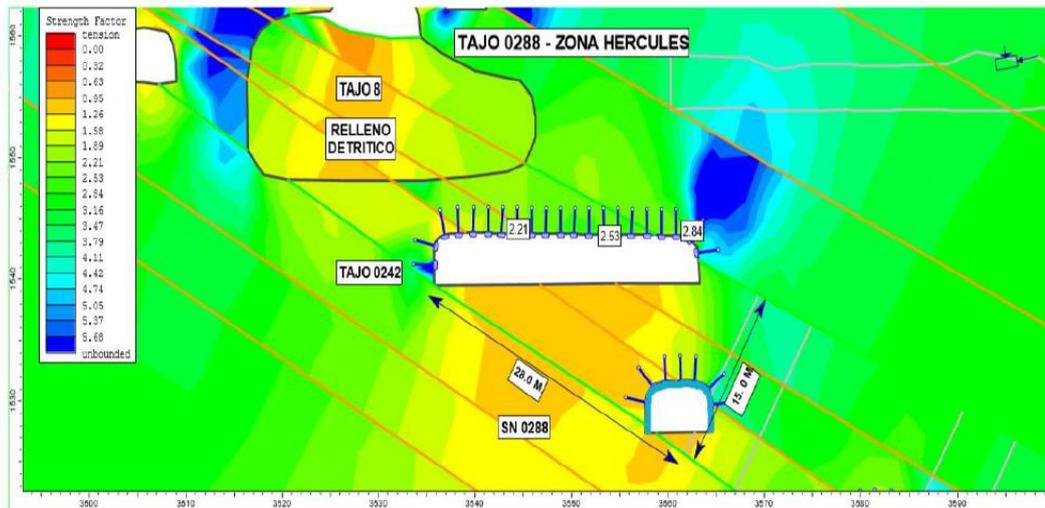
Resistencia a la tracción. =0 Mpa

Angulo de fricción = 45°

Cohesión=0.01

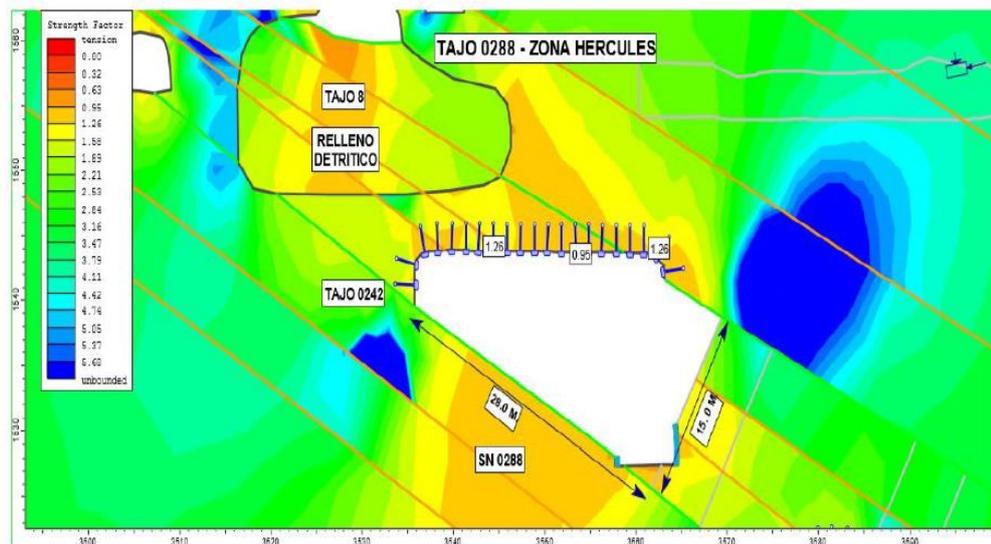
Seguidamente se muestran los gráficos de modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288 en sus diferentes etapas de explotación por medio de taladros largos, empleando el sostenimiento con Split set de 7.0 anteriormente inyectados, reforzamientos con shotcrete de 2 pulgadas, pernos helicoidales de 10 pies y relleno detrítico. El modelamiento geomecánico de la figura 17 corresponde a la estabilidad actual del tajo 0242, con sostenimiento de pernos Split set de 7.0 pies y el subnivel 0288 con sostenimiento de shotcrete y Split set de 7.0 pies, mostrando factores de seguridad mayores a 1.0 estable.

Gráficos N° 17: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288



La siguiente figura 18, corresponde al modelamiento geomecánico del tajo 0288 con dimensiones de 15 metros y 28 metros como se muestra en el gráfico 01, con sostenimiento de pernos Split set de 7.0 pies, en el cual se puede observar factores de seguridad desde 0.95 a 1.26m., mostrando inestabilidad después de la excavación por medio de taladros largos.

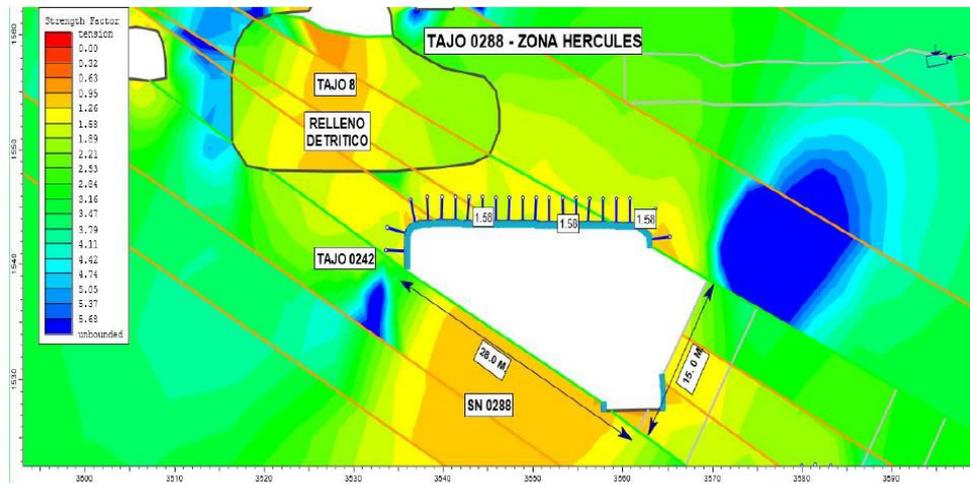
Gráficos N° 18: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.



En la siguiente figura 19, se muestra el modelamiento geomecánico con sostenimiento de shotcrete, más perno Split set de 7.0 pies, en el cual se puede

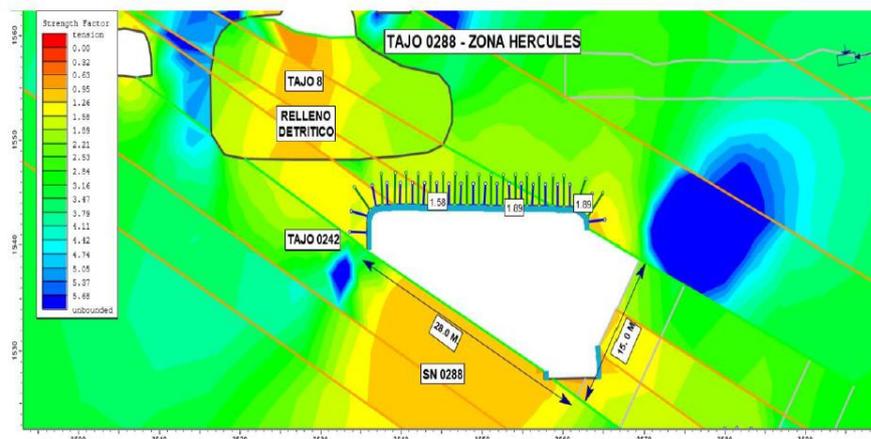
apreciar que el factor de seguridad se incrementa a 1.58 mostrándose estable dicha excavación por medio de taladros largos.

Gráficos N° 19: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288



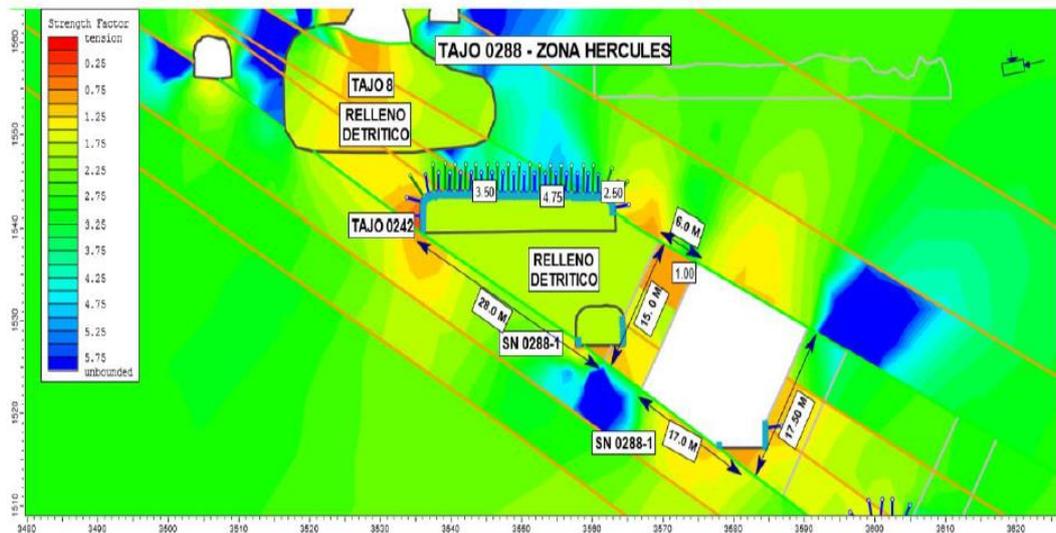
Así mismo en la siguiente figura 20, se muestra el modelamiento geomecánico con sostenimiento de shotcrete, perno Split set de 7.0 pies y pernos helicoidales de 10 pies en los intermedios del sostenimiento con Split set incrementándose más aun el factor de seguridad desde 1.58 a 1.89, mostrándose estable dicha excavación por medio de taladros largos.

Gráficos N° 20: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288



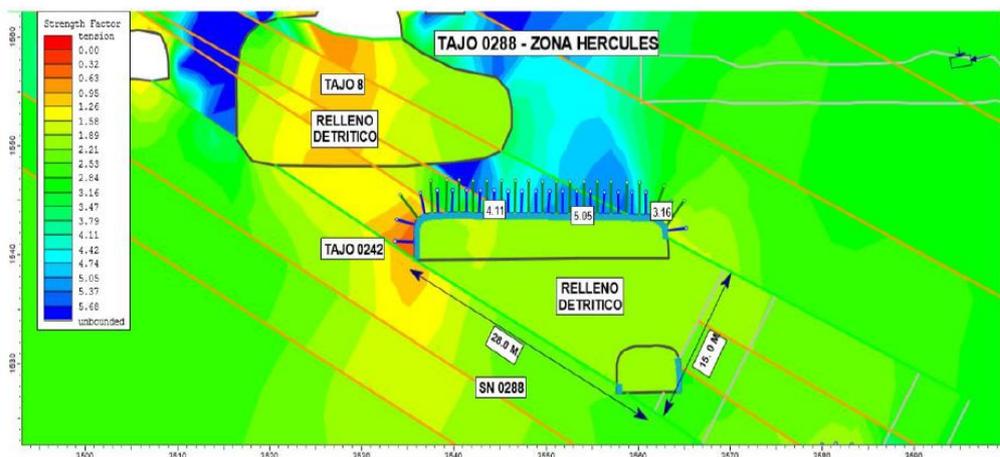
En la siguiente figura 21, se muestra el modelamiento geomecánico del tajo 0242 con relleno detrítico para darle mayor estabilidad al tajo.

Gráficos N° 21: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288



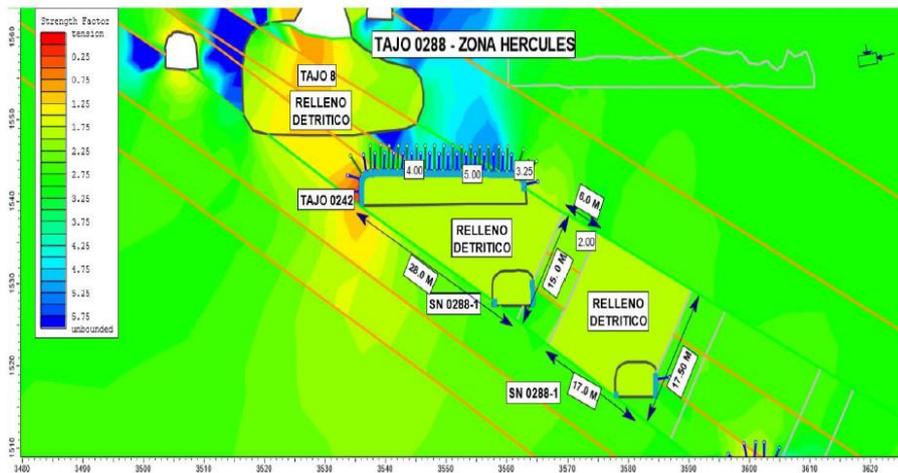
En la siguiente figura 22, se muestra una segunda excavación de dimensiones 17.0 m. y 17.50 m. en profundidad dejando un pilar de altura 15.0 m. y 6.0 m. de ancho, minado por medio de taladros largos, en el cual se puede observar el mínimo factor de seguridad 1.0 en el pilar, en el cual se va a requerir el sostenimiento con relleno detrítico el tajo inmediatamente después de la extracción del recurso mineral, para mantener su estabilidad de dicho pilar.

Gráficos N° 22: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.



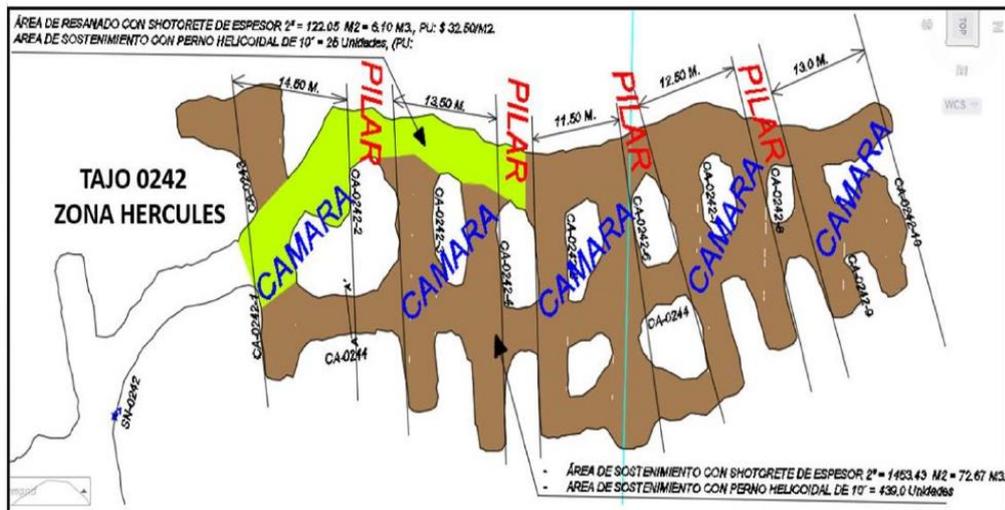
En la figura 23, se puede observar el segundo tajo en profundidad relleno, mostrando del pilar con factor de seguridad 2.0 a diferencia del factor de seguridad del pilar de la figura anterior.

Gráficos N° 23: Modelamiento geomecánico del tajo 0242 y el subnivel 0288.



A continuación, se muestra el área de cámaras a minarse y los pilares que deberán mantenerse, los cuales deberán ser proyectados desde el tajo 0242 al nivel inferior 0288, para equilibrar la estabilidad del respectivo tajo.

Gráficos N° 24: Plano de sostenimiento con shotcrete del techo del tajo 0242 y excavación de cámaras y pilares



4.2.2. Cantidad de elementos de sostenimiento

- Área total de sostenimiento con shotcrete de espesor 2" = 1575.48 M2 = 80.77 M3, PU: \$ 32.50/M2.

- Cantidad total de pernos helicoidal de longitud 10'= 464.0 unidades (PU de perno helicoidal de 7' \$ 25.15/Unid.)

4.2.3. Resultados:

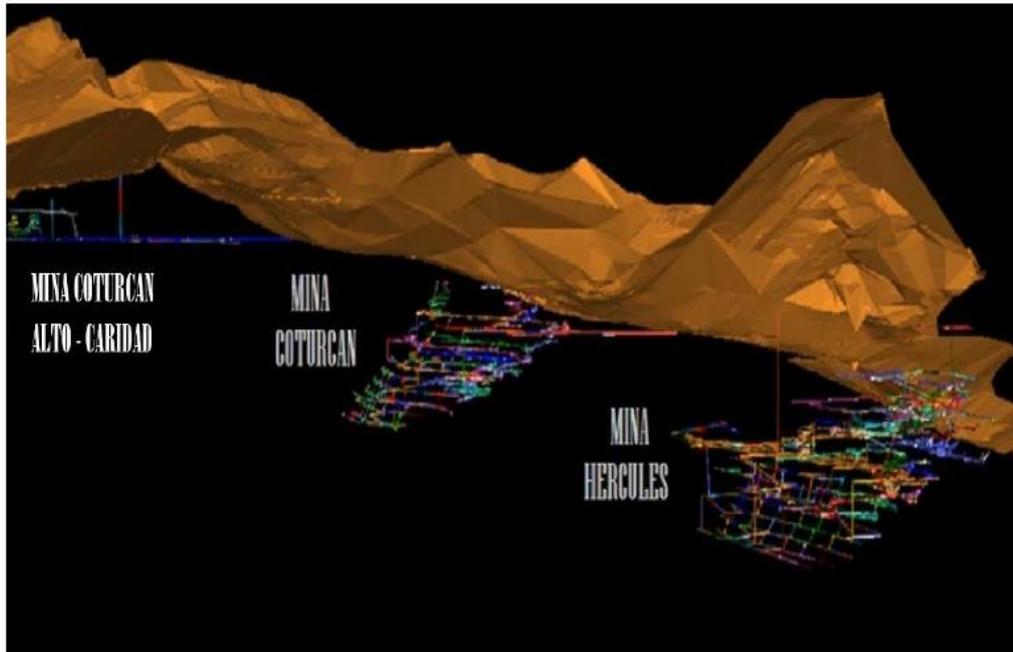
- Realizado el modelamiento geomecánico, del tajo 0288 con respecto al tajo 0242, este se muestra estable con sostenimiento de Split set de 7.0 pies, shotcrete de espesor 2 pulgadas y pernos helicoidales de 3.0 pies.
- El incremento del factor de seguridad de 1.58 a 1.59 es muy importante ya que este reforzara el área del techo no sostenida por estar cubierto por pilares.
- Mantener la sección máxima de 28.m. del tajo inicial con altura de 15.0 de pilar y 6.0 m. de ancho.
- Para mayor estabilidad es recomendable realizar el minado respectivo, conservando los pilares proyectados desde tajo 0242 hacia el nivel inferior tajo 0288, con cámaras de entre 12 y 13.50 metros y pilares con espesores de 4.0 a 5.0 m. cómo se muestran en el plano 24.
- Este primer tajo, minado por taladros largos deberá ser rellenado inmediatamente para ayudar mantener estable el pilar de la segunda excavación inferior.
- Realizar voladura controlada, para conservar los pilares.
- Propuesta de diseño de labores mineras y ciclo de minado

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Validación de hipótesis general

La Compañía Minera Lincuna S.A. explotará minerales polimetálicos mediante métodos de minado subterráneo, la explotación de los minerales se realizará en las zonas Hércules, Coturcán y Coturcan alto – Caridad.

Cia Minera Lincuna S.A.



Descripción del método de explotación

El método de explotación seleccionado en vetas y cuerpos mineralizados en Compañía Minera Lincuna se realizó a través de un análisis Económico, seguro y eficiente (caracterización geomecánica, ventilación, sostenimiento, servicios auxiliares, etc.), para cada una de las etapas de producción escalonada; obteniendo los siguientes métodos:

Cuadro N° 7: Métodos de Explotación, según la potencia y Calidad de roca.

Método de Explotación - Variante	Potencia de mineral	Caracterización Geomecánica	Zona	Sostenimiento
Corte y Relleno ascendente – Variante en Breasting	≈<2.5 - 3.5>≈ mts	Regular III A	Hercules-Coturcan alto norte-Caridad	Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 7' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
		Mala IVA		Shotcrete 2" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.50mx1.50m
		Mala IVB		Shotcrete 3" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.25mx1.25m
Corte y Relleno Ascendente, en realce	<2.0 - 3.5 > mts	Buena II A	Caridad, Coturcan, Hercules	Pernos de fricción 7' ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
Corte y Relleno con Cámaras y pilares – Realce	≥ 3.5 mts	Buena II A	Hercules, Coturcan	Pernos de fricción 7' ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
Corte y Relleno con Cámaras y pilares, en breasting	≥ 3.5 mts	Regular III A	Hercules	Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 7' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
		Mala IVA		Shotcrete 2" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.50mx1.50m
		Mala IVB		Shotcrete 3" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.25mx1.25m
Corte y Relleno Ascendente, en realce con circado.	≈<2.0 mts	Buena II A	Hercules, Caridad, Coturcan	Pernos de fricción 5' ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 5' a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 5' a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 5' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
y relleno ascendente en realce con taladros	≥ 3.5 mts	Buena II A	Coturcan	Pernos de fricción 7' ocasional (en la labor de preparación)
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m (en la labor de preparación)
Shirinkage Convencional	≤ 3.0 mts	Buena II A	Caridad	Pernos de fricción 5' / puntal ocasional
		Buena II B		Perno de fricción de 5' / puntal a 1.75mX 1.75m
		Regular III A		Perno de fricción de 5' / puntal a 1.50mX 1.50m
		Regular III B		Perno de fricción 5' a 1.50mX 0.85m + malla electrosoldada
Sub level Stoping	≥ 1 mts - ≤ 10 mts	Buena II A	Hercules, Coturcan, Caridad	Pernos de fricción 7' ocasional (en la labor de preparación)
		Buena II B		Perno de fricción de 7' a 1.75mX 1.75m (en la labor de preparación)
		Regular III A		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m (en la labor de preparación)
		Regular III B		Perno de fricción de 7' a 1.50mX 1.50m (en la labor de preparación)

Del cuadro adjunto se desprende que los métodos aplicables a la zona Hércules donde se halla el tajo Tj 288 son corte y relleno y sus variantes, y el método sub level stoping, en razón a:

- a) Caracterización Geomecánica
- b) Geometría del block mineralizante
- c) Dimensión y características de equipos a utilizar

Para el sostenimiento de las diferentes labores que se realizan en la mina se tiene diseñado el tipo de sostenimiento de acuerdo a la sección, tipo de roca, tipo de labor; como mostramos en la siguiente tabla.

Cuadro N° 8: Tipo de sostenimiento, según tipo de roca, tipo de labor.

Sección	Tipo de roca	Tipo de labor	Sostenimiento
4.0x4.0	Buena II A	Permanente	Perno helicoidal de 7' ocasional
	Buena II B		Perno helicoidal de 7' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno helicoidal de 7' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno helicoidal de 7' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50mx1.50m
	Mala IV B		Shotcrete de 3" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.00mx1.00m
	Muy Mala V		Shotcrete de 4" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.00mx1.00m y/o Cimbra cada 1.0m
3.5x3.5	Buena II A	Permanente	Perno helicoidal de 7' ocasional
	Buena II B		Perno helicoidal de 7' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno helicoidal de 7' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno helicoidal de 7' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50mx1.50m
3.5x3.5	Buena II A	Temporal	Perno perno de fricción de 7' ocasional
	Buena II B		Perno perno de fricción de 7' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno perno de fricción de 7' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno perno de fricción de 7' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50mx1.50m
3.0x3.0	Buena II A	Permanente	Perno helicoidal de 7' ocasional
	Buena II B		Perno helicoidal de 7' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno helicoidal de 7' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno helicoidal de 7' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50mx1.50m
3.0x3.0	Buena II A	Temporal	Perno perno de fricción de 7' ocasional
	Buena II B		Perno perno de fricción de 7' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno perno de fricción de 7' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno perno de fricción de 7' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50mx1.50m
2.40x2.40	Buena II A	Permanente	Perno helicoidal de 5' ocasional
	Buena II B		Perno helicoidal de 5' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno helicoidal de 5' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno helicoidal de 5' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 5' a 1.50mx1.50m
2.40x2.40	Buena II A	Temporal	Perno perno de fricción de 5' ocasional
	Buena II B		Perno perno de fricción de 5' a 1.75mx1.75m
	Regular III A		Perno perno de fricción de 5' a 1.5mx1.5m
	Regular III B		Perno perno de fricción de 5' a 1.5mx0.85m + malla electrosoldada
	Mala IV A		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 5' a 1.50mx1.50m

4.3.2. Prueba de Hipótesis específico N°1

Método de explotación taladros largos (SUBLEVEL STOPING – TJ 0288)

A continuación, haremos mención de las etapas que con lleva este método de explotación:

Perforación Horizontal (SN superior e inferior)

Perforación vertical (Taladros Largos - abanico)

Limpeza de mineral

Relleno

- **Desarrollo.**

Para el desarrollo se considera ejecutar un crucero, que iniciará de la RP 0929 del NV 16, dicho crucero será de sección 3.5x3.5m - XC 0288 con un porcentaje de gradiente negativo de -12% para poder ganar una cota de 12.0 m de bancada con respecto al SN 0242, también se considera la ejecución de un By Pass paralelo a la estructura con un espaciamiento de 25m con el fin de evitar subsidencia en el minado, dicho By Pass será de sección de 3.5x3.5m - BP 0288, para la limpieza se considera 03 cámaras de sección 3.5x3.5m, la ejecución de los avances se ejecuta con jumbo DD 210 y un Scoop de 4.2 yd³.

El sostenimiento se considera de acuerdo al mapeo geomecánico con perno con malla, y según lo requiera shotcrete de 2”.

Para el sistema de ventilación se considera la CH 200 como circuito de extracción de aire viciado y como circuito de inyección de aire la RP 400.

- **Preparación**

Se considera el inicio después de la ejecución del XC 0288, donde se desarrollará el SN 0288 a sección de 4x4 m sobre la veta Hércules, teniendo en cuenta el piso de la estructura tiene que ir al techo, la sección de 4x4 m es considerada para el posicionamiento del equipo DL 2710 y con el fin de poder barrer los taladros en abanico del diseño.

El avance se ejecutará con jumbo DD 210 y la limpieza con Scoop de 4.2 o 6 yd³ dependiendo de la disposición de equipo.

El sostenimiento se considerará con shotcrete por el tipo de roca, presencia de panizo y la presencia de fallas al techo (C.M. Lincuna S.A., 2018).

- **Explotación.**

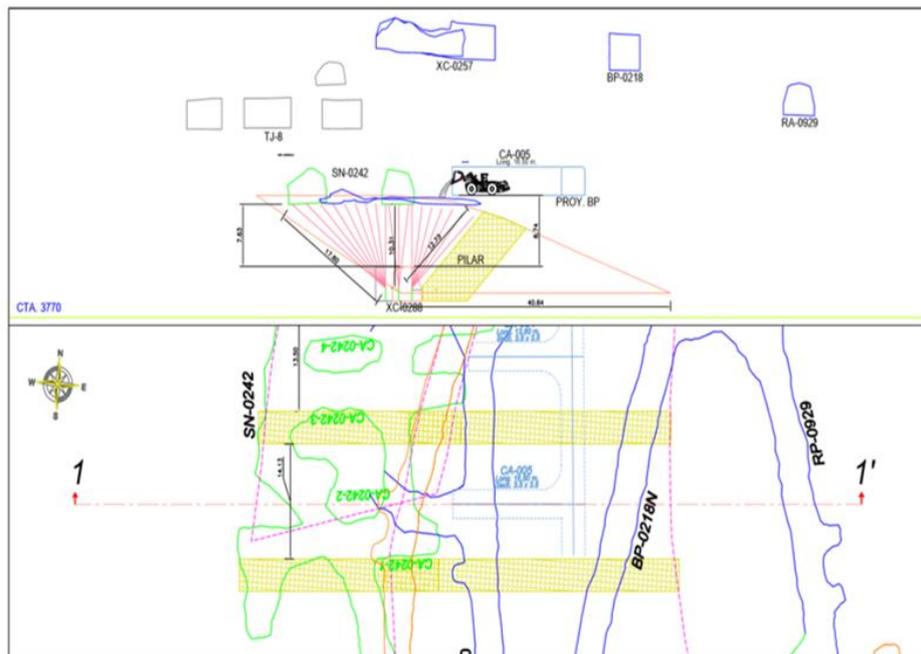
El proceso de perforación será en positivo del SN 0288 al SN 0242, las perforaciones serán en abanico desde un solo pivot con longitudes que irán variando de 12 m a 20 m con ángulo no menor a 37°, se diseñan 03 paneles de minado donde cada panel hará un aporte de 16000 Tn.

La perforación se ejecutará con un jumbo DL 2710, con longitud de barra de 2.1m y diámetro de broca de 64 mm, la limpieza se realizará con Scoop de 4.2 o 6 yd³ dependiendo de la disponibilidad de equipo (C.M. Lincuna S.A., 2018).

- **Relleno.**

“Con el fin de estabilizar los paneles minados se utilizará relleno detrítico, dicho relleno será aportado de los avances de la RP 0929 y RP 400, los paneles serán rellenados a partir del XC 0242” (C.M. Lincuna S.A., 2018).

Gráficos N° 26: Método de minado Sublevel Stopping – TJ 0288 - Mina Hércules.

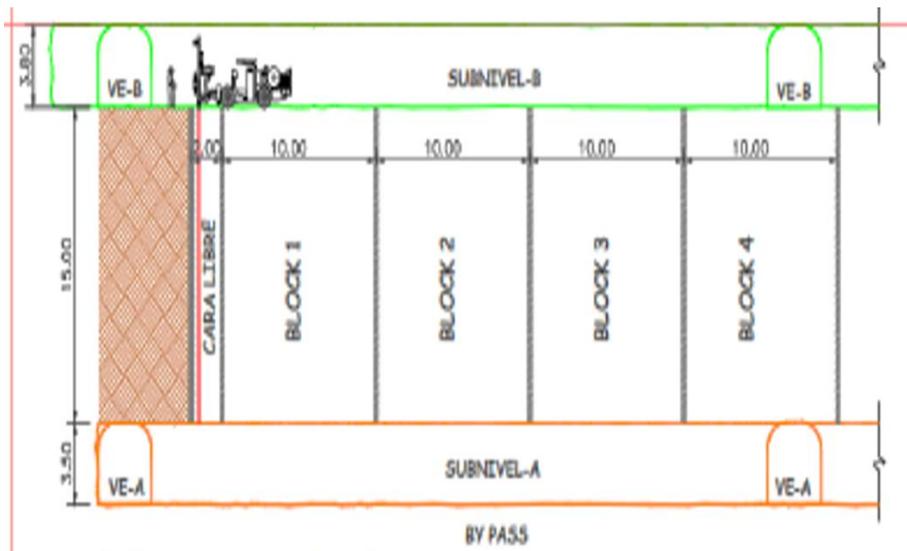


4.3.3. Ciclo de minado con taladros largos en la labor Tj 288

A continuación, se muestra el ciclo del método de minado Con Taladros Largos – Mina.

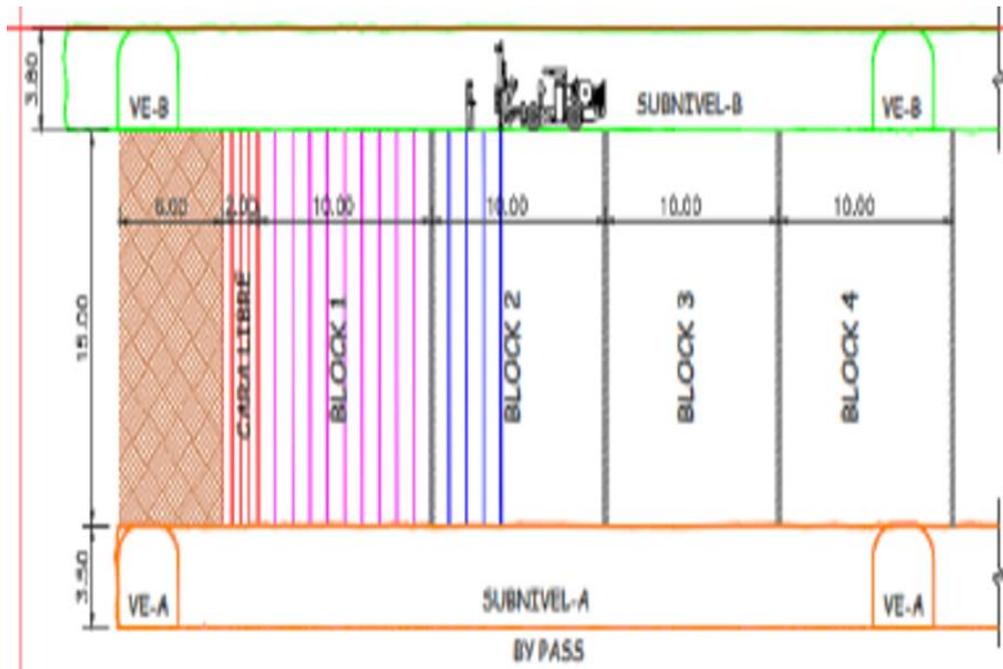
Paso 1. Perforación del slot con jumbo (sección 2.0 m x 2.0 m)

Gráficos N° 27: Perforación del slot con jumbo (sección 2.0 m x 2.0 m)



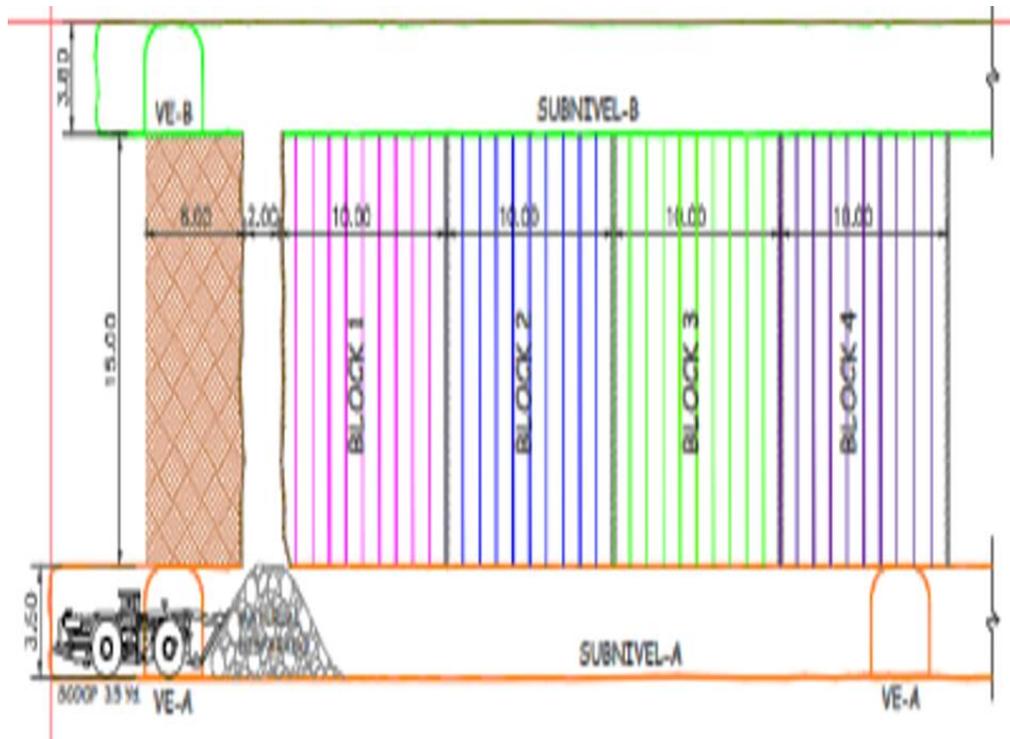
Paso 2. Perforaciones de secciones (filas)

Gráficos N° 28: Perforaciones de secciones (filas)



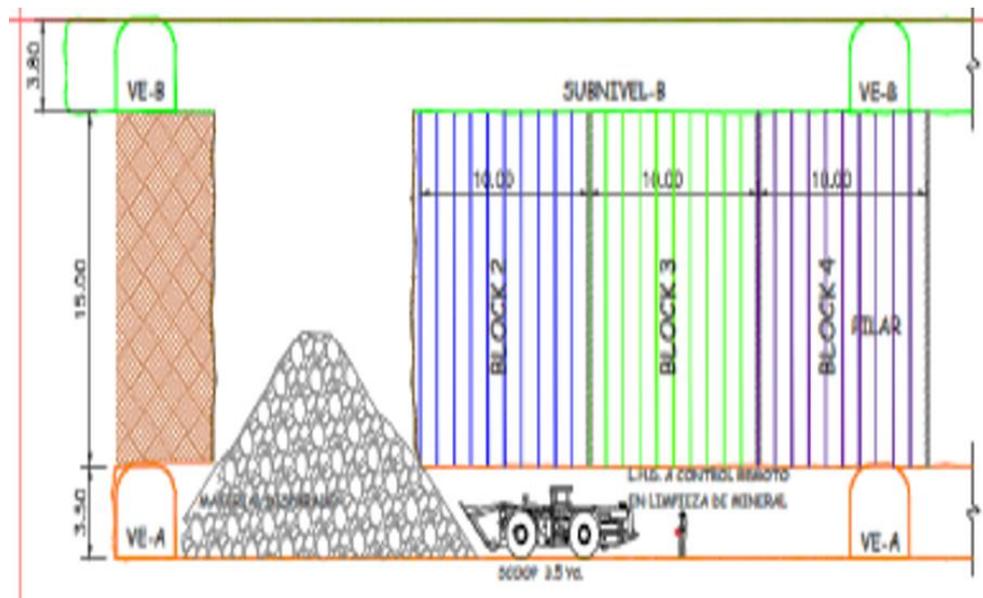
Paso 3. Disparo de la cara libre y limpieza

Gráficos N° 29: Disparo de la cara libre y limpieza



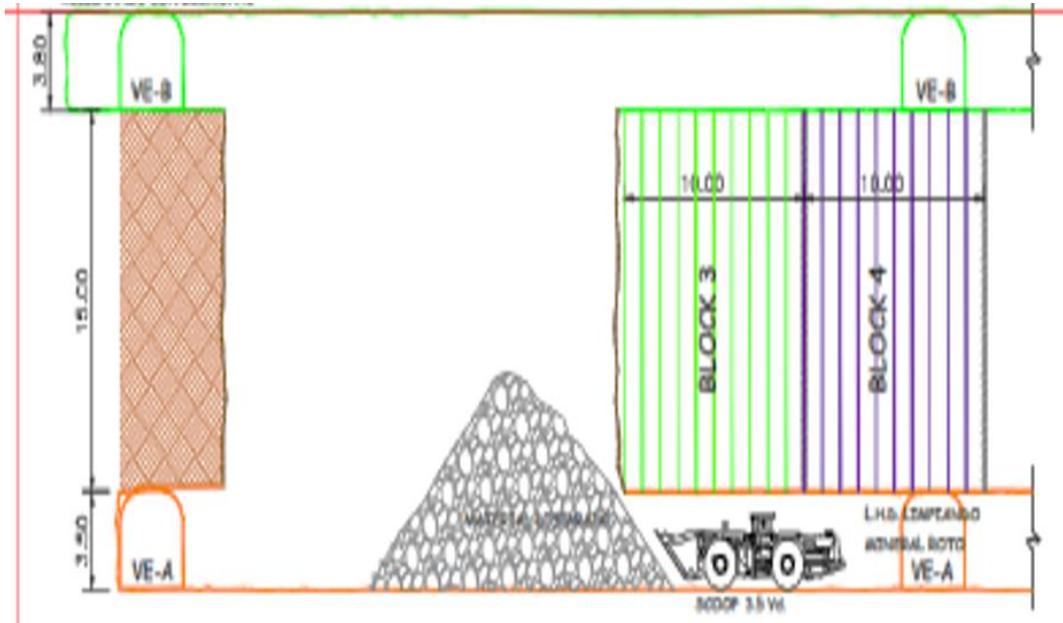
Paso 4. Disparo del block 1 y limpieza

Gráficos N° 30: Disparo del block 1 y limpieza



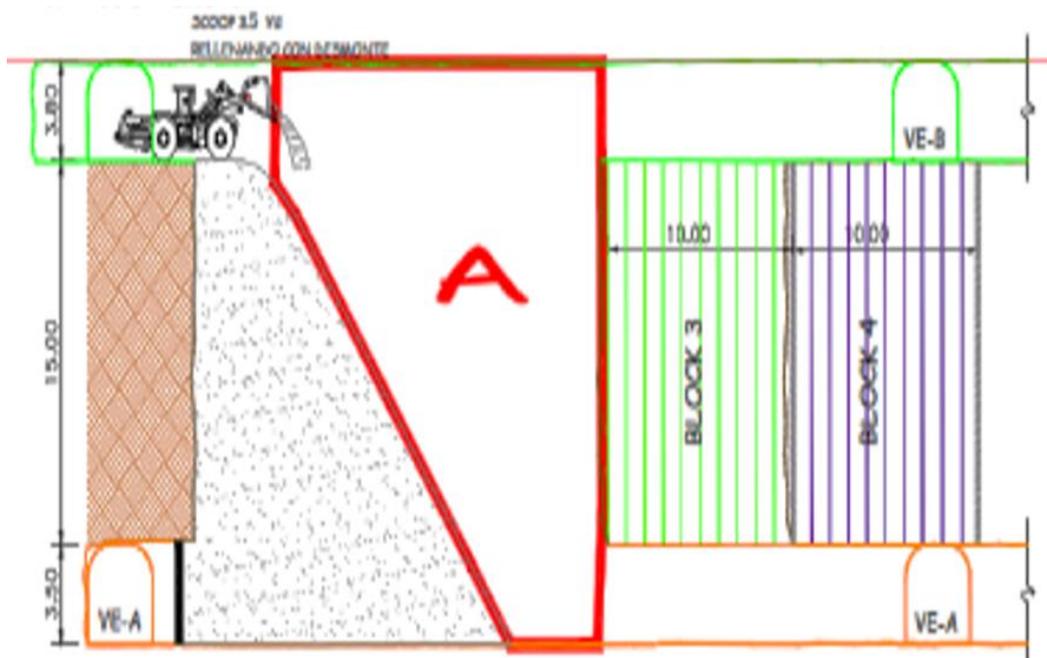
Paso 5. Disparo del block 2 – limpieza

Gráficos N° 31: Disparo del block 2 – limpieza



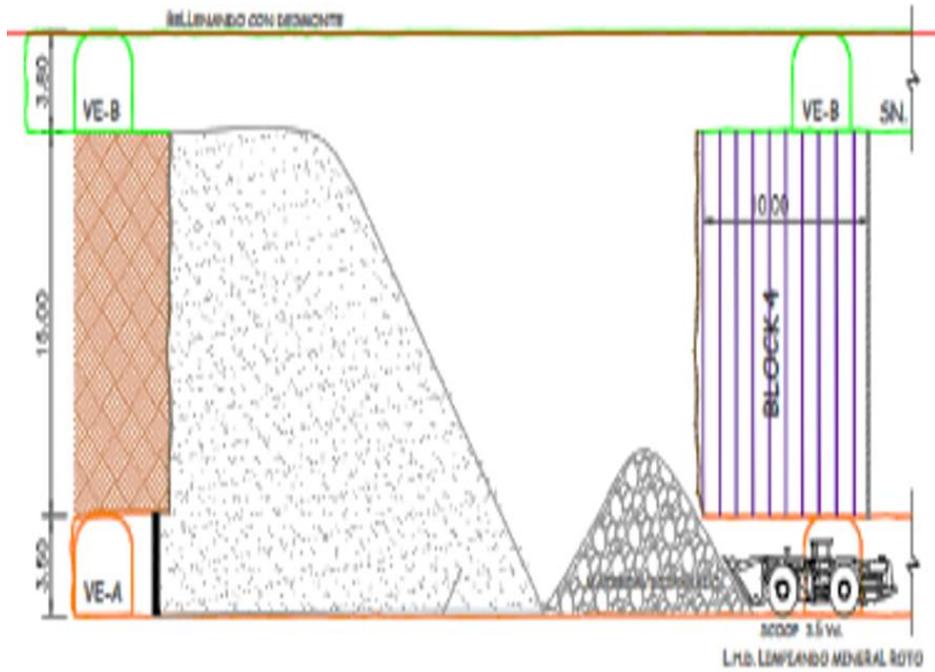
Paso 6. Tajo en relleno

Gráficos N° 32: Tajo en relleno



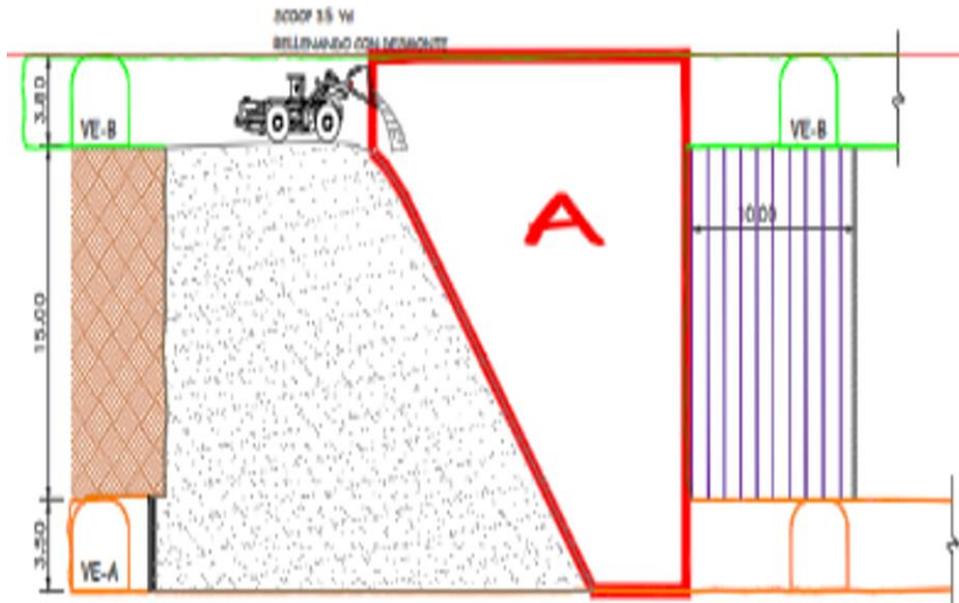
Paso 7. Disparo del block 3 y limpieza

Gráficos N° 33: Disparo del block 3 y limpieza



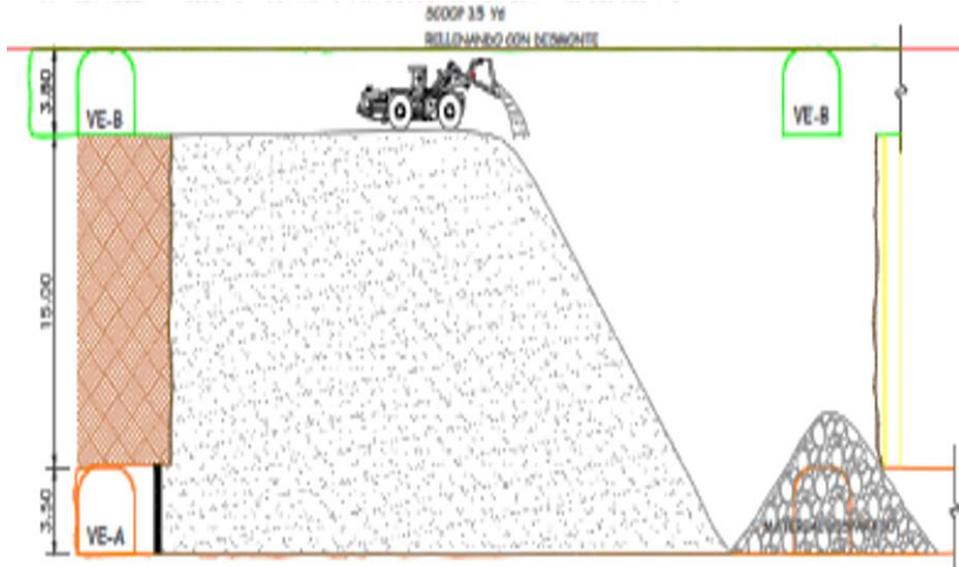
Paso 8. Tajeo en relleno

Gráficos N° 34: Tajeo en relleno



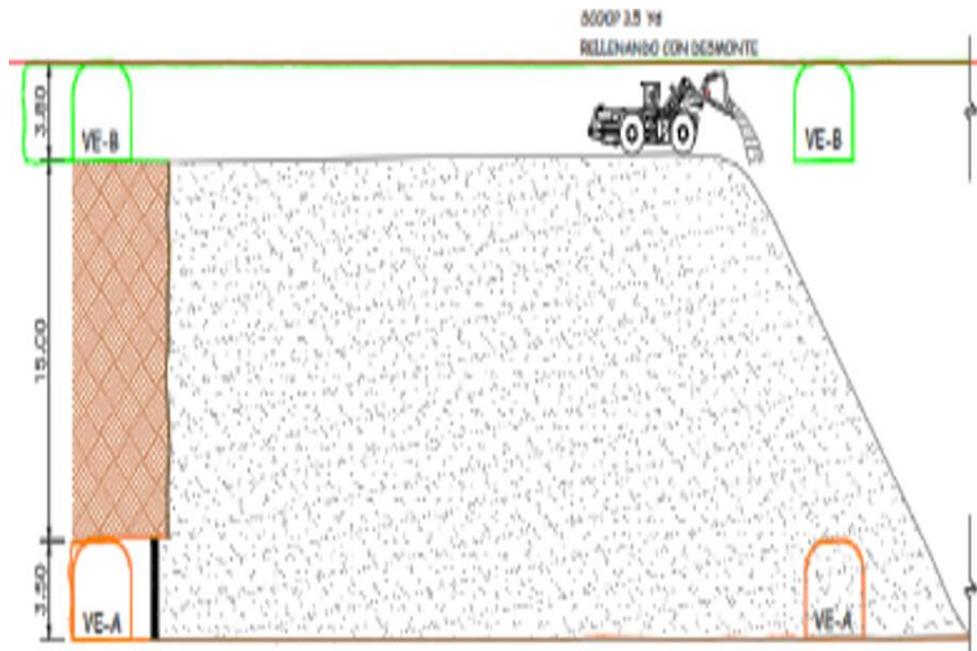
Paso 9. Limpieza y relleno, continua la secuencia en el panel siguiente

Gráficos N° 35: Limpieza y relleno, continua la secuencia en el panel siguiente



Paso 10. Relleno total del primer panel, continua la perforación y disparo

Gráficos N° 36: Relleno total del primer panel, continua la perforación y disparo



4.3.4. Parámetros de voladuras y malla de perforación con jumbo

a. Parámetros de voladura Sección 4.00 x 4.00 m – horizontal

Cuadro N° 9: Parámetros de voladura Sección 4.00 x 4.00 m – horizontal

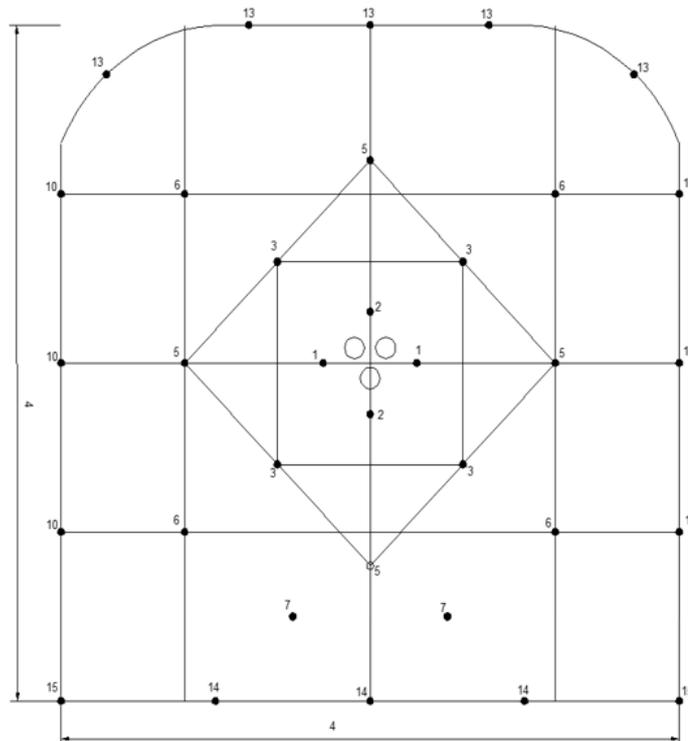
MALLA DE PERFORACION (4.0x4.0) Y FACTOR DE CARGUIO (ANFO)									
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cartuchos/Taladro	Explosivos				Accesorios		
			Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Carmex	Mecha rapida
ALIVIOS (RIMADO)	3								
ARRANQUE	4	1	0	4	16.22	25.00	4	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	1	0	4	16.22		4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	1	0	4	14.60		4		
AYUDA CUADRADORES	4	1	0	4	11.36		4		
CUADRADORES	6	1	0	6	17.03		6		
AYUDA CORONA	2	1	0	2	0.00		2		
CORONAS	5	9	45	0	0.00		5		
ARRASTRES	5	13	0	65			5		
TOTAL DE TALADROS	37		45.00	89.00	75.43	25.00	34.00	2.00	0.20

Cantidad de explosivo (Kg)	97.79
----------------------------	-------

Factor por metro	32.60	Kg/mt
Factor de carga	2.66	Kg/m3

Malla de perforación 4.0 m x 4.0 m

Gráficos N° 37: Malla de perforación 4.0 m x 4.0 m



b. Parámetros Sección 3.50 x 3.50 m – horizontal

Cuadro N° 10: Parámetros Sección 3.50 x 3.50 m – horizontal

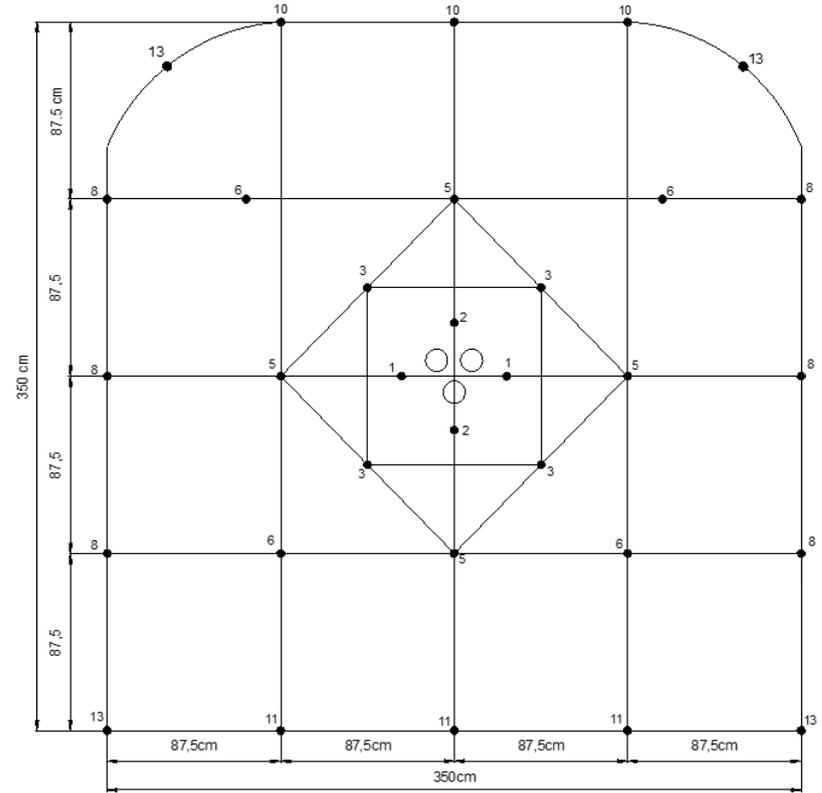
MALLA DE PERFORACION (3.5X3.5) Y FACTOR DE CARGUIO (ANFO)										
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cargui	Cartuchos/Taladro	Explosivos				Accesorios		
				Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Carmex	Mecha rápida
ARRANQUE (3 de alivo)	4	100%	1	0	4	16.22	25.00	4	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	100%	1	0	4	16.22		4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	90%	1	0	4	14.60		4		
AYUDA CUADRADORES	4	70%	1	0	4	11.36		4		
CUADRADORES	6	60%	1	0	6	14.60		4		
CORONAS	5	50%	8	40	0	0.00		5		
ARRASTRES	5		13	0	65			4		
TOTAL DE TALADROS	32			40.00	87.00	73.00		25.00		

Cantidad de explosivo (Kg) 94.28

Factor por metro lineal	31.43	Kg/mt
Factor de carga	2.57	Kg/m3

Malla de perforación 3.50 m x 3.50 m

Gráficos N° 38: Malla de perforación 3.50 m x 3.50 m



c. Parámetros Sección 3.00 x 3.00 m – horizontal

Cuadro N° 11: Parámetros Sección 3.00 x 3.00 m – horizontal

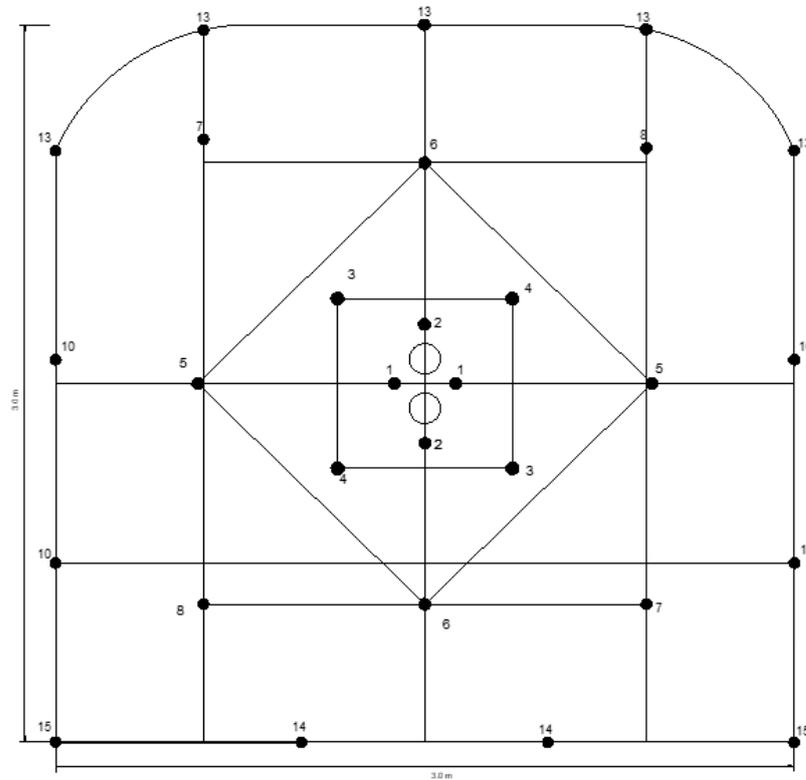
Malla de perforación 3.00 m x 3.00 m

MALLA DE PERFORACION (3.0x3.0) Y FACTOR DE CARGUIO (ANFO)									
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cartuchos/ Taladro	Explosivos				Accesorios		
			Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Carmex	Mecha rapida
ARRANQUE (2 de alivio)	4	1	0	4	16.22	25.00	4	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	1	0	4	16.22		4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	1	0	4	14.60		4		
AYUDA CUADRADORES	2	1	0	2	5.68		4		
CUADRADORES	4	1	0	4	9.73		6		
AYUDA CORONA	2	1	0	2	0.00		2		
CORONAS	5	8	40	0	0.00		5		
AYUDA ARRASTRE		1	0	0	0.00		2		
ARRASTRES	4	13	0	52			5		
TOTAL DE TALADROS	29		40.00	72.00	62.46		25.00		

Cantidad de explosivo 81.06

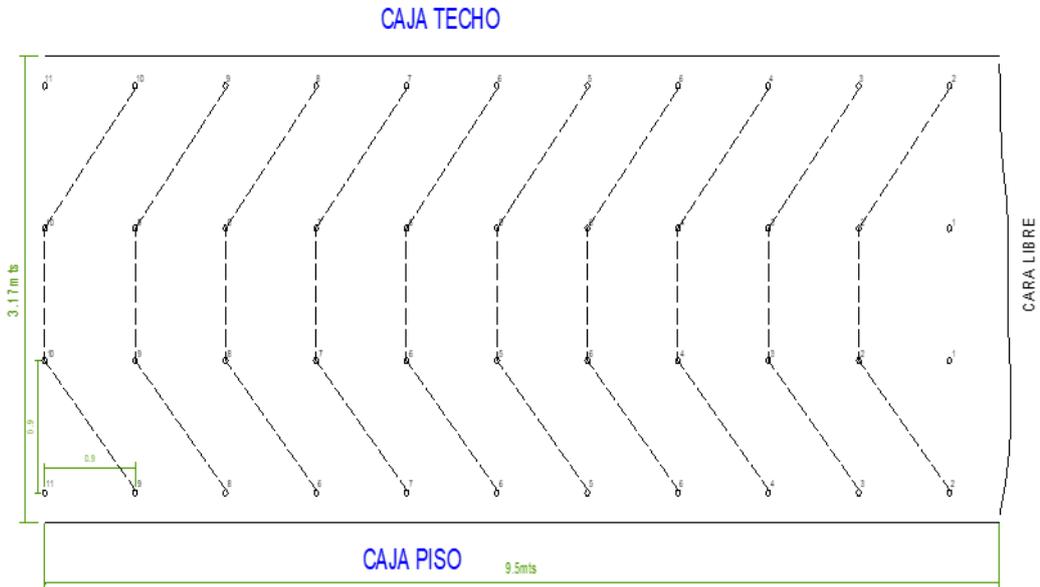
Factor por metro lineal 27.02 Kg/mt
Factor de carga 3.00 Kg/m³

Gráficos N° 39: Malla de perforación 3.00 m x 3.00 m



d. Rotura de mineral mecanizado

Gráficos N° 40: Rotura de mineral mecanizado



Consumo de explosivos y factor de potencia con jumbo

Cuadro N° 12: Consumo de explosivos y factor de potencia con jumbo

DISTRIBUCION DE TALADROS	N° TAL PERF.	N° TAL CARGADOS	N° TAL CARGADOS TECHO	Kg Tal. (01%)	Kg Tal. (65%)	EXPLOSIVOS				ACCESORIO			
						Anfo (Kg)	Emulx 65% 11/8"x8"	Emulx 80% 11/4"x8"	Pentacord (mts)	Fanel MS (4.8mts)	Fanel LP (4.8mts)	Carmex (und)	Mecha Rapida (mts)
TAL PRODUCCIÓN	44	33	11	2.7	3.1	124.8	11	33	-	44	-	02	0.2
TOTAL	44	33				125	11	33	25	44	0	2	0.2

FACTOR DE POTENCIA **0.41** KG/Tn

4.3.5. Parámetros de voladuras y malla de perforación con Jacklog

a. Parámetros sección 3.00 x 3.00 M – Vertical con Jacklog

Cuadro N° 13: Parámetros Sección 3.00 X 3.00 M – Vertical con jackleg

MALLA DE PERFORACION (3.0x3.0) Y FACTOR DE CARGUO (ANFO)									
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cartuchos /Taladro	Explosivos				Accesorios		
			Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Carmex	Mecha rapida
ARRANQUE (3 de alivio)	3	1	0	3	5.78	25.00	3	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	1	0	4	7.71		4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	1	0	4	7.71		4		
TERCERAS AYUDAS	4	1	0	4	6.94		4		
AYUDA CUADRADORES	4	1	0	4	5.40		4		
CUADRADORES	4	1	0	4	5.40		4		
AYUDA CORONA	2	1	0	2	2.70		2		
CORONAS	5	1	0	5	5.78		5		
AYUDA ARRASTRE	2	1	0	2	2.70		2		
ARRASTRES	5	10	0	50			5		
TOTAL DE TALADROS	37		0.00	82.00	50.13	25.00	37.00	2.00	0.20

Cantidad de explosivo (Kg)

64.77

Factor por metro lineal

32.39

Kg/mt

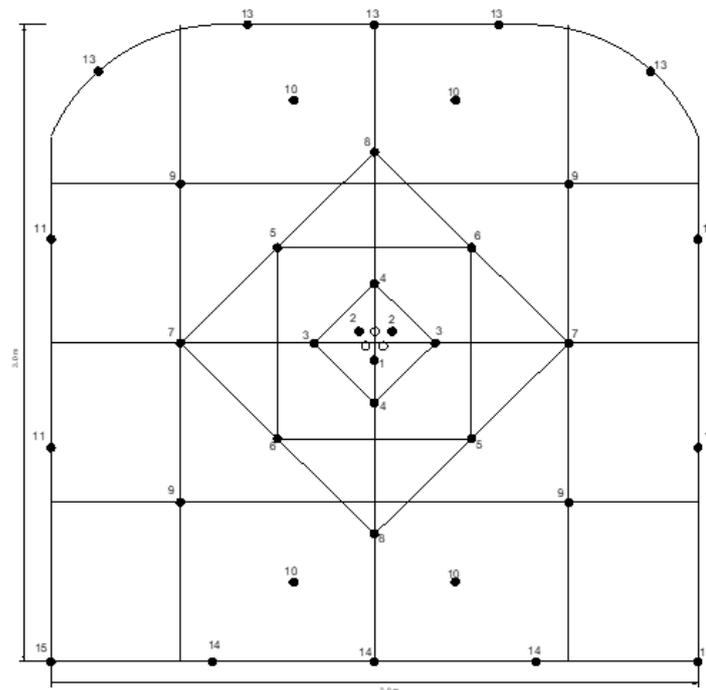
Factor de carga

3.60

Kg/m³

Malla de perforación 3.00 m x 3.00 m con jackleg

Gráficos N° 41: Malla de perforación 3.00 m x 3.00 m con jackleg



b. Parámetros Sección 1.50 X 1.50 M – Vertical con jackleg

Cuadro N° 14: Parámetros Sección 1.50 X 1.50 M – Vertical con jackleg

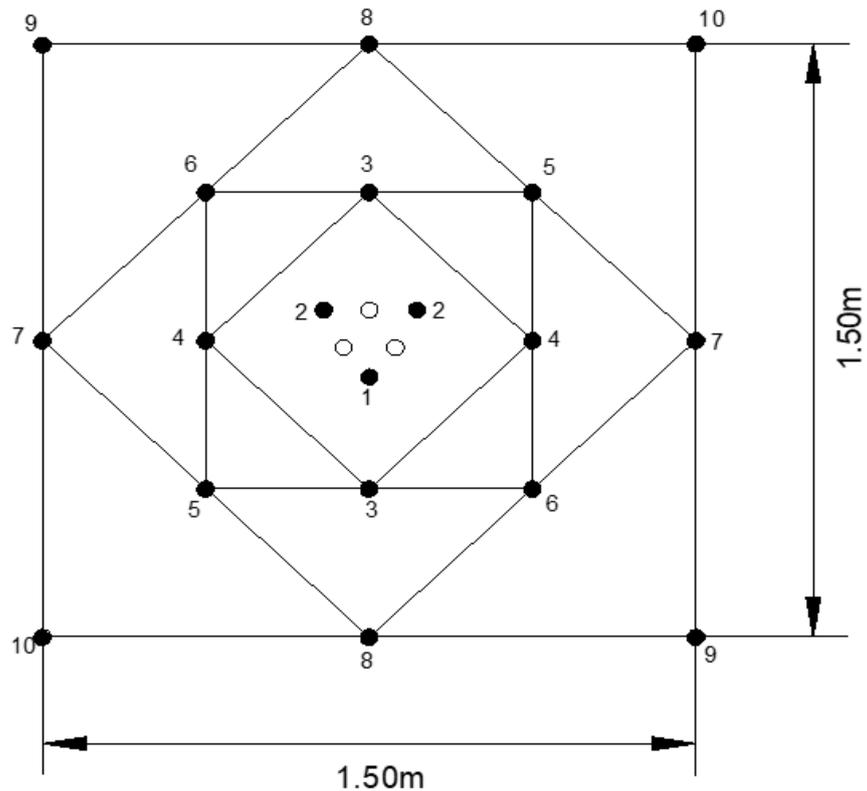
MALLA DE PERFORACION 1.5x1.5 (EMULSIÓN)									
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cartuchos/ taladro	Explosivos				Accesorios		
			Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Camex	Mecha rapida
ARRANQUE (3 de alivio)	3	7	21	0		7.00	3	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	7	28	0			4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	7	28	0			4		
TERCERAS AYUDAS	4	7	28	0			4		
CUADRADORES	4	7	28	0			4		
TOTAL DE TALADROS	19		133.00	0.00	0.00	7.00	19.00	2.00	0.20

Cantidad de explosivo (Kg) 19.11

Factor por metro lineal	12.74	Kg/mt
Factor de carga	5.66	Kg/m ³

Malla de perforación 1.50 m x 1.50 m, con jackleg

Gráficos N° 42: Malla de perforación 1.50 m x 1.50 m, con jackleg



c. Parámetros Sección 2.10 X 2.10 M – Horizontal con jackleg

Cuadro N° 15: Parámetros Sección 2.10 X 2.10 M – Horizontal con jackleg

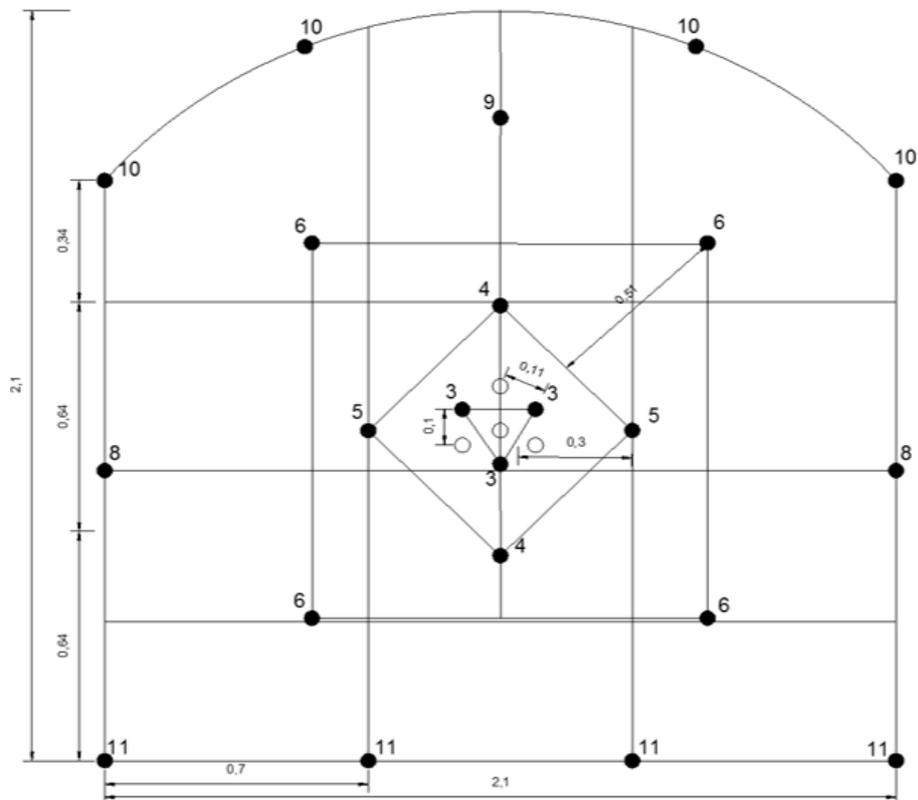
Malla de perforación 2.10 m x 2.10 m, con jackleg

MALLA DE PERFORACION (2.1x2.1) Y FACTOR DE CARGUIO (ANFO)									
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cartuchos/ Taladro	Explosivos				Accesorios		
			Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Carmex	Mecha rapida
ARRANQUE (4 de alivio)	3	1	0	3	5.78	15.00	3	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	1	0	4	7.71		4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	1	0	4	6.94		4		
CUADRADORES	2	1	0	2	2.31		2		
AYUDA CORONA	1	1	0	1	1.35		1		
CORONAS	4	1	0	4	3.86		4		
ARRASTRES	4	1	0	4	7.71		4		
TOTAL DE TALADROS	22		0.00	22.00	35.67		15.00		

Cantidad de explosivo
(Kg) 39.60

Factor por metro lineal	19.80	Kg/mt
Factor de carga	4.49	Kg/m ³

Gráficos N° 43: Malla de perforación 2.10 m x 2.10 m, con jackleg



a. Parámetros Sección 2.40 X 2.40 M – Horizontal con jackleg

Cuadro N° 16: Parámetros Sección 2.40 X 2.40 M – Horizontal con jackleg

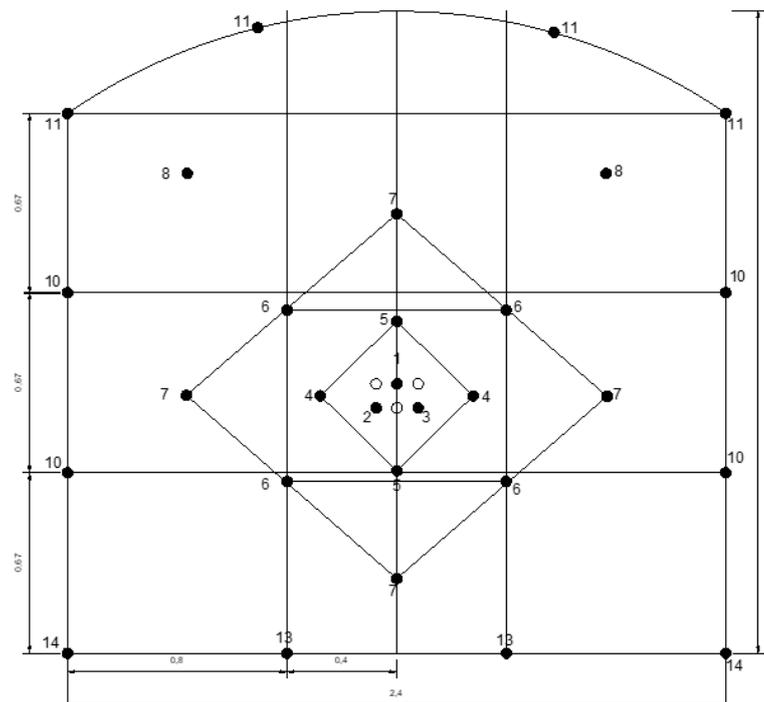
b. Malla de perforación 2.40 m x 2.40 m, con jackleg

MALLA DE PERFORACION (2.4x2.4) Y FACTOR DE CARGUIO (ANFO)									
DISTRIBUCION DE TALADROS	N° taladros	Cartuchos/Taladro	Explosivos				Accesorios		
			Emulex 65 11/8"X8"	Emulex 80 11/4"X8"	Anfo	Pentacord	Fanel	Carmex	Mecha rapida
ARRANQUE (3 de alivo)	3	1	0	3	5.78	25.00	3	2	0.2
PRIMERAS AYUDAS	4	1	0	4	7.71		4		
SEGUNDAS AYUDAS	4	1	0	4	6.94		4		
TERCERAS AYUDAS	4	1	0	4	5.40		4		
CUADRADORES	4	1	0	4	4.63		4		
AYUDA CORONA	2	1	0	2	2.70		2		
CORONAS	4	1	0	4	3.86		4		
ARRASTRES	4	10	0	40			4		
TOTAL DE TALADROS	29		0.00	65.00	37.02		29.00		

Cantidad de explosivo (Kg)	48.62
----------------------------	-------

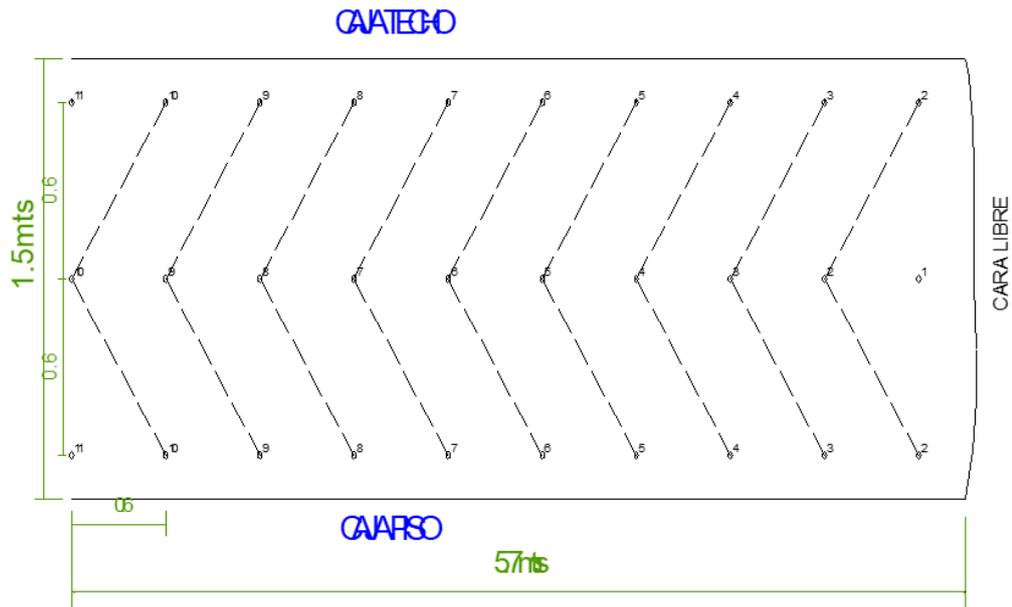
Factor por metro lineal	24.31	Kg/mt
Factor de carga	4.22	Kg/m3

Gráficos N° 44: Malla de perforación 2.40 m x 2.40 m, con jackleg



Rotura Mineral Jack Leg.

Gráficos N° 45: Rotura Mineral Jack Leg.



Cuadro N° 17: Consumo de explosivos y factor de potencia con jack leg

DISTRIBUCION DE TALADROS	N° TAL. PERF.	N° TAL. CARGADOS	N° TAL. CARGADOS TECHO	Kg/Tal. (80%)	Kg/Tal. (65%)	EXPLOSIVOS				ACCESORIO			
						Anfo (Kg)	Emulex 65% 11/8"x8"	Emulex 80% 11/4"x8"	Pentacord (mts)	Fanel MS (4.8mts)	Fanel LP (4.8mts)	Carmex (und)	Mecha Rapida (mts)
TAL PRODUCCIÓN	30	20	10	1.0	1.1	31.6	10	20	25	44	-	02	0.2
TOTAL	30	20				32	10	20	25	44	0	2	0.2

FACTOR DE POTENCIA **0.71 KG/Tn**

4.3.6. Procedimiento: Perforación y voladura:

Limpiar bien el taladro con cucharilla y/o soplete

La superficie de la punta del atacador debe ser lisa, convexa y de mayor diámetro.

El cebado debe ser centrado no introducir el fulminante hasta la mitad del cartucho.

Colocar los cartuchos uno detrás de otro hasta que se peguen o se unan entre ellas y atacar cada levemente cada dos o tres cartuchos y confinar todos los cartuchos al final, para que exista continuidad de carga.

Para facilitar el acoplamiento entre cartuchos se puede hacer uno ó dos orificios en el cartucho para que acople al cartucho que le sigue.

Usar tacos de arcilla en todos los taladros para disminuir las vibraciones por golpe de aire.

El cebo debe introducirse al fondo del taladro en dirección a la boca del taladro.

En taladros sobre cabeza cada dos cartuchos de emulsión picar 2 huecos cortos para que al momento de introducir los cartuchos éste se adhiera al taladro se confine y acople.

No tarjar los cartuchos.

Al momento de atacar el explosivo no es necesario reventar el plástico, solamente acoplar y atacar al final.

Paralelismo y distancia adecuada es importante para evitar el efecto de presión de muerte o congelamiento (C.M. Lincuna S.A., 2018).

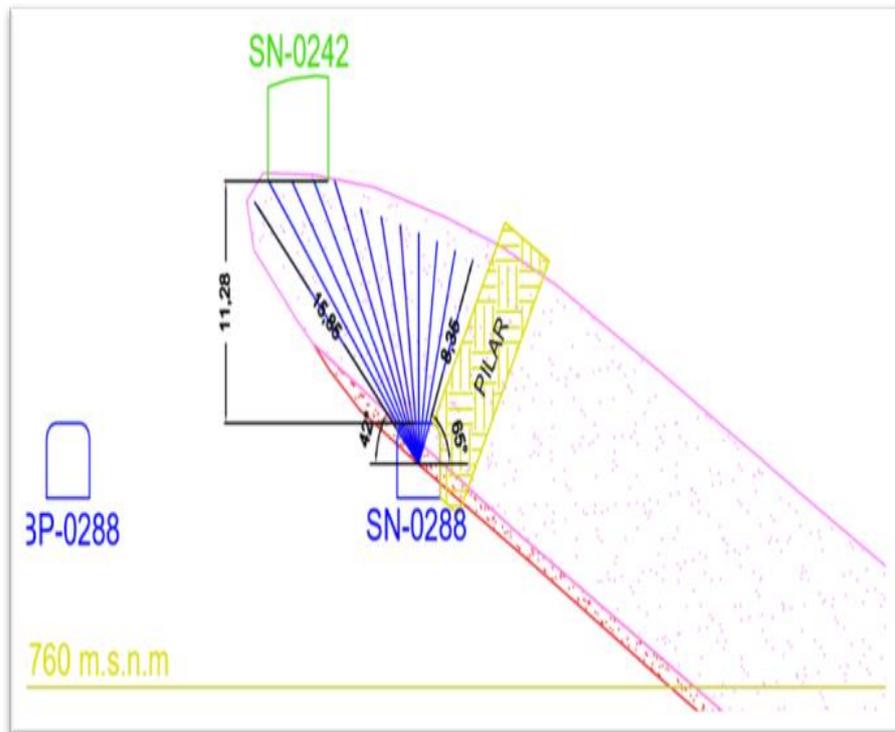
$$\text{N}^\circ \text{ de taladros perf } x \text{ corte} = \frac{(\text{ancho de corte} * \text{longitud de corte})}{(\text{Burden} * \text{espaciamiento})}$$

$$\text{Pies perforados } x \text{ corte} = (\text{N}^\circ \text{ de tal perf. } x \text{ corte}) * (\text{Longitud barreno})$$

$$\text{Longitud de perforación} = (\text{pies perforados}) * (\text{eficiencia de perf.})$$

$$\text{Long. avance} - \text{long. corte} = (\text{longitud de perforación}) * (\text{Ef. voladura})$$

Gráficos N° 46: Malla de perforación sub level stoping



4.3.7. Procedimiento de perforación método sub level stoping

Cuadro N° 18: Parámetros de perforación método sub level stoping

parámetros de perforación sub level stoping		
Densidad de mineral	tn/m ³	3.00
Dureza de mineral	tn/m ³	medio
altura de techo	m	4.00
Ancho de la labor	m	13.00
Tipo de perforación		vertical
Diámetro de taladro	mm	64
Perforadora		DL 2710
Burden	m	1.50
Espaciamiento	m	1.50
Longitud de barra	pies	4.00
Longitud de barra	m	1.2

4.3.8. Requerimiento de explosivos - 2020

Cuadro N° 19: Tabla de Resumen Requerimiento de Explosivos

Mes	Emulex 65 1" 1/8 x 8"	Emulex 80 1" 1/4 x 8"	ANFO	Fanel MS 4.8	Fanel LP(4,8 m)	Cordon Detonante	Carmex	Mecha rapida	Fanel MS (15 m)	649
	0"	0"	Mininel	M	ml	ml	ml	ml	ml	
Produccion	32.480	115.971	469.652	-	81.199	-	69.280	6.295	4.619	34.772
⇒ CARIDAD	4.313	21.808	95.415	-	10.782	-	13.048	1.862	870	11.026
Enero	516	1.495	5.041	-	1.291	-	1.060	89	71	204
Febrero	564	1.613	5.396	-	1.409	-	1.149	95	77	204
Marzo	629	1.817	6.119	-	1.572	-	1.289	108	86	245
Abril	508	1.773	6.692	-	1.269	-	1.179	124	79	504
Mayo	342	1.810	8.025	-	856	-	1.071	157	71	954
Junio	205	1.590	7.700	-	514	-	870	155	58	1.077
Julio	221	1.657	7.974	-	553	-	912	160	61	1.104
Agosto	211	1.890	9.376	-	527	-	1.008	190	67	1.363
Setiembre	105	1.831	9.756	-	263	-	903	201	60	1.567
Octubre	337	2.110	9.779	-	843	-	1.202	194	80	1.268
Noviembre	337	2.110	9.779	-	843	-	1.202	194	80	1.268
Diciembre	337	2.110	9.779	-	843	-	1.202	194	80	1.268
⇒ COTURCAN	22.199	69.766	264.430	-	55.498	-	43.678	3.323	2.912	14.269
Enero	1.307	4.279	16.747	-	3.268	-	2.597	202	173	1.012
Febrero	1.447	4.682	18.159	-	3.617	-	2.866	222	191	1.065
Marzo	1.623	5.123	19.494	-	4.059	-	3.197	244	213	1.065
Abril	1.827	5.632	21.009	-	4.567	-	3.578	269	239	1.065
Mayo	1.939	5.912	21.851	-	4.847	-	3.789	283	253	1.065
Junio	1.728	5.385	20.270	-	4.321	-	3.394	257	226	1.065
Julio	2.022	6.120	22.475	-	5.055	-	3.945	294	263	1.065
Agosto	2.116	6.356	23.182	-	5.291	-	4.122	305	275	1.065
Setiembre	2.079	6.209	22.535	-	5.197	-	4.044	299	270	1.012
Octubre	1.903	6.355	25.236	-	4.758	-	3.798	299	253	1.597
Noviembre	1.826	6.162	24.656	-	4.564	-	3.653	290	244	1.597
Diciembre	2.382	7.551	28.825	-	5.954	-	4.695	359	313	1.597
⇒ HERCULES	5.968	24.397	109.808	-	14.920	-	12.555	1.110	837	9.477
Enero	290	1.629	8.385	-	724	-	674	71	45	905
Febrero	385	1.813	8.731	-	961	-	844	81	56	852
Marzo	611	2.166	8.968	-	1.528	-	1.238	101	83	639
Abril	579	2.087	8.731	-	1.449	-	1.178	97	79	639
Mayo	606	2.153	8.928	-	1.514	-	1.228	100	82	639
Junio	632	2.006	7.664	-	1.580	-	1.246	95	83	426
Julio	664	2.085	7.901	-	1.659	-	1.306	99	87	426
Agosto	458	1.998	9.284	-	1.146	-	982	90	65	852
Setiembre	395	1.893	9.175	-	988	-	871	84	58	905
Octubre	400	2.066	10.311	-	1.001	-	904	91	60	1.065
Noviembre	369	1.987	10.074	-	922	-	845	87	56	1.065
Diciembre	579	2.513	11.654	-	1.449	-	1.240	113	83	1.065
Total general	32.480	115.971	469.652	-	81.199	-	69.280	6.295	4.619	34.772

Cuadro N° 20: Tabla de Requerimiento de Explosivos – Producción

Cuadro N° 21: Tabla de Requerimiento de Explosivos – Avances

	Emulex 65 1" 1/8x 8"	Emulex 80 1" 1/4x 8"	ANFO	Mininél	Fanel MS4.8 M	Fanel IP (4,8 m)	Cordon Detonante	Camex	Mecha rapida	Fanel MS (15 m)	Detonador eléctrico
F Avance	592.701	1438.658	524.674	12.462	54.460	257605	223.185	61.168	18.867	-	649
CARDAD	200.972	484.822	188.208	9.639	18.453	87438	77.918	21.192	6.846	-	217
Enero	15.235	33.634	14.577	743	1.325	6475	5.830	1.608	504	-	-
Febrero	16.245	35.165	15.332	722	1.413	6.818	6.187	1.708	531	-	-
Marzo	18.323	40.447	17.284	934	1.593	7.686	7.028	1.937	609	-	-
Abril	18.380	37.830	17.418	510	1.598	7.743	6.872	1.907	575	-	-
Mayo	18.236	41.363	17.287	1.083	1.586	7.685	7.058	1.940	619	-	-
Junio	19.361	42.678	18.270	977	1.684	8.124	7.422	2.046	643	-	-
Julio	20.631	44.781	19.221	977	1.794	8.556	7.882	2.174	679	-	-
Agosto	16.447	36.740	15.332	934	1.430	6.825	6.348	1.746	555	-	-
Septiembre	18.121	49.786	16.732	594	1.834	8431	7.101	1.888	632	-	58
Octubre	13.013	50.716	11.963	510	1.620	7.177	5.470	1.363	528	-	109
Noviembre	12.840	40.848	11.805	934	1.347	6.130	5.297	1.380	501	-	51
Diciembre	14.139	30.634	12.987	722	1.229	5.788	5.423	1.485	470	-	-
COTURCAN	247.861	555.325	221.689	-	22.922	107466	91.325	25.145	7.488	-	304
Enero	20.285	51.422	18.404	-	1.994	9351	7.605	2.058	639	-	51
Febrero	18.669	48.134	16.886	-	1.853	8.654	7.020	1.894	592	-	51
Marzo	19.650	49.275	17.570	-	1.927	8933	7.362	1.993	618	-	49
Abril	21.785	53.797	19.288	-	2.124	9.776	8.149	2.210	683	-	51
Mayo	22.478	55.253	19.975	-	2.185	10.091	8.400	2.280	703	-	51
Junio	18.871	48.453	17.025	-	1.871	8.711	7.093	1.914	598	-	51
Julio	19.910	39.389	17.818	-	1.731	8.221	7.214	2.020	577	-	-
Agosto	22.218	43.985	19.924	-	1.932	9.192	8.050	2.254	644	-	-
Septiembre	22.507	44.193	19.902	-	1.957	9.192	8.155	2.283	652	-	-
Octubre	21.958	43.477	19.696	-	1.909	9.086	7.956	2.228	636	-	-
Noviembre	20.342	40.342	18.297	-	1.769	8439	7.370	2.064	590	-	-
Diciembre	19.188	37.627	16.929	-	1.669	7820	6.952	1.947	556	-	-
HERCULES	143.889	398.510	114.774	2.824	13.085	62702	53.942	14.891	4.533	-	128
Enero	11.946	29.668	9.728	-	1.039	5.122	4.328	1.212	346	-	-
Febrero	11.109	32.946	8.917	849	966	4.700	4.379	1.198	393	-	-
Marzo	13.417	33.076	10.808	-	1.167	5.696	4.861	1.361	389	-	-
Abril	12.811	34.880	10.206	531	1.114	5.383	4.863	1.344	416	-	-
Mayo	12.407	30.185	9.792	-	1.079	5.169	4.485	1.259	360	-	-
Junio	12.581	32.579	9.874	318	1.094	5.214	4.691	1.303	391	-	-
Julio	11.715	31.189	9.330	382	1.019	4.921	4.404	1.220	371	-	-
Agosto	11.571	28.601	9.357	-	1.006	4.930	4.192	1.174	335	-	-
Septiembre	12.263	33.137	9.923	425	1.066	5.227	4.620	1.279	391	-	-
Octubre	12.407	37.985	9.896	318	1.194	5.653	4.756	1.285	412	-	26
Noviembre	11.253	38.257	8.838	-	1.209	5.536	4.333	1.142	377	-	51
Diciembre	10.388	36.049	8.105	-	1.133	5.151	4.019	1.054	352	-	51
Total general	592.701	1438.658	524.674	12.462	54.460	257605	223.185	61.168	18.867	-	649

4.3.9. Limpieza de mineral

Para la Limpieza de labores de mineral y desmonte se emplearán equipos diesel (minería trackless) que permitirán alcanzar una mayor productividad en el desarrollo de las actividades mineras, en este caso la CML S.A. contará con equipos de las siguientes capacidades: 08 Scoops Caterpillar R1300G de 4,2 yd³, 01 Scoop LH-310 de 4,2 yd³, 02 Scoops Wagner 2,2 yd³, 02 Scoop Wagner 3,5 yd³ y 01 Scoop Yarvis 01 yd³. Siendo así estos equipos sirven para poder realizar la limpieza del frente mismo donde se realizó la voladura, para luego realizar la acumulación o el carguío directo hacia los volquetes para la extracción del material de caja (desmonte) o de mineral (C.M. Lincuna S.A., 2018).

4.3.9.1. Selección del equipo de Limpieza

La selección del equipo adecuado debe considerar la potencia requerida que deberá tener el motor a nivel del mar, para comparar con la potencia efectiva que este motor obtiene con ayuda de dispositivos como el tubo cargador (dispositivo de compensador de altura) a una cota determinada.

Una deficiente selección traería como consecuencia un motor sobrecargado, velocidad de desplazamiento anormal, producción de mucho humo y gases, calentamiento anormal del motor, etc (C.M. Lincuna S.A., 2018).

Gráficos N° 47: Equipo de limpieza



4.3.9.2. Parámetros para el cálculo de limpieza:

Para encontrar la mayor productividad del equipo se debe tomar en consideración los siguientes parámetros:

- Sistema de carga sea el más económico que garantice la máxima velocidad de avance Velocidad necesaria de avance de la labor, Este parámetro es muy importante, así como su relación con otros
- Producción a cargar, capacidad de acarreo requerido
- Tipo de material a cargar. Es importante no solo conocer el tamaño del material a cargar, sino también otras propiedades como su densidad, dureza, abrasión y esponjamiento
- Frentes, curvas, intercepciones, características del área de descarga, del punto de carga, visibilidad, húmeda
- Distancia de acarreo (tramo recto, longitud, gradiente)
- Utilización del equipo
- Sección de la labor, de manera que permita que el equipo pueda funcionar con holgura
- Sistema principal de transporte en la mina y organización del mismo
- Factores económicos, que incluyen desde el costo de la tonelada excavada y cargada a otros factores económicos, capital disponible, amortización, etc.
- La limpieza de los frentes de avance se efectuará en dos etapas:

El material producto de la voladura de los frentes se limpiará con el Scoop y será acumulado en las cámaras de carguío y/o acumulación los que están ubicados cada 200 metros del tope de la labor. En la segunda etapa el Scoop procederá a cargar el material de las cámaras

de carguío a los volquetes o camión de bajo perfil para ser evacuados hasta la bocamina (C.M. Lincuna S.A., 2018).

A continuación, se muestra cuadros a detalle de la eficiencia de equipos.

Cuadro N° 22: Eficiencia de scoop de 4.2 yds

EFICIENCIA DE SCOOP DE 4.2 YD3																				
ESPONJAMIENTO 60% Y DENSIDAD DE 3 TM / M3																				
CATR 1300																				
SCOOP DE 4.2 YD3																				
Velocidad Promedio Cargado (m/H)	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	
Velocidad Promedio Vacío (m/H)	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	
Capacidad Nominal de cucharas 4.2 yds (YD3)	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20	
Factor de llenado de cuchara	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	
Capacidad efectiva Cuchara 4.2 yds (m3)	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	2.73	
Densidad Promedio (Des monte / Mineral)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	
Esponjamiento	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	
Toneladas / Viaje	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	5.12	
Distancias	metros				metros				metros				metros				metros			
Distancia desde Frente a Pto de Descarga	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200
Tempos	min				min				min				min				min			
Cargado de Material (Fijo)	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
Viaje Cargado	0.12	0.24	0.36	0.48	0.60	0.72	0.84	0.96	1.08	1.20	1.32	1.44	1.56	1.68	1.80	1.92	2.04	2.16	2.28	2.40
Descarga de Mineral y Maniobra (Fijo)	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25	0.25
Viaje Egreso Vacío	0.12	0.24	0.36	0.48	0.60	0.72	0.84	0.96	1.08	1.20	1.32	1.44	1.56	1.68	1.80	1.92	2.04	2.16	2.28	2.40
Total Ciclo	1.09	1.38	1.57	1.81	2.05	2.29	2.53	2.77	3.01	3.25	3.49	3.73	3.97	4.21	4.45	4.69	4.93	5.17	5.41	5.65
Eficiencias																				
N° Minutos por Hora (15 % Tiempos Muertos)	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00
N° Viajes hora	55.05	45.11	38.22	33.15	29.27	26.20	23.72	21.66	19.93	18.45	17.19	16.09	15.11	14.25	13.48	12.79	12.17	11.61	11.09	10.62
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	281.87	251.01	195.70	169.75	149.87	134.17	121.44	110.92	102.07	94.54	88.04	82.37	77.39	72.98	69.04	65.51	62.32	59.40	56.79	54.38

Cuadro N° 23: Eficiencia de scoop de 6 yds

EFICIENCIA DE SCOOP DE 6 YD3																				
ESPONJAMIENTO 60% Y DENSIDAD DE 3 TM / M ³																				
CATR 1600																				
SCOOP DE 6 YD3																				
Velocidad Promedio Cargado (Km/H)	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0	
Velocidad Promedio Vacío (Km/H)	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	
Capacidad Nominal de cuchara 6,0 yd3 (t/d3)	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	
Factor de llenado de cuchara	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	
Capacidad efectiva Cuchara 6,0 yd3 (m3)	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	4.13	
Densidad Promedio (Desmonte / Mineral)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	
Esponjamiento	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	
Toneladas / Viaje	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	
Distancias	metros				metros				metros				metros							
Distancia desde frente a Pto de Descarga	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200
Tiempos	min				min				min				min							
Carguo de Material (Fijo)	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
Viaje Cargado	0.12	0.24	0.36	0.48	0.60	0.72	0.84	0.96	1.08	1.20	1.32	1.44	1.56	1.68	1.80	1.92	2.04	2.16	2.28	2.40
Descarga de Mineral y Maniobras (Fijo)	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40	0.40
Viaje regreso vacío	0.11	0.22	0.33	0.44	0.55	0.65	0.75	0.85	0.95	1.05	1.20	1.31	1.42	1.53	1.64	1.75	1.85	1.96	2.07	2.18
Total Ciclo	1.23	1.48	1.69	1.92	2.15	2.37	2.60	2.83	3.06	3.29	3.52	3.75	3.98	4.21	4.44	4.67	4.89	5.12	5.35	5.58
Eficiencias																				
N° Minutos por Hora (15 % Tiempos Muertos)	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00	60.00
N° Viajes hora	48.82	41.15	35.56	31.31	27.97	25.27	23.04	21.18	19.60	18.23	17.05	16.00	15.08	14.26	13.52	12.86	12.25	11.71	11.21	10.75
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	378.11	318.71	275.44	242.51	216.81	195.72	178.50	164.06	151.78	141.22	132.08	123.96	118.82	110.48	104.78	99.81	94.95	90.70	86.82	83.28

Cuadro N° 24: Eficiencias de scoop de 2.2 yds

EFICIENCIA DE SCOOP DE 2.2 YD3																				
ESPONJAMIENTO 60% Y DENSIDAD DE 3.0 TM / M ³																				
LH 203																				
SCOOP DE 2.0 YD3																				
Velocidad Promedio Cargado (Km/H)	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	
Velocidad Promedio Vacío (Km/H)	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	
Capacidad Nominal de cuchara 2.2 yd3 (t/d3)	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	2.20	
Factor de llenado de cuchara	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	
Capacidad efectiva Cuchara 2.2 yd3 (m3)	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	1.43	
Densidad Promedio (Desmonte / Mineral)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	
Esponjamiento	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	
Toneladas / Viaje	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	2.68	
Distancias	metros																			
Distancia desde frente a Pto de Descarga	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200
Tiempos	min																			
Carguo de Material (Fijo)	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90	0.90
Viaje Cargado	0.15	0.30	0.45	0.60	0.75	0.90	1.05	1.20	1.35	1.50	1.65	1.80	1.95	2.10	2.25	2.40	2.55	2.70	2.85	3.00
Descarga de Mineral y Maniobras (Fijo)	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70
Viaje regreso vacío	0.15	0.30	0.45	0.60	0.75	0.90	1.05	1.20	1.35	1.50	1.65	1.80	1.95	2.10	2.25	2.40	2.55	2.70	2.85	3.00
Total Ciclo	1.90	2.20	2.50	2.80	3.10	3.40	3.70	4.00	4.30	4.60	4.90	5.20	5.50	5.80	6.10	6.40	6.70	7.00	7.30	7.60
Eficiencias																				
N° Minutos por Hora (15 % Tiempos Muertos)	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00	50.00
N° Viajes hora	26.32	22.73	20.00	17.86	16.13	14.71	13.51	12.50	11.63	10.87	10.20	9.62	9.09	8.62	8.20	7.81	7.46	7.14	6.85	6.58
Eficiencia Horaria (Ton / Hora)	70.59	60.96	53.65	47.90	43.26	39.45	36.25	33.53	31.19	29.16	27.37	25.79	24.38	23.12	21.99	20.96	20.02	19.16	18.37	17.65

4.3.10. Disponibilidad mecánica

$$DM = (h.p. - (M + R)) * 100 / (h.p. - M)$$

Donde

“DM = Disponibilidad Mecánica (%)

h.p. = Horas Programadas para el trabajo del equipo = 12

M = Mantenimiento o Tiempo de Reajuste General del Equipo = 0.2

R = Reparación o tiempo de reparaciones en general mecánica y eléctrico = 0.8

DM = 92 %” (C.M. Lincuna S.A., 2018)

4.3.11. Utilización efectiva

$$UE = (h.p. - (S + r + M + R)) * 100 / (h.p. - (S + r)$$

Dónde:

“UE = Porcentaje de Utilización Efectiva Durante las Horas Programadas.

S = Servicios (Tiempos de carguío de combustible, agua, demoras y otros) = 0.5

r = Refrigerio = 1.0

M = Mantenimiento = 0.5

R = Reparación = 0.0

UE = 95.24%” (C.M. Lincuna S.A., 2018)

Cuadro N° 25: Disponibilidad mecánica

	4.2 yd3	6.0 yd3
UE en %	95,24	95,24
DIM en %	92,00	92,00

4.3.12. Horas efectivas mensuales

Cuadro N° 26: Horas efectivas mensuales

$$HEM = HP * UE / 100 * DIM / 100$$

Cat 4.2 yd3	Cat 6.0yd3
335 hrs	365s

4.3.13. Transporte de mineral

Para el transporte de mineral, “se cuenta con equipos de 15m3 recortados a 12m3 debido a la sección que se cuenta en interior mina, se está solicitando equipos de Astra de 25m3 para llevar mineral de superficie-Hércules a Planta concentradora” (C.M. Lincuna S.A., 2018).

Cuadro N° 27: Distancia de transporte de mineral

Zona	Distancia	Rendimiento
	<u>Int. Mina-Planta</u> (Km)	<u>(Tn/Hr)</u>
Hércules	12.55	11.25
<u>Coturcan</u>	7.34	16.98
<u>Coturcan Alto – caridad</u>	4.8	21.79

“Para tener una buena eficiencia y rendimiento en cuanto a la extracción de mineral mediante volquetes, se debe tener en cuenta las características para este tipo de transporte que se detallan a continuación:

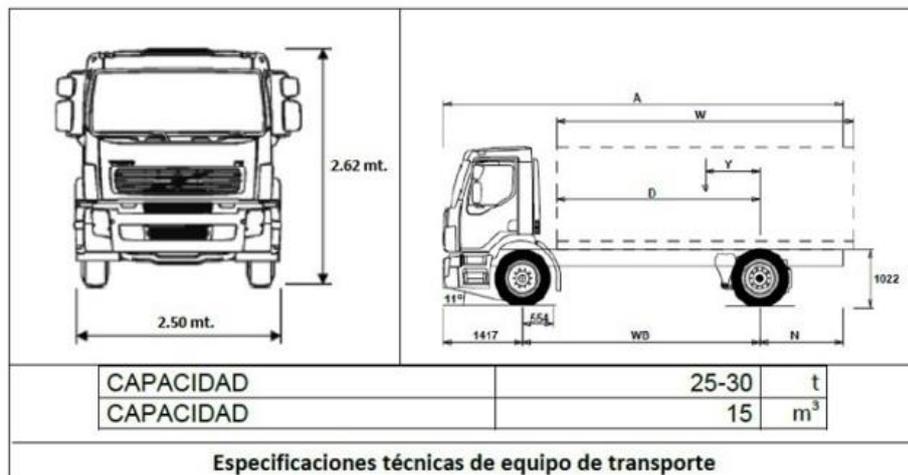
Vías en buen estado de mantenimiento, para minimizar el costo por las llantas y optimizar los tiempos de transporte.

Cámaras de carguío tanto para el mineral como para el desmante, que tengan una ubicación estratégica.

Pendientes no mayores a +/- 12%,

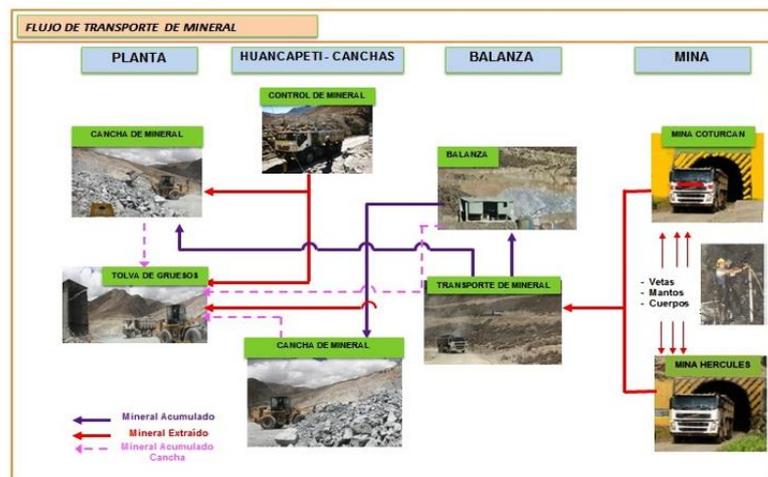
Capacidad de carga por cada volquete (C.M. Lincuna S.A., 2018).

Gráficos N° 48: Especificaciones técnicas de equipo de transporte



4.3.14. Sistema de extracción de mineral

Gráficos N° 49: Flujo de transporte de mineral



4.3.15. Requerimiento de volquetes por zonas:

En el siguiente cuadro se presenta el requerimiento de volquetes sin considerar los equipos de stand by.

Cuadro N° 28: Requerimiento de volquetes

RESUMEN DE DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA-VOLQUETES MINERAL – DESMONTE

Considerando las Cámaras de carguío de mayor distancia en las 4 zonas de extracción.

ZONA	MATERIAL	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SETIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE
HERCULES	Mineral	2.00	4.00	5.00	4.00	3.00	2.00	3.00	2.00	3.00	4.00	4.00	5.00
	Desmonte	0.00	1.00	1.00	1.00	2.00	3.00	1.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00
SANSON	Mineral	0.00	0.00	0.00	2.00	2.00	2.00	1.00	1.00	1.00	2.00	1.00	2.00
	Desmonte	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
COTURCAN	Mineral	4.00	3.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	5.00	5.00	5.00	6.00	7.00
	Desmonte	0.00	1.00	1.00	1.00	1.00	2.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
CARIDAD	Mineral	1.00	1.00	1.00	1.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	1.00	2.00
	Desmonte	0.00	0.00	0.00	0.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
TOTAL Numero Volquetes x gdia		7.00	10.00	12.00	13.00	15.00	16.00	13.00	14.00	15.00	16.00	16.00	20.00

4.4. Discusión de resultados

La Empresa Minera Lincuna S. A. al reiniciar sus actividades mineras en sus unidades de Coturcan, Hércules, Caridad; va a poner operativos sus labores, para lo cual habrá necesidad de realizar trabajos de rehabilitación.

Mediante la presente investigación hacemos una propuesta de minado, tomando como base el tajeo Tj 0288 de la unidad Hércules. Partiendo del análisis geomecánico para luego tratar todo lo referente al minado.

Se realizó el siguiente análisis:

Referente a la geomecánica de la labor Tj 088 zona Hércules, vemos que el macizo rocoso tiene un RMR de 55 y un GSI de 50 lo que permite una explotación con taladros largos, empleando como sostenimiento pernos Split set de 7 pies. pernos helicoidales de 10 pies, shotcrete de 2 pulgadas de espesor y relleno detrítico, trabajando con un factor de seguridad de 1.59, recomendando realizar voladuras controladas.

Teniendo en cuenta los datos de geomecánica de la labor tanto de la roca como del mineral se propone como método de explotación el sublevel stoping taladros largos lo cual se describe en el punto de resultados.

En la propuesta se considera los parámetros de avance y la malla de perforación tanto en trabajos con equipos jumbos como maquinas jackleg.

Así tenemos mallas de perforación y diseño de voladura con equipos jumbos para las secciones de 4 m x 4 m, 3.5 m x 3.5 m, 3 m x 3 m, consumo de explosivos, taladros perforados y el factor de potencia.

Para los equipos jackleg las mallas de perforación y diseño de voladura se consideraron parámetros para secciones de 3 m x 3 m, 1.5 m x 1.5 m, 2.1 m x 2.1 m, 2.4 m x 2.4 m, consumo de explosivos, taladros perforados, el factor de potencia y el factor de carga.

Se estableció el procedimiento para realizar la perforación y voladura, los cálculos para determinar el numero de taladros perforados por corte, pies perforados por corte, longitud de perforación y longitud de avance.

Se estableció los parámetros para trabajar el método de explotación sublevel stoping, el requerimiento de explosivos tanto para labores de avance como de producción en toda la mina.

Para la limpieza del mineral y desmonte se emplearán equipos diésel calculado en total 14 equipos para toda la mina, también se estableció los parámetros para seleccionar los equipos de limpieza, su disponibilidad mecánica, utilización efectiva, horas efectivas de trabajo mensual.

Se estableció el rendimiento del transporte de mineral y desmonte para cada zona así como el número de volquetes para cada zona.

CONCLUSIONES

Realizado el modelamiento geomecánico, del tajo 0288 este se muestra estable con sostenimiento de Split set de 7.0 pies, shotcrete de espesor 2 pulgadas y pernos helicoidales de 3.0 pies, factor de seguridad de 1.58 a 1.59, mantener la sección máxima de 28.m. del tajo inicial con altura de 15.0 de pilar y 6.0 m. de ancho.

Teniendo en cuenta los datos de geomecánica de la labor tanto de la roca como del mineral se propone como método de explotación el sublevel stoping taladros largos en la propuesta se considera los parámetros de avance y la malla de perforación tanto en trabajos con equipos jumbos como maquinas jackleg.

Se establecieron mallas de perforación y diseño de voladura con equipos jumbos para las secciones de 4 m x 4 m, 3.5 m x 3.5 m, 3 m x 3 m, y para los equipos jackleg las mallas de perforación y diseño de voladura se consideraron parámetros para secciones de 3 n x 3 m, 1.5 m x 1.5 m, 2.1 m x 2.1 m, 2.4 m x 2.4 m, consumo de explosivos, taladros perforados, el factor de potencia y el factor de carga.

Los parámetros para trabajar el método de explotación sublevel stoping son los siguientes: Densidad de mineral 3.00 tn/m³, Dureza de mineral medio, altura de techo 4.00 m., Ancho de la labor 13 m., Tipo de perforación vertical, Diámetro de taladro 64 mm, Perforadora Dt 2710, Burden 1.50 m., Espaciamiento 1.50 m., Longitud de barra 4 pies. Así mismo el requerimiento de explosivos tanto para producción y avance.

Se determinó para los equipos de limpieza la disponibilidad mecánica en un 92 %, la utilización efectiva para equipos de 4.2 yardas 95.24 % y para los de 6.0 yardas un 95.24 %; para el transporte del mineral y desmonte se cuenta con volquetes 15 m³ recortados a 12 m³, estableciendo un rendimiento de acuerdo a la distancia recorrida así tenemos para la zona Hercules 11.25 tn/hr, para la zona Conturcan 16.98 tn/hr y para la zona Caridad de 21.79 tn/hr.

RECOMENDACIONES

- Realizado el modelamiento geomecánico, del tajo 0288 este se muestra estable con sostenimiento de Split set de 7.0 pies, shotcrete de espesor 2 pulgadas y pernos helicoidales de 3.0 pies, factor de seguridad de 1.58 a 1.59, mantener la sección máxima de 28.m. del tajo inicial con altura de 15.0 de pilar y 6.0 m. de ancho.
- Se sugiere a ingeniería (planeamiento) hacer las evaluaciones de cambio como son la aplicación de sostenimientos con “mayor longitud y capacidad portante” a través del uso de “pernos expansivos, pernos cementados a columna completa con inyección lechada de cemento, aplicación del shotcrete en los tajos, aplicación del RS – BOLT en espacios reducidos”.
- Se debe motivar al personal para que sea más competente, siendo uno de los factores la capacitación que beneficie al personal y a la empresa.
- Para mayor estabilidad es recomendable realizar el minado respectivo, conservando los pilares proyectados desde tajo 0242 hacia el nivel inferior tajo 0288, con cámaras de entre 12 y 13.50 metros y pilares con espesores de 4.0 a 5.0 m.
- Este primer tajo, minado por taladros largos deberá ser rellenado inmediatamente para ayudar mantener estable el pilar de la segunda excavación inferior, recomendando realizar voladura controlada, para conservar los pilares.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Aguilar, D. (2020). "*Determinación del método de explotación subterránea en la concesión Minera Alta Gracia-Yonán, 2020*". [tesis de licenciamiento, Universidad Privada del Norte] Repositorio institucional Universidad Privada del Norte.
- Bautista, J. (2017). "*Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C.*". [Tesis de licenciamiento Universidad Nacional del Altiplano] repositorio institucional Universidad Nacional del Altiplano.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforacion y voladura de rocas en mineria*. Departamento de explotación de recursos minerales y obras subterráneas, Universidad Poitecnica de Madrid.
- C. M. Lincuna S. A.. (2018). Informe geomecanico de la mina Lincuna S.A.
- C.M. Lincuna S.A. (2018). Metodo de explotacion Taladros Largos TJ 0288.
- ENAEX. (s.f.). *Manual de tronadura ENAEX S.A.* ENAEX, Gerencia tecnica.
- Escalante, J. (2018). *Proyecto de incremento de la producción de 1200 tmd a 2000 tmd mediante el método Sublevel open stoping y bench & fill en la U.E.A. Contonga S.A.* [tesis de licenciamiento Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion] repositorio institucional Universidad Nacional Daniel ALcides Carrion.
- EXSA. (s.f.). *Manual practico de voladura, 4ta edicion.* exsa.
- Famesa Explosivos S.A.C. (2018). Emulsiones/Hidrigel a granel no sensibilizado SAN-G APU.
- Garcia, D. (2019). "*Selección de método de explotación y su impacto en la productividad en la mina el extraño uea Copemina - 2019*". [tesis de licenciamiento U. N. Santiago Antunez de Mayolo] repositorio institucional Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo.

- Hernandez, R. Fernandes, C.; Baptista, P. (2014). *Metodología de la investigación* (sexta edición ed.). (M. e. S.A., Ed.)
- Instituto Geológico y Minero de España. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto Geológico y Minero de España.
- Muruaga, S. (2016). *Selección de métodos de explotación para vetas angostas*. [tesis de licenciamiento, Universidad de Chile] repositorio institucional Universidad de Chile.
- Ortiz, J. (2015). *Apuntes de curso de explotación de minas*. Chile: Universidad de Chile.
- OSINERGMIN,. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. (O. S. OSINERGMIN, Ed.)
- Paz, C. (2019). “*Selección y aplicación del método de explotación por corte y relleno ascendente, para optimizar costos en la veta gino i – empresa minera MINAS ICAS S.A.C. – ICA*”. [teses de licenciamiento Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa] repositorio Institucional Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Perez, Y. (2018). “*Aplicación del método de hundimiento de bloques para la mejora de la producción en vetas oroya de Compañía Minera Casapalca S.A.*”. [tesis de licenciamiento Universidad Nacional de Huancavelica] repositorio institucional Universidad de Huancavelica.
- Rodríguez, R. (2014). *Métodos de explotación de interior*. (U. d. Cantabria, Ed.) España.
- Supo, F. (2014). *Fundamentos teóricos y procedimentales de la investigación científica en ciencias sociales*. (E. Universitario, Ed.)
- Vara, A. (2010). *¿Cómo evaluar la rigurosidad científica de las tesis doctorales?* (F. e. USMP., Ed.) Lima .

ANEXOS

Instrumentos de Recolección de Datos

Anexo A. Validación de datos

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTO DE INVESTIGACIÓN

I. Datos generales

- 1.1. **Apellidos y nombres de informante:** Mallcco Irrazabal, Fredy
- 1.2. **Grado académico:** Ingeniero Titulado en Ingeniería de Minas
- 1.3. **Cargo e Institución donde labora:** Asistente de Residencia / Tecnomin Data
Unidad San Cristobal.
- 1.4. **Título de la investigación:** "Propuesta de minado del tajó 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna S.A. Mina Hercules"
- 1.5. **Autor del instrumento:** Acuña Gómez, Miguel Ángel
- 1.6. **Nombre del instrumento:**
"Propuesta de minado del tajó 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna S.A. Mina Hercules"

II. Aspectos de validación:

INDICADORES	CRITERIOS	Deficiente 0%-20%	Regular 21% - 40%	Buena 41%-60%	Muy buena 61%-80%	Excelente 81%-100%
CLARIDAD	Está formulado con lenguaje apropiado y formulas exactas.					X
OBJETIVIDAD	Están expresadas en conductas observables, medibles					X
ACTUALIDAD	Utiliza instrumentos y métodos actuales				X	
ORGANIZACIÓN	Existe una organización lógica.					X
SUFICIENTE	Comprende a los aspectos de cantidad y calidad.					X
INTENCIONALIDAD	Es adecuado para poder determinar los aspectos del estudio.					X
CONSISTENCIA	Basado en aspectos teórico-científicos.					X
COHERENCIA	Lleva la relación cada aspecto la tabla.				X	
METODOLOGÍA	La estrategia responde al propósito de la investigación.					X
OPORTUNIDAD	Genera nuevas pautas en la investigación y construcción de teorías.					X
III. PROMEDIO DE VALIDACION: 94%						
IV. OPINION DE APLICACION: Es recomendable su aplicación del instrumento						
Cerro de Pasco 20 de Diciembre 2022	43091834				Cel. 984233333	
Lugar y Fecha	N° DNI	Firma del experto			N° CELULAR	

Miguel Ángel Acuña Gómez
CP: 173074

Anexo A.1. Validación de datos

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTO DE INVESTIGACIÓN

I. Datos generales

- 1.1. **Apellidos y nombres de informante:** Aquino Iparraguirre, Marco Agustín
- 1.2. **Grado académico:** Ingeniero Titulado en Ingeniería de Minas
- 1.3. **Cargo e Institución donde labora:** Jefe de Servicios Mina / Volcan Compañía Minera S.A.A. Unidad San Cristobal.
- 1.4. **Título de la investigación:** "Propuesta de minado del tajó 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna S.A. Mina Hercules"
- 1.5. **Autor del instrumento:** Acuña Gómez, Miguel Ángel
- 1.6. **Nombre del instrumento:**
"Propuesta de minado del tajó 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna S.A. Mina Hercules".

II. Aspectos de validación:

INDICADORES	CRITERIOS	Deficiente 0%-20%	Regular 21% - 40%	Buena 41%-60%	Muy buena 61%-80%	Excelente 81%-100%
CLARIDAD	Está formulado con lenguaje apropiado y formulas exactas.					X
OBJETIVIDAD	Están expresadas en conductas observables, medibles					X
ACTUALIDAD	Utiliza instrumentos y métodos actuales					X
ORGANIZACIÓN	Existe una organización lógica.					X
SUFICIENTE	Comprende a los aspectos de cantidad y calidad.					X
INTENCIONALIDAD	Es adecuado para poder determinar los aspectos del estudio.				X	
CONSISTENCIA	Basado en aspectos teórico-científicos.					X
COHERENCIA	Lleva la relación cada aspecto la tabla.				X	
METODOLOGÍA	La estrategia responde al propósito de la investigación.					X
OPORTUNIDAD	Genera nuevas pautas en la investigación y construcción de teorías.					X
III. PROMEDIO DE VALIDACION: 96%						
IV. OPINION DE APLICACION: Es factible la aplicación del instrumento para recolectar información para la tesis.						
San Cristobal, 22 de Diciembre 2022	19963787				Cel. 989587762	
Lugar y Fecha	N° DNI	Firma del experto			N° CELULAR	

Anexo A.2. Validación de datos

FICHA DE VALIDACIÓN DE INSTRUMENTO DE INVESTIGACIÓN

I. Datos generales

- 1.1. **Apellidos y nombres de informante:** Arias Mendoza, Esteban Enrique
- 1.2. **Grado académico:** Ingeniero Titulado en Ingeniería de Minas
- 1.3. **Cargo e Institución donde labora:** Jefe de Ventilación / Volcan Compañía Minera S.A.A. Unidad San Cristobal.
- 1.4. **Título de la investigación:** "Propuesta de minado del tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna S.A. Mina Hercules"
- 1.5. **Autor del instrumento:** Acuña Gómez, Miguel Ángel
- 1.6. **Nombre del instrumento:**
"Propuesta de minado del tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, en la Compañía Minera Lincuna S.A. Mina Hercules".

II. Aspectos de validación:

INDICADORES	CRITERIOS	Deficiente 0%-20%	Regular 21% - 40%	Buena 41%-60%	Muy buena 61%-80%	Excelente 81%-100%
CLARIDAD	Está formulado con lenguaje apropiado y formulas exactas.				X	
OBJETIVIDAD	Están expresadas en conductas observables, medibles					X
ACTUALIDAD	Utiliza instrumentos y métodos actuales				X	
ORGANIZACIÓN	Existe una organización lógica.				X	
SUFICIENTE	Comprende a los aspectos de cantidad y calidad.					X
INTENCIONALIDAD	Es adecuado para poder determinar los aspectos del estudio.					X
CONSISTENCIA	Basado en aspectos teórico-científicos.					X
COHERENCIA	Lleva la relación cada aspecto la tabla.					X
METODOLOGÍA	La estrategia responde al propósito de la investigación.					X
OPORTUNIDAD	Genera nuevas pautas en la investigación y construcción de teorías.					X
III. PROMEDIO DE VALIDACION: 94%						
IV. OPINIÓN DE APLICACIÓN: Si es posible la aplicación del instrumento para recolectar información para la tesis.						
San Cristobal, 23 de diciembre 2022	09524688				985808850	
Lugar y Fecha	N° DNI	Firma del experto			N° CELULAR	

Anexo A.3. Costos de extracción de mineral

COSTOS EXTRACCION DE MINERAL											
EXTRACCION POR PIQUE 650											
FECHA: Jun-20											
ZONA TRABAJO	TIPO / CAPACIDAD	Destino	Descripcion de Trabajo	Horas Trabajadas	TMS	Costo Unit \$	U.Med	Total Costo U.S.\$	Total Costo \$/TMS	Observaciones	
APORTE AL RB NV 7 y CH 028 Nv8	Scoop R 1600	RB 7	Aporte al directo al Rb Nv7	8.42	454.17	80	Hra	673.6	1.48		
		TV 028	Aporte Directo Echad. 028	3	140.38	80	Hra	240	1.71		
		C.Damp.	Carguio scoop a Damper	28.75	3325.76	80	Hra	2300	0.69		
		Damper MT2010	RB 7	Aporte con Damper al Rb Nv7	53.93	1750.4	100	TN	5393	3.08	
	SUB TOTAL NV 7 y NV 8					5670.71		TN	8606.6	6.97	
NV10 al Pique 650	Scoop R 1300	Pk1/Pk2		17.27	1917.6	75	Hra	1295.25	0.68		
					5.5	135	50	Hra	275	2.04	
	Scoop ST 2G	Pk1/Pk2	Locom1		3	57.6	50	TN	150	2.60	
			Locomotora1	TJ/Pk2		57.6	0.75	TN	43.2	0.75	
	Locomotora2	Tv028/Pk2		134.4	0.75	TN	100.8	0.75			
	Parrileros	Pk1/Pk2		1200	3	Hra	96	0.04			
SUB TOTAL Nv10					3502.2			1960.25	6.86		
Izaje Pique 650	Izaje Mineral	Nv10/Nv1		18.16	2365.8	0.15	TN	354.87	0.15		
			SUB TOTAL Izaje				2365.8		354.87	0.15	
Volquetes Nv1 a Planta	FAMECA 1	Nv1/Planta			2365.8	5.5	TN	13011.9	5.5		
			SUB TOTAL Volquetes				2365.8		13011.9	5.5	
TOTAL					2365.8			23933.62	19.32	\$/TM	

Anexo A.4. Diseño de carguío de explosivos, factor de carga y factor de potencia para labor convencional SN 0288

PERFORACION Y VOLADURA JACKLEG																
A) PARAMETROS TECNICOS:							B) EFICIENCIA:									
Sección:	2.3	M		X	2.3	M	Avance por Disparo:	1.90	m / disparo	(promedio)						
Tipo de Roca:	Sueave						Long. Perf. Efectiva:	2.05	m / taladro	(promedio)						
Tipo de Material:	Desmonte						Eficiencia en Perforación:	84%								
Densidad:	2.5	ton / m ³					Eficiencia en Voladura:	93%								
Volumen:	10.1	m ³					Factor de Perforación:	30.2105263	m perf. / m avance							
Tonelaje:	25.1	tms					Factor de Potencia:	1.10	Kg / ton							
							Factor de Carga:	2.75	Kg / m ³							
C) PERFORACION:																
Nº de Taladros:	28															
Long. Barreno (8 pies):	2.44	m														
Tiempo de perforación:	02:57:25	h														
D) VOLADURA:																
Secuencia de Salida	Dist. de taladros	Taladros					Cartuchos por Taladro	Cartuchos de Dinamita			Peso Explosivos (Kg)					
		cargados	Explosivos usados por taladro			Vacios		Emulnor 500 1 1/8 X 8"	Emulnor 1000 1 1/8 X 8"	emulnor 3000 1 1/8 X 8"	Total	Emulnor 500 0.0850340136	Emulnor 1000 0.10869565217	emulnor 3000 0.1096491228	Total	
1	Arranque	3	0	0	7	3	7	0	0	21	21	0	0	2.30263158	2.30	
2	1ra. Ayuda	4	0	0	7	0	7	0	0	28	28	0	0	3.07017544	3.07	
3	2da. ayuda	5	0	0	7	0	7	0	0	35	35	0	0	3.83771930	3.84	
4	Corona	5	0	6	1	0	7	0	30	5	35	0	3.262869565	3.83771930	7.10	
5	Asistales	4	0	6	1	0	7	0	24	4	28	0	2.638695652	3.07017544	5.68	
6	Arrastre	4	0	6	1	0	7	0	24	4	28	0	2.638695652	3.07017544	5.68	
							3	42	0	78	97	175	0	8.478260699	19.1885965	27.67
E) ACCESORIOS DE VOLADURA:																
Carmex	25	Und														
Mecha rapida:	6	m														
taco	0	m														

Anexo B. Matriz de consistencia

Título: “PROPUESTA DE MINADO DEL TAJO 0288 PARA UNA EXPLOTACION SEGURA Y RECUPERACION OPTIMA DEL MINERAL, EN LA COMPAÑIA MINERA LINCUNA S.A. MINA HERCULES”				
PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
<p>2.3.1 Problema general ¿Cuál debe ser la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules?</p> <p>2.3.2 Problemas específicos Problema específico a. ¿Cuáles son las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules?</p> <p>Problema específico b. ¿Cuáles son las condiciones Geomecánicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules?</p>	<p>2.4.1 Objetivo general Determinar la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.</p> <p>2.4.2 Objetivos específicos Objetivo específico a. Determinar las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.</p> <p>Objetivo específico b. Determinar las condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules.</p>	<p>3.4.1 Hipótesis General la propuesta de minado del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral, debe contar con condiciones geomecánicas favorables, diseño del ciclo de minado adecuados, en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules</p> <p>3.4.2 Hipótesis específicas Hipótesis específicas a. las especificaciones técnicas del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral debe contar con un diseño del método de explotación, con una malla de perforación, parámetros de voladura, carguío, transporte, en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules</p> <p>Hipótesis específicas b. las condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288 para una explotación segura y recuperación óptima del mineral debe contar con un modelo geomecanico, parámetros geomecanicos de la roca, del mineral y del tipo de sostenimiento, en la Compañía Minera Lincuna S. A. – Mina Hércules</p>	<p>Variables para la hipótesis general -Minado del Tajo 0288 -Condiciones geomecánicas favorables, diseño del ciclo de minado adecuados</p> <p>Variables para la hipótesis específicas Variable de la hipótesis específica a Especificaciones técnicas del Tajo 0288- Diseño del método de explotación, con una malla de perforación, parámetros de voladura, carguío, transporte</p> <p>Variable de la hipótesis específica b- Condiciones Geomecánicas, del Tajo 0288 - Modelo geomecanico, parámetros geomecanicos de la roca, del mineral y del tipo de sostenimiento</p>	<p>-Tipo de I. aplicada, -Nivel de I. descriptivo -Método de I. Científico, deductivo -Diseño de I. no experimental -Muestra tajeo 0288 – Zona Hércules</p>

Anexo C. Panel Fotográfico



Fotografía N°1: Seguimiento al ciclo de perforación del SN 0288



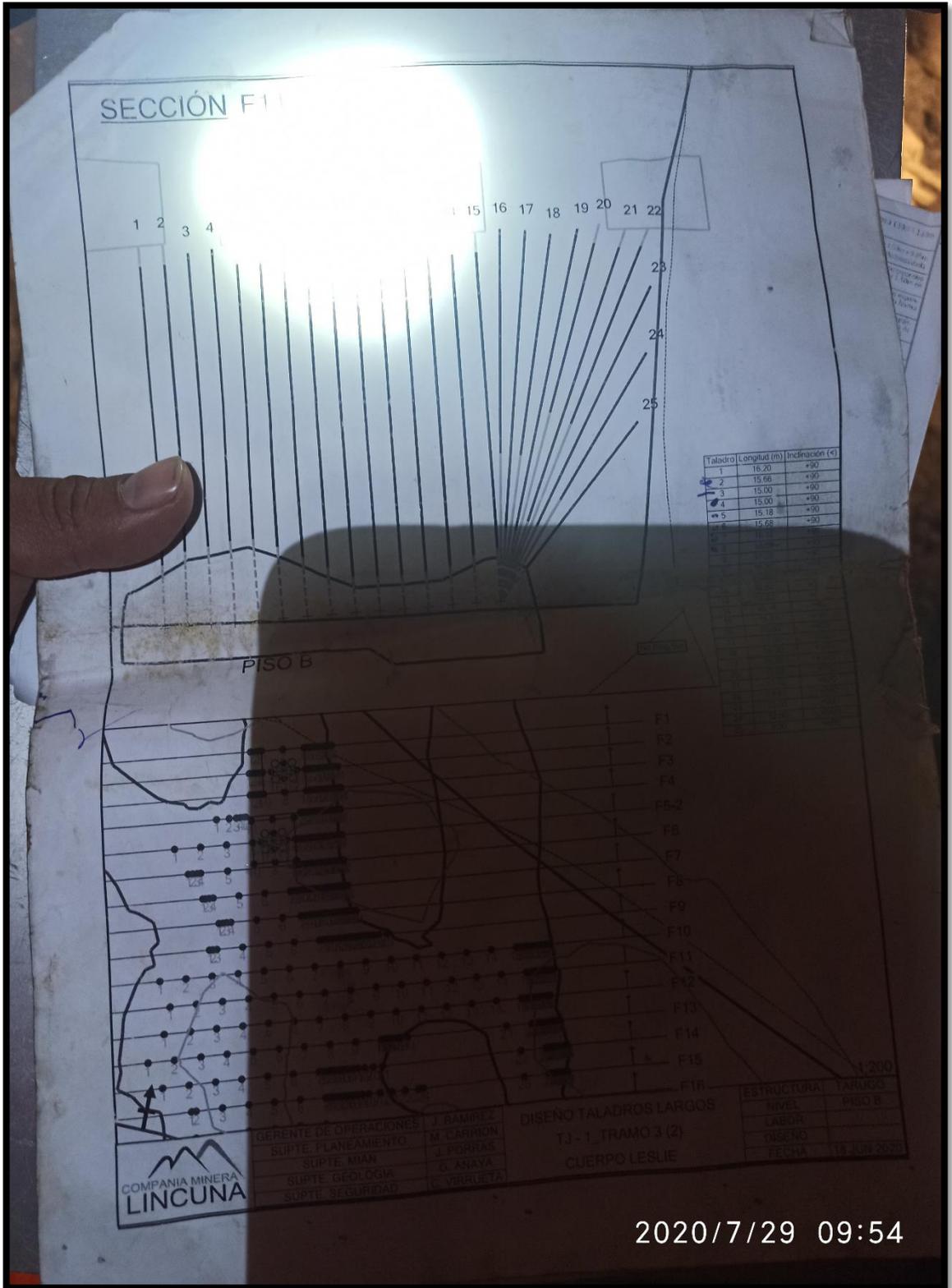
Fotografía N°2: Cumplimiento de la malla de perforación según diseño, SN

0288



Fotografía N°3: Perforación de taladros largos en abanico con equipo SIMBA,

TJ 0288.

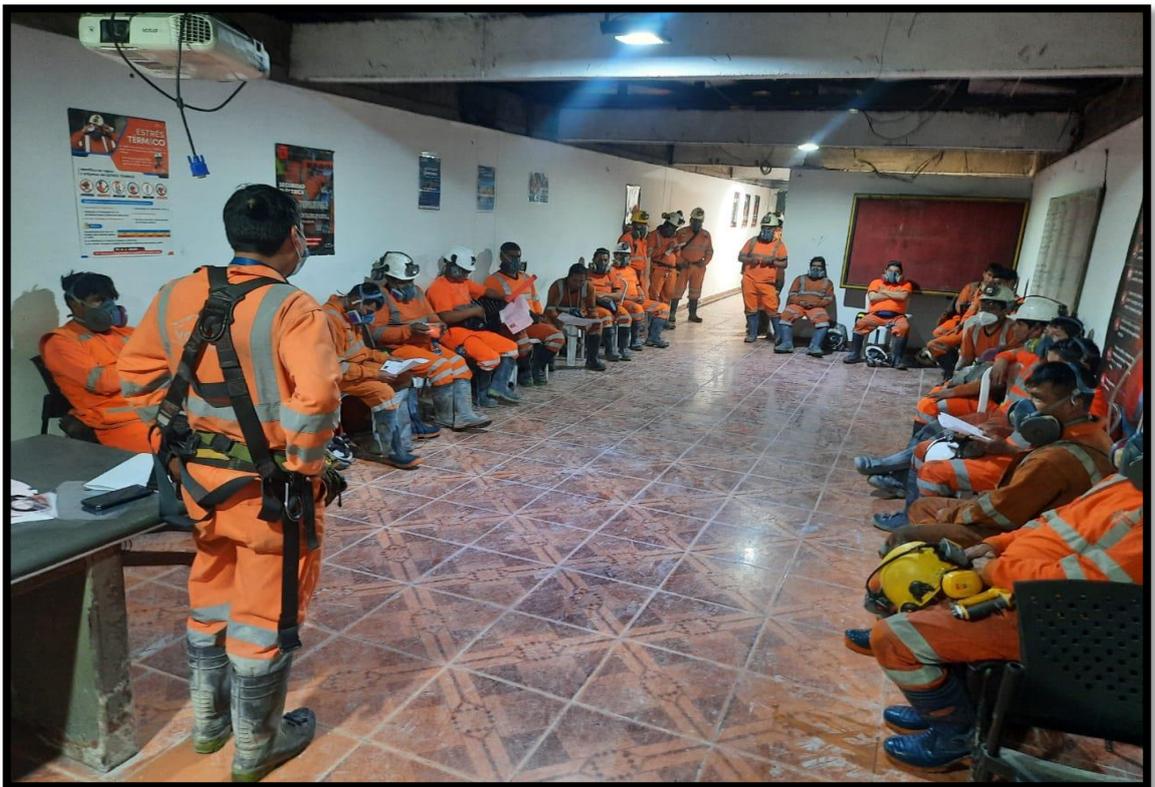


Fotografía N°4: Diseño de malla de perforacion taladros largos, TJ 0288.

Perforacion den abanico y perpempdicular positivo.



Fotografía N°5: Proceso de relleno del TJ 0288.



Fotografía N°6: Capacitación de todo el personal involucrado en la optimización de procesos y subprocesos.



Fotografía N°7: Capacitación a la cuadrilla de perforistas y cargadores involucrados en la gestión de cambio del proyecto.