

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Incremento de la producción por cambio de método de
explotación en una mina subterránea**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Héctor Daniel Astete Cóndor

 [0009-0006-5177-9466](https://orcid.org/0009-0006-5177-9466)

Asesor

MBA. Eder León Salazar Dulanto

 [0000-0002-1400-3144](https://orcid.org/0000-0002-1400-3144)

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Astete Cóndor [1]
Referencia/Reference	[1] H. Astete Cóndor, <i>“Incremento de la producción por cambio de método de explotación en una mina subterránea”</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Astete, 2024)
Referencia/Reference	Astete, H. (2024). <i>Incremento de la producción por cambio de método de explotación en una mina subterránea</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A Dios

A mi madre Gladys Cóndor

A mis hermanos Jhonatan y Lizeth

Agradecimiento

Me gustaría agradecer a mi casa de estudios, porque ahí empecé a formar gran parte de mis conocimientos para desarrollarme profesionalmente. En este agradecimiento quiero incluir a todos los profesionales que laboran en la Universidad Nacional de Ingeniería, en especial a los de la facultad de ingeniería geológica, minera y metalúrgica y con cariño especial a los de la especialidad de Ingeniería de Minas.

Agradecer en forma especial a los ingenieros que influyeron de manera especial en mi desarrollo profesional, estos ingenieros me brindaron sus conocimientos, me guiaron y corrigieron en muchas ocasiones. Los ingenieros José Porras Hinostroza, Wilmer Ramírez Cornelio, Carlos Burgos Atoche, Jesús Sánchez Robles; son a los que me refiero y ellos han marcado muchos hitos en mi desarrollo profesional y personal.

Para finalizar agradecer a Compañía Minera Lincuna S.A. empresa en la que he laborado, y que me brindó la oportunidad de desarrollarme profesional y personalmente, además de brindarme las facilidades de realizar trabajos de gabinete y campo para la realización de la presente tesis.

Resumen

Algunas minas en nuestro país necesitan aumentar la productividad a bajo costo sin comprometer la seguridad y la protección ambiental.

La implementación del método de explotación Sublevel Stoping es una alternativa aceptable para lograr objetivos de productividad y rentabilidad y al mismo tiempo cumplir con las condiciones ambientales y de seguridad.

Para implementar este método de explotación se debe realizar su diseño, evaluación económica y planificación minera.

Este trabajo demuestra enfoques de diseño para los métodos de minería descritos anteriormente, cubriendo diseño y evaluación geomecánica, diseño operativo e incluso evaluación económica.

Este trabajo es el primer paso para implementar un enfoque de diseño del método de Sublevel Stoping es adecuado para extraer estructuras de mineralización de vetas angostas.

El método se utilizará en operaciones para evaluar y verificar los resultados, una comparación con los métodos utilizados en las minas que son objeto de nuestro trabajo.

Este enfoque ayudará a los ingenieros que trabajan en las áreas de planificación, operaciones y geomecánica de minas subterráneas.

Con el objetivo de la aplicación del método será aumentar la producción a 3500 toneladas, aumentar la productividad en TM/h-gda

Palabras clave — Sublevel Stoping, perforación, voladura, producción, productividad.

Abstract

Some mines in our country need to increase productivity at low cost without compromising safety and environmental protection.

The implementation of the Sublevel Stoping mining method is an acceptable alternative to achieve productivity and profitability objectives while complying with environmental and safety conditions.

To implement this mining method, its design, economic evaluation and mine planning must be carried out.

This paper demonstrates design approaches for the mining methods described above, covering geomechanical design and evaluation, operational design and even economic evaluation.

This work is the first step in implementing a design approach to the Sublevel Stoping method is suitable for mining narrow vein mineralization structures.

The method will be used in operations to evaluate and verify the results, a comparison with the methods used in the mines that are the subject of our work.

This approach will help engineers working in the areas of planning, operations and geomechanics of subway mines.

The objective of applying of the method will be to increase production to 3500 tons, increasing productivity in TM/h-gda.

Keywords — Sublevel Stoping, drilling, blasting, production, productivity.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract..	vi
Introducción	xiii
Capítulo I: Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2.1 Problema general.....	2
1.2.2 Problemas específicos	2
1.3 Objetivos del estudio.....	2
1.3.1 Objetivo general.....	2
1.3.2 Objetivos específicos	2
1.4 Hipótesis y operacionalización de variables	2
1.4.1 Hipótesis general	2
1.4.2 Hipótesis específicas	2
1.4.3 Variables dependientes.....	3
1.4.4 Variables independientes	3
1.5 Antecedentes investigativos.....	3
Capítulo II: Marcos teórico y conceptual	7
2.1 Marco teórico	7
2.1.1 Ingeniería de rocas de la mina subterránea	7
2.1.2 Geología del macizo rocoso	7
2.1.3 Tipo de yacimiento	7
2.1.4 Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	8
2.1.5 Clasificación de los métodos de explotación	10
2.1.6 Selección del método de explotación	11
2.1.7 Descripción del método de explotación	14

2.1.8	Método de explotación Corte y relleno ascendente mecanizado	16
2.1.9	Método de explotación Sublevel Stopping.....	24
2.1.10	Productividad	31
2.2	Marco conceptual.....	33
Capítulo III: Desarrollo trabajo de investigación		39
3.1	Nivel y tipo de investigación	39
3.1.1	Tipo de Investigación	39
3.1.2	Nivel de Investigación	39
3.2	Método de investigación.....	39
3.3	Diseño de investigación	40
3.4	Población y muestra.....	41
3.4.1	Población	41
3.4.2	Muestra.....	41
3.4.3	Técnica de Muestreo.....	41
3.5	Herramientas y técnicas de recolección de datos.....	41
3.5.1	Herramientas	41
3.5.2	Técnicas	42
3.6	Presentación de datos generales	42
3.6.1	Diseño de Minado	42
3.6.2	Secuencia de Minado.....	43
3.6.3	Descripción del Método.....	43
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados		48
4.1	Análisis de Costo de Minado por Sublevel Stopping	48
4.1.1	Mano de obra.....	48
4.1.2	Perforación.....	49
4.1.3	Voladura	49
4.1.4	Equipos.....	49
4.2	Análisis e interpretación de resultados	50

4.2.1	Dilución y ancho de minado	50
4.2.2	Ciclo de minado	51
4.2.3	Productividad	52
4.2.4	Estudio Económico y volumen de producción	53
4.2.5	Comprobación de hipótesis	54
4.2.6	Discusión de los Resultados Obtenidos	63
	Conclusiones	64
	Recomendaciones	66
	Referencias bibliográficas	67
	Anexos.....	69

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Matriz de consistencia.....	6
Tabla 2: Categorías de la calidad de roca según Bieniawski.....	9
Tabla 3: Categorías de calidad de roca según Barton.....	9
Tabla 4: Categorías de calidad de roca con RMR y Barton.....	10
Tabla 5: Métodos de explotación, según la potencia y calidad de roca en una mina subterránea.....	15
Tabla 6: Yacimiento según potencia	42
Tabla 7: Malla de perforación de la chimenea Slot.....	45
Tabla 8: Malla de perforación paralelo SLS	46
Tabla 9: Especificaciones Scoop 6 yd3.....	46
Tabla 10: Parámetros del Tajeo	48
Tabla 11: Análisis de costo mano de obra	48
Tabla 12: Análisis de costo de perforación.....	49
Tabla 13: Análisis de voladura	49
Tabla 14: Análisis de costo por equipo	49
Tabla 15: Resumen de costos de Sublevel stoping.....	50
Tabla 16: Ciclo de minado	52
Tabla 17: Rentabilidad por cambio de método de explotación	54
Tabla 18: Ventajas y desventajas del método de corte y relleno ascendente.....	54
Tabla 19: Ventajas y desventajas del método Sublevel Stoping	55
Tabla 20: Cuadro comparativo entre métodos de explotación.....	55
Tabla 21: Comparativo de producción	56
Tabla 22: Comparativo de productividad.....	57
Tabla 23: Resultado de la prueba T de student	58
Tabla 24: Resultados de la prueba T - student	58
Tabla 25: Plan anual de producción de mina en estudio	60

Tabla 26: Producción TM/día	60
Tabla 27: Producción promedio día y guardia	61
Tabla 28: Cuadro comparativo mensual entre los métodos de explotación.....	61
Tabla 29: Rendimiento de un jumbo electrohidraulico en una guardia	62
Tabla 30: Resultados obtenidos de cumplimiento de producción.....	63

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Clasificación de los métodos de explotación subterránea	10
Figura 2: Parámetros de un método de explotación	14
Figura 3: Método de minado corte y relleno ascendente en Breasting mina	18
Figura 4: Método de minado corte y relleno ascendente en realce mina.....	23
Figura 5: Método de minado con taladros largos en paralelo	28
Figura 6: Método de minado Sublevel Stoping – taladros en abanico	31
Figura 7: Médición de la productividad.....	33
Figura 8: Diseño de investigación	40
Figura 9: Diseño del Slot.....	45
Figura 10: Malla de perforación SLS.....	46
Figura 11: Dilución por método de explotación	50
Figura 12: Ancho de minado por método de explotación	51
Figura 13: Toneladas rotas por método de explotación.....	52
Figura 14: Costo de operaciones unitarias por método de explotación	53
Figura 15: Comparación de indicadores entre los dos métodos de explotación	56
Figura 16: Comparativo de producción	56
Figura 17: Comparativo de productividad.....	57
Figura 18: Producción diaria plan anual	59
Figura 19: Comparación en la producción mensual entre corte y relleno y sublevel stoping.....	59
Figura 20: Producción diaria plan anual.....	61
Figura 21: Comparativa en la producción mensual entre los dos métodos subterráneos	62

Introducción

La presente tesis de investigación trata de poder aumentar la producción en una mina subterránea en donde para poder realizar existen varios métodos de los cuales mencionaremos uno de ellos para nuestra presente investigación.

Se plantea realizar una metodología para la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en vetas angostas y cuerpos, para de esta manera tener en cuenta todas las restricciones y condiciones que tienen un impacto en el diseño y la operación de este método de explotación.

De esta manera aplicaremos el cambio a unos tajeos de producción que se encuentren explotando mediante el método de explotación de corte y relleno que se aplican en su mayoría en la mina al método de Sublevel Stopping, de acuerdo a ello analizaremos factores como volumen de producción, tiempo y costos que son principalmente los que nos conllevaran a realizar un análisis y evaluar el posterior cambio de método de explotación.

Para lograr que los criterios y parámetros mostrados, así como la descripción técnica de cada operación unitaria del proceso productivo se referencia, se evaluó la posibilidad de trabajar con el método de taladros largos en vetas angostas y cuerpos en sus diferentes variantes, de acuerdo con las características geológicas y geomecánicas del yacimiento.

Capítulo I: Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La producción sostenible de mineral en una mina lo hace rentable desde todo punto de vista debido a que el concentrado que se vende para generar ganancias día a día, pero hay algunos momentos donde esto no ocurre y generamos un déficit en el cumplimiento debido a varios factores, para esto en el presente trabajo se hará un análisis el cual en su ejecución llegara a generar stock en las canchas de mineral.

Para la producción de mineral en una mina subterránea se realiza por uno o más métodos de explotación, esto depende de características geológicas, evaluaciones geomecánicas, el costo para su ejecución, entre otras y nos conlleva tener un ritmo de producción y un volumen determinado de mineral.

Se tienen métodos de explotación donde el ritmo y de producción son mayores en comparación a otras, para lo cual en nuestro caso será evaluar en base a los criterios anteriormente mencionados poder aplicar para cambiar nuestro ritmo de producción.

1.2 Descripción del problema de investigación

En la actualidad la mina subterránea que será objeto de nuestro estudio, no cuenta con una generación de stock de mineral económico que permita ser sostenible el tratamiento el cual tiene capacidad de planta (3,000 Tms/Día), el stock que se genere debido a los días en que la planta se encuentre en su mantenimiento programado o paralizada (como máximo 02 días), este desfase entre la extracción y el tratamiento son los que ayudan a mitigar de alguna u otra manera la irregularidad de la producción en el día a día, debido a distintos factores tanto operativos como también los asociados al propio yacimiento. Esta situación en el corto plazo, puede generar incumplimientos de los programas mensuales (Tonelaje y Ley) y en el mediano plazo puede comprometer el incumplimiento de los finos equivalentes de Ag, Pb y Zn del presupuesto.

1.2.1 Problema general

¿Cuáles son las causas y consecuencias de un mal plan de minado para el incumplimiento del programa de producción de la mina subterránea?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿En qué medida el inadecuado programa de las actividades de producción no genera stock de mineral en la cancha de planta concentradora?
- ¿En qué medida un incumplimiento del plan de preparación y desarrollo de la mina incumple una producción sostenible en la mina?

1.3 Objetivos del estudio

1.3.1 Objetivo general

Incrementar la producción de mineral de 3000TMD a 3500 TMD teniendo en cuenta recursos disponibles de todas las zonas de la Mina.

1.3.2 Objetivos específicos

- Cumplir con el programa de producción generando stock de mineral en la cancha de planta concentradora.
- Tener un avance significativo en labores de avance de preparación y desarrollo, para una producción sostenible en la mina.

1.4 Hipótesis y operacionalización de variables

1.4.1 Hipótesis general

Mediante la ejecución del cambio de método de explotación en la mina se mantendrá un flujo constante de mineral a la planta y nos permitirá tener un stock de mineral en la cancha de planta concentradora.

1.4.2 Hipótesis específicas

- Mediante la ejecución del plan nos generará mineral en cancha nos permitirá asegurar el cumplimiento de nuestros planes mensuales de producción de mineral.
- El cumplimiento del programa y desarrollo nos permitirá tener un ritmo de producción sostenible en la mina.

1.4.3 Variables dependientes

- Incremento de la producción.
- Generación de stock de mineral en cancha de planta concentradora.
- Cumplir con el programa de preparación y desarrollo.

1.4.4 Variables independientes

- Cambio de método de explotación.
- Estrategias en el ciclo de extracción de mineral.
- Mejorar el rendimiento de los equipos de mina.

1.5 Antecedentes investigativos

Góngora R. (2020) en su tesis titulado “Minado por Taladros Largos en vetas angostas (Sublevel Stopping), caso U.O San José – Minera Santa Cruz S.A afiliada a Hoschild Mining – Argentina”, tiene como objetivo el cambio de método de explotación de Corte y Relleno a Sublevel Stopping pero aplicado a vetas angostas, cuyos yacimientos del tipo epitermal enriquecidas de oro y plata , esta investigación se realizó bajo el estudio de diversos parámetros los cuales van desde la evaluación geomecánica del macizo rocoso, análisis de diferentes variables técnicas y económicas entre ambos métodos. A partir de esa investigación pudo identificar que la explotación de Taladros Largos le permite obtener mayor producción de mineral, a menor costo y tiempo, cuyo objetivo era extraer 1650 toneladas por día. Esto relacionada al costo se obtiene un VAN mayor en un 6% en comparación al método de corte y relleno, es decir un beneficio de 2 065 429 USD, lo que concluye que se debe de aplicar el método de Sublevel Stopping.

De la Cruz P. (2014) en su tesis “Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza – Cia Minera Casapalca” tiene como objetivo, la aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir los costos de minado de 18.32 dólares por tonelada a 12.6 dólares por tonelada, elevando su producción de 7,000 toneladas al mes a 12,000 toneladas por mes. El método de explotación en la mina es de corte y relleno ascendente; sin embargo, habiendo sido evaluado geomecánicamente las cajas, como también el mineral, se aplicó el método de

explotación de bajo costo y alto rendimiento, estamos hablando del método de taladros largos el más conveniente, teniendo una facilidad en la preparación, alta recuperación del mineral y alto volumen de tonelaje de mineral explotado en un menor tiempo y costo en las operaciones.

Mamani C. (2013) en su tesis “Método de minado taladros largos en vetas angostas mina Coricancha” tiene como objetivo tener una productividad en un tajeo de 24 toneladas por hombre guardia además de reducir el costo de operación de 28.8 \$/TM con el método Shrinkage a 19.5 \$/TM con el método taladros largos (Sublevel Stoping) según tajo piloto, con la opción de mejoras en el diseño y aumento en el dimensionamiento de bloques de explotación de acuerdo a la información de desviación de taladro, perforación y voladura obtenida en el tajo piloto.

Alata T. (2019) en su tesis titulado “Implementación del método Sublevel Stoping con taladros largos para el minado del tajo 012, Nv 18 veta Ximena-Zona Oroya-Cia Minera Casapalca”, el investigador se pone como objetivo el implementar un método de explotación que sea adecuado para el minado del tajo 012 veta Ximena zona Oroya, la cual sea compatible con los criterios que se manejan en la unidad tales como: operatividad, costos y seguridad de esa manera se pueda cumplir con la producción planeada de acuerdo a las condiciones que tiene el yacimiento. El tipo de investigación empleado es la investigación aplicada y su nivel descriptivo y explicativo, la población la conforma los tajos del nivel 18 de la zona Oroya y la muestra es el tajo 012; las técnicas que emplea son el seguimiento a las operaciones mineras y la recolección de datos referenciales, esto corresponde a los trabajos de campo y los trabajos de gabinete están conformado por la revisión de registros de operaciones que se realizan de manera diaria en mina, la recolección de planos. El investigador concluye que la implementación del método Sublevel Stoping logra cumplir y a la vez incrementar la producción programada e relación al método de explotación que se tenía la cual era corte y relleno ascendente con relleno hidráulico, la producción de minera aumento de 158.4 toneladas métricas diarias a 362 toneladas métricas diarias. Dentro de sus recomendaciones se tiene que se debe de

implementar el método sublevel stoping en los demás tajos con similares condiciones geomecánicas para mecanizar las operaciones y disminuir los tajos convencionales.

Tabla 1

Matriz de consistencia

FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables dependientes	Indicadores
¿Cuáles son las causas y consecuencias de un mal plan de minado para el incumplimiento del programa de producción de la mina subterránea?	Incrementar la producción de mineral de 3000TMD a 3500 TMD teniendo en cuenta recursos disponibles de toda las Zonas de la Mina.	Mediante la ejecución del cambio de método de explotación en la mina se mantendrá un flujo constante de mineral a la planta y nos permitirá tener un stock de mineral en la cancha de planta concentradora.	Generación de stock de mineral en cancha de planta concentradora.	Tn/día ; Tn/mes
			Generación de stock de mineral en cancha de planta concentradora.	mt/día ; mt/mes
			Cumplir con el programa de preparación y desarrollo.	
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Específica	Variables independientes	
¿En qué medida el inadecuado programa de las actividades de producción no genera stock de mineral en la cancha de planta concentradora?	Cumplir con el programa de producción generando stock de mineral en la cancha de planta concentradora.	Mediante la ejecución del plan nos generará mineral en cancha nos permitirá asegurar el cumplimiento de nuestros planes mensuales de producción de mineral.	Cambio de método de explotación.	Tn/Hr ; m3 /Hr
¿En qué medida un incumplimiento del plan de preparación y desarrollo de la mina incumple una producción sostenible en la mina?	Tener un avance significativo en labores de avance de preparación y desarrollo, para una producción sostenible en la mina.	El cumplimiento del programa y desarrollo nos permitirá tener un ritmo de producción sostenible en la mina.	Estrategias en el ciclo de extracción de mineral.	mt/hr ; mt/mes
			Mejorar el rendimiento de los equipos de mina.	

Fuente: Elaboración propia

Capítulo II: Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Ingeniería de rocas de la mina subterránea

El macizo rocoso es la variable aleatoria y determinante para cualquier explotación minera, la geología, sus características físico-mecánicas determinan la selección de las mezclas explosivas comerciales con sus respectivos accesorios de voladura. La geometría del mineral determina la selección del método de explotación y la planta determina la producción diaria en Tm fragmentada.

2.1.2 Geología del macizo rocoso

La mina subterránea se encuentra a lo largo del Cinturón Metalogénico del Mioceno del norte de Perú, que incluye la mayoría de los yacimientos minerales más importantes en el norte de Perú que van desde pórfidos y skarns próximos hasta depósitos epitermales de metales preciosos de alta sulfuración.

La veta estructural está definida por vetas, fallas, fisuras y sistemas de drenaje. Las principales orientaciones estructurales en orden de importancia son el sistema de falla Santa (80° - 120°) que controla la colocación de rocas intrusivas, brechas hidrotermales, vetas y mantos. El sistema estructural está conjugado con el Sistema de Falla Santa con direcciones de rumbo entre 0° y 30° con buzamientos poco profundos que albergan los principales mantos mineralizados. Transversales a estas estructuras se encuentran los sistemas de fallas Collaracra (60° - 70°) y Andino (330° - 345°).

La mineralización de sulfuros polimetálicos se produce principalmente en vetas de rocas volcánicas del Grupo Calipuy.

2.1.3 Tipo de yacimiento

Los mantos mineralizados se formaron a lo largo de fracturas que siguieron a buzamientos de ángulo bajo de las unidades volcánicas sedimentarias. Los minerales de sulfuro comunes en estas vetas son galena, esfalerita, galena argentífera, jamesonita,

calcopirita y oro. Además de las vetas, en la zona de contacto del complejo intrusivo se encuentran cuerpos de brechas de cuarzo-turmalina con mineralización de cobre y oro.

Las características mineralógicas, estructurales y geoquímicas encajan con el tipo de depósito 'polimetálico cordillerano'. La mina subterránea está produciendo a partir de vetas y mantos polimetálicos (Ag-Pb-Zn) subepitéricos, de sulfuración intermedia, alojados en rocas volcánicas del Grupo Calipuy. La mineralización de skarn también se ha identificado en profundidad alojada en sedimentos calcáreos. Los minerales primarios en la mineralización principal son galena argentífera, esfalerita, tetraedrita, jamesonita, calcopirita y oro.

Los minerales de ganga son pirita, arsenopirita, cuarzo, turmalina y calcita. La producción principal proviene de mantos que contienen mineralización de sulfuro masiva a semimasiva con ángulos de buzamiento bajos hacia el noreste ubicados a lo largo de contactos deposicionales y fallas en el plano dentro de la pila volcánica. Las vetas de ángulo alto que generalmente se encuentran en el NE también son productivas con una mineralización similar. La mina subterránea también ha reconocido numerosas estructuras de brechas de cuarzo-turmalina que contienen mineralización polimetálica potencialmente económica.

2.1.4 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La evaluación geomecánica integral del yacimiento, se ha efectuado siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales, que permite clasificar al macizo rocoso dentro de un ámbito preciso y alimenta con información para complementar la zonificación geomecánica y elaborar el diseño del tipo de sostenimiento.

El Sistema de Clasificación Geomecánica del South African Council for Scientific and Industrial Research (Sistema CSIR), formulado por Richard Bieniawski en 1973 y actualizado en 1989, conocido universalmente como Índice "RMR" (Rock Mass Rating), divide la calidad del macizo rocoso en cinco categorías, basadas en grupos de comportamiento similar de acuerdo a parámetros y características geológicas y de

propiedades físicas y mecánicas de la roca. Según la valoración obtenida de dicho índice, estas categorías son:

Tabla 2

Categorías de calidad de roca según Bieniawski

Clase	Calidad de roca	RMR
I	muy buena	81 - 100
II	buena	61 - 80
III	regular	41 - 60
IV	mala	21 - 40
V	muy mala	0 - 20

Nota: Clasificación RMR, modificada según la Romana (2000).

Otro sistema de clasificación, el Sistema de Clasificación Geomecánica del Norwegian Geotechnical Institute (Sistema NGI), formulado por Nick Barton en 1974 y actualizado en 1993 y en 2000, conocido universalmente como Índice “Q” (Rock Mass Quality), basado en criterios y parámetros semejantes al sistema anterior, divide la calidad del macizo rocoso en nueve categorías. También, según la valoración obtenida de dicho índice, estas categorías son:

Tabla 3

Categorías de calidad de roca según Barton

Q (rock mass quality)	Calidad de roca
0.001 - 0.01	excepcionalmente mala
0.01 - 0.1	extremadamente mala
0.1 - 1.0	muy mala
1.0 - 4	mala
4 - 10	regular
10 - 40	buena
40 - 100	muy buena
100 - 400	extremadamente buena
400 - 1000	excepcionalmente buena

Fuente: Clasificación Q de Barton.

A continuación, se muestran el modelo matemático que correlaciona el RMR y el Q de Barton:

$$RMR = 50 + 15 * \text{Log}(Q) \dots (\text{Barton}, 1995)$$

Basado en la correlación anterior se muestran los rangos de calidad del macizo rocoso:

Tabla 4

Categorías de calidad de roca con RMR y Barton

RMR	Clase	Valuación Q	
81 - 100	I - Muy buena	8	30
61 - 80	II - Buena	2	8
51 - 60	III - Regular A	1	2
41 - 50	IV - Regular B	0.5	1
31 - 40	IV - Mala A	0.3	0.5
21 - 30	IV - Mala B	0.1	0.3
0 - 20	V - Mala A	0.04	0.1

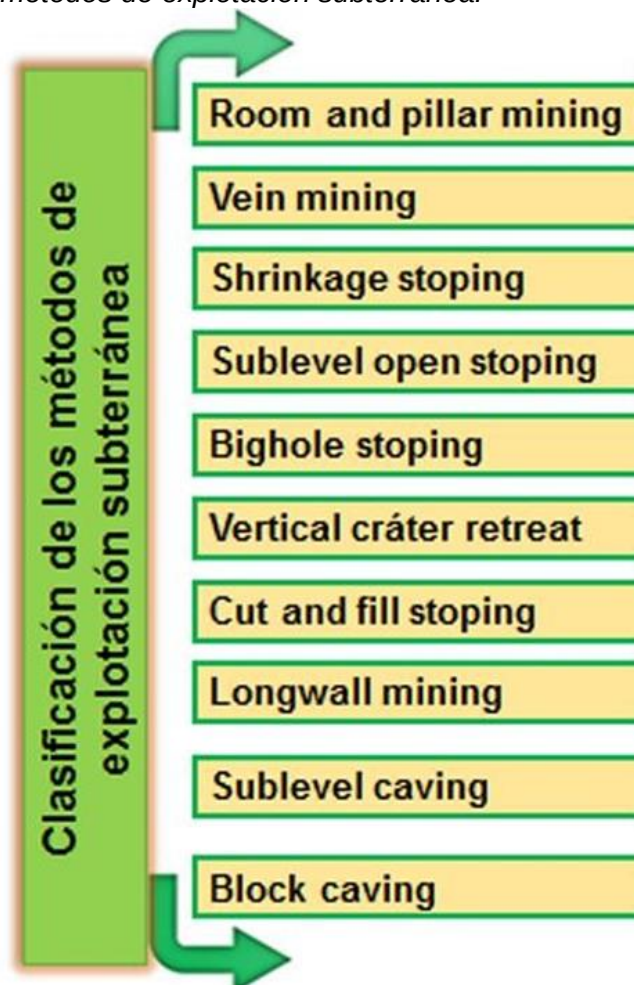
Fuente: Clasificación Bienawski y Barton

2.1.5 Clasificación de los métodos de explotación

En la figura 3, se muestra la clasificación de los métodos de explotación propuesto por Hustrulid W. & Bullock R. (2001).

Figura 1

Clasificación de los métodos de explotación subterránea.



Fuente: Hustrulid W. & Bullock R.

2.1.6 Selección del método de explotación

Herrera J. (2020) “Métodos de explotación en interior” menciona que, en operaciones subterráneas, la correcta elección del método de explotación depende de la forma y el tamaño de la veta, el valor de los minerales contenidos, la composición, estabilidad y fuerza del estrato rocoso, así como la demanda de producción y las condiciones de seguridad en el trabajo (aspectos que a veces son casi incompatibles). Aunque la tecnología minera ha evolucionado con el paso del tiempo y cada mina es diferente, todas se esfuerzan por lograr un entorno de trabajo seguro y una operación rentable.

Importantes kpis de la minería subterránea, como la producción neta, la eficiencia, los costos de extracción, las pérdidas de mineral, la dilución del mineral y el impacto económico final dependen de la correcta selección y aplicación de los métodos de explotación. El objetivo principal del uso de métodos de minería es lograr menores costos de minería y así lograr mayores beneficios financieros. Sin embargo, la elección del método no puede basarse únicamente en estos criterios.

Los condicionantes del macizo rocoso encajonante y del yacimiento mineral sobre la seguridad operativa y laboral, las condiciones sobre la excavación, la eficiencia y la dilución del mineral también son importantes en la selección del método de explotación. Por ello, la selección del método depende de un gran número de factores relevantes.

Estos factores se clasifican en tres que son:

- Factores geológicos mineros tales como condiciones del piso, paredes y techo, espesor de la veta o deposito, forma, pendiente, buzamiento, profundidad bajo la superficie, la distribución de leyes, la calidad del recurso, etc.
- Factores tecnológicos mineros, tales como volúmenes de producción anual, los equipos utilizados, factores ambientales, la recuperación minera, flexibilidad de métodos, técnicas y ritmo de extracción, etc.
- Factores económicos, como costos de capital, costos operativos, tonelajes de mineral extraíble, leyes del mineral, valor de mineral, etc.

En la práctica, hay situaciones en las que los factores mineros y geológicos permiten el uso de un método de minería particular, pero su uso no está justificado en función de sus resultados económicos. En algunos casos, el enfoque considera el uso de un tipo particular de maquinaria, pero no se justifica con base en factores de ingeniería minera. De todos modos, la selección del método es un proceso de ingeniería largo y difícil que requiere conocimientos considerables y experiencia avanzada.

La toma de decisiones puede requerir analizar grandes cantidades de datos y considerar muchos factores para realizar una evaluación correcta y válida. Por lo tanto, se han desarrollado previamente varios métodos para la selección de métodos.

En general, el método más adecuado se selecciona mediante un proceso de modelización tecno económica. El modelo se basa en una estimación del impacto económico esperado que se puede lograr aplicando cada uno del conjunto de métodos aplicables. Se debe elegir el método de desarrollo que le brinde los mejores resultados financieros.

Entre los factores decisivos a la hora de elegir un método de desarrollo, cabe destacar:

Geometría del yacimiento

- Forma (cuerpo masivo, tabular, veta, etc.).
- Potencia y buzamiento.
- Tamaño.
- Regularidad.

Aspectos geotécnicos

- Resistencia (de la mena, caja techo y caja piso).
- Fracturación (intensidad y tipo de fracturación).
- Campo tensional in-situ (profundidad).
- Comportamiento tenso-deformacional.

Aspectos económicos:

- Leyes de la mena.
- Valor unitario de la mena.
- Productividad y ritmo de explotación.

Seguridad y medio ambiente.

- Aspectos de seguridad.
- Impacto ambiental (paisaje, subsidencia, aguas etc.).
- Impacto social.

Una vez determinado el yacimiento mineralizado con todos los análisis de laboratorio y de campo y la suficiente información de este en todos sus aspectos, se puede iniciar el importante proceso de selección del método o métodos de minería más apropiados para llevar a cabo la extracción del mineral. Respecto a la selección del método o métodos es preliminar, que más adelante puede ser necesario revisar y analizar la data obtenida, pero siempre los principios básicos para la extracción de los minerales deben seguir siendo parte del diseño final por que cada depósito de mineral es único.

Grimaldo, F. (2016) menciona que una vez que se sabe que la extracción del mineral será por el método subterráneo. Entonces, la recuperación de mineral de un depósito/yacimiento mineralizado se reduce a la selección de un método de minado que excluya otras opciones sobre una base de la seguridad y rentabilidad; proporcionando además un adecuado sostenimiento subterráneo para proteger la vida del personal, las áreas de trabajo y, si fuera el caso, preservar la superficie.

Figura 2

Parámetros de un método de explotación



Nota: Adaptado de presentación de diapositivas métodos de explotación subterránea.

2.1.7 Descripción del método de explotación

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

Tabla 5

Métodos de Explotación, según la potencia y calidad de roca en una mina subterránea.

Método de Explotación - Variante	Potencia de mineral	Caracterización Geomecánica	Zona	Sostenimiento
Corte y Relleno Ascendente - Variante en Breasting	=<2.5 - 3.5>= metros	Regular IIIA	Hércules, Coturcan alto norte, Caridad	Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m
		Regular IIIB		Perno de fricción 7' a 1.50mx0.85m + 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 - Realce	<2.5 - 3.5> metros	Buena IIA	Caridad,	Perno de fricción 7' ocasional
		Buena IIB	Coturcan,	Perno de fricción 7' a 1.75mx1.75m
		Regular IIIA	Hércules	Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m
Corte y Relleno con Cámaras y pilares - Realce	>= 3.5 metros	Buena IIA	Hércules,	Perno de fricción 7' ocasional
		Buena IIB	Coturcan	Perno de fricción 7' a 1.75mx1.75m
		Regular IIIA		Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m
Corte y Relleno con Cámaras y pilares - Breasting	>= 3.5 metros	Regular IIIA	Hércules	Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m
		Regular IIIB		Perno de fricción 7' a 1.50mx0.85m + 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 con circado	=< 2.0 metros	Buena IIA	Caridad,	Perno de fricción 7' ocasional
		Buena IIB	Coturcan,	Perno de fricción 7' a 1.75mx1.75m
		Regular IIIA	Hércules	Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m
Corte y Relleno Ascendente con taladros en realce - Perforación convencional	>= 3.5 metros	Regular IIIB		Perno de fricción 7' a 1.50mx0.85m + malla electrosoldada
		Buena IIA	Coturcan	Perno de fricción 7' ocasional (en la labor de preparación)
Shrinkage convencional	<= 3.0 metros	Buena IIB		Perno de fricción 7' a 1.75mx1.75m (en la labor de preparación)
		Buena IIA	Caridad	Perno de fricción 5' / puntal ocasional
		Buena IIB		Perno de fricción 5' / puntal a 1.75mx1.75m
		Regular IIIA		Perno de fricción 5' / puntal a 1.50mx1.50m
Sublevel Stoping	>= 1 metro - <=10 metros	Regular IIIB		Perno de fricción 5' a 1.50mx0.85m + malla electrosoldada
		Buena IIA	Caridad,	Perno de fricción 7' ocasional (en la labor de preparación)
		Buena IIB	Coturcan,	Perno de fricción 7' a 1.75mx1.75m (en la labor de preparación)
		Regular IIIA	Hércules	Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m (en la labor de preparación)
		Regular IIIB		Perno de fricción 7' a 1.50mx1.50m (en la labor de preparación)

Fuente: Mina en estudio.

En base a la Tabla 5 podemos mencionar que los métodos de explotación se dan bajo a su caracterización geomecánica, geometría del block mineralizante y de la dimensión y características de equipos a utilizar.

En el caso de los avances, se realizan diversas secciones de labor acorde a los distintos tipos de variantes de explotación, como se adjunta en el cuadro adjunto:

2.1.8 Método de explotación Corte y relleno ascendente mecanizado

Herrera J. (2020) La minería por corte y relleno (Cut-and-fill Mining) extrae la mena promedio de recortes horizontales, iniciados en un rebaje inferior en la cámara en la que posteriormente progresará la explotación.

Parece una "cámara de almacenamiento", pero la cámara de almacenamiento está llena de material suelto o cementado del exterior de la mina, ya que la roca huésped requiere elementos de soporte para estabilizar o llenar la cámara de almacenamiento. El mineral se extrae del fondo del tajo en franjas horizontales y/o verticales y continúa verticalmente.

A diferencia del método de cámaras almacén, en este caso las dimensiones de las cámaras pueden ser mucho más largas (entre 60 y 600 m aproximadamente).

Cuando se ha extraído el mineral completo, el volumen correspondiente se rellena con material estéril, actúa de piso de trabajo para proceder a la extracción de la siguiente piso de mineral, al tiempo que permite sostener las paredes y, en algunos casos especiales, el techo.

En la mina subterránea mencionaremos las variantes del método de corte y relleno que se está aplicando actualmente en las operaciones.

2.1.8.1 Corte y relleno ascendente mecanizado en Breasting. Aplicado en bloques mineralizados donde el tipo de roca encajonante (caja techo y caja piso) y el mineral es de tipo Regular IIIB (RMR = 41-50).

El minado se realizará en bancos horizontales de 3 metros de altura de corte (Breasting), que se iniciará desde el nivel inferior hasta llegar al nivel superior dejando un puente por seguridad. Cuando un banco o piso ha sido explotado, el vacío se rellena con

material detrítico, que forma una nueva plataforma o piso de minado para el siguiente corte, la limpieza del mineral se realiza con equipos LHD.

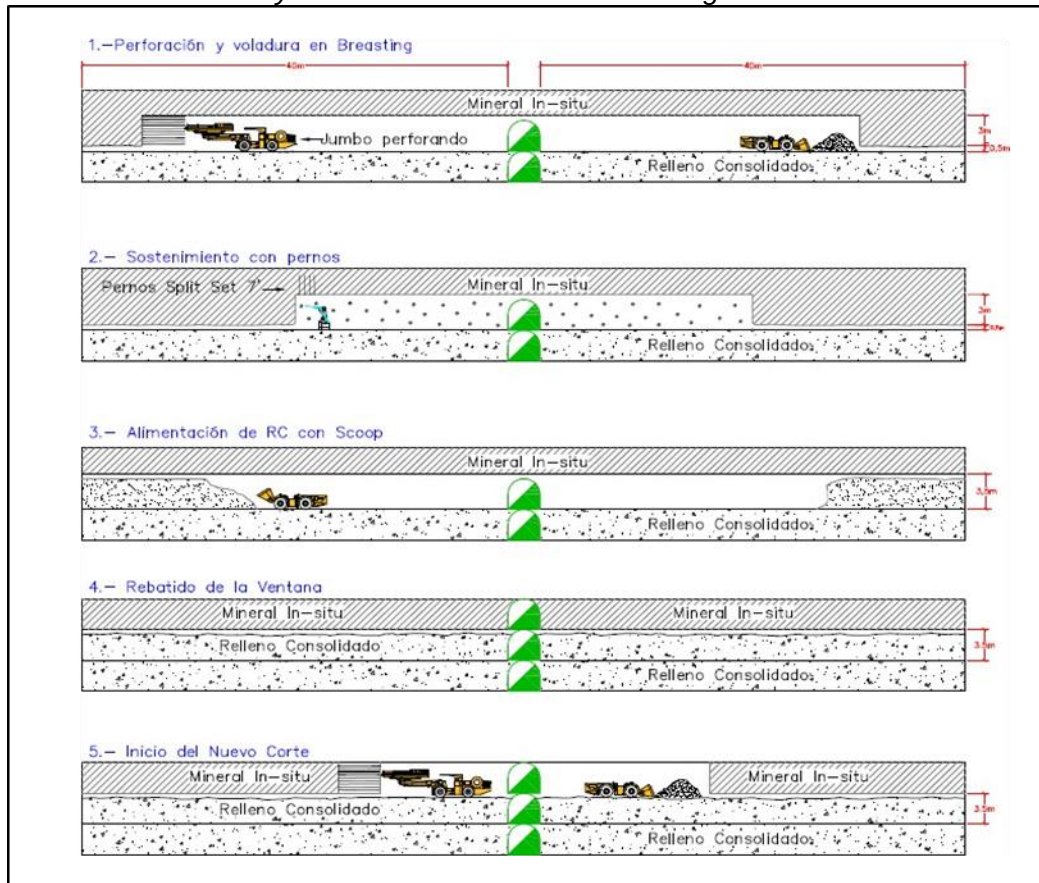
Según la geometría del yacimiento, se tiene dos variantes:

Corte y Relleno Ascendente – Breasting (Potencia $\leq 2.5 - 3.5 \geq$ mts)

- **Preparación:** Una vez desarrollado la estructura mineralizada en longitud y luego de haber realizado los muestreos respectivos, determinando la zona económica. A partir de una rampa auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 metros de altura en vertical, con buzamiento a 35° es 28.3 metros en inclinado, se construyen accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradientes de -15% y longitudes de 60 metros para dar acceso a los frentes de ataque. Se realizan los accesos conforme sube la explotación hasta lograr una gradiente de +15%.
- **Explotación:** Se realiza el desquince de la caja piso del mineral, sin comprometer la corona, cuyo objetivo será elevar la caja piso (Con el desarrollo de la galería se llevó a la altura de gradiente). Este disparo se hará en retirada en tramos de 10 metros. Culminado el relleno se procede a formar el banco de explotación de 03 metros. Los taladros de producción serán en forma horizontal con voladura controlada (Precorte), en toda la longitud del block. Este ciclo operativo continuará hasta que la rampa tenga una gradiente positiva de 15%, la longitud máxima del tajeo a explotar es de 100 metros en cada dirección.
- **Extracción:** Se utiliza Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia un echadero y/o cámaras de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (máximo 150 metros).
- **Relleno:** Para el proceso de relleno, se realiza en retirada dejando una luz máxima de 1.5 metros (por el buzamiento), y formar el banco de explotación, el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo con la altura sugerida.

Figura 3

Método de minado Corte y relleno ascendente en Breasting – Mina



Fuente: Mina en estudio.

Corte y Relleno Ascendente – Breasting Cámaras y pilares (Potencia ≥ 3.5 metros)

- **Preparación:** Una vez desarrollado la estructura mineralizada (control caja piso) en longitud y potencia (cámaras y pilares, al techo según diseño geomecánico), y determinando la zona económica. El criterio de diseño de la rampa de acceso se toma del anterior método (Corte y relleno estándar), a partir de una rampa auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 metros de altura en vertical, con buzamiento a 35° es 28.3 metros en inclinado, se construyen accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradientes de - 15% y longitudes de 60 metros para dar acceso a los frentes de ataque. Se realizan los accesos conforme sube la explotación hasta lograr una gradiente de +15%.

- **Explotación:** Se realiza el desquince de la caja piso del mineral (galería inicial), sin comprometer la corona, cuyo objetivo será elevar la caja piso (Con el desarrollo de la galería se llevó a la altura de gradiente). Este disparo se hará en retirada en tramos de 10 metros.

Culminado el relleno se procede a formar el banco de explotación de 03 metros. Los taladros de producción serán en forma horizontal con voladura controlada (Precorte), en toda la longitud del block.

Debido a que el buzamiento de la estructura mineralizada es igual o mayor a 35°; se tiene que dejar en el siguiente corte otra fila de pilares por el ancho de explotación y para proteger la caja techo y la rampa de acceso. Estos pilares estarán de acuerdo a la evaluación geomecánica.

Este ciclo operativo continuara hasta que la gradiente de la rampa (-) 15 % de acceso, forme una Rampa (+) 15%.

Longitud máxima de Tajero a explotar 50metros a cada ala (Norte -Sur), según sea el caso.

- **Relleno:** Luego se procede al relleno en retirada dejando una luz máxima de 1.5 metros (por el buzamiento), y formar el banco de explotación. el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo a la altura sugerida.
- **Extracción:** Se utiliza Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia un echadero Y/o Cámaras de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (máximo 150 metros).

2.1.8.2 Corte y relleno con perforación en realce. Aplicado en blocks de mineral donde el tipo de roca encajonante y el block mineralizado es de tipo Regular III A (RMR = 51-60).

El minado se realizará, a partir de la galería base, con perforación en realce, hasta llegar al nivel superior dejando un puente por seguridad. Luego de la voladura se procederá a sostener de acuerdo con la recomendación geomecánica. En seguida viene el relleno con material detrítico en avanzada, dejando una altura de perforación de 3.5 metros.

Según la geometría del yacimiento (potencia, buzamiento, longitud) se tiene tres variantes:

Corte y Relleno Ascendente con perforación en realce (Potencia <2.0 – 3.5 > metros)

- **Preparación;** Una vez preparado el avance en la estructura mineralizada (controlando la caja piso) en longitud y determinando la zona mineralizada. El criterio de diseño de rampa de acceso se toma del método anterior (Corte y relleno estándar), a partir de una rampa auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 metros de altura en vertical, con buzamiento a 35° es 28.3 metros en inclinado, se construyen accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradientes de -15% y longitudes de 60 metros para dar acceso a los frentes de ataque. Se realizan los accesos de preparación conforme sube la explotación hasta lograr una gradiente de +15%.
- **Explotación:** Se inicia con la preparación de la cara libre en el extremo de cada tajo generando una salida de sección (2 m de potencia), para continuar con la perforación de los taladros de producción que tienen que ser paralelos a la cara libre, cuya inclinación será acorde al buzamiento de la estructura. Se realiza la voladura en retirada, con tramos cortos (10 m), este proceso se realiza hasta el inicio de la zona de explotación. Luego se inicia el relleno en avanzada dejando una luz máxima de techo – piso de 3.5 m, para realizar el sostenimiento de acuerdo con la recomendación geomecánica. Este ciclo operativo continuara hasta que la rampa (-) 15 % de acceso, forme una rampa (+)15% de gradiente. Longitud máxima de Tajeo a explotar 100 metros a cada ala (Norte - Sur), según sea el caso.
- **Extracción:** Se hará uso de un Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia un echadero y/o cámaras de acumulación de mineral cerca de la zona de explotación (máximo 150 m).
- **Relleno:** El relleno se realiza en avanzada dejando una luz máxima de techo – piso de 3.5 m. el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo con la altura sugerida.

Corte y Relleno Ascendente Con cámaras y pilares realce (Potencia ≥ 3.5 metros)

- **Preparación:** Una vez desarrollado la estructura mineralizada (control caja piso) en longitud y potencia (cámaras y pilares, al techo según diseño geomecánica), y determinando la zona económica. El criterio de diseño de rampa de acceso se toma del método anterior (Corte y relleno estándar), a partir de una rampa auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 metros de altura en vertical, con buzamiento a 35° es 28.3 metros en inclinado, se construyen accesos de 3.5×3.5 metros, con gradientes de -15% y longitudes de 60 metros para dar acceso a los frentes de ataque. Se realizan los accesos de preparación conforme sube la explotación hasta lograr una gradiente de $+15\%$.
- **Explotación:** Se inicia con la cara libre en el extremo de cada tajo generando una salida de sección (potencia de veta 2m), para luego continuar con la perforación de los taladros de producción paralelos a la cara libre, cuya inclinación será acorde al buzamiento de la estructura. La Explotación será en retira tanto en longitud y potencia, que significa que primero se realizar el corte típico en realce en la cámara del piso, para luego pasar a la cámara del techo. Con la idea que la intercamaras de la Cámara 1 (Caja techo), puedan servir como ventanas para la extracción de mineral del material fragmentado. También se realiza la voladura en retirada, con tramos cortos (10 metros), este proceso se realiza hasta el inicio de la zona de explotación. Luego se inicia el relleno en avanzada, iniciando por la cámara 1 para pasar a la cámara 2 dejando una luz máxima de Techo – piso de 3.5 metros, para realizar el sostenimiento de acuerdo a la recomendación geomecánica en avanzada. Debido a que el buzamiento de la estructura mineralizada es $\leq 35^\circ$; se tiene que dejar para el siguiente corte, otra fila de pilares por el ancho de explotación y para proteger La caja techo y Rampa de acceso, Estos pilares estarán de acuerdo a la evaluación geomecánica.

Este ciclo continuara hasta que la rampa de gradiente (-) 15% de acceso, forme una forme una rampa con gradiente (+) 15%.

Longitud máxima de Tajeo a explotar 50 metros a cada ala (Norte -Sur), según sea el caso.

- **Extracción:** Se utiliza Scoop de 4.2 a 6 yd³, hacia un echadero y/o cámaras de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (máx. 150 m).
- **Relleno:** El relleno en avanzada, iniciando por la cámara 1 para pasar a la cámara 2 dejando una luz máxima de Techo – piso de 3.5 m, el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo con la altura sugerida.

Corte y Relleno Ascendente Con perforación en realce – Perforación convencional (Potencia ≤ 2.0 m)

- **Preparación:** Una vez desarrollado la estructura mineralizada (control caja piso) en longitud y determinando la zona económica. El criterio de diseño de rampa de acceso se toma del método descrito líneas arriba (Corte y relleno estándar), a partir de una rampa auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 metros. de altura en vertical, con buzamiento a 35° es 28.3 metros en inclinado, se construyen accesos de 3.5 x 3.5 metros, con gradientes de -15% y longitudes de 60 metros. para poder dar acceso a los frentes de preparación. Se realizan los accesos de preparación conforme sube la explotación hasta lograr una gradiente de +15%.
- **Explotación:** Se inicia con la cara libre en el extremo de cada tajo generando una salida de sección (potencia de veta 1.5 m), para luego continuar con la perforación de los taladros de producción paralelos a la cara libre, cuya inclinación será acorde al buzamiento de la estructura. Aquí se adiciona perforar una fila de taladros de desquinche al piso. Se realiza la voladura en retirada, con tramos cortos (10 m), y se procede al sostenimiento y limpieza, para luego realizar el disparo de descaje, este proceso se realiza hasta el inicio de la zona de explotación.

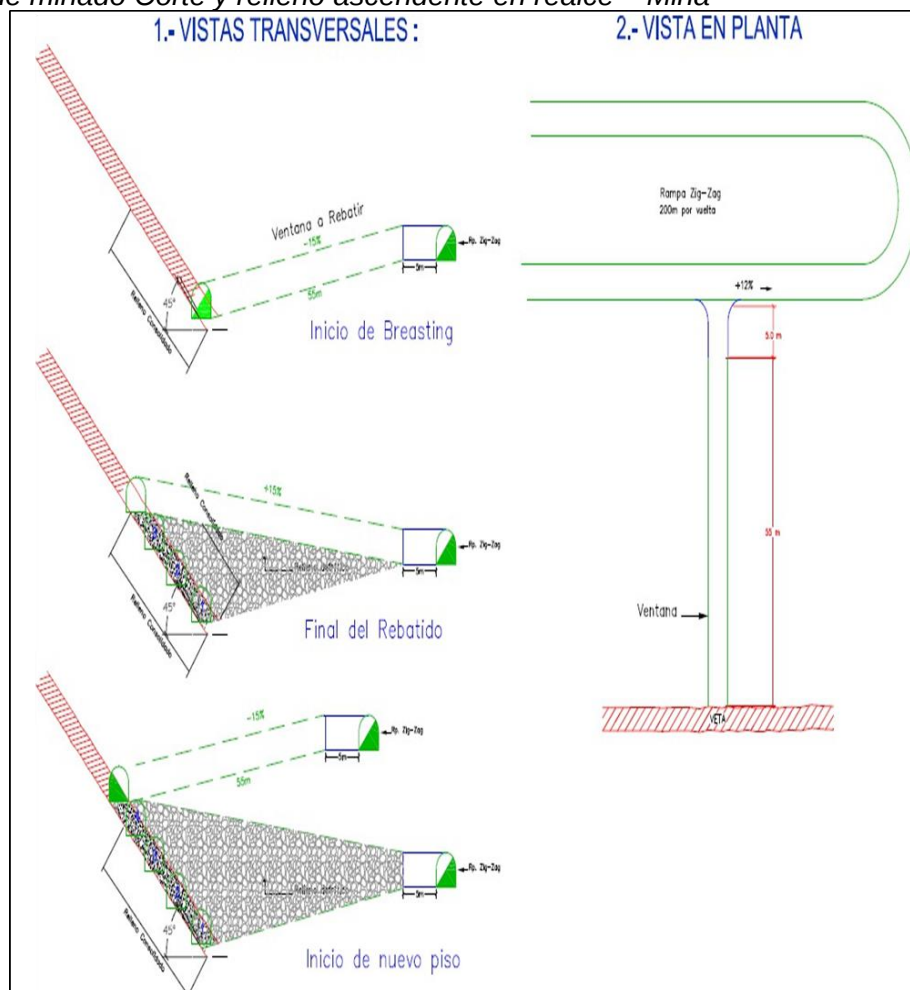
Luego se inicia el relleno en avanzada dejando una luz máxima de Techo – piso de 2.4 m, para realizar la acumulación de taladros con perforadora Jack Leg. Este ciclo operativo continuara hasta que la rampa de gradiente (-) 15 % de acceso, forme una rampa de gradiente (+) 15%.

Longitud máxima de Tajeo a explotar: 100 metros de Norte a Sur, según sea el caso.

- **Extracción:** Se utiliza Scoop de 4.2 yd³, hacia un echadero y/o cámaras de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (máximo 150 m).
- **Relleno:** El relleno se realiza en avanzada dejando una luz máxima de Techo – piso de 2.4 metros, el área de topografía es el encargado de pintar la línea de rasante para el relleno respectivo de acuerdo con la altura sugerida.

Figura 4

Método de minado Corte y relleno ascendente en realce – Mina



Fuente: Mina en estudio.

2.1.9 Método de explotación Sublevel Stopping

Hamrin H. (2019). "Underground Mining Methods and Applications"; este método es aplicado de preferencia en yacimientos de forma tabular verticales o sub verticales las cuales deberían de contar con un gran espesor, en un promedio superior a 10 m. Es deseable que las cajas encajonantes del cuerpo mineralizado sean competentes. Existe también la posibilidad de poder aplicarse en yacimientos masivos o mantos que tienen gran potencia, para esto se debe subdividir el macizo mineralizado en cámaras separados por pilares, las cuales según el proceso de minado se irán recuperando. Una de las condiciones geomecánicas para hacer viable este método de explotación es que tanto la zona mineralizada como las rocas encajonantes deben de tener de ser lo suficientemente competentes para garantizar condiciones de estabildades y evitar el desprendimiento prematuro de las cajas.

Sloane. (2011). El Sublevel Stopping es un método que consiste el excavar la zona mineralizada mediante franjas dejando el tajo vacío, estas franjas son de grandes dimensiones cuya orientación es vertical. El mineral fragmentado es recolectado en cámaras elaboradas en la base del tajo, es por esta zona donde se extrae el mineral mediante equipos de acarreo por telemando. La expresión "sublevel" se da por que hace referencia a las galerías o subniveles a partir de los se realiza la explotación de mineral.

2.1.9.1 Aplicaciones del sublevel stopping. Sloane. (2011). Para la aplicación del Sublevel Stopping se debe de considerar:

Que los yacimientos de mineral sean verticales o semi verticales es decir que se cumpla que el buzamiento sea mayor que el ángulo de reposo.

La potencia del mineral debe de ser mayores a 3 metros, para potencias menores es necesarios considerar otros parámetros de control.

Para que la dilución sea <20%, el mineral debe ser competente del punto geomecánico y las cajas encajonantes regulares y estables.

Se tiene una recuperación aproximada del 75% del mineral en el tajeo y si se logra recuperar mediante un buen control de voladura se llega al 90%.

2.1.9.2 Geometría del método. Copco A. (2007) La ubicación de las cámaras con relación al tajo puede ser de dos tipos, longitudinal o transversal, esto en referencia al rumbo del mineral. Las cámaras de sección longitudinal son aplicadas en tajos donde la potencia no pase el ancho posible de la cámara, es decir en 20 metros, pero considerando la calidad del terreno; pero cuando la potencia sobrepasa las dimensiones antes mencionadas es conveniente realizar cámara con disposición transversal.

Para evitar que exista un colapso de la corona de la cámara, esto cuando el techo no sea muy competente, antes de que se realiza la actividad de recuperación de pilares y para proteger las labores de los pisos superiores, una regla de seguridad empleada es la de dejar un puente en la corona de la misma altura que la potencia del tajo o del ancho de la cámara. Si tenemos una orientación longitudinal de las cámaras la longitud depende mucho de la capacidad de auto sostenimiento de las mismas. Se tienen la regla empírica de que con 100 metros de altura de tajo se tiene 50 metros de longitud. Mientras que en la disposición transversal las cámaras son orientadas de caja techo hacia caja piso, la longitud será igual a la potencia del cuerpo mineralizado. Pero si la potencia es mayor se puede dejar un pilar longitudinal, la cual tiene la función de acortar el tajo y a la vez refuerza los pilares entre cámaras.

Las labores se inician con las galerías en la parte superior del tajo, denominadas galerías de cabeza y las galerías de base, seguido a ello se realizan subniveles a intervalos en toda la altura del tajo, en un extremo se desarrolla una chimenea la cual será de cara libre para las voladuras que se realizarán para romper el mineral. La explotación se inicia desde los subniveles, para ello se utiliza voladuras adecuadas, las cuales desprenden secciones verticales con salida hacia la chimenea o slot previamente preparada, cayendo el mineral hacia las ventanas de extracción ya elaboradas.

2.1.9.3 Tipos de perforación para Sublevel stoping.

Taladros en paralelo (Potencia > 1.00 - <= 10.0 mts)

- **Descripción:** En yacimientos verticales este método tiene la ventaja de tener un espaciamiento uniforme entre taladros, consiguiendo con ello unas condiciones

ideales para la distribución de energía y de rotura en el proceso de voladura. Para realizar esto se debe avanzar la galería o subnivel hasta el límite del tajo, la perforación de taladros se hará con brocas de hasta 165 mm de diámetro con perforadoras martillo en fondo. Las cargas deben de ser espaciadas y tener un secuenciamiento para poder reducir las vibraciones. El proceso de voladura se inicia por la chimenea slot desde el nivel más bajo, preparando una cornisa en cada subnivel y en todo el ancho del frente en explotación, a partir de estas cornisas se perfora con taladros paralelos en negativo, las cuales después serán explotados, el proceso de voladura es comenzado por el nivel inferior y se hace en orden ascendente de subnivel a subnivel. Se debe de tener en cuenta que la distancia entre subniveles puede variar entre 6 hasta 20 metros, y es obligatorio que los colaboradores trabajen con arnés de seguridad.

- **Preparación:** Se necesita para el desarrollo, la ejecución de una galería de 3.5 x 3.5 m. para delimitar la estructura quedando como techo de la preparación de taladros Largos, para luego realizar una rampa negativa operativa de -15 %, con la finalidad de acceder a niveles inferiores, y también para ir con una distancia relativa a la estructura y poder realizar labores de comunicación. Al llegar a una cota determinada por el ángulo de buzamiento de la estructura (15m. de longitud de perforación como máximo) se procederá a desarrollar otra galería, sobre la estructura mineralizada de sección 3.5 x 3.5 m, para desarrollar el piso para la preparación de los taladros largos, es en esta galería inferior que se procederá a realizar la perforación
- **Explotación:** Se inicia con la cara libre en el extremo de la galería preparada previamente con una sección de 2.0 x 2.0 m, para luego continuar con la perforación con una distribución de taladros que dependerá de la evaluación geomecánica previa, la potencia de veta y la inclinación de la misma. El avance se realizara en retirada desde el extremo hacia el ingreso a la galería, se procederá a la voladura de las filas de taladros, dependiendo de la evaluación geomecánica y la posible

presencia de zona no económica, para dejarla como pilares, si el terreno es favorable y la zona es económica en su totalidad se ejecutará voladura masiva.

- **Extracción:** Se utiliza un scoop de 4.2 a 6 yd³. Con telemando, hacia un echadero Y/o Cámaras de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (máximo 150 metros).
- **Relleno:** El relleno se ejecutará por la galería superior y si es necesario se realizarán otras labores desde la rampa operativa para acelerar el relleno necesario para que este sirva como nuevo piso para proseguir con la ejecución de los taladros largos si hubiera ya preparado un nivel o piso superior.

A continuación, se muestra el ciclo del método de minado con taladros largos en paralelo en la unidad minera.

Figura 5

Método de minado con taladros largos en paralelo



Fuente: Mina en estudio

Taladros en abanico

- **Descripción:** Se utiliza brocas de 51 a 102 mm de diámetro para hacer los taladros, en este sistema se puede realizar la perforación de taladros en forma de abanico,

con la seguridad de que el centro de la galería quede perforado. De esta manera se puede llevar la perforación adelantada tanto como se desee, pero existe el riesgo de que se puede perder taladros al taparse cuando se realiza la voladura. La distancia de los subniveles va a depender de que exista la posibilidad de que se pueda controlar la dirección de los taladros, de esta manera se pueda asegurar un correcto espaciado en el interior del macizo rocoso. La voladura se comienza normalmente por los subniveles inferiores, previo a ello se debe de tener perforado gran parte de las secciones. En general se suele perforar hasta 6 secciones de abanicos en cada subnivel, y luego se realiza el proceso de voladura los tres primeros de una sola tanda, existe veces donde la voladura se realiza de sección en sección para examinar los efectos que ocasionan éstos. El diseño de abanico tiene una gran relevancia en la fragmentación y para obtener un máximo proceso de recuperación.

- **Desarrollo:** Se considera ejecutar un crucero, que iniciará de una rampa principal, dicho crucero será de sección 4.0x4.0 m con un porcentaje de gradiente horizontal y/o negativo para poder generar una cota de 12.0 m de bancada con respecto al sub nivel superior, también se considera la ejecución de un By Pass paralelo a la estructura con un espaciamiento de 25m con fines de relleno y evitar subsidencia en el minado, dicho By Pass será de sección de 3.5x3.5m.

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

La ventilación se considera chimeneas como circuito de extracción de aire viciado y como circuito de inyección de aire la rampa principal.

- **Preparación:** Se considera el inicio después de la ejecución del crucero que intercepta estructura, donde se desarrollará el sub nivel de preparación 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 sostenimiento se considerará con Shotcrete por el tipo de roca, presencia de panizo y la presencia de fallas al techo.

- **Explotación:** El proceso de perforación será en positivo del SN Inferior al SN Superior, 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 Toneladas.
- **Relleno:** Con el fin de estabilizar los paneles minados se utilizará relleno detrítico, dicho relleno será aportado de los avances del avance de las rampas, los paneles serán rellenados a partir de los By Pass – cámara de relleno.

2.1.9.4 Ventajas y desventajas del método Sublevel stoping. En base a la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas (2007), se tiene:

Ventajas:

Las operaciones unitarias son continuas, no existe interrupciones para rellenar, depende del ciclo de minado que se le dé.

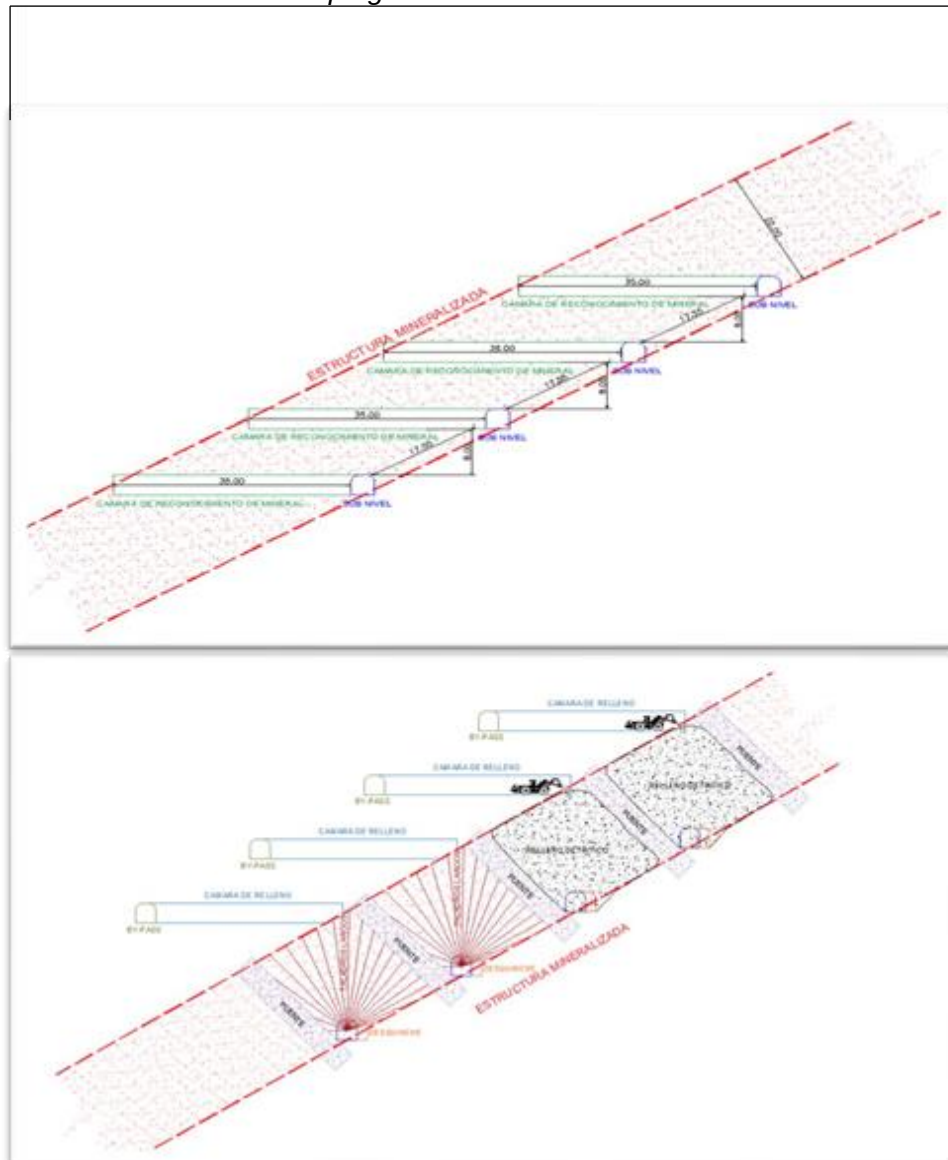
- El costo operativo es bajo generalmente, lo cual exige poca mano de obra.
- La relación que existe entre la producción y la preparación es alta.
- Los niveles de seguridad para el personal son altas, los colaboradores no tienen la necesidad de ingresar al tajo vacío, todo se realiza mediante equipos a telemando.

Desventajas:

- Es un método no selectivo
- Las voladuras secundarias pueden generar gases que queden en el tajo produciendo accidentes, si no se ventila adecuadamente antes de ingresar.
- Se vuelve ineficiente cuando el yacimiento es demasiado inclinado.
- Es necesario que haya un servicio de mantenimiento que sea riguroso. El servicio de mantenimiento por lo general es más caro que el de producción.

Figura 6

Metodo de minado Sublevel Stopping – Taladros en abanico



Fuente: Mina en estudio

2.1.10 Productividad

Anchiraico J. (2021) cita a Carro & Daniel (2020), dice que la productividad es un término el cual implica la mejora de un proceso productivo determinado. Si hablamos de mejora, estamos en una comparación favorable entre la cantidad de recursos utilizados y la cantidad de bienes o servicios que se producen, en términos generales, la productividad viene a ser un índice que va a relacionar lo que produce un sistema y los recursos que se emplean para generarlo. La productividad podemos expresar bajo la siguiente fórmula:

$$\text{Productividad} = \frac{\text{Salidas}}{\text{Entradas}}$$

2.1.10.1 Medición de la Productividad. Anchiraico J. (2021) cita a Carro & Daniel (2020), la productividad se puede medir a veces de manera directa, por ejemplo, cuando es medida como horas hombre trabajadas por tonelada de mineral extraído. A veces existen problemas para llevar a cabo esta medición.

Algunos de estos problemas son:

- Las especificaciones de un producto en particular pueden variar, pero la cantidad de entradas y salidas utilizadas sigue siendo la misma.
- Existen elementos externos los cuales pueden causar un crecimiento o disminución en la productividad, en este caso el sistema no puede ser el directo responsable.
- Podría haber la posibilidad de que haga falta unidades precisas de medición.

Si hablamos del sector de servicios, los problemas de medición son delicados, por ejemplo, la medición de la productividad que existen en un estudio jurídico, aquí cada caso es diferente, es decir cada asunto legal tendrá un tiempo determinado de resolución, de esta manera se altera la exactitud de la medición casos por hora de mano de obra empleada.

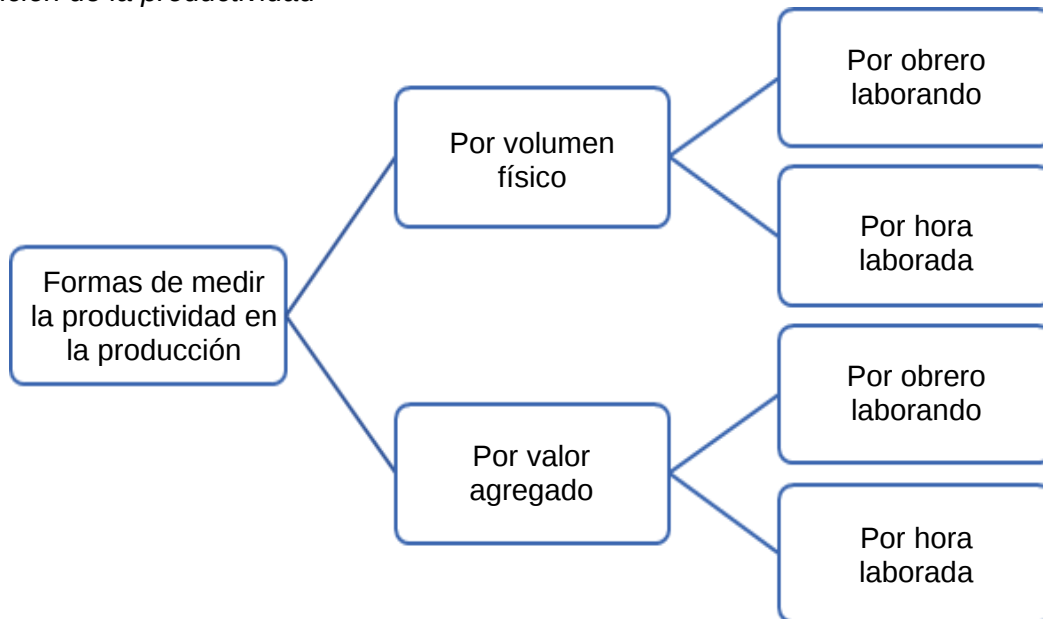
2.1.10.2 Formas de Medir la Productividad. Anchiraico J. (2021) cita a Campos et al. (2016), menciona que se tiene dos maneras de medir la productividad:

Por volumen físico: cuando se utiliza como unidad de medición la cantidad de bienes producidos. En este ítem se considera la cantidad de bienes en físico que se han producido (salidas) y la cantidad de unidades en físico que han ingresado al proceso de producción (entradas).

Por valor agregado; se refiere a las mercancías que son valorizadas en la moneda local. Este es el índice que es más utilizado por los Organismos Internacionales, para comparar la productividad entre países, este método es criticado debido a que no toma en consideración las modificaciones en los productos debido a la inflación.

Figura 7

Medición de la productividad



Fuente: Elaboración propia

2.2 Marco conceptual

- **Voladura:** Conjunto de procesos necesarios para romper y/o triturar roca sólida orientada a diferentes objetivos.
- **Perforación:** Proceso de crear agujeros en la roca o el terreno con el objetivo de colocar explosivos en ellos.
- **Carga:** Cantidad (Kg, cartuchos, m) y disposición de explosivos utilizados en una voladura determinada.
- **Diseño:** Proceso de planificación y desarrollo sistemático de una estrategia de voladura con el objetivo de obtener resultados óptimos en términos de seguridad, eficiencia, calidad y costo.
- **Taladro:** Perforación cilíndrica en roca, de largo y diámetro definido, el cual va a tener una ubicación única en el espacio y va a tener un diseño de carga.
- **Explosivo:** Producto químico o mezcla de productos químicos que liberan una gran cantidad de energía al ser detonados.
- **Burden (B):** Distancia desde la superficie de la roca hasta la cara de corte o avance y es un factor crítico en el diseño de la voladura.

- **Espaciamiento:** Distancia horizontal entre los taladros de voladura adyacentes en una sección determinada.
- **Diámetro:** Tamaño de los agujeros taladrados en la roca para colocar los explosivos en una operación de voladura. Este diámetro es una de las características más importantes en la planificación y diseño de una voladura, ya que afecta directamente a la eficiencia y seguridad de la misma. El diámetro de perforación puede ser ajustado para maximizar la efectividad de la voladura y minimizar los desechos y el impacto ambiental.
- **Profundidad:** Distancia desde la superficie hasta la parte inferior del agujero taladrado en la roca para colocar los explosivos en una voladura.
- **Banco:** Altura total del material a ser volado desde la superficie hasta la parte inferior de la zanja o excavación.
- **Taco:** Cantidad de material que se coloca sobre o alrededor de la carga de explosivo antes de la voladura. Esta técnica se utiliza para controlar la dirección y la distribución del material volado y para reducir la cantidad de fragmentos y vibraciones indeseadas durante la explosión. El taco puede estar hecho de materiales como tierra, piedra u otros materiales, y su tamaño y composición dependen de las condiciones específicas de cada operación de voladura.
- **Producción:** Cantidad de material (m³) que se puede extraer de una mina, cantera o en este caso zanja utilizando voladura. La producción efectiva depende de muchos factores, como la calidad de la roca, la planificación y diseño de la voladura, la elección del tipo y cantidad de explosivo, y las condiciones en el sitio.
- **Desplazamiento:** Cantidad de material rocoso que se mueve o se desplaza debido a la detonación de la carga explosiva. Este desplazamiento puede tener un impacto significativo en la eficiencia de la operación de voladura y en el resultado final de la excavación. La cantidad y la dirección del desplazamiento dependerán de diversos factores, como la geología de la zona, la configuración y profundidad de la perforación, la composición y cantidad de la carga explosiva, entre otros. Es

importante tener en cuenta el desplazamiento al planificar y ejecutar una operación de voladura, con el objetivo de minimizar su impacto negativo y maximizar la producción.

- **Explotación:** Extracción de rocas y minerales, para disponer de ellos con fines industriales, comerciales o utilitarios.
- **Operaciones:** Todas y cada una de las actividades que tengan por objeto el desarrollo de la minería.
- **Recurso:** Sustancia sólida, líquida o gaseosa naturalmente concentrada en o sobre la corteza terrestre para la cual existe o es posible un uso económico.
- **Reservas:** Parte del recurso identificado que es económicamente explotable en el momento de la identificación.
- **Vena:** Masa tubular de material mineral depositado en una fisura, fisura o fisura de un macizo rocoso que difiere en composición del material en el que está incrustado.
- **Yacimiento:** Cualquier acumulación de roca o concentración natural de uno o más minerales.
- **Arranque:** Se define como arranque de un mineral a la fragmentación del macizo rocoso hasta llevarlo a un tamaño que permita su manipulación para ser cargado y transportado.
- **Transporte:** Es el proceso de traslado del material desde las labores subterráneas hasta superficie, este se realiza a través de los siguientes sistemas: transporte convencional mediante carros mineros, locomotoras y sistemas trackless mediante scoop y volquetes.
- **Avance:** Denominación para el laboreo lineal (metros) que pueden ser labores de acceso horizontal, rampas y verticales, como producto de la perforación-voladura.
- **Costos:** Es el conjunto de recursos (material, servicios, personal, otros) que se utilizan para realizar una actividad o proceso productivo.

- **Crucero:** Son labores con secciones de 3.5 m. x 3.5 m en la fase de desarrollo (labores en estéril/desmonte) o de preparación (para la explotación del block mineralizado).
- **Dilución:** Es la pérdida de la calidad de la ley de mineral de la zona mineralizada debido a la presencia del material encajonante como resultado de la explotación.
- **Echadero:** Son desarrollos verticales o con inclinaciones menores para la extracción de mineral, relleno, ventilación, bombeo de agua y otros servicios.
- **Eficiencia:** Es el uso racional de los recursos para lograr los objetivos. Cuanto más eficiente es, menos recursos se utilizan.
- **Malla:** Se refiere a la distribución de los taladros de perforación para una labor, de acuerdo con el terreno y al tipo de explosivo que se usará.
- **Niveles:** Son labores horizontales que generalmente demarcan las zonas de laboreo y están entre 50 metros de nivel a nivel.
- **Productividad:** Definida como indicador de eficiencia y tiempo que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida.
- **Rendimiento:** Es la medida, indicador o cuantificación de un actividad o proceso como resultado por unidad (tiempo, metros, toneladas, US\$, etc.).
- **Rentabilidad:** Es la relación o capacidad de generar la mayor utilidad o ganancia de una inversión o utilización de recursos para un fin establecido.
- **Subniveles:** Son labores de preparación construidas para la inmediata explotación. La sección está determinada por la potencia de la veta.
- **Tajeo:** Esta labor minera es considerada como una unidad de explotación propiamente dicha, donde se realiza el ciclo de minado para obtener el mineral.
- **Scoop:** Son equipos diseñados para trabajar de manera óptima en espacio reducidos, los equipos de minería son compactos, éstos difieren de los equipos en tajo abierto por el tamaño (Soria Aguilar, 2019).
- **Buzamiento:** según Oyarzun (2009), es un parámetro expresado en grados, por lo general en sexagesimales, las cuales definen junto a la dirección, la disposición que

tiene un plano geológico. El buzamiento indica el ángulo que forma el plano geológico con respecto a una horizontal. Este ángulo tiene que ser medido de manera perpendicular a la dirección, es muy necesario indicar su sentido.

- **Geomecánica:** según Duque Escobar & Escobar (2016), es el estudio de la deformación de las rocas y los suelos, hasta terminar fallando, esto en respuesta a los esfuerzos a los que son sometidos, la presión, temperatura y otros parámetros ambientales que se puede considerar.
- **Hastial:** Son muros presentes dentro de una excavación en interior mina, son los planos o superficies rocosas que limitan un laboreo minero (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).
- **Minado:** se define como la explotación de recursos minerales, los cuales se encuentran debajo de corteza terrestre, por diferentes métodos de explotación, los cuales pueden ser a cielo abierto o subterráneo (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).
- **Pilar:** es la roca in-situ dejada entre dos o más excavaciones subterráneas, cuya función es de soporte natural, el cual puede ser temporal o permanente, encargada de soportar las presiones del terreno (Duque Escobar & Escobar, 2016).
- **Slot:** es una labor vertical, la cual se desarrolla en uno de los extremos del block que se va a minar, tiene de la finalidad de crear una “cara libre”, para realizar las voladuras de las secciones en el tajo (Bernaola Alonso, 2013).
- **Subnivel:** según Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas (2007.), son galerías secundarias cuya función específica es de preparación y explotación del block mineralizado, además de ello delimita el block.
- **Galería:** Es una excavación horizontal, o puede ser ligeramente inclinada, se desarrolla sobre el mineral o una de sus cajas, siguiendo el rumbo o dirección de la estructura mineralizada, la importancia esta delimitar el block mineralizado, dar acceso a la estructura mineralizada (Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2007).

- **Cuerpo:** es una concentración natural de material valioso, la cual puede ser extraída y beneficiada obteniéndose ganancias. (Oyarzun, 2009)
- **Depósito:** Según Herrmann & Zappettini (2014), se entiende como una concentración natural de minerales dentro de la corteza terrestre, un depósito mineral está clasificado por el grado de concentración de mineral, los cuales debes de ser lo suficientemente altos para que su explotación sea rentable.

Capítulo III: Desarrollo trabajo de investigación

3.1 Nivel y tipo de investigación

3.1.1 Tipo de Investigación

Lozada J. (2016), la finalidad de la investigación aplicada es la aplicación directa de los conocimientos generados hacia los problemas de la sociedad o el sector de producción. Está basado principalmente en los hallazgos en tecnología de la investigación básica, se ocupa de enlazar la teoría y el producto final, es decir utiliza los conocimientos que genera la investigación básica.

Debido a ello la investigación que se realiza es del tipo Aplicado, debido a la relación que existe con la aplicación del método de Sublevel Stopping en la mina y su influencia con la productividad, mediante esta aplicación veremos si es factible aumentar la producción y reducir los costos que estos implican.

3.1.2 Nivel de Investigación

Hernández R. (2014), los estudios descriptivos tienen el objetivo de especificar las características y propiedades más importantes de cualquier fenómeno que se está analizando. En otras palabras, recoge y mide información independientemente o de manera conjunta sobre las variables de estudio.

Conforme a lo expuesto, el trabajo de investigación desarrollado es de Nivel Descriptivo.

3.2 Método de investigación

El método analítico-sintético según Rodríguez Jiménez & Pérez Jacinto (2017), menciona dos procesos intelectuales inversos, las cuales operan en unidad, las cuales son el análisis y la síntesis. Entendemos por análisis como un procedimiento el cual posibilita la descomposición de un todo en sus partes, permite estudiar el comportamiento de cada parte. Mientras que la síntesis es a la inversa, la cual establece la combinación de las partes que han sido analizadas previamente y posibilita el descubrimiento de relaciones y

cualidades generales entre las variables. El método empleado en el trabajo de investigación es el analítico-sintético.

3.3 Diseño de investigación

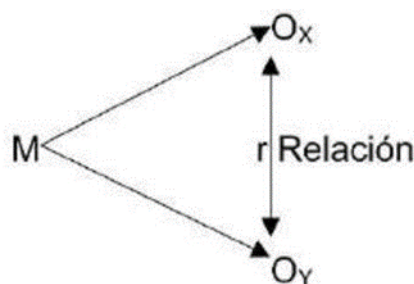
Según Hernández Sampieri et al. (2014), la investigación no experimental se caracteriza por que no existe una manipulación de variables, vale decir sólo se observa los fenómenos que existen en un ambiente normal, luego de esto se realiza su respectivo análisis.

En la investigación no experimental se encuentra considerado la investigación de corte transversal o transeccional, le cual consiste en recolectar datos por única vez, cuyo propósito fundamental es describir cada una de las variables para que luego se analice la incidencia y su relación que ambas variables tiene en un momento determinado (Hernández Sampieri et al., 2014).

El diseño correlacional causal, según Hernández Sampieri et al. (2014), describe las relaciones existentes entre dos o más variables de estudio en un determinado periodo de estudio. Por lo expuesto se puede afirmar que el trabajo de investigación desarrollado es: No experimental, transversal, correlacional-causal.

Figura 8

Diseño de investigación



Fuente: Elaboración propia.

M: muestra

Ox: Variable X: Método de Minado Sublevel Stopping

Oy: Variable Y: Producción del tajo

3.4 Población y muestra

3.4.1 Población

La población es el conjunto o la totalidad de los elementos sobre los cuales se realiza algún trabajo de investigación o se realiza algún tipo de estudios. (Hernández Sampieri et al., 2014).

La población para este trabajo de investigación está constituida por 6 tajos en fase de explotación de una de las zonas de la mina subterránea.

3.4.2 Muestra

La muestra según Hernández Sampieri et al. (2014), es un subgrupo de la población, los cuales son seleccionados previamente para realizar un determinado estudio. Para nuestro caso la muestra está constituido por un tajo piloto, de la zona Caridad de la Unidad Minera Huancapetí, distrito de Aija, Provincia de Recuay.

3.4.3 Técnica de Muestreo

El método de muestreo no probabilístico por conveniencia según Otzen & Manterola (2017), es aquella que permite seleccionar aquellas muestras sean accesibles, el cual es fundamentado en las facilidades de accesibilidad y proximidad para el investigador. Por lo tanto, la técnica de muestreo del presente trabajo de investigación es de carácter no probabilístico, para ello se utilizará el método por conveniencia.

3.5 Herramientas y técnicas de recolección de datos

3.5.1 Herramientas

- **Ficha de registro de datos:** Llevan este nombre porque en este instrumento se recopilan los datos obtenidos a partir de las diversas fuentes revisadas. (Sierra Bravo, 1994).
- **Técnica de procesamiento de datos:** Según Hurtado De Barrera (2000), es una técnica que consiste en el recojo de los datos de una población o muestra de estudio, los cuales son debidamente ordenados y evaluados, para obtener una información que sea útil para nuestra investigación, luego éstos serán analizados finalmente para que se pueda tomar decisiones acerca del estudio realizado. El

procesamiento de datos obtenidos en la presente investigación es procesado electrónicamente con la ayuda del Ms EXCEL, Power Bi, Autocad, Aegis, etc.

3.5.2 Técnicas

Son aquellos procedimientos para recopilar información necesaria para poder comprobar la hipótesis planteada. (Hernández Sampieri et al., 2014). En la presente investigación se utilizaron las siguientes técnicas:

- **Observación Directa:** Es el método por el cual se realiza la observación directa del objeto de estudio dentro de una situación en particular. Las observaciones que se realizan se hacen con la finalidad de recopilar datos que se van a utilizar en la investigación. (Cea D'Ancona, 1997).
- **Análisis Documental:** Según Ander-Egg (2011), el análisis documental es una técnica el cual trata de recopilar el conocimiento acumulado que se tiene sobre el problema de investigación a través de información y recopilación documental. Para la presente investigación se revisará la información de los informes de producción, voladura, los programas de producción de la unidad minera Huancapetí.

3.6 Presentación de datos generales

3.6.1 Diseño de Minado

Para el diseño del método en la unidad minera en base a el tipo de yacimiento, ya que en esta mina presenta dos tipos de yacimiento, en veta de mineral y cuerpo mineralizado lo cual las potencias se mostrarán en la siguiente tabla:

Tabla 6

Yacimiento según potencia

Yacimiento	Potencia
Veta	< 1-3.5 > m
Cuerpo	< 3.5–10> m

Fuente: Mina en estudio.

Una vez explicado ello procederemos a describir la secuencia de minado para el tipo de yacimiento de cuerpo mineralizado que será objeto de nuestro estudio.

3.6.2 Secuencia de Minado

La explotación de la estructura mineralizada se realizará siguiendo la siguiente secuencia:

- Se realiza una chimenea para cara libre (Slot): Antes de realizar la voladura masiva se realizará un slot situada en la primera sección.
- Perforación: Se utiliza el equipo SIMBA de taladros largos con una longitud de 10 metros y un diámetro de taladro de 64 mm.
- Voladura: Para evitar cualquier daño significativo al material rocoso, se utilizará el ANFO con un factor de potencia de 0.18 Kg/TM como explosivo y se dispararán 4 secciones por tanda de voladura.
- Limpieza: Se utiliza un Scooptram Diesel de 6 Yd3 a telemando, que reduce la exposición del personal en espacios abiertos.
- Relleno: Una vez terminado la explotación se pasa al proceso de relleno con material detrítico con Scooptram Diesel de 6 Yd3 desde el nivel superior del tajo.
- Acarreo: El Acarreo se realiza se realiza con Scooptram Diesel 6Yd3 desde la labor hacía la cámara de carguío habilitado en el nivel de la zona de trabajo.
- Sistema de Extracción: Desde la cámara de carguío del nivel base con volquetes de 22 TM, el mineral será trasladado a las canchas de mineral.

3.6.3 Descripción del Método

- **Desarrollo:** Se considera ejecutar un crucero, que iniciará de una rampa principal, dicho crucero será de sección 3.5 x 3.5m con un porcentaje de gradiente horizontal y/o negativo para poder generar una altura de 12.0 m de bancada con respecto al subnivel superior, también se considera la generación de un By Pass paralelo a la estructura con un espaciamiento de 25m con fines de relleno y evitar subsidencia en el minado, dicho By Pass será de sección de 3.5 x 3.5m, para la limpieza y los avances se ejecuta con Jumbo electrohidráulico DD 210 y un Scooptram R1300G de 4.2 yd3 respectivamente. 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 chimeneas como circuito de extracción de aire viciado y como circuito de inyección de aire la RP principal.

- **Preparación:** Se considera el inicio después de la ejecución del crucero que intercepta la estructura, donde se desarrollará el subnivel de preparación de sección de 3.5x3.5 m sobre el cuerpo mineralizado, teniendo en cuenta el piso de la estructura tiene que ir al techo, la sección de 3.5x3.5 m es considerada para el posicionamiento del equipo DL 210 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 Scooptram 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.
- **Perforación y Voladura:** Una de las operaciones unitarias más importantes es la perforación. Por esta razón, se llevaron a cabo numerosas pruebas de voladura para encontrar un parámetro que pueda reducir la intensidad de las vibraciones en la roca sólida sin causar mucha desestabilidad. Primero se hizo el cálculo del Burden y los espaciamientos utilizando la fórmula de Pearse. Después de eso, se llevaron a cabo las modificaciones apropiadas en función de los resultados observados en el campo.

El modelo DL 2710 de un Jumbo radial electrohidráulico de Sandvik, que tiene barras acoplables de 5 pies de longitud, se utiliza para perforar taladros verticales en negativo. Para nuestra situación, la altura del banco es de 12 metros, pero las longitudes de los taladros oscilarán entre 2 y 20 metros.

- **Creación de la Cara Libre o Slot:** El anillo se construye a partir de una chimenea VCR de 7 metros de largo y una sección de 2.0 por 2.0 metros. La rotura masiva del mineral comienza en esta cara libre. Aunque es posible volar las secciones junto con la chimenea de tornillos, existe la posibilidad de que la cara libre falle y así todas las secciones fallen, lo que provocaría una condición subestándar.

Tabla 7

Malla de perforación de la chimenea Slot

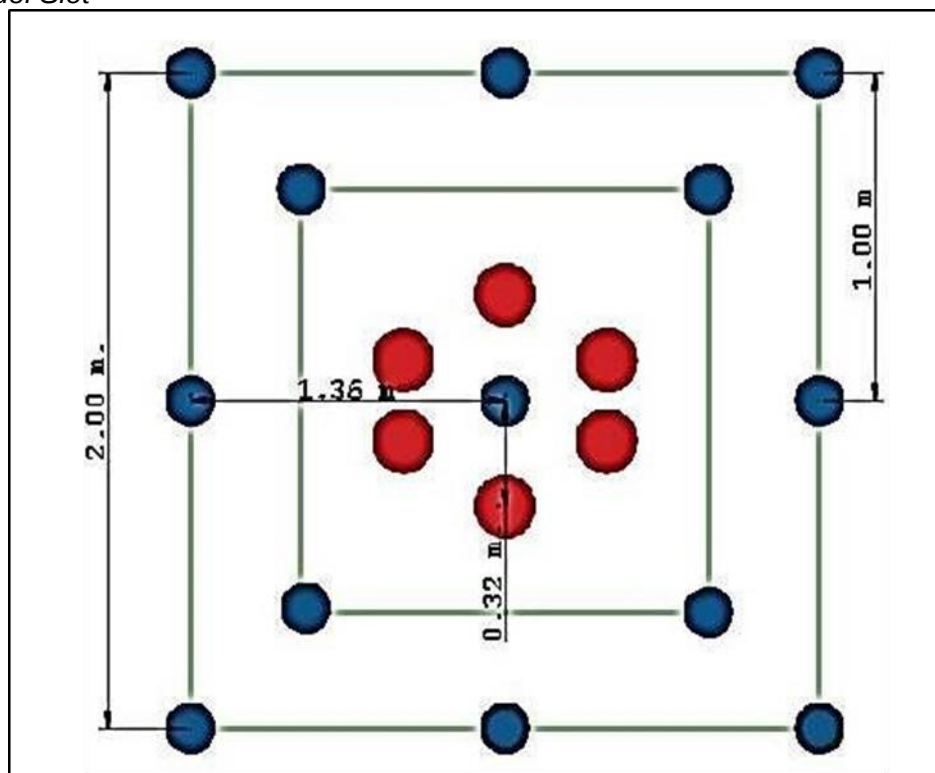
ITEM	DESCRIPCIÓN
Sección	2.0 x 2.0
Puente	7 m
Diámetro de broca	64 mm
Diámetro de rimado	127 mm
Longitud de taladro	7 m
Arranque	5
Taladros rimados	6
Cuadradores	8
Total, de Taladros	19

Fuente: Elaboración propia.

Gráficamente se representaría de la siguiente manera:

Figura 9

Diseño del Slot

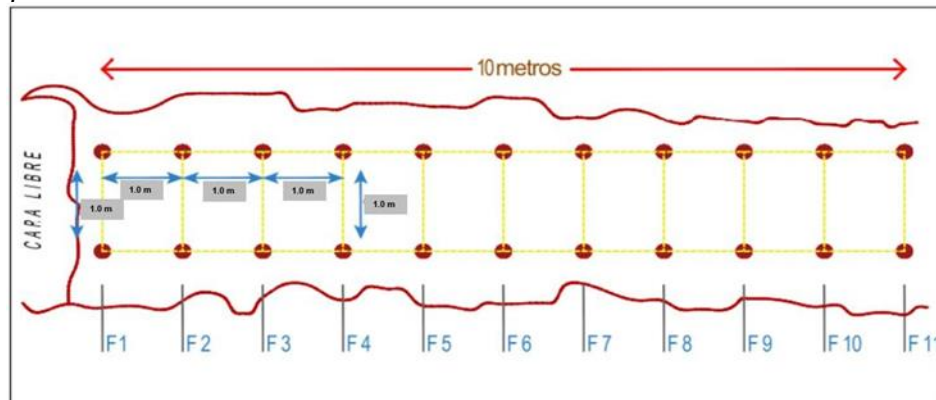


Fuente: Mina en estudio.

- **Perforación y Voladura del Tajo:** Después de realizar la perforación de la ranura, se procede a perforar las secciones de producción, se realizará la perforación de 14 metros del subnivel donde se ubica el slot en vertical y paralelo cada sección del tajo, como se muestra en la Figura 10.

Figura 10

Malla de perforación SLS



Fuente: Mina en estudio.

Las secciones de producción tienen las siguientes características:

Tabla 8

Malla de perforación paralelo SLS

ITEM	DESCRIPCIÓN
Sección	4.0 x 40 m
Puente	7
Diámetro de broca	64 mm
Tipo de perforación	Paralelo
Longitud de taladro	7 m
Número de Taladros	42 taladros
Burden	1.0 m
Espaciamiento	1.0 m

Fuente: Elaboración propia.

Se requirió aumentar la eficiencia en la perforación y voladura con el fin de disminuir los costos de producción, es así que se perforan taladros de precorte en el contorno de cada panel para evitar sobrerotura en las paredes.

- **Extracción de Mineral:** Empezando la extracción de mineral contamos con un Scoop R1600G Diesel de 6 yd³, cuyas especificaciones son:

Tabla 9

Especificaciones Scoop 6 yd³

ITEM	DESCRIPCIÓN
Ancho	2.40 m
Largo	10.10 m
Altura	2.40 m
Altura de Carguío	3.75 m
Rendimiento/hora	27.19 m ³ /hr

Fuente: Elaboración propia.

- **Relleno:** El relleno utilizado es el relleno detrítico, cuyo material proveniente de labores de desarrollo se empieza a rellenar una vez se haya explotado en su totalidad el tajo, se hace uso de equipos Scooptram R1300G de 4 yd³ o Scooptram R1600G de 6 yd³ según sea el caso. El proceso de relleno se realiza del nivel superior hacia el inferior, siguiendo el procedimiento de este trabajo para la seguridad del operador y el equipo.
- **Sostenimiento:** Se realiza mediante Shotcrete, pernos de fricción, pernos de expansión y malla electrosoldada.

El Shotcrete es el tipo de sostenimiento es el más aplicado en la unidad en los tajos de cuerpo mineralizado Según la evaluación geomecánica que se tiene, existen aplicaciones de 2 pulgadas y 3 pulgadas. La fibra sintética se utiliza con una resistencia al shotcrete superior a 220 kg/cm².

Los pernos de sostenimiento usados son los pernos de fricción y los pernos expansivos de 7 pies de longitud. A estos pernos se tienen que complementar con las mallas electrosoldadas.

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis de Costo de Minado por Sublevel Stopping

Detallaremos los siguientes parámetros del tajeo a analizar y sus costos

Tabla 10

Parámetros del Tajeo

Unidad de producción	Mina subterránea
Nivel	14
Zona	Caridad
Tajeo	TJ 9559
Ancho de sección	2.20 m
Longitud de Labor	14.00 m
Barra de Perforación	28.00 pies
Longitud Efectiva Perforación	7.25 ml
Taladros Perforados	37 Taladros
Taladros de Alivio	6 Taladros
Pies perforados Total	1289.32 pies
Pies perforados Alivio	142.80 pies
Altura de Banco	7.00 ml
Volumen Roto	237.16 m3
Rendimiento Equipo Limpieza	27.19 m3/Hr
Rendimiento Equipo Perforación	141.80 PP/Hr
Carga Total Explosivos	425.00 Kg
Factor Potencia	0.60 Kg/Tn
Factor Carga	1.79 Kg/m3
Densidad Mineral Roto	3 Tn/m3

Fuente: Elaboración propia

4.1.1 Mano de obra

Tabla 11

Análisis de costo mano de obra

MANO DE OBRA					
CARGO	CANTIDAD	JORNAL DIA-USD	INCIDENCIA	USD/Disparo	USD/M3
Operador Jumbo	1	53.65	1.50	80.47	0.34
Ayudante Jumbo	1	37.78	1.50	56.67	0.24
Maestro cargador	1	40.46	0.75	30.34	0.13
Ayudante cargador	1	35.81	0.75	26.85	0.11
Operador Scoop	1	48.63	1.50	72.94	0.31
Bodeguero	1	37.05	0.30	11.11	0.05
Jefe de guardia	1	94.91	0.30	28.47	0.12
Capataz	1	51.48	0.30	15.44	0.07
Maestro desatador	1	40.46	0.75	30.34	0.13
Ayudante desatador	1	35.81	0.75	26.85	0.11
					1.60

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Perforación

Tabla 12

Análisis costo de perforación

PERFORACIÓN					
DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD	COSTO-PP-USD	USD/Disparo	USD/M3
R32 Shank Adapter HL500/510/510-38	1,289.32	PP	0.103	133.21	0.56
Barra MF ROD R32 L=1220MM	1,289.32	PP	0.116	149.29	0.63
Acople	0.00	PP	0.015	0.00	0.00
Broca Retractil Bit R32 51MM RT300	1,289.32	PP	0.244	315.17	1.33
Afiladoras de Copas	1,289.32	PP	0.015	19.77	0.08
Copas de afilado TL	1,289.32	PP	0.017	21.79	0.09
Adaptador piloto R32 x 12"	142.80	PP	0.490	69.96	0.29
Broca Rimadora R32 x 102 mm	142.80	PP	0.321	45.85	0.19
Manguera de 1" (50 m)	1,289.32	PP	0.004	4.77	0.02
					<u>3.20</u>

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Voladura

Tabla 13

Análisis de Voladura

VOLADURA					
DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	Precio UM.APU	USD/Disparo	USD/M3
EMULNOR 1000	0.00	PZA	0.25	0.00	0.00
EMULNOR 3000	74.00	PZA	0.34	25.11	0.11
SUPERFAM	231.96	KG	0.68	157.73	0.67
FANEL MS 4.8 METROS	74.00	PZA	1.00	74.00	0.31
FANEL LP 4.8 METROS	0.00	PZA	1.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE	20.00	MT	0.19	3.80	0.02
CARMEX	8.00	PZA	0.61	4.91	0.02
MECHA RAPIDA	0.20	MT	0.392	0.08	0.00
					<u>1.12</u>

Fuente: Elaboración propia

4.1.4 Equipos

Tabla 14

Análisis de costo por Equipo

EQUIPOS					
DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU	USD/Disparo	USD/M3
Jumbo DL210 Taladros Largos	9.09	Hr	53.59	487.05	2.05
Scoop 6.0 YD3	8.72	Hr	71.34	622.26	2.62
Cargador Anfo (Bombona)	8.00	Hr	0.995	7.96	0.03
					<u>4.70</u>

Fuente: Elaboración propia

Resumen de costos

Tabla 15

Resumen de costos del método Sublevel Stopping

ITEM	CICLO DE MINADO	SUBTOTAL US\$/m ³	TOTAL, US\$/m ³
1	PERFORACIÓN	5.83	
2	VOLADURA	1.64	
3	LIMPIEZA	2.93	
COSTO DIRECTO			10.40

Fuente: Elaboración propia

Los costos realizados en este análisis comprenden a la perforación, voladura y limpieza de la explotación del tajo, dejando de lado el análisis de su preparación y desarrollo.

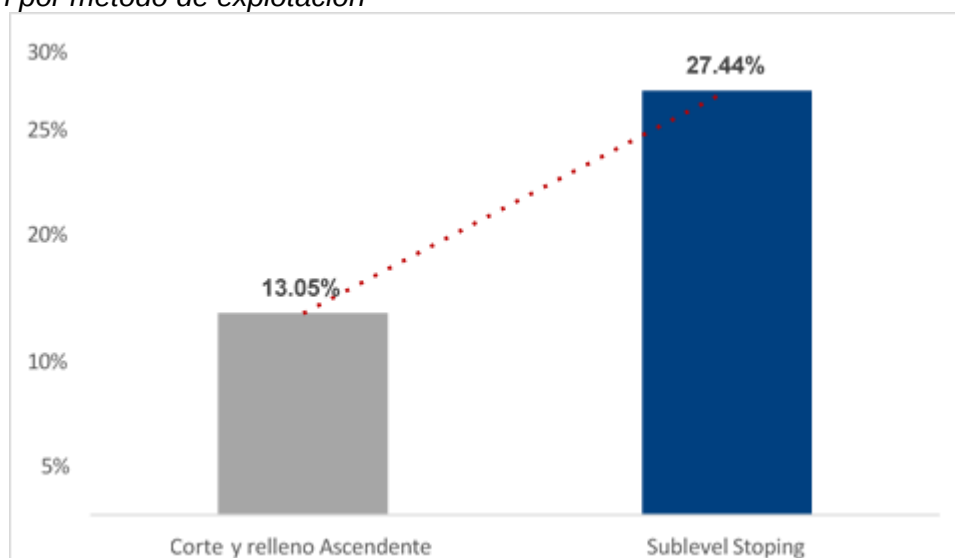
4.2 Análisis e interpretación de resultados

4.2.1 Dilución y ancho de minado

Dilución: Como bien sabemos la dilución es la combinación del mineral con el desmonte o estéril, lo que lleva a un material sin valor económico junto al mineral hacia la planta concentradora, lo que resulta en la pérdida del uso de las reservas de mineral. Este estudio presenta las diluciones medias relativas del método de explotación Sublevel Stopping y el método de corte y relleno ascendente.

Figura 11

Dilución por método de explotación



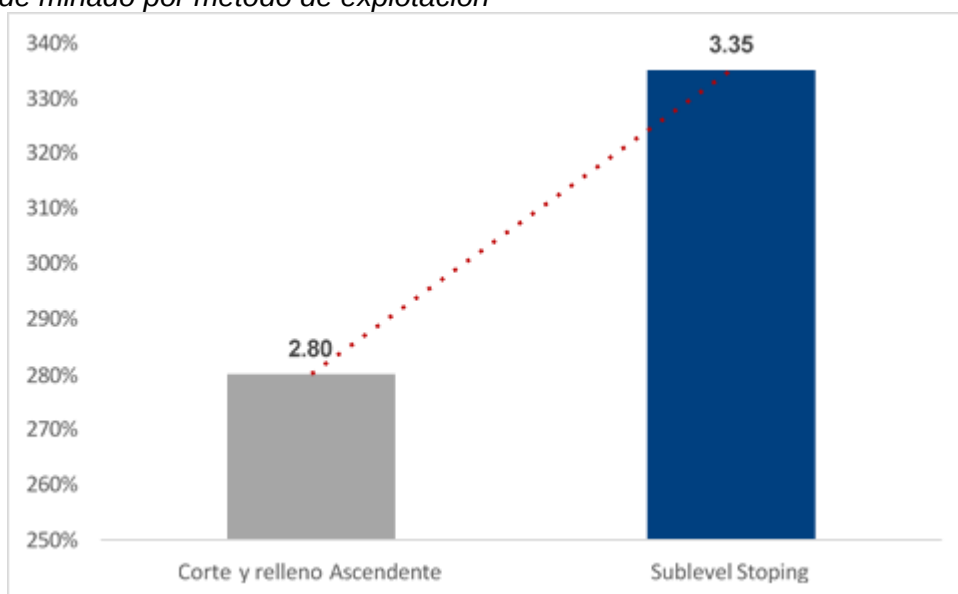
Fuente: Elaboración propia

Como se puede ver, hay una notable variación en el porcentaje de dilución entre los dos métodos de explotación que se están comparando. El método de explotación de sublevel stoping tiene una mayor generación de dilución, principalmente debido a la caída de rocas de las cajas del tajo.

Ancho de minado: La distancia mínima horizontal necesaria para explotar un tajo de acuerdo con las dimensiones de los equipos utilizados. Para la investigación, se presenta un análisis del ancho de minado entre los métodos de explotación por corte y relleno, así como sublevel stoping.

Figura 12

Ancho de minado por método de explotación



Fuente: Elaboración propia

En la figura se muestra el ancho promedio que se obtuvo en toda la longitud del tajeo efectuados por cada método de explotación, el cual podemos ver que el método Sublevel stoping tiene mayor ancho de minado, esto se deduce debido a que como anteriormente se obtuvo mayor dilución por Sublevel stoping ya que hubo desprendimiento de las cajas del tajo, esto a su vez origina un mayor ancho de minado.

4.2.2 Ciclo de minado

La siguiente tabla muestra el comparativo del ciclo de minado entre el método de Sublevel Stopping y el método de corte y relleno ascendente:

Tabla 16

Ciclo de minado

Operación Unitaria	Corte y Relleno	Sublevel Stopping
Perforación	Se realiza con la ayuda de un jumbo electrohidráulico de 12 pies, con un avance	Una vez que se tiene el diseño de las secciones de perforación, ésta se realiza de manera continua, con la ayuda de un jumbo electrohidráulico SIMBA, la longitud de taladro será de 7 metros.
Voladura	Se realiza el carguío de 45 taladros por frente, con 36.75 metros cúbicos por disparo y un factor de potencia de 1.80 Kg/m3	Carguío de taladros por secciones de 4 unidades generando hasta 168TM (57 m3 por disparo) y un factor de potencia de 1.6 kg/m3
Desatado de Rocas	El desatado se realiza desde el ingreso de la zona disparada con la ayuda de un Scaler.	El desatado se realiza en los accesos a las ventanas o zonas donde exista craquelamiento del shotcrete.
Sostenimiento	El sostenimiento se realiza en avanzada conforme se realiza los disparos en el tajo, consiste en shotcrete y pernos swellex	Las labores se encuentran previamente sostenidas, los subniveles de producción son sostenidos con shotcrete y pernos swellex.
Limpieza	Se realiza la limpieza con un scoop de 6 yd3, hacia la cámara de carguío, y de ese punto son cargados a los volquetes	Necesariamente se realiza con un scoop de 6 Yd3 equipado con telemando el mineral roto es acarreado hacia las cámaras de acumulación, y de ese punto son cargados a los volquetes

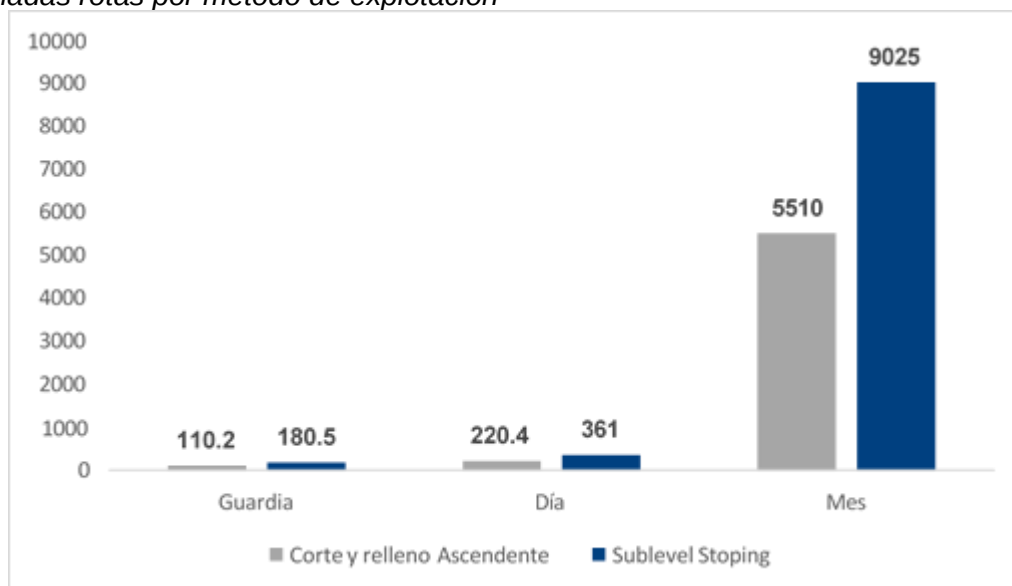
Fuente: Mina en estudio

4.2.3 Productividad

La cantidad de tonelaje extraído en relación con los recursos empleados es su definición tiene como objetivo de la productividad es determinar la proporción adecuada de maquinaria, personal y recursos para maximizar la producción. (Salomón et al., 2018).

Figura 13

Toneladas rotas por método de explotación



Fuente: Elaboración propia

Los cálculos de los indicadores de producción se utilizan para evaluar la producción de ambos métodos. Por ejemplo, al considerar que la voladura del tajo por taladros largos se produce por secciones en lugar de en voladura masiva, el método de explotación por interrupción de nivel inferior tiene una producción de 3500 toneladas más que el corte y relleno ascendente. Se puede afirmar que el aumento de 110 ton/guardia a 180 ton/guardia indica que el método rompe más toneladas de mineral con menos recursos.

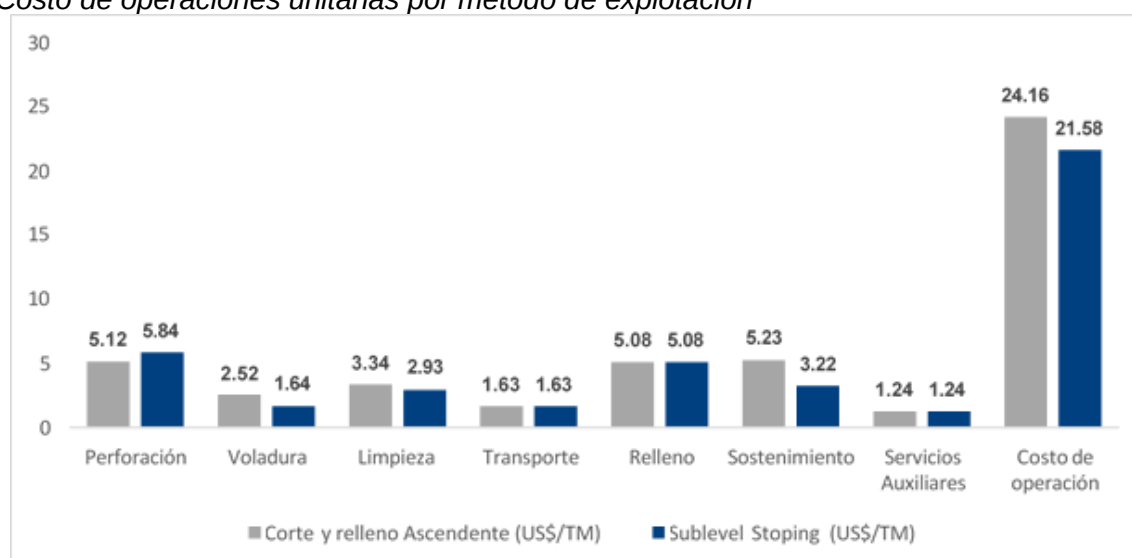
4.2.4 Estudio Económico y volumen de producción

Costos Unitario

A continuación, se presentan los costos por actividades unitarias:

Figura 14

Costo de operaciones unitarias por método de explotación



Fuente: Elaboración propia.

Como se puede ver, los costos operativos del método de corte y relleno son más altos que los del método de e Sublevel stopping en 2.58 US\$ por cada tonelada de mineral extraído.

Análisis de rentabilidad

Para calcular la rentabilidad de cada método, necesitamos información sobre la valorización y recuperación de minerales, así como el costo de producción de cada método.

Tabla 17*Beneficio por cambio de método de explotación*

	Corte y relleno ascendente	Sublevel Stoping
Valor de mineral	76.05	76.05
Costo de operación	24.16	21.58
Beneficio	51.89	54.47

Fuente: Elaboración propia.

Como se puede visualizar en la tabla 17 se tiene que la rentabilidad del método Sublevel Stoping es mayor a la del método de corte y relleno ascendente.

4.2.5 Comprobación de hipótesis**Evaluación de las hipótesis generales**

La validación de la hipótesis concuerda a lo investigado siendo así que el Método de Minado Sublevel Stoping dio resultados positivos en cuanto a la productividad que en nuestro caso es el volumen de producción en el tajo 9559 de la zona de Caridad, teniendo un estimado de 400 toneladas mayor en comparación al método de corte y relleno. Se llegaron a las siguientes conclusiones después de analizar los beneficios y los inconvenientes de los métodos.

Tabla 18*Ventajas y desventajas del método de corte y relleno ascendente*

Ventajas	Desventajas
Se tiene altos niveles de seguridad para los trabajadores, esto debido a que el sostenimiento del frente de avance va al tope	El costo empleado en sostenimiento es alto, debido a que para dar los siguientes cortes se debe de habilitar nuevamente y esto incluye el sostenimiento se vuelva a realizar.
El rendimiento de la limpieza del mineral es mayor debido al volumen de mineral roto por disparo.	El volumen de mineral roto por disparo es menor, ya que es un método selectivo.
Para poder ingresar a la labor requiere menos tiempo de ventilación en comparación con otro método.	Se tiene alto consumo de materiales de sostenimiento.
Se llega a mejorar la productividad cada que se mecanice completamente la operación	Es un método que necesita bastante preparación para poder acceder al siguiente piso de explotación
Se tiene un buen control de la dilución debido a que el método se caracteriza por ser selectivo	Este método está condicionado a una preparación permanente de labores para el acceso a los pisos de explotación

Fuente: Mina en estudio.

Tabla 19*Cuadro sinopsis de Sublevel Stopping*

Ventajas	Desventajas
Este método maximiza el rendimiento de los equipos, logra así una producción alta.	El personal que maneja los equipos de perforación y limpieza debe tener conocimientos y capacitación adecuadas.
El método es seguro y la operación de equipos de limpieza a través de telemando es esencial.	La etapa de preparación tiene un alto costo de sostenimiento.
Las operaciones de perforación y voladura, que son muy versátiles, pueden optimizarse y reducirse los costos.	La inversión que se realiza al iniciar el método es alta.
La preparación de la tarea es diferente al corte y relleno.	La dilución del mineral es alta si no existe un buen control en la voladura.
Es una técnica de explotación con un alto rendimiento y por lo tanto, una alta productividad.	La longitud del taladro puede alterar la forma en que se perfora, lo que requiere un buen control.

Fuente: Mina en estudio.

De acuerdo con los cuadros, es evidente que el método Sublevel stopping presenta mejores y mayores ventajas en comparación con el método de corte y relleno. Por lo tanto, el cambio de método de explotación es actualmente viable.

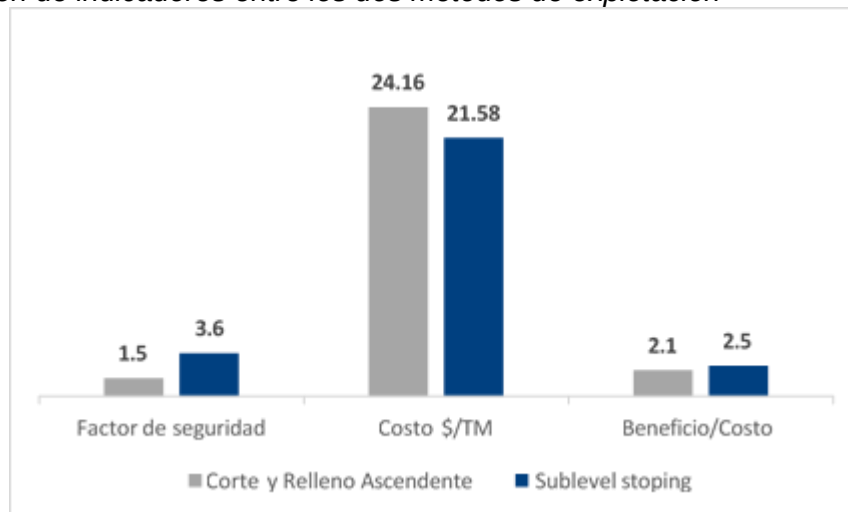
Tabla 20*Cuadro comparativo entre los métodos de explotación*

Item	Criterio	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel stopping
1	Factor de seguridad	1.5	3.6
2	Costo \$/TM	24.16	21.58
3	Beneficio/Costo	2.1	2.5

Fuente: Elaboración propia.

Figura 15

Comparación de indicadores entre los dos métodos de explotación



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21

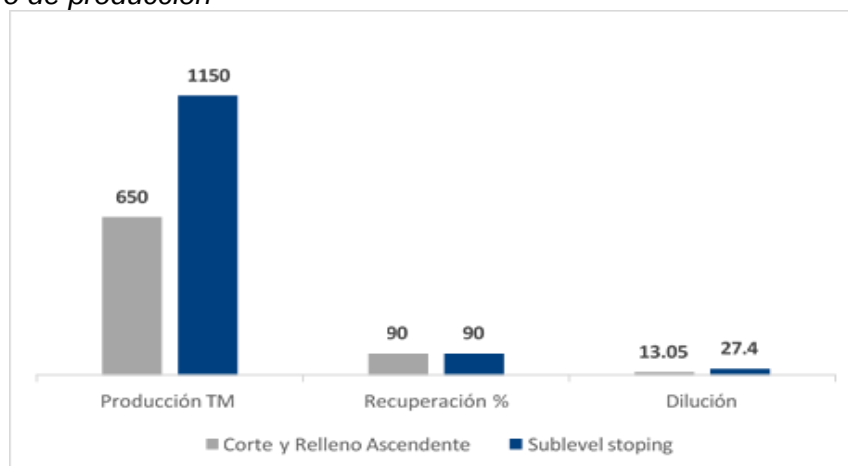
Comparativo de producción

Item	Criterio	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel stoping
4	Producción TM	650	1150
5	Recuperación %	90	90
6	Dilución	13.05	27.4

Fuente: Elaboración propia.

Figura 16

Comparativo de producción



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 22

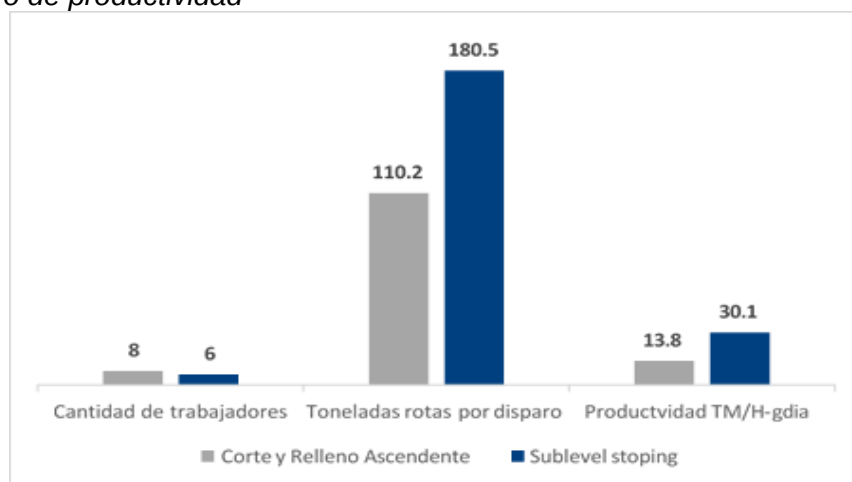
Comparativo de productividad

Ítem	Criterio	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel stoping
7	Cantidad de trabajadores	8	6
8	Toneladas rotas por disparo	110.2	180.5
9	Productividad TM/H-gdia	13.8	30.1

Fuente: Elaboración propia.

Figura 17

Comparativo de productividad



Fuente: Elaboración propia.

Después de analizar los indicadores de productividad de los dos métodos de explotación en comparación, podemos validar la hipótesis del estudio de investigación actual.

Lo cual al verificar y ver los gráficos podemos comprobar que tendremos un flujo constante de mineral por tajo ya que se tiene más de 400 toneladas si aplicamos el método de Sublevel Stopping que si se aplicara en método de Corte y relleno ascendente.

Esto comprueba que por día en producción elevamos su tonelaje en 150 toneladas por aporte de un tajo de producción en un día, lo cual bajo ese ritmo se puede realizar la voladura de dos tajos por este método como máximo, esto llega a tener 300 toneladas por día de aporte hacia las canchas de mineral de la planta concentradora.

Después de analizar las medidas que se han obtenido de los indicadores de productividad de los dos métodos de explotación en comparación, nos permite validar la hipótesis Ha del presente estudio de investigación, para esto se realizó la prueba de T de

student aplicado a una muestra simple, para ello evaluaremos los resultados de la productividad que se han obtenido.

Para nuestro caso:

N: medias de productividad obtenidas

Valor de referencia: 13.78 (es el valor de la productividad media del método por corte y relleno ascendente).

Valor de significancia: 5% (valor que asumimos para el tipo de investigación).

Por lo tanto:

$H_0 = 13.78$

$H_a > 13.78$, es decir el valor de la hipótesis tiene que ser mayor a 13.78.

Para el desarrollo de la prueba de T de student nos ayudamos del software SPSS.

Tabla 23

Resultados de la prueba T de student

Estadísticas para una muestra

	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Sublevel	6	53,0433	2,95	0,851

Nota: Se observa los estadísticos del método sublevel stoping.

Tabla 24

Resultados del la prueba T- student

Prueba para una muestra

Valor de prueba = 13.78

t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
				Inferior	Superior
Sublevel	46,105	11	,000	39,26333	37,3890 41,1377

Nota: Se observa los estadísticos de prueba del método sublevel stoping.

De los datos obtenidos podemos afirmar que la significación estadística sig. (bilateral) es igual a 0.00, y al ser menor a 0.05, que es el nivel de significancia asumida, se rechaza la hipótesis nula.

Figura 18

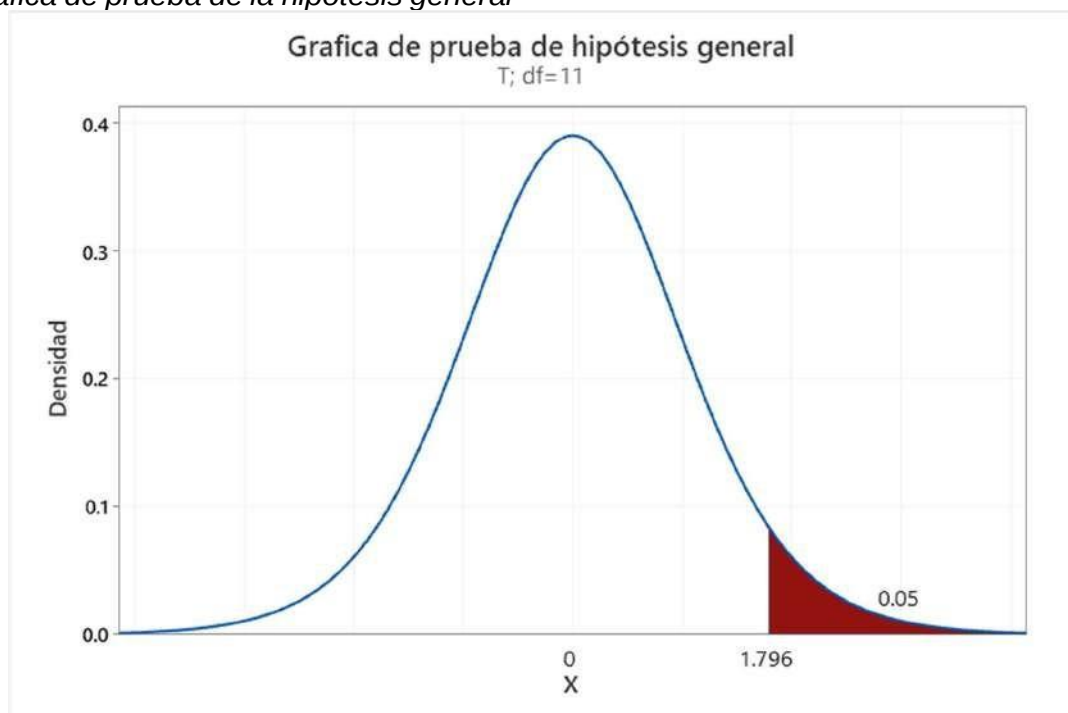
Valor de T estadístico de prueba

Prueba	
Hipótesis nula	$H_0: \mu = 13.78$
Hipótesis alterna	$H_1: \mu > 13.78$
Valor T	Valor p
46.11	0.000

Nota: Se observa el valor de T: estadístico de prueba, el cual nos permitirá aceptar o rechazar la H_0 .

Figura 19

Gráfica de prueba de la hipótesis general



Fuente: Elaboración propia.

Del gráfico podemos observar que la T estadística de prueba (46.11) cae en la zona de rechazo de la gráfica de distribución.

Por lo tanto, podemos afirmar que:

Se rechaza la hipótesis nula, y por ende existe suficiente evidencia para demostrar que el método de minado sublevel stoping se relaciona positivamente en la productividad del tajo.

Comprobación de la Hipótesis Específicas

Avalar la finalización de nuestro cronograma mensual de producción mineral y mantener el ritmo y la sostenibilidad de la producción minera. Para ello mostraremos las siguientes tablas del plan anual 2022 de producción.

Tabla 25

Plan Anual de producción Mina en estudio

ITEM	Zona 1	Zona 2	Zona 3	Total
Enero	15,546	39,012	22,238	76,796
Febrero	17,706	44,502	25,658	87,866
Marzo	18,246	45,537	25,838	89,621
Abril	19,976	45,537	29,438	94,951
Mayo	19,911	46,977	29,438	96,326
Junio	19,146	45,537	28,538	93,221
Julio	22,251	46,527	30,338	99,116
Agosto	22,476	46,527	29,888	98,891
Setiembre	21,837	45,987	25,538	93,362
Octubre	22,386	45,627	30,788	98,801
Noviembre	21,756	44,367	29,888	96,011
Diciembre	26,301	54,267	35,963	116,531
Total	247,538	550,404	343,551	1,141,493

Fuente: Mina en estudio.

La producción diaria en los meses se obtiene lo siguiente:

Tabla 26

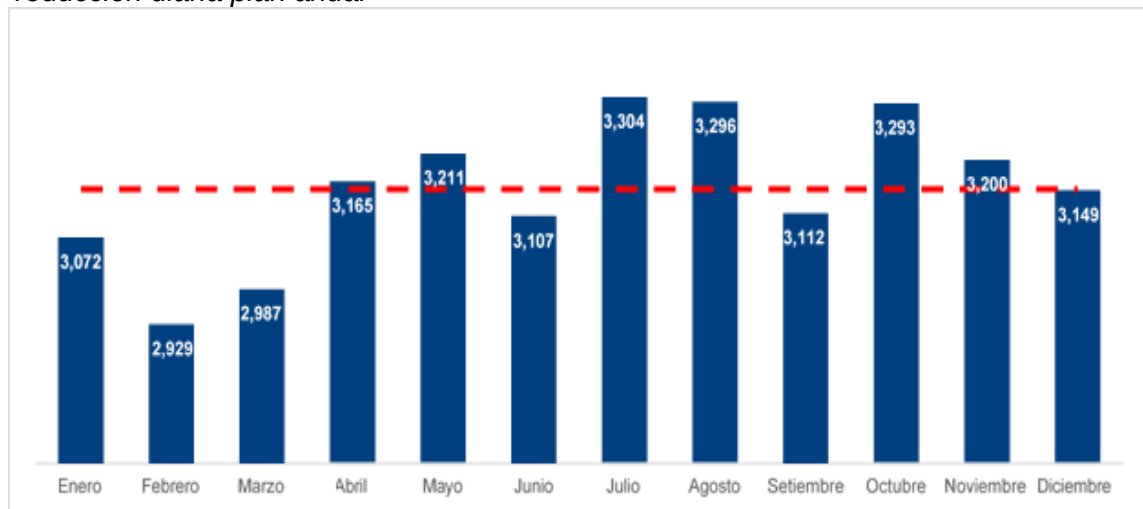
Producción TM/día

ITEM	Producción/día
Enero	3,072
Febrero	2,929
Marzo	2,987
Abril	3,165
Mayo	3,211
Junio	3,107
Julio	3,304
Agosto	3,296
Setiembre	3,112
Octubre	3,293
Noviembre	3,200
Diciembre	3,149

Fuente: Elaboración propia

Figura 20

Producción diaria plan anual



Fuente: Elaboración propia

Podemos ver que en promedio durante el año la producción diaria está alrededor de las 3000 TM.

Tabla 27

Producción promedio día y guardia

Producción	
Día	3,152
Guardia	1,576

Fuente: Elaboración propia

De la tabla 25 nos muestra que en promedio se debe de cumplir con 1576 TM lo cual más del 50% debe de ser de tajos de producción y la otra parte de frentes de preparación. El método de Sublevel stoping incrementara el volumen de producción en 150 toneladas más en comparación que aplicando el método de corte y relleno ascendente.

Tabla 28

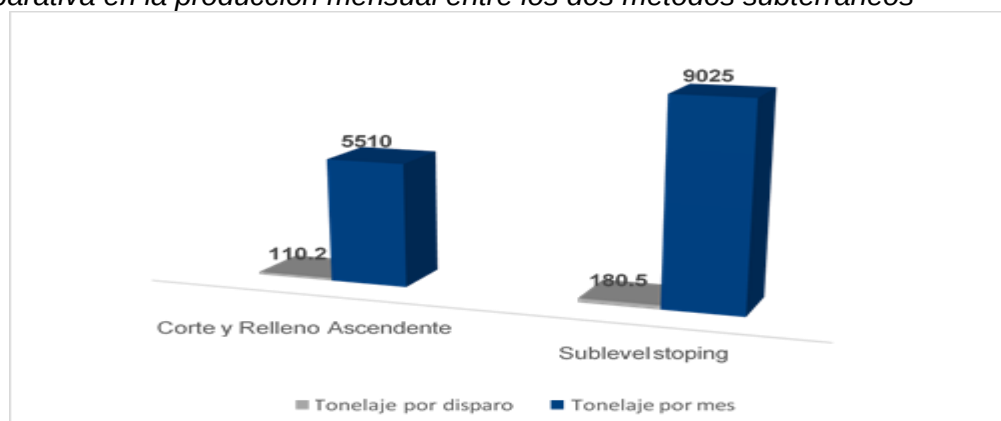
Cuadro comparativo mensual entre los métodos de explotación

Ítem	Criterio	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel Stoping
1	Tonelaje por disparo	110.2	180.5
2	Tonelaje por mes	5510	9025

Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Comparativa en la producción mensual entre los dos métodos subterráneos



Fuente: Elaboración propia

La figura 19 nos indica que aproximadamente al mes se aporta 3515 TM la variación del método de explotación, lo cual asegura un ritmo de producción sostenible la mina.

Una vez aplicado el método de sublevel Stopping en mayor proporción que el método de corte y relleno ascendente nos permitirá que los jumbos electrohidráulicos vayan destinados directamente a los avances de preparación y desarrollo.

Tabla 29

Rendimiento de un jumbo electrohidráulico en una guardia

Item	Criterio	Corte y relleno ascendente	Sublevel stopping
1	Frentes de avance	2	3
2	Tajos de producción	1	0

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la tabla 27 donde se evidencia el rendimiento de un jumbo en la unidad minera actualmente, durante una guardia un jumbo de perforación realiza la perforación de 2 frentes de avance y un tajo de producción de corte y relleno. Con la aplicación del método de Sublevel stopping liberaremos el jumbo de la producción gradualmente lo cual el equipo se dedicará a la preparación y desarrollo de la mina.

En las tablas y gráficos podemos ver el tonelaje roto por disparo y la producción mensual de los métodos de corte y relleno ascendente y Sublevel stopping, lo que nos permitirá validar la hipótesis del estudio de investigación actual.

4.2.6 *Discusión de los Resultados Obtenidos*

La hipótesis planteada al inicio de la investigación se acepta debido a que existe suficiente evidencia para respaldar que el método de minado Sublevel Stopping tiene una relación positiva con la productividad del tajo 9559 de la mina subterránea mencionada en la zona denominada caridad. Esto demuestra que cuando se aplica el método de minado de Sublevel Stopping en comparación al método de corte y relleno, aumenta la productividad en los tajos. De la misma manera, se logró el objetivo inicial de la investigación, que era aumentar la producción diaria de 3000 a 3500 toneladas, lo cual mediante nuestro análisis y recopilación de información se pudo llegar a cumplir, como bien sabemos en el análisis de resultados se evalúa solo el cambio de método de un solo tajo lo cual nos dio un aumento de 150 toneladas por día , bajo ese ritmo de producción se podrá realizar el disparo de hasta 2 tajos por guardia y por consiguiente de 3 a 4 disparos por día , lo cual nos asegura tener una producción de 500 toneladas por día que es nuestro objetivo a cumplir y en base a ello es factible .

Con respecto a productividad como se puede ver de la tabla 22 podemos verificar, por el método corte y relleno tenemos una productividad de 13.1 TM/H-gda mientras que por Sublevel Stopping tenemos una productividad de 30.1 TM/H-gda, lo cual indica que se tendrá a menor cantidad de personal en el tajo y genera mayor producción de mineral, esto hace que nuestra productividad se eleve.

Mostramos una tabla de resultados de cumplimiento donde mostramos los tres primeros meses aplicando corte y relleno y en los siguientes aplicando a mayor escala el método de sublevel stopping.

Tabla 30

Resultados obtenidos de cumplimiento en producción

Mes	Programa Mensual -TM	Ejecutado			
		Corte y Relleno	Sublevel Stopping	%Cumplimiento	Variación
Mes 1	93,221	93,203	-	99.98%	-18
Mes 2	99,116	87,715	-	88.50%	-11,401
Mes 3	98,891	96,265	-	97.34%	-2,626
Mes 4	93,362	-	104,440	111.87%	11,078
Mes 5	98,801	-	112,342	113.71%	13,541
Mes 6	96,011	-	111,270	115.89%	15,259

Conclusiones

Se descubrió en la tesis actual que el método de Sublevel Stopping tiene un vínculo positivo con la productividad con respecto al contraste realizado en el cual el gran volumen de mineral producido por el tajo en relación a los costos de producción empleados, lo que nos ofrece un costo por tonelada métrica inferior al del método de corte y relleno ascendente, siendo este un parámetro importante de la relación de la productividad con el método de minado, ya que el tonelaje aportado a la producción de la zona, que en algunos casos dobla en producción al método de corte y relleno ascendente con equipo mecanizado y podemos destacar que la dilución es uno de los indicadores más difíciles de controlar en la productividad de este método porque, al perforar con taladros largos (con una longitud promedio de 10 metros), el porcentaje de desviación aumenta ; al mismo tiempo que los equipos de perforación tienen problemas con el control de desviación o si los operadores no tienen la experiencia necesaria para controlar la desviación.

En la presente tesis también determinó la medida en que el rendimiento de TM/guardia se relaciona con la productividad hombre. Debido a que toda la operación es en su mayoría mecanizada, el poco personal que se desempeña en el tajo es lo más importante en el rendimiento TM/hombre-guardia con respecto a la productividad. Al tener menos trabajadores trabajando directamente en el tajo y romper más mineral, se eleva el factor TM/h-gdia, lo que mejora significativamente este indicador. Lo difícil en el tema del personal es que al usar equipos constantemente, en su mayoría a través de telemando, es necesario contar con personal capacitado y calificado para manejar estos equipos .

Como resultado de la implementación de esta tesis, se determinó la magnitud en que el factor de potencia está relacionado con la productividad. La cantidad de explosivo fue el factor de potencia más importante en relación con la productividad del tajo. En este caso, el ANFO se utilizó con relación al tonelaje roto, que es menor al factor de potencia del método por corte y relleno ascendente .

El levantamiento de los taladros antes de ser cargados fue lo que más ayudó a mejorar la voladura y evitar disparos fallidos, lo que aumentó el factor de potencia debido a una voladura secundaria. Esto permitió identificar los taladros desviados o sin paralelismo y corregirse según sea necesario, lo que optimizó el proceso de voladura. La capacitación y concientización de los cargadores para que adopten el hábito de levantar los taladros antes de comenzar el carguío y voladura de cada uno de ellos fue lo más difícil de controlar el factor de potencia para aumentar la productividad.

El aumento de las toneladas producidas por el tajo en comparación con el método de corte y relleno ascendente fue lo más significativo en la producción mensual con el método de minado de pausa de subnivel en términos de productividad. Esto se debe a la mayor altura de los bancos disparados (10 metros de subnivel a subnivel), lo que aumenta el volumen de mineral roto. La producción mensual, en términos de productividad, es un desafío debido a la alta mecanización de este método de minado. Si los equipos en el tajo no funcionan correctamente, el ciclo de minado se retrasa, lo que pone en peligro el cumplimiento.

La producción de 3000 toneladas a 3500 toneladas por día nos da un aumento mensual de 15000 toneladas de mineral lo cual en la tabla 28 en el mes 4 al mes 6 donde se implementó el método sublevel stoping en determinados tajos en el proceso de tres meses se llegó a cumplir las 15000 toneladas de aumento lo cual fue nuestro objetivo principal.

Recomendaciones

En las áreas apropiadas para el diseño, se debe implementar el método de explotación Sublevel Stopping en base a la recomendación geomecánica y criterios de seguridad, en consecuencia se aumente la producción del mineral.

Se debe realizar un estricto monitoreo en todo el proceso de perforación tanto como en el posicionamiento y la regulación de las presiones del equipo para evitar desviaciones del taladro y atrancamientos de las barras de perforación.

Es necesario aplicar un estricto control en el proceso de carguío y voladura en los tajos aplicados con el método de Sublevel Stopping, tanto en la distribución de los detonadores no electrónicos y en la cantidad de explosivo que se va a almacenar en los taladros, esto con el fin de no perturbar la estabilidad de las cajas.

Para garantizar que el valor económico del mineral no se vea afectado, es necesario llevar a cabo un control riguroso de la dilución del mineral utilizando el método de minado Sublevel Stopping.

Es necesario supervisar continuamente el factor de potencia para evitar el uso excesivo de explosivo, lo que podría generar inestabilidad en las cajas y aumentar la dilución.

El uso de equipos mecanizados en las operaciones suele mejorar el rendimiento TM/H-gdia, por lo que se debe asegurar su disponibilidad mecánica. Además, la optimización de los recursos humanos, equipos y materiales se logra mediante la gestión adecuada.

Referencias bibliográficas

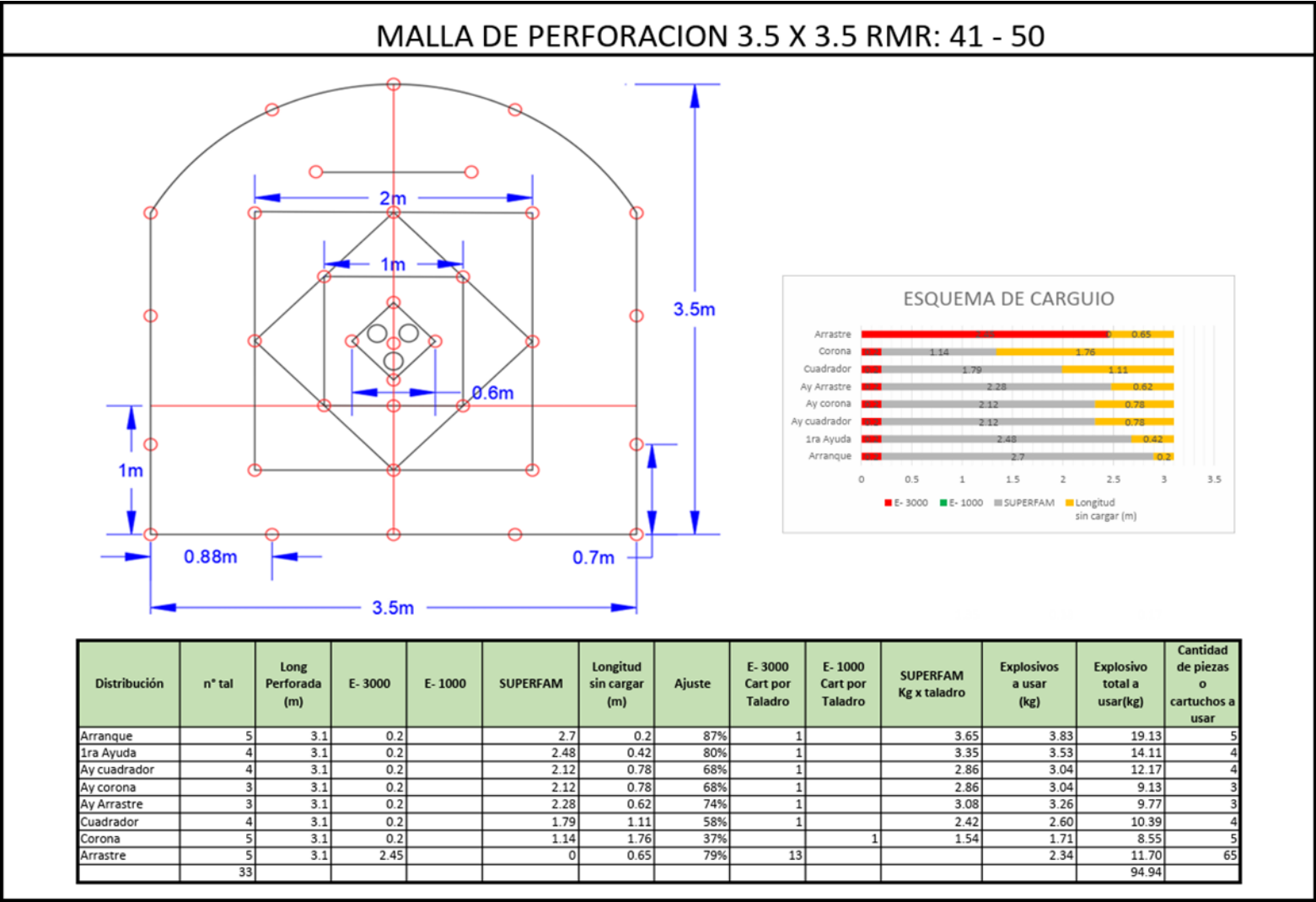
- Agreda, C. (1993). *Modelización matemática de la voladura de rocas*. Lima-Perú.
- Anchiraico, J. (2021). *El método de minado sublevel stoping y la productividad en la Compañía Minera Quenuales – Unidad Iscaycruz*. UNCP: Facultad de Ingeniería de Minas.
- Carpio, A. (2023). *Diseño de sostenimiento en minas subterráneas*. Trujillo- Perú.
- Copco, A. (2007). *Mining Methods in Underground Mining*. Second Edition, 1– 144.
- De La Cruz P. (2014). *Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operaciones en la zona Esperanza - CIA Casapalca*. UNH: Facultad de Ingeniería de Minas – Civil.
- Departamento de geología, (2020). *Reporte técnico sobre recursos minerales en la unidad minera Huancapetí*. Ancash – Perú.
- Departamento de planeamiento, (2022). *Proceso Operativo Compañía Minera Lincuna – Unidad Huancapetí 2023*. Ancash – Perú.
- Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas (2007). *Diseño de Explotaciones e Infraestructuras Mineras Subterráneas*. Universidad Politécnica de Madrid.
- Gutierrez, V. (2022). *Implementación del método de explotación Sublevel stoping en Sociedad Minera Austria Duvaz SAC*. UNDAC: Facultad de Ingeniería de Minas.
- Hamrin, H. (2001). *Underground Mining Methods and applications*. En W. Hustruikd & R. Bullock (Eds.). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. United States of America: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.
- Herrera, J. (2020). *Métodos de explotación en interior*.
- Miranda, J. (2011). *Reducción de Explotación de minas subterráneas*. Lima, Perú: Ed. Plazas.
- Moreano, A. (2022). *Estudio técnico económico usando taladros largos en las operaciones mineras subterráneas*. UNI: Facultad de ingeniería geológica, minera y metalúrgica.

- Romo, B. C. (2007). *Técnicas de voladuras para control de dilución en minería metálica*. XII Congreso Internacional de Energía y Recursos Minerales, 1– 5.
- Sladogna, M. (2017). *Productividad- Definiciones y perspectivas para la negociacion colectiva*. Journal of Chemical Information and Modeling, 53(9), 1689–1699.
- Sloane, L. (2011). *Sublevel open stoping: design of the O640, L651 and N659 sub-level open stopes in the 3000 orebody of the Mount ISA copper mines, Queensland, Australia*. October.
- Soria Aguilar, C. A. (2019). *Análisis de la estrategia para el ingreso al mercado de equipos LHD para minería subterránea*.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Diseño de malla para la preparación y desarrollo de subniveles	1
Anexo 2: Tabla geomecánica para la identificación de la calidad del macizo rocoso y su sostenimiento a aplicar.....	2
Anexo 3: Flujo de transporte de mineral.....	3
Anexo 4: Cálculo de Burden máximo en taladros largos por el método de Langefors	4
Anexo 5: Perforación de subniveles del tajo.	5
Anexo 6: Malla de perforación de filas del Tajo 9559 - Caridad	6
Anexo 7 : Evidencias del proceso de perforación y voladura por sublevel stoping	7
Anexo 8: Ficha técnica de explosivos y agentes de voladura usados en el tajo 9559	8

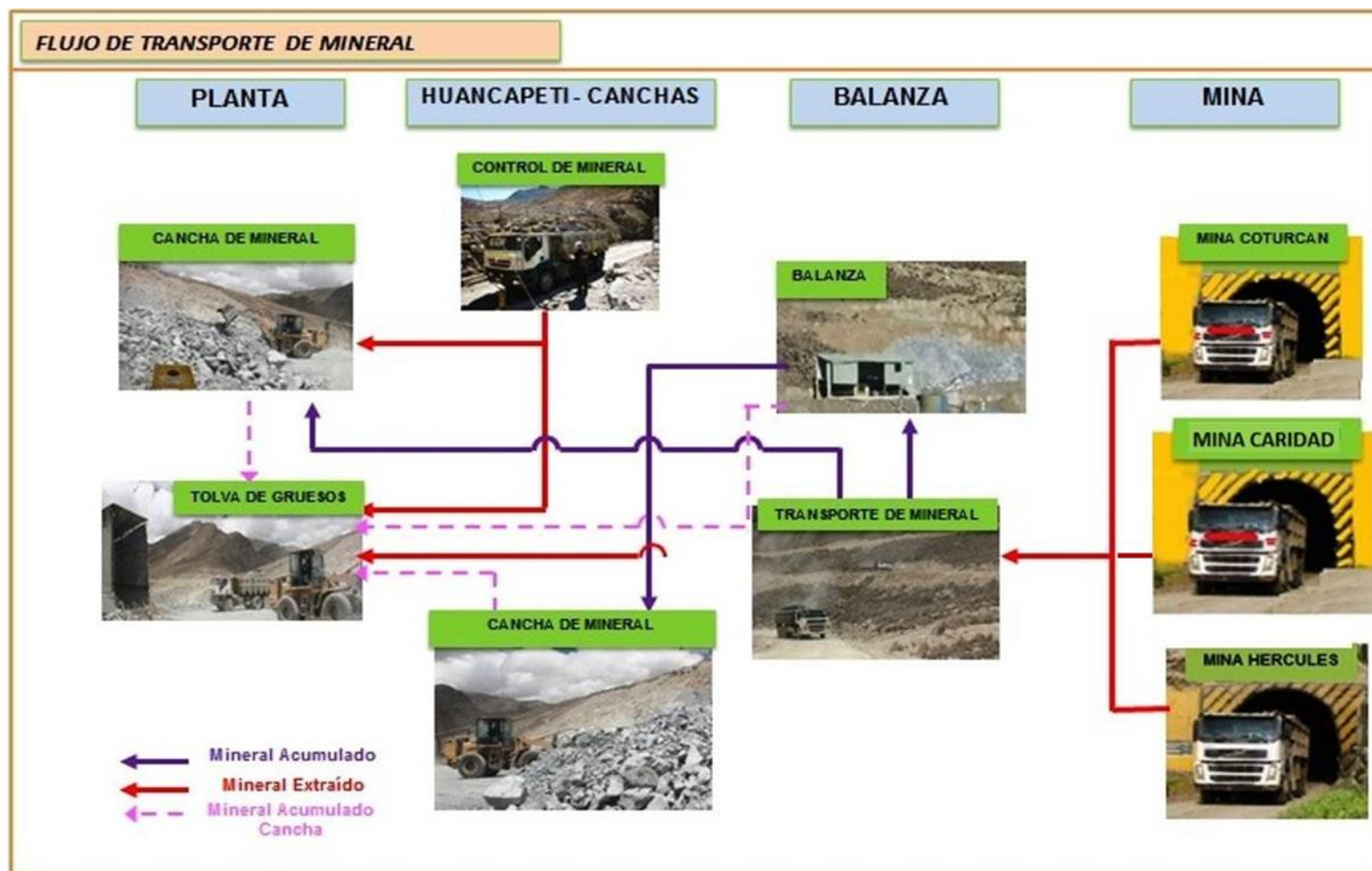
Anexo 1: Diseño de malla para la preparación y desarrollo de subniveles



2



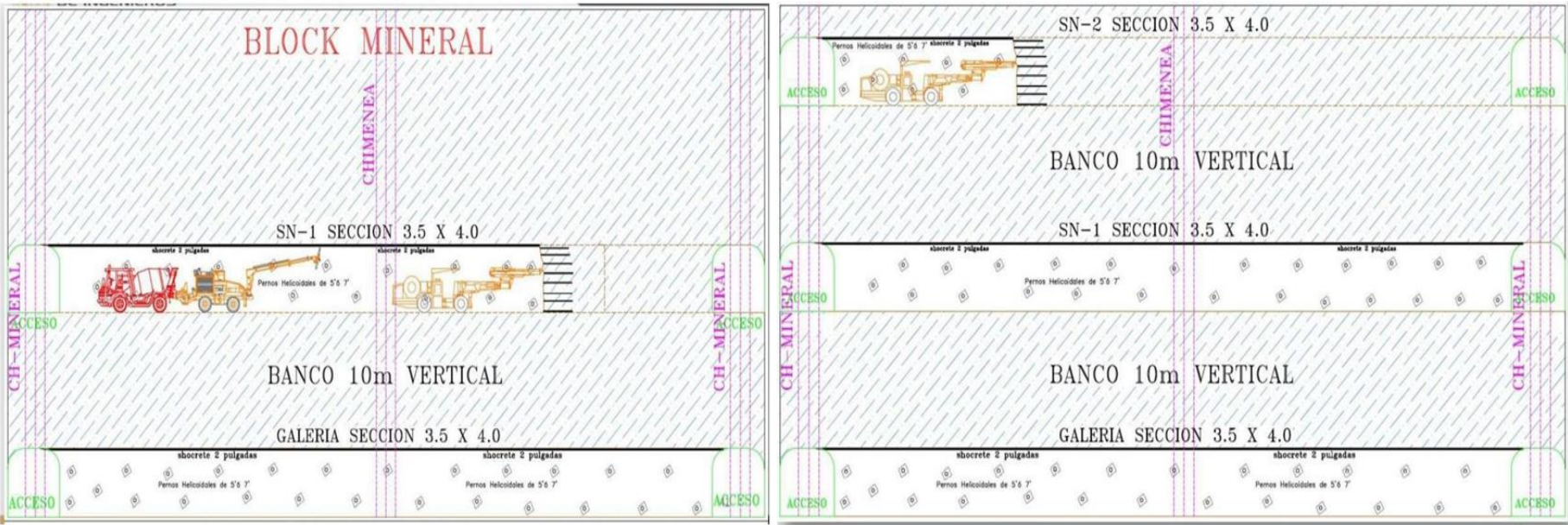
Anexo 3: Flujo de transporte de mineral



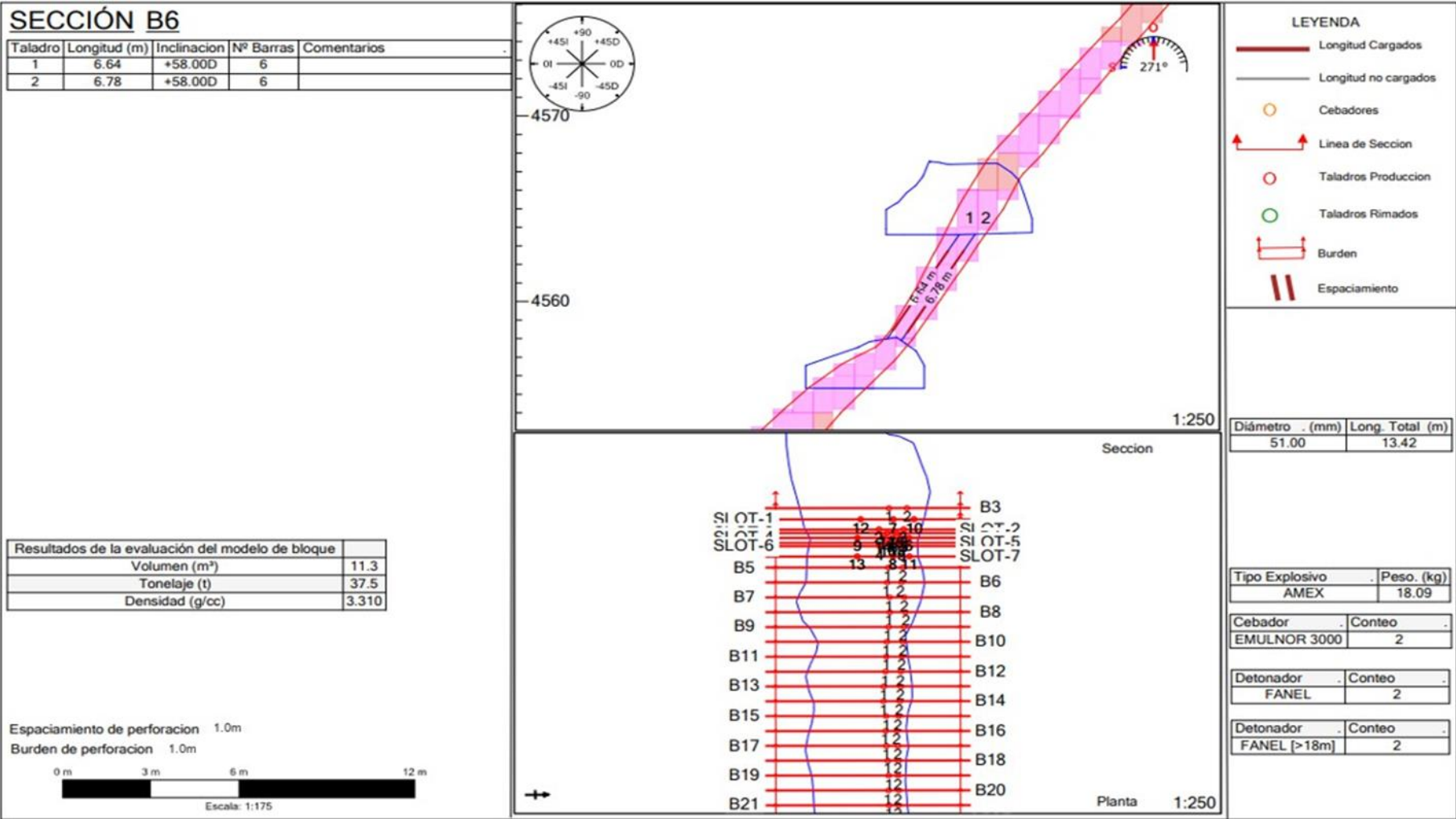
Anexo 4: Cálculo de Burden máximo en taladros largos por el método de Langefors

PARA BROCA DE 64 mm					PARA BROCA DE 51mm				
BURDEN MÁXIMO = $D/33 \sqrt{(dc \times PRP / (c+2) \times f \times B)}$ 1.43 m					BURDEN MÁXIMO = $D/33 \sqrt{(dc \times PRP / (c+2) \times f \times E/B)}$ 1.14 m				
D	Diámetro de broca	64	mm		D	Diámetro de broca	51	mm	
dc	Densidad de Carga	0.9	gr/cm3		dc	Densidad de Carga	0.9	gr/cm3	
PRP	Potencia Relativa en Peso	1			PRP	Potencia Relativa en Peso	1		
c	Constante de Roca	0.4			c	Constante de Roca	0.4		
f	Factor de Fijación	1			f	Factor de Fijación	1		
E/B	Relación Espaciamiento Burden	1			E/B	Relación Espaciamiento Burden	1		
BURDEN PRÁCTICO = $(B_{máx} - (2 \times D) - (0.02 \times L)) \times CD$ 1.26 m					BURDEN PRÁCTICO = $B_{máx} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$ 0.92 m				
L	Longitud de Taladro	6	m		L	Longitud de Taladro	6	m	
CD	Corrección de Desviación	1.065							

Anexo 5: Perforación de subniveles del tajo.



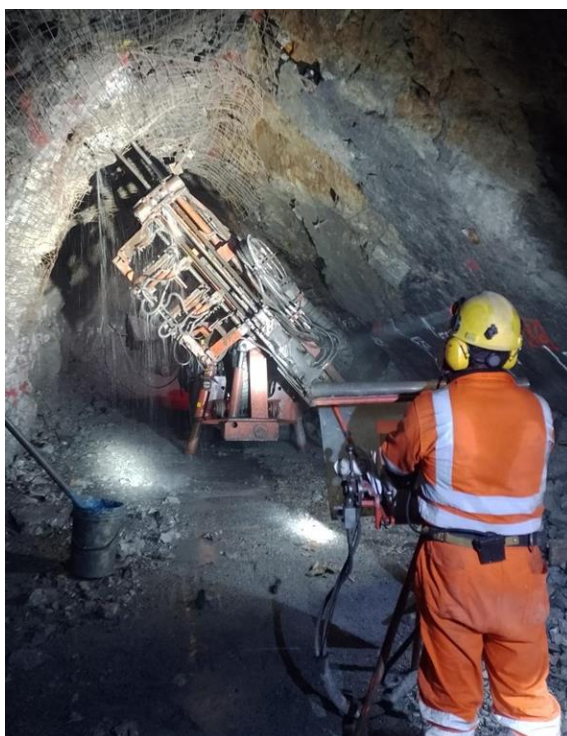
Anexo 6: Malla de perforación de filas del Tajo 9559 - Caridad



Anexo 7 : Evidencias del proceso de perforación y voladura por sublevel stoping



Voladura de la chimenea Slot de 2.0 x 2.0 m



Perforación del tajo con equipo con telemando



CaVoladura de la chimenea Slot de 2.0 x 2.0 m

Anexo 8: Ficha técnica de explosivos y agentes de voladura usados en el tajo 9559

FICHA TÉCNICA

EMULNOR

Denominación Genérica SUCAMEC: EMULSIÓN O HIDROGEL ENCARTUCHADA

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

El EMULNOR es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

TIPOS Y USOS:

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- **EMULNOR 500:** para la voladura de rocas muy suaves.
- **EMULNOR 1000:** para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- **EMULNOR 3000:** para la voladura de rocas intermedias a duras.
- **EMULNOR 5000:** para la voladura de rocas muy duras.



Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo: en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las Dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como "cebos" de iniciación de columnas de nitro-carbonitratos.

Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo; obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.

El rango de temperatura de manipulación del EMULNOR es de -8°C hasta 50°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

		UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa		g/cm³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación		kbar	44	95	93	88
Energía		kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases		l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)		(%)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)		(%)	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante		---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua		---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

FICHA TÉCNICA

SUPERFAM DOS

Denominación Genérica SUCAMEC: ANFO

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

El SUPERFAM DOS es un agente explosivo granular compuesto con Nitrato de amonio en gránulos grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que, sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite producir un agente de voladura de óptima calidad.

El Nitrato de amonio con el cual se fabrica el SUPERFAM DOS presenta una alta capacidad de retención de petróleo, con lo cual obtenemos un producto más estable, de manera que no migre el combustible después de un prolongado tiempo de fabricación.

TIPOS Y USOS:

Se utiliza principalmente en minería superficial como también en minería subterránea, obras civiles y donde el tipo de roca sea blanda o semidura.

Cuando se usa en taladros de diámetros convencionales en minería subterránea, con el propósito de optimizar su rendimiento recomendamos iniciarlo con Dinamita tipo Semigelatina o Gelatina o Emulsiones tipo Emulnor 3000; ambas fabricadas por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. para diámetros mayores se debe emplear cebos de alta densidad tipo Booster HDP.

El rango de temperatura de manipulación del SUPERFAM DOS es de 0°C hasta 30°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

		UNIDAD	SUPERFAM DOS
Densidad aparente		g/cm³	0,80 ± 0,05
Velocidad de detonación	Confinado en tubo de fierro de 2"	m/s	3 000 ± 300
	Confinado en tubo de fierro de 4"	m/s	4 000 ± 300
Energía teórica por peso		kcal/kg	932
Volumen normal de gases		l/kg	1056
Energía relativa	Por peso	%	100
	Por volumen	%	100
Presión de detonación		kbar	51
Resistencia al agua		---	Nula
Diámetro crítico		mm	38

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).