

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



Trade off entre el método de tajeo por subniveles y el
corte y relleno ascendente para minar la Veta Thalia de
una mina subterránea

TRABAJO DE INVESTIGACIÓN PARA OBTENER EL GRADO
ACADÉMICO DE BACHILLER EN CIENCIAS CON MENCIÓN
EN INGENIERÍA DE MINAS

AUTOR

William Rodrigo Diaz Huamani

ASESOR:

Carlos Andres Ortega Salas

Lima, Diciembre, 2020

RESUMEN

En la actualidad, la mina subterránea en estudio viene explotando vetas de poca potencia (menores a 2 metros) y calidad de macizo rocoso regular por el método de corte y relleno ascendente, método que si bien es cierto nos da una mayor seguridad en la planificación puesto que se tiene un aporte de mineral más constante que otros métodos, presenta ciclos de minado bastante largos, uso de mano de obra extensiva y una productividad media en comparación a otros métodos.

En ese sentido el presente trabajo de investigación busca determinar el método más económico, con mayor productividad y seguridad para explotar la Veta Thalia, una veta con características similares a las descritas anteriormente. De acuerdo a lo mencionado, nace la idea de realizar un análisis para comparar el método de explotación actual con otro de carácter masivo. Es así que se usó el método de Nicholas para determinar posibles métodos tentativos, los cuales fueron contrastados con los métodos que viene aplicando la empresa minera en estudio; dando como resultado a los más óptimos el método de taladros largos y corte y relleno ascendente.

Realizando un Trade off entre los métodos mencionados anteriormente, se determinó que el método de corte y relleno ascendente es la mejor opción para explotar la Veta Thalia puesto tiene un VPN de \$11,149,460, un monto mayor en 9% a lo obtenido por el método de taladros largos.

ÍNDICE GENERAL

I. INTRODUCCIÓN	1
1.1. Justificación	1
1.2. Antecedentes	1
1.3. Objetivos	5
1.3.1. Objetivo Principal	5
1.3.2. Objetivos Secundarios	5
1.4. Hipótesis	6
1.5. Plan de trabajo.....	6
II. MARCO TEÓRICO	6
2.1. Método minado de taladros largos.....	6
2.2.1. Método de taladros largos en abanico (SLV)	8
2.2.2. Método de taladros largos en paralelo (SLC).....	9
2.2.3. Perforación de taladros largos	10
2.2.4. Voladura de taladros largos	10
2.2.5. Limpieza y acarreo de Mineral	11
2.2.6. Relleno de Tajeos	11
2.2.7. Servicios Auxiliares mina	12
2.2. Corte y Relleno	12
2.3.1. Corte y relleno ascendente convencional.....	14
2.3.2. Corte y relleno ascendente semimecanizado.....	14
2.3.3. Corte y relleno ascendente mecanizado	14
2.3.4. Perforación	15
2.3.5. Limpieza y acarreo de mineral	15
2.3.6. Relleno de tajeos.....	15
2.3. Geomecánica.....	16
2.4.1. RQD.....	16
2.4.2. RMR de Bieniawski	18
2.4.3. Método grafico estabilidad modificado	21
2.4.4. Índice Q de Barton	22
2.4.5. Factor A	23
2.4.6. Factor B	24
2.4.7. Factor C.....	25
2.4.8. Radio Hidráulico	26

2.4.9.	Zona de estabilidad	27
2.4.	Criterios para la selección del método	28
2.5.1.	Metodología de Nicholas.....	28
2.5.2.	UBC Mining Method Selection	29
III.	DESARROLLO DEL TEMA.....	31
3.1.	Descripción de la empresa minera.....	31
3.2.	Ubicación geográfica	31
3.3.	Rutas de acceso	32
3.4.	Geología	32
IV.	PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	34
4.1.	Geomecánica.....	34
4.1.1.	Características geométricas de la veta.....	34
4.1.2.	Ensayos de laboratorio de la veta.....	35
4.1.3.	Caracterización del macizo rocoso	36
4.2.	Selección del método	36
4.2.1.	Cálculo de la dilución	38
4.2.2.	Cálculo de las reservas.....	39
4.2.3.	Cálculo de valor de mineral.....	40
4.2.4.	Ciclo de minado.....	42
4.2.5.	Productividad.....	46
4.2.6.	Diseño de mina.....	47
4.3.	Evaluación económica.....	48
4.3.1.	Ventas.....	48
4.3.2.	Gastos de capital.....	49
4.3.3.	Costo operativo	50
4.3.4.	Valor presente neto	52
V.	CONCLUSIONES	54
VI.	BIBLIOGRAFÍA.....	55

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Representación del método de taladros largos (Britannica, 2007)	7
Ilustración 2: Representación del método de taladros largos con perforación en abanico. (Villalta, 2018).....	9
Ilustración 3: Representación del método de taladros largos con perforación en paralelo. (Villalta, 2018).....	10
Ilustración 4: Representación del método de taladros largos (Britannica, 2007)	13
Ilustración 5: Desarrollo usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003)..	17
Ilustración 6: Gráfico para la puntuación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (Osinergmin, 2017).....	19
Ilustración 7: Gráfico para la puntuación del número de discontinuidades por metro (Osinergmin, 2017).....	19
Ilustración 8: Gráfico de estabilidad modificado N' (Potvin y Nickson, 1992).....	21
Ilustración 9: Factor de esfuerzo en la Roca (Potvin, 1988)	24
Ilustración 10: Factor de orientación de juntas (Potvin, 1988).....	25
Ilustración 11: Factor de ajuste por gravedad para caídas por gravedad y lajamiento (Potvin, 1988)	26
Ilustración 12: Factor de ajuste por gravedad para deslizamiento (Potvin, 1988).....	26
Ilustración 13: Cálculo de Radio Hidráulico (DATAMINE, 2018)	27
Ilustración 14: Gráfico de estabilidad de Mathews (Potvin y Nickson, 1992)	27
Ilustración 15: Ubicación de mina subterránea (Geocatmin, 2020)	31
Ilustración 16: Veta Thalia	35
Ilustración 17: Ciclo de minado típico de corte y relleno	42
Ilustración 18: Ciclo de minado típico de taladros largos	44
Ilustración 19: Diseño de minado en la veta Thalia - Corte y relleno.....	47
Ilustración 20: Ilustración 19: Diseño de minado en la veta Thalia – Tajeo por subniveles.	47

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Interpretación de los valores de RQD (Deere, 1964).....	16
Tabla 2: Interpretación de los valores RMR (Bieniawski, 1989)	18
Tabla 3: Valoración de la presencia del agua en el frente (Osinergmin, 2017).....	20
Tabla 4: Criterios para la valoración de la resistencia de discontinuidades (Osinergmin, 2017).....	20
Tabla 5: Criterios para la valoración de la alterabilidad de la matriz rocosa por efecto del agua (Osinergmin, 2017).	20
Tabla 6: Ajuste por orientación del túnel respecto a las discontinuidades principales (Osinergmin, 2017).....	21
Tabla 7: Interpretación del índice Q (Barton 1974)	23
Tabla 8: Características Geomecánicas, Método Nicholas (DATAMINE, 2018).....	28
Tabla 9: Características del Yacimiento, Método Nicholas (DATAMINE, 2018)	28
Tabla 10: Método UBC (Miller-Tait, 1995).....	30
Tabla 11: Características del depósito mineral	35
Tabla 12: Ensayos geomecánicos - Veta Thalia	35
Tabla 13: Caracterización geomecánica del macizo rocoso	36
Tabla 14: Datos de entrada para el método de Nicholas	36
Tabla 15: Evaluación de las características del yacimiento por método de minado	36
Tabla 16: Condiciones geomecánicas de mineral.....	37
Tabla 17: Condiciones geomecánicas de caja techo	37
Tabla 18: Condiciones geomecánicas de caja techo	37
Tabla 19: Resultados del método de Nicholas	38
Tabla 20: Dilución, ancho de desmonte y ancho de minado	39
Tabla 21: Recursos minerales medidos e indicados	39
Tabla 22: Recuperación por método de minado	40
Tabla 23: Reservas minerales por método.....	40
Tabla 24: Calculo de valores punto	41
Tabla 25: Leyes promedio de la veta.....	41
Tabla 26: Leyes diluidas	41
Tabla 27: Valor de mineral por método	42
Tabla 28: Características del tajo - Corte y relleno	43
Tabla 29: Ciclo de minado del método corte y relleno	43
Tabla 30: Características del tajo - Tajeo por subniveles	45
Tabla 31: Ciclo de minado del método tajeo por subniveles.....	45
Tabla 32: Régimen de operación.....	46
Tabla 33: Productividad	47
Tabla 34: Metraje de acuerdo a método.....	48
Tabla 35: Vida del proyecto de acuerdo a método.....	48
Tabla 36: Ventas anuales de acuerdo a método.....	49
Tabla 37: Costo unitario de acuerdo a labor	49
Tabla 38: Capex de acuerdo a método	49
Tabla 39: Costo de preparación.....	50
Tabla 40: Costo de preparación unitario (US\$/ton).....	50
Tabla 41: Costo de operación	51

Tabla 42: Costo de producción - Tajeo por subniveles	51
Tabla 43: Costo de producción - Corte y relleno	52
Tabla 44: Cuadro resumen, Total de ventas, CAPEX y OPEX.....	52
Tabla 45: Flujo de caja del método de corte y relleno.....	53
Tabla 46: Flujo de caja del método de tajeos por subniveles	53
Tabla 47: Resumen de valor presente neto (VPN)	54



I. INTRODUCCIÓN

1.1. Justificación

El presente estudio, busca determinar el método de minado más económico para la explotación de la veta Thalia, la cual se caracteriza por tener poca potencia (1.3m). Esto con el objetivo de obtener mayores beneficios económicos con una baja inversión.

Se tiene conocimiento de que a mayor profundización los costos operativos son más elevados, puesto que se requiere de más infraestructura y servicios especializados. Además, con el pasar de los años, las minas tienden a disminuir sus leyes y potencias por lo que es necesario aplicar un método de extracción más rentable.

En ese sentido, se analizará la aplicación del método de taladros largos o corte y relleno para vetas angosta como Thalia, puesto que si bien es cierto el método de taladros largos tiene menor costo unitario operativo, sin embargo, este no garantiza un aporte de mineral constante como el corte y relleno.

Por otro lado, se busca innovar el método de explotación que se viene aplicando en esta unidad minera, dado que actualmente utilizan variantes del corte y relleno para vetas de esta característica. En ese sentido, la evaluación de más opciones podría reducir el riesgo de inversión, además de tener la posibilidad de incrementar la producción y aprovechar de una manera eficiente la capacidad instalada de la planta de beneficio.

Finalmente, por un tema de seguridad se plantea evaluar otros métodos de minado más seguros que expongan en menor medida la vida del personal, equipos e infraestructura.

1.2. Antecedentes

Se presenta a continuación los siguientes trabajos de investigación. Como antecedentes a nivel nacional, se tiene cuatro investigaciones de tesis presentadas para optar el título profesional de ingeniero de minas en distintas universidades del país. Por otro lado, se tiene dos investigaciones a nivel internacional que destacan la importancia del análisis operacional que requiere la explotación de vetas angostas con métodos masivos. Los estudios se presentan a continuación:

1.2.1. A nivel nacional

Antecedente N°1

Implementación de Taladros largos en vetas angostas para determinar su Incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, Mina Huarón S.A. Este trabajo de investigación fue presentado por el bachiller Edwin Apaza para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. (2013)

Como datos generales, el presente se desarrolló en la mina Huaron S.A., que está ubicada en el distrito de Huayllay, provincia y departamento de Pasco – Perú. Esta es una mina polimetálica de Zinc, Plomo, Cobre y Plata, siendo la plata su metal principal.

El problema principal de esta investigación, es que había ciertas zonas de la unidad minera que por los métodos que venían aplicando como el de corte y relleno no sería rentable su explotación. Es así que, en el presente, se propone la aplicación de taladros largos en vetas angostas para poder recuperar dichas zonas, aumentando su productividad, eficiencia y seguridad en sus operaciones.

Finalmente, se tuvo resultados positivos puesto que se logró incrementar la producción en 400 toneladas por día, se redujo los costos operativos y lograron reducir su índice de accidentabilidad en lo que respecta a sus operaciones.

Antecedente N°2

Aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajo 780na nv.200 -Flor de loto - Compañía Minera Raura S.A. Este trabajo de investigación fue presentado por el bachiller Leidy Guerreo para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Piura en el año 2015.

Como datos generales, el presente se desarrolló en la mina Raura S.A., que está ubicada en la provincia de Oyón, departamento de Lima – Perú. Esta es una mina polimetálica de Plata, Plomo, y Zinc, siendo la plata su metal principal.

El objetivo principal de esta investigación es encontrar un método que genere mayor volumen roto por disparo con una dilución adecuada, reducir los costos operativos y mejorar el

gerenciamiento de la seguridad, puesto que venían aplicando el método de Shrinkage y corte y relleno ascendente; métodos que como se sabe son más selectivos y de tonelajes reducidos.

Finalmente, se logró resultados positivos, puesto que se demostró su viabilidad tanto económica como geomecánica.

Antecedente N°3

Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso mina Austria Duvaz - Morococha". Este trabajo de investigación fue presentado por el bachiller Wualdo Antonio para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Continental de Huancayo en el año 2017.

Como datos generales, el presente se desarrolló en la mina Austria Duvas – Unidad Morococha que está ubicada en la provincia de Yauli, departamento de Junín – Perú. Esta es una mina polimetálica de Cobre, Plata, Plomo, y Zinc.

El objetivo principal de esta investigación es de incrementar la producción en zonas de veta angostas con la implementación de taladros largos, puesto que en la unidad venían utilizando métodos de corte y relleno tanto convencional como mecanizado.

Finalmente, se obtuvo resultados positivos puesto que se logró incrementar la producción en 962 toneladas por mes en una veta determinada, así como la reducción de costos operativos en 19.86 dólares por tonelada.

Antecedente N°4

Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcán S.A.A. Este trabajo de investigación fue presentado por el bachiller Roger Villalta para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional del Altiplano en Puno en el año 2018.

Como datos generales, el presente se desarrolló en la Unidad San Cristóbal que está ubicada en la provincia de Yauli, departamento de Junín – Perú. Esta es una mina polimetálica de Cobre, Plata, Plomo, y Zinc.

Básicamente la mina presentaba problemas en el proceso de explotación, como desprendimiento de rocas, baja producción de minerales y altos costos de minado. De acuerdo a ello en el presente se planteó la aplicación del método de los taladros largos en vetas angostas en una determinada zona de la mina, evaluando solo aspectos geomecánicos.

Finalmente, después de un análisis geomecánico se determinó la viabilidad de lo planteado anteriormente.

1.2.2. A nivel internacional

Antecedente N°5

Strategies for Minimising and Predicting Dilution in Narrow Vein Mines – The Narrow Vein Dilution Method”. Este trabajo de investigación es un paper el cual fue desarrollado por P. C. Stewart y R. Trueman en el año 2008.

Ellos están convencidos que la capacidad de predecir la dilución en depósitos con vetas angostas permite realizar una comparación más precisa entre métodos mecanizados como el de taladros largos, además de reducir la incertidumbre de la dilución estimada en las etapas de pre factibilidad y factibilidad de un proyecto. Para esto presentan el método NVD (Narrow Vein Dilution), basado en un nuevo concepto llamado “Benchmark Stopping Width” que a su vez se basa en análisis probabilísticos de las distribuciones de sobrerotura obtenidas en minas aledañas que extraen mineral de vetas angostas haciendo uso de taladros largos. La premisa del método NVD es que la dilución asociada a métodos masivos puede predecirse utilizando el Benchmark Stopping Width y proponen también estrategias para minimizarla aún más (p.e relleno, cable bolting, secuencias de extracción, voladura secundaria).

Finalmente, ambos autores concluyen que la sobrerotura no siempre está asociada a la geomecánica e incluso las causas que generan dilución en este tipo de vetas no están relacionadas entre sí como lo son la inestabilidad geotécnica (dependiente del tamaño del tajo) y la sobrerotura (independiente del tamaño del tajo); lo que los lleva a concluir que, para operaciones con vetas angostas, reducir el tamaño del tajo no necesariamente reducirá la dilución.

Antecedente N°6

Practical long-term planning in narrow vein mines – a case study”. Este trabajo de investigación es un paper, el cual fue desarrollado por MM Khani para Mandalay Resources Costerfield Operations en Australia en el año 2015.

Establece que un plan a largo plazo y de confianza es esencial para lograr el éxito económico en operaciones mineras con vetas angostas. Para esto, la planificación debe considerar aspectos como: diseños de mina seguros y apropiados, geología, geotecnia, sistemas adecuados de sostenimiento y la capacidad y desarrollo de los recursos presentes, así como las limitaciones inertes a la operación. Es así que el autor desarrolla un plan a largo plazo para una mina ubicada en Australia tomando en consideración los aspectos mencionados haciendo uso del programa Datamine Studio 5D Planner y su herramienta Enhanced Production Scheduler (EPS); se discute también la relevancia del uso de un software capaz de utilizar la información extra para obtener resultados más precisos y confiables.

Luego de suministrar toda la información al software, se presenta finalmente un plan a largo plazo que prueba la capacidad del software y la importancia de considerar estos aspectos para establecer objetivos alcanzables y fiables en minas que operan con vetas angostas.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo Principal

Determinar el mejor método de minado para la extracción de mineral de la veta Thalia, considerando aspectos económicos y geomecánicos, en una mina ubicada en la zona sur del Perú.

1.3.2. Objetivos Secundarios

- Evaluar las características geomecánicas del macizo rocoso, así como la geometría del depósito mineral de la veta Thalia.
- Evaluar los aspectos económicos involucrados en el uso del método de Taladros largos respecto al corte y relleno.

- Evaluar un diseño para ambos métodos, taladros largos y corte y relleno ascendente en vetas angostas considerando factores geomecánicas para la factibilidad del proyecto.

1.4. Hipótesis

El presente análisis entre estos dos métodos de minado, tajeo por subniveles y corte y relleno ascendente, determinará cual da como resultado mayor beneficio económicos para la extracción de la veta Thalia.

1.5. Plan de trabajo

El plan de trabajo establecido para cumplir con los objetivos planteados considero las siguientes actividades:

1. Recolección de datos

Revisión bibliográfica, recopilación de antecedentes y solicitud de información a empresa minera subterránea.

2. Organización de datos

Clasificación de datos, creación de base de datos y determinación de parámetros críticos

3. Procesamiento de los datos

Evaluación económica, geomecánica y de diseño.

4. Evaluación de resultados

Factibilidad económica.

II. MARCO TEÓRICO

2.1. Método minado de taladros largos

El método de taladros largos se aplica para depósitos con buzamientos empinados, lo que refiere a un ángulo mayor a 55°. (Britannica, 2007) Por otro lado, la resistencia del mineral y de las rocas encajonantes deben ser de moderada a buena. Así mismo, este método no es

selectivo y es aplicable para potencias que van desde los 3 a 30 metros, teniendo ratios altos de producción, bajo costo de minado (Opex) y un alto costo de preparación (Capex).

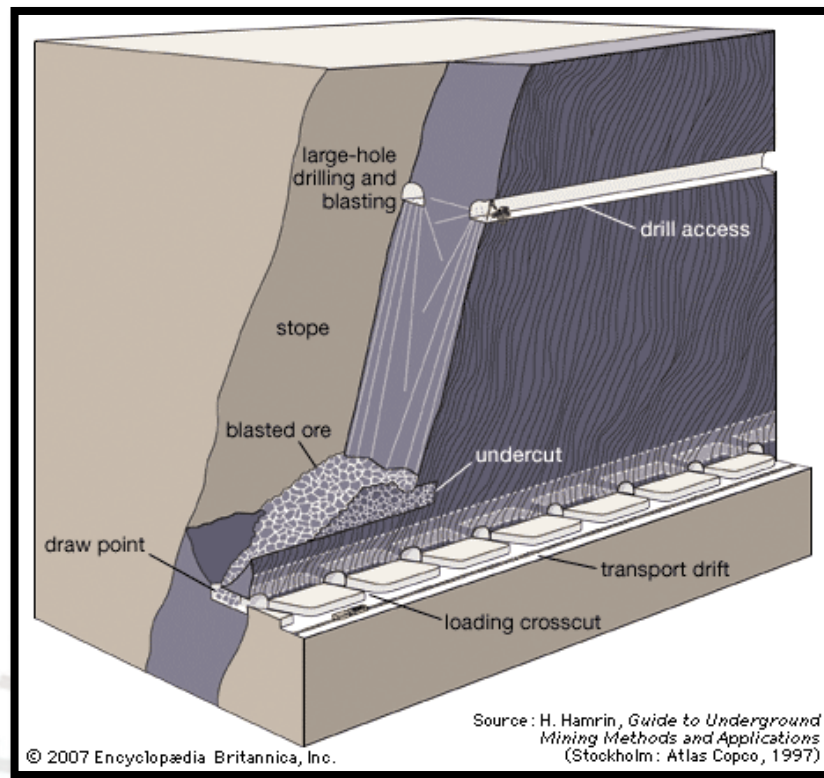


Ilustración 1: Representación del método de taladros largos (Britannica, 2007)

El método involucra las operaciones de perforación y voladura, limpieza de mineral desde el nivel inferior del tajeo de explotación, acarreo hasta la planta de chancado y el relleno del espacio vacío ya sea con relleno hidráulico o en pasta. (Ccopacondori, 2018).

Según investigaciones de la empresa EXSA, la perforación y voladura por taladros largos o también llamado sublevel stoping en Perú, es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas. (Villalta, 2018).

El método consiste en el arranque o extracción del puente entre dos niveles de perforación en sentido ascendente o descendente. Asimismo, el método establece un único nivel base o de extracción para varios subniveles superiores. La altura del tajeo de explotación es variable y dependerá básicamente de factores geomecánicos pudiendo llegar a bancos de hasta 100 metros. (Villalta, 2018).

Existen dos variantes de este método:

- Método de taladros largos en abanico
- Método de taladros largos en paralelo

2.2.1. Método de taladros largos en abanico (SLV)

Básicamente este método es aplicado para cuerpos diseminados donde la perforación de los taladros supera los 15 metros, como se mencionó dependerá de factores geomecánicos, así como de las dimensiones del block mineralizado. La altura entre subniveles puede estar en el orden de los 30 metros y desde estos se realizará las perforaciones de taladros en abanico o radiales comprendidos entre 0 y 360 grados, pudiendo ser ascendentes y descendentes. Los diámetros de las brocas pueden estar en el orden de los 64 mm. Todo esto con la finalidad de minimizar las desviaciones entre taladros. (Apaza, 2013)

Ventajas:

- Alta productividad o rendimiento por metro perforado
- Grandes alturas de banqueo
- Uso de explosivo a granel
- Al ser un método masivo tiene bajos costos de perforación y voladura
- Si la roca encajonante es buena, el tajo pudiera quedar vacío.

Desventajas:

- El método no es flexible, por si se quisiera cambiar de método.
- No es selectivo
- Puede haber presencia de mineral no fragmentado
- Altos niveles de vibración producto de la voladura
- Para vetas angostas, este método no da una adecuada seguridad para tu planificación, puesto que parte del ciclo de minado es para extracción de mineral y otra para la preparación de la mina, no garantizando así un aporte constante de mineral.

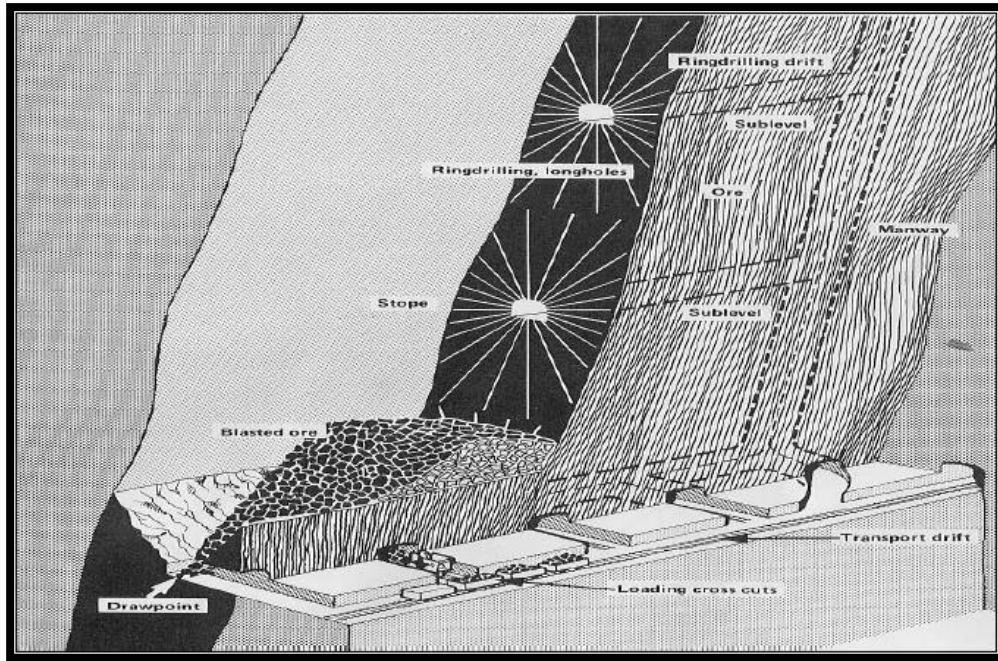


Ilustración 2: Representación del método de taladros largos con perforación en abanico. (Villalta, 2018).

2.2.2. Método de taladros largos en paralelo (SLC)

Este método es aplicado en bloques de mineral cuyas potencias son menores, es decir vetas cuyas potencias podrían variar de 1.5 a 3 metros. De acuerdo a lo mencionado, los subniveles son pequeños pudiendo estar en el orden de 2.5 x 2.5 metros. La altura de los subniveles dependerá de factores geomecánicos pudiendo estar entre los 15 metros; a partir de estos se realiza la perforación de taladros paralelos al buzamiento de la veta en sentido tanto ascendente como descendente. El diámetro de broca utilizado usualmente es de 64mm. (Villalta, 2018).

Por otro lado, este método requiere de chimeneas slot que son utilizados como cara libre. La sección de esta chimenea es reducida y puede estar en el orden de los 2 x 2 metros, la cual está ubicada al extremo del tajo de modo que el minado se realiza en retira y en rebanadas verticales.

La infraestructura requerida, consiste en rampas y cortadas para acceder a los tajos de explotación que general están ubicadas en la caja piso. Cabe resaltar que la galería de extracción o Bypass debe estar desarrolla en estéril, en el nivel base y en la caja piso; la cual debe ser paralela al rumbo de la veta o zona mineralizada. También, se tiene a los drawpoints que unen la galería de extracción con el tajeo de explotación.

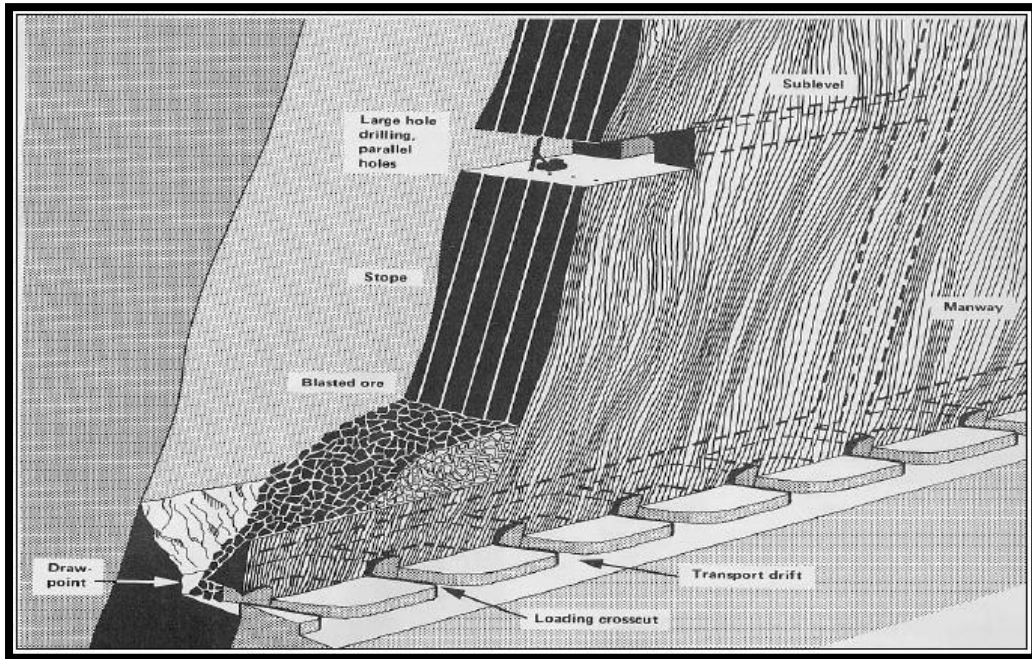


Ilustración 3: Representación del método de taladros largos con perforación en paralelo. (Villalta, 2018).

2.2.3. Perforación de taladros largos

Esta es una de las principales actividades en el minado por subniveles, la cual requiere de mucha precisión y control para así lograr una voladura óptima. Es importante mencionar que, si se utiliza diámetros de perforación menores y longitudes de taladros más altas, se tendrá una mayor desviación respecto a lo planeado de lo ejecutado.

Por otro lado, la perforación se realiza con equipos mecanizados como el jumbo de perforación radial, más conocido como simba, el cual servirá tanto para la perforación de taladros de producción como para taladros que servirán para la instalación de elementos de sostenimientos como pernos de roca con o sin malla electrosoldada, así como el cable bolting. (Ccopacondori, 2018).

2.2.4. Voladura de taladros largos

En el carguío de taladros, se suele utilizar bolsas de polipropileno con el fin de evitar el contacto del explosivo con el agua, además, esta ayuda a controlar el factor de acoplamiento, que viene a ser la relación entre el diámetro del explosivo y el diámetro del taladro, el cual debe aproximarse a uno para una óptima voladura. (Ccopacondori, 2018).

Los explosivos a usar pueden ser el ANFO (Nitrato de amonio + petróleo), dinamitas, emulsiones encartuchadas. Por otro lado, los accesorios de voladura pueden ser detonadores, mecha armada y mecha rápida.

2.2.5. Limpieza y acarreo de Mineral

La limpieza de mineral se realiza con equipos LHD, más conocidos como Scooptramps, los cuales depositarán el mineral en volquetes y estos a su vez llevarán el material de valor económico a la planta de chancado. El tamaño de la flota de equipos de limpieza y acarreo están en función a la producción requerida.

2.2.6. Relleno de Tajeos

Después de extraer el mineral de una operación minera que aplica el método de taladros largos, se dejan grandes vacíos; los cuales necesitan ser rellenos con materiales exógenos para así estabilizar las paredes de los tajeos. Es así que el relleno se define como el material que sustituye al mineral arrancado en los métodos de explotación. (Mendieta, 2020).

En la industria minera se utilizan distintos tipos de relleno; los cuales están relacionados al tipo de sólido (relaves, o material estéril de mina), al contenido de agua y al contenido de aditivos que se agregan para formar el relleno. (Vives, 2015). Para el método de taladros largos tenemos los siguientes:

Relleno hidráulico:

Se denomina relleno hidráulico o "Hydraulic fill" a los rellenos que son transportados como un lodo de alta densidad a través de tuberías hacia labores subterráneas. Este es preparado con los relaves espesados y deslamados, en donde el tamaño máximo de partícula es 1 mm y el contenido de las partículas finas menores a 10 μm no debe ser mayor a un 10% de la masa total del relave. Por otro lado, este tipo de relleno requiere un porcentaje de sólidos en peso máximo igual a 70%. Al igual que el relleno de detrítico o de roca, es relativamente económico, sin embargo, se requiere de un adecuado monitoreo puesto al momento de depositarlo pueden existir problemas en cuanto a la seguridad por su alto contenido de agua, esto con respecto a la permeabilidad y drenaje, principalmente. (Vives, 2015).

Relleno hidráulico cementado:

El relleno hidráulico cementado o “Cemented hydraulic fill” viene a ser una variante del relleno hidráulico y básicamente su diferencia refiere al contenido de cemento portland; esto permite mejorar la resistencia de compresión del mismo, lo cual es necesario cuando el caserón relleno se utilizará como pilar o nivel de explotación. Debido a su contenido de cemento, este tipo de relleno es más costoso que el anterior. (Vives, 2015).

Relleno en pasta

El relleno en pasta o “Paste fill” es una mezcla de material fino, aglutinante y agua llegando a estar entre 72 a 88% de sólidos en peso. Por otro lado, con el fin de que sea bombeable, el material fino debe representar el 15 a 40% de todo el material, con tamaños menores a 20 micras. (Vives, 2015).

Funciones del relleno:

- Estabilizar el macizo rocoso
- Mejorar el ciclo de minado
- Reduce la dilución
- Mejora la recuperación del mineral
- Previene la subsidencia o hundimiento.
- Mejora el flujo de ventilación

2.2.7. Servicios Auxiliares mina

Los servicios auxiliares necesarios para este tipo de explotación son la instalación de redes principales de agua, aire, energía, iluminación, ventilación y líneas de bombeo.

2.2. Corte y Relleno

El método de corte y relleno se aplica para depósitos con buzamientos no tan empinados que van desde los 35 a 90°. Por otro lado, este método se puede aplicar para depósitos con minerales y rocas encajonantes con resistencia de moderada a baja. Así mismo, este es un método selectivo, es decir se tiene una dilución baja y es aplicable para vetas de potencias

que van desde 1 a 3 metros, teniendo ratios moderados de producción, alto costo de minado (Opex) y un bajo costo de preparación (Capex). (Britannica, 2007).

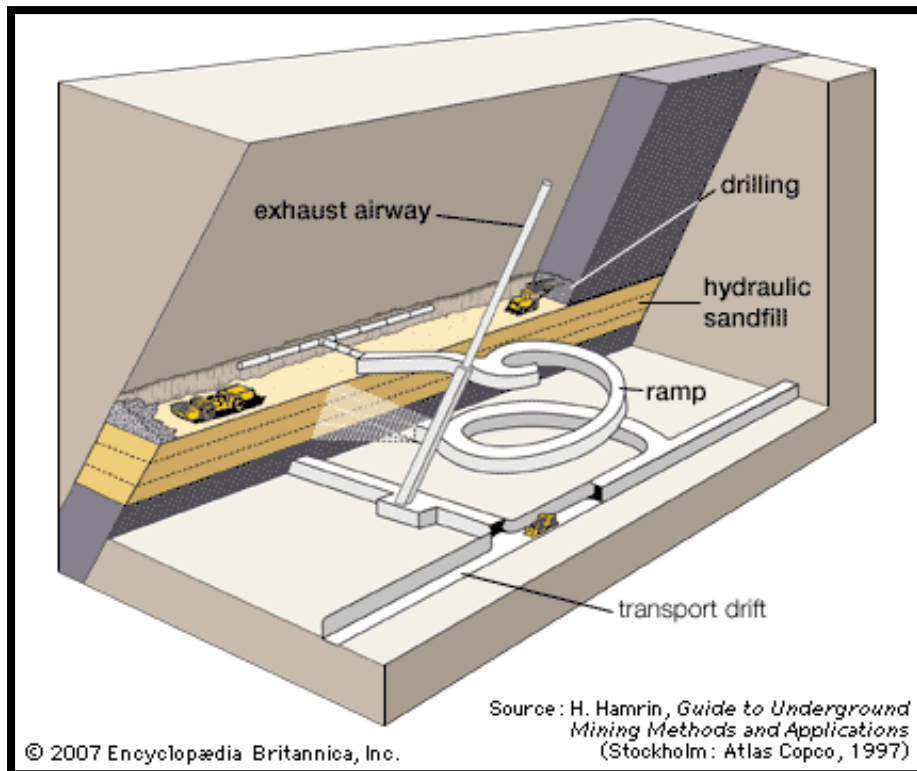


Ilustración 4: Representación del método de taladros largos (Britannica, 2007)

Este método consiste en extraer el mineral por franjas horizontales en una secuencia ascendente partiendo desde la parte más baja del tajo. Una vez extraída una determinada franja, el vacío generado debe ser rellenado con material exógeno para estabilizar las paredes y a su vez que sirva como piso de la siguiente franja a minar. (Córdova, 2019).

Ventajas

- Recuperación cercana al 100%
- Método flexible
- Método seguro
- Método selectivo

Desventajas

- Costo de explotación elevado

- Bajo rendimiento debido al relleno
- Uso extensivo de mano de obra
- Alto consumo de elementos de sostenimiento
- Bajo tonelaje por ciclo de trabajo

NOTA: Si bien es cierto, este método es más costoso que el sublevel stoping; sin embargo, te da mayor seguridad en tu planificación puesto que se tiene un aporte de mineral más constante.

Existen diversas variantes de este método, las cuales guardan relación con las dimensiones del tajeo, las condiciones del terreno y los equipos a utilizar. En este apartado se considerará el grado de mecanización y a si tenemos lo siguiente:

- Corte y relleno ascendente convencional
- Corte y relleno ascendente semimecanizado
- Corte y relleno ascendente mecanizado

2.3.1. Corte y relleno ascendente convencional

En esta variante del método se utiliza equipos manuales. Para la perforación se tiene maquinas como la Jackleg o Stoper; para la limpieza se tiene palas neumáticas, winches de arrastre e incluso carretillas; en lo que respecta a relleno, básicamente de utiliza el detrítico debido a que son cavidades de secciones reducidas. De acuerdo lo expuesto este método tiene un ritmo de producción lento. (Córdova, 2019).

2.3.2. Corte y relleno ascendente semimecanizado

Este método refiero al uso de equipos convencionales como mecanizados. Es así que para la perforación se suele utilizar equipos manuales como la Jackleg o Stoper, mientras que para la limpieza se utiliza equipos mecanizados como los LHD's o mejor conocidos como Scooptramps. (Córdova, 2019).

2.3.3. Corte y relleno ascendente mecanizado

Este método utiliza equipos modernos y mecanizados, tanto en la perforación, la limpieza e incluso el sostenimiento. Esto da como resultado una mayor producción expresado en toneladas por día.

2.3.4. Perforación

La perforación puede darse de forma horizontal o también llamado en breasting, y básicamente se da cuenta cuando la roca del techo no es competente. Para este tipo de perforación se pueden utilizar equipos convencionales como la Jackleg y equipos mecanizados como el jumbo.

Por otro lado, la perforación también puede darse de forma vertical y esto sucede cuando la roca del techo es competente. Para este tipo de perforación se puede utilizar un stoper

2.3.5. Limpieza y acarreo de mineral

El acarreo de mineral es igual al del método de taladros largos, es decir la limpieza de mineral se realiza con equipos LHD, más conocidos como Scooptrams, los cuales depositarán el mineral en volquetes y estos a su vez llevarán el material de valor económico a la planta de chancado.

2.3.6. Relleno de tajeos

Los rellenos típicamente utilizados en este método son:

Relleno detrítico

El relleno detrítico o de roca, corresponde a un relleno que no contiene el componente agua. Los materiales usados para este tipo de relleno son variados, entre los cuales tenemos, material estéril o desmonte producto de la actividad minera, gravas naturales de ríos, escoria producto de procesos metalúrgicos, entre otros.

Este tipo de relleno es muy económico, ya que el material no requiere ningún tipo de tratamiento y no se requiere aditivos para esto. Por otro lado, no se requiere de conocimientos avanzados puesto que su aplicación es bastante simple y básicamente consiste en depositar el material en la cavidad donde se necesita.

Cabe mencionar que, si se desea extraer un tajo adyacente, esto no será posible puesto que todo el relleno acumulado se vertería en la extracción del otro produciendo dilución. (Vives, 2015).

2.3. Geomecánica

Se entiende como geomecánica al estudio de la deformación o falla de las rocas en respuesta a cambios de estrés, presión y temperatura (Whaley, 2019) Esta ciencia aplicada y teórica del comportamiento mecánico del material geológico tiene el objetivo de reducir riesgos y optimizar procesos relacionados a fallas mecánicas de estas formaciones obtenidas como resultado de la actividad industrial como la minera o petrolera.

2.4.1. RQD

El índice RQD o índice de calidad de la roca fue desarrollado por D. U. Deere en 1964 y es en la actualidad uno de los sistemas más empleados en la mecánica de rocas. La clasificación asignada al macizo rocoso va de 0 a 100, donde 0 representa una condición de suelo muy pobre y 100 una excelente, así, se presenta a continuación la interpretación del valor del RQD:

Tabla 1: Interpretación de los valores de RQD (Deere, 1964)

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Para determinar el RQD se observa el número de fracturas presentes en los testigos recuperados, si la frecuencia de fracturas incrementa, el valor de RQD disminuirá. (Osinermin, 2017).

Aunque originalmente el sistema de RQD fue desarrollado para usarse con diámetros de testigo de 54.7 mm (SGS, 2013), las perforaciones actuales utilizan diámetros menores de perforación; lo que involucra una mayor exposición a fracturas inducidas por el mismo proceso de perforación. Sin embargo, Brown (1978) afirmó que los diámetros en cuestión son los apropiados para la recolección de datos geotécnicos (Osinermin, 2017).

El RQD se expresa en porcentaje y se obtiene como el resultado de la suma de todos los segmentos con longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación.

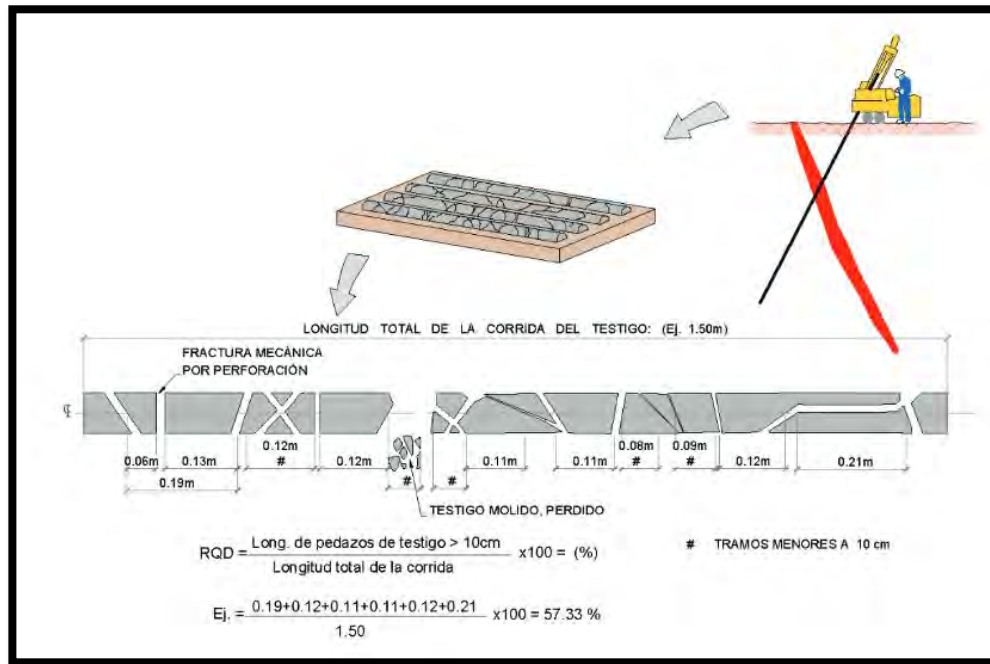


Ilustración 5: Desarrollo usado para evaluar el valor del RQD de un testigo (ACG, 2003)

El RQD se utiliza para estimar de manera rápida y preliminar las condiciones del macizo rocoso, para clasificar de manera idónea el macizo se debe complementar este estudio con métodos de clasificación más sofisticados. Esto debido a que este método de clasificación presenta limitaciones como el no considerar la resistencia al corte de las discontinuidades y la sensibilidad a la orientación del testigo de perforación respecto a las estructuras (Osinermin, 2017).

En 1982, Palmstrom sugirió que el RQD puede estimarse a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen visibles en afloramientos o en socavones libres de arcillas. La relación sugerida fue:

$$RQD = 115 - 3.3Jv$$

Jv representa la suma del número de discontinuidades por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades (Apaza, 2013).

2.4.2. RMR de Bieniawski

La clasificación geomecánica de Bieniawski o clasificación RMR fue desarrollada por Bieniawski en 1973, 1979, 1989 y por última vez el 2014. Este sistema permite clasificar al macizo rocoso relacionando índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso, criterios de excavación y sostenimiento (Maldonado, 2020).

Mediante el uso de este sistema, se clasifica al macizo de 0 a 100 puntos, donde 0 representa una calidad de roca muy mala y 100 una muy buena, como se observa en la Tabla 02.

Los parámetros geomecánicos que toma en consideración el sistema son los siguientes:

- Resistencia de la roca intacta (Insitu)
- Índice de la designación de la calidad de la roca (RQD)
- Espaciamiento entre discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.
- La orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

Tabla 2: Interpretación de los valores RMR (Bieniawski, 1989)

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rcoso
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

El puntaje final del RMR se define como la suma del puntaje individual obtenido en cada uno de los cinco parámetros básicos presentados a continuación:

1. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta

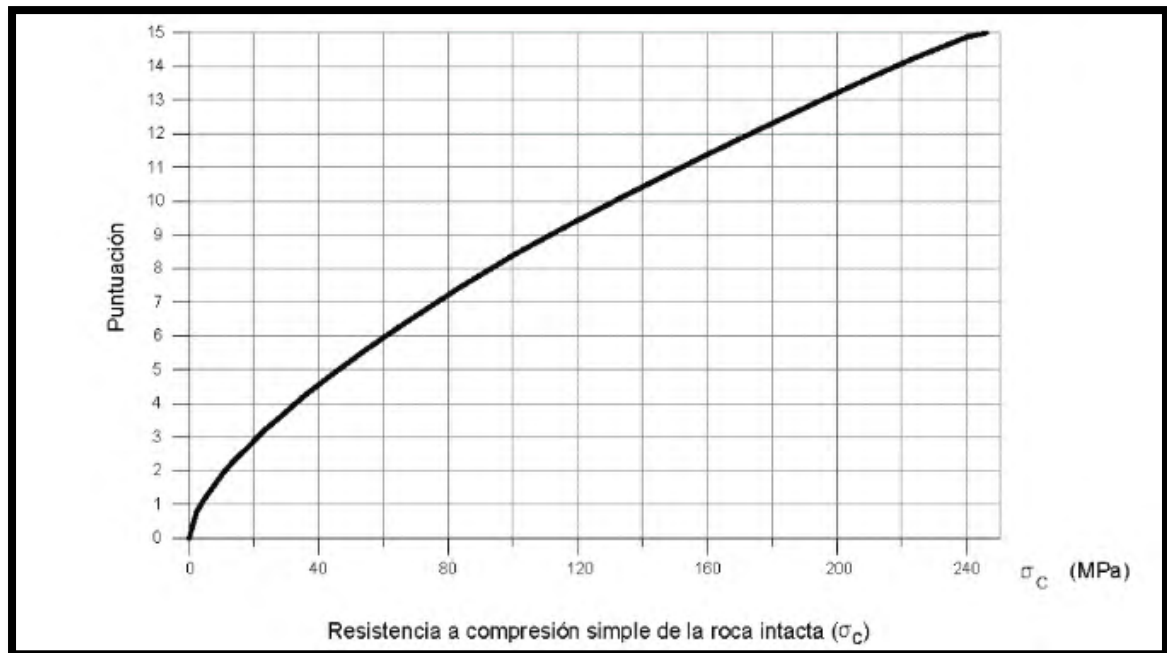


Ilustración 6: Gráfico para la puntuación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (Osinermin, 2017).

2. Número de juntas por metro

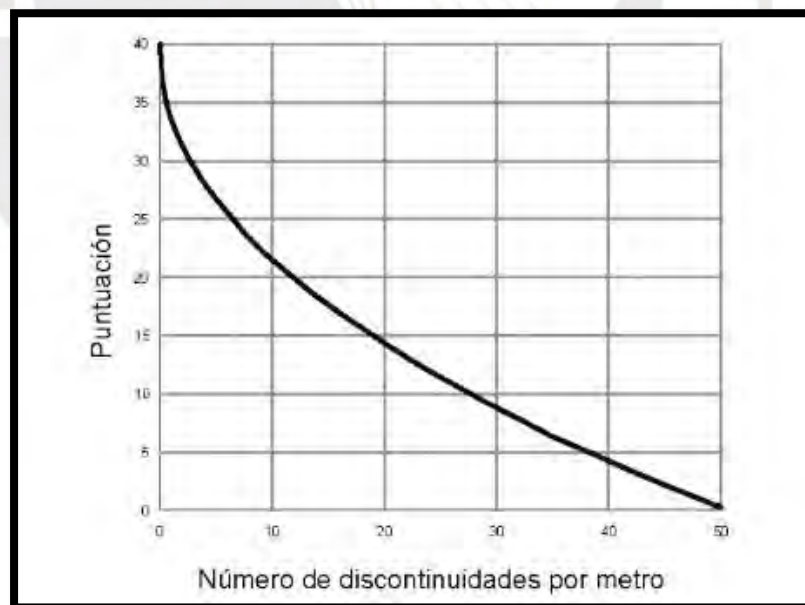


Ilustración 7: Gráfico para la puntuación del número de discontinuidades por metro (Osinermin, 2017)

3. Condiciones Hidrogeológicas

Tabla 3: Valoración de la presencia del agua en el frente (Osinergmin, 2017).

Estado del macizo rocoso	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Flujo de agua
Valoración	15	10	7	4	0

4. Resistencia de las discontinuidades

Tabla 4: Criterios para la valoración de la resistencia de discontinuidades (Osinergmin, 2017).

Continuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	> 10 m
	5	4	2	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Suave	Superficies de deslizamiento
	5	3	1	0
Relleno	Duro		Blando	
	< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	5	2	2	0
Alteración	Sin alteración	Poco alterado	Muy alterado	Descompuesto
	5	3	1	0

5. Alterabilidad de la matriz rocosa por efecto del agua

Tabla 5: Criterios para la valoración de la alterabilidad de la matriz rocosa por efecto del agua (Osinergmin, 2017).

Alterabilidad I_{a2} (%)			
< 85	60 – 85	30 – 60	< 30
10	8	4	0

La actualización de 1989 estableció un factor de corrección al RMR básico, el factor de corrección por orientación del eje del túnel (F_0). Aplicando este factor, el RMR 89 se calcula de la siguiente manera:

$$RMR_{89} = RMR_b + F_0$$

Corrección por orientación del eje del túnel (F_0)

Tabla 6: Ajuste por orientación del túnel respecto a las discontinuidades principales (Osinergmin, 2017).

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0 – 20 independiente del rumbo
Avance con el buzamiento		Avance en contra del buzamiento		Buz. 45 – 90	Buz. 20 – 45	
Buz. 45 – 90	Buz. 20 – 45	Buz. 45 – 90	Buz. 20 – 45			
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Regular
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

2.4.3. Método gráfico estabilidad modificado

El método gráfico de estabilidad fue propuesto inicialmente por Mathews en 1981 y posteriormente modificado por Potvin en 1988 y Nickson en 1992 para después obtener lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Más adelante, en 1995 Hadjigeorgiu aumentó la base de datos con particular referencia a la inestabilidad de la caja techo (DATAMINE, 2018).

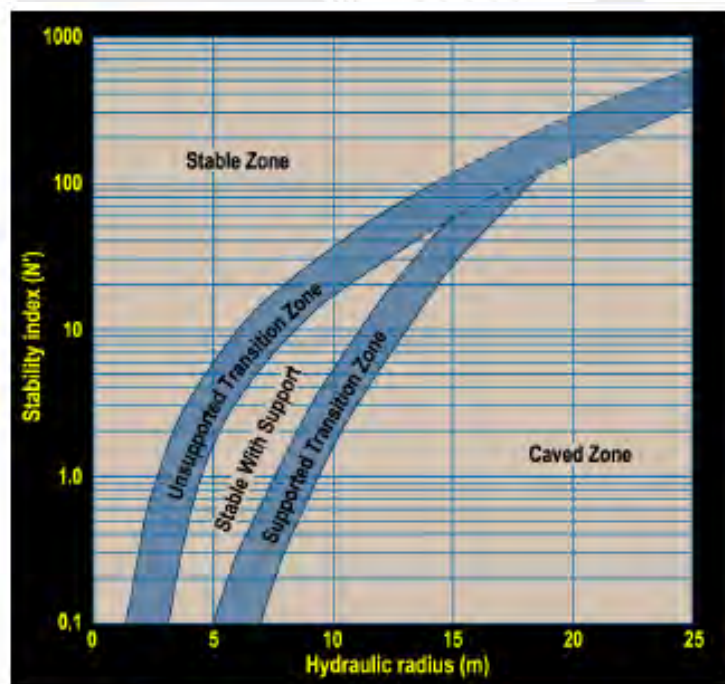


Ilustración 8: Gráfico de estabilidad modificado N' (Potvin y Nickson, 1992)

El método gráfico de estabilidad consiste en la determinación del número de estabilidad (N'), el cual se obtiene de la siguiente ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

- Q' : índice Q de Barton modificado
- A : Factor de condición de esfuerzos
- B : Factor de orientación de estructuras
- C : Factor de componente gravitacional

2.4.4. Índice Q de Barton

La clasificación Q de Barton fue desarrollada en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) por Barton, Lien y Lunde en 1974 y es de las clasificaciones geomecánicas más utilizadas al momento de caracterizar macizos rocosos. La diferencia entre este sistema y el RMR de Bieniawski es que el índice Q se utiliza mayormente en la evaluación del sostenimiento de túneles (Geotecnia Fácil, 2018) aunque es utilizado en el diseño de todo tipo de excavaciones subterráneas.

El sistema Q permite clasificar al macizo rocoso con respecto a la estabilidad de la excavación subterránea y brinda una descripción de la calidad del macizo. Para determinar la calidad de la roca, el sistema toma en consideración seis parámetros, los cuales son descritos a continuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

- RQD : Es el índice de calidad de la roca
- J_n : Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades
- J_r : Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades
- J_a : Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades
- J_w : Parámetro basado en la presencia de agua
- SRF : Factor de reducción de esfuerzos

La interpretación de los valores de Q se muestra a continuación:

Tabla 7: Interpretación del índice Q (Barton 1974)

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01-0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1-4
Roca Regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca Muy Buena	40-100
Roca Extremadamente Buena	100-400
Roca Excepcionalmente Buena	400-1000

Para el cálculo del número de estabilidad modificado (N'), se considera a los parámetros J_w y SRF como 1. A esta variación del índice de Barton se lo denomina Q'.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

2.4.5. Factor A

Es el factor de condición de esfuerzos y toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad del macizo rocoso. El valor del factor A se determina de la relación entre la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.

El factor A tendrá un valor de 1,0 si la resistencia de la roca intacta es 10 veces o más el esfuerzo inducido, esto significa que valores altos de esfuerzo no representan problema. Por otro lado, el valor de A será de 0,1 si la resistencia de la roca intacta es 2 veces el esfuerzo inducido o menos, lo que representa que los altos esfuerzos son contraproducentes y reducen la estabilidad del tajeo. (DATAMINE, 2018)

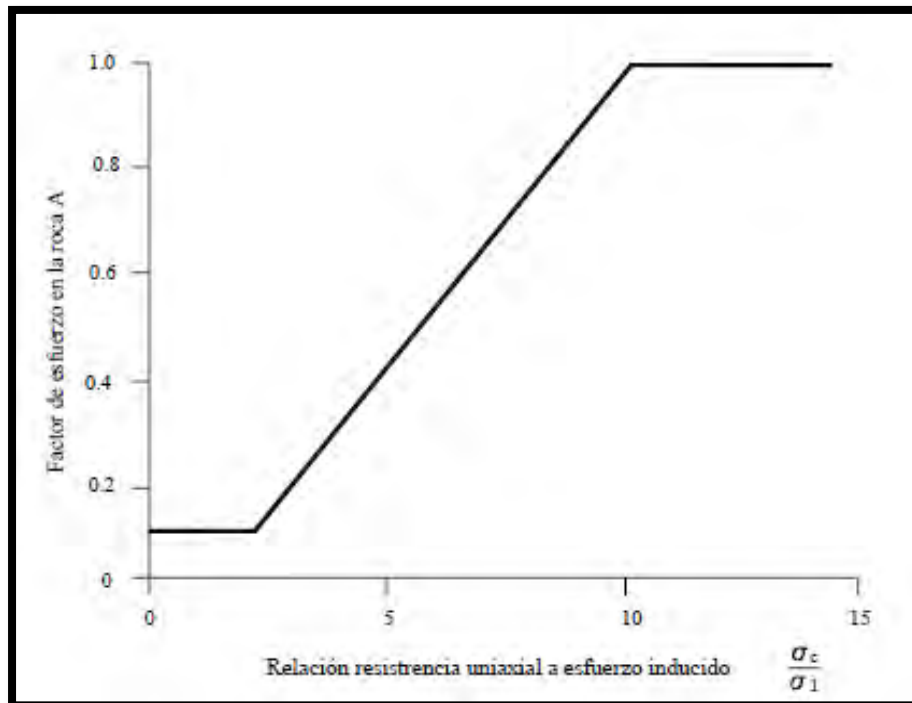


Ilustración 9: Factor de esfuerzo en la Roca (Potvin, 1988)

El valor del factor A para valores de la relación de la resistencia uniaxial a esfuerzo inducido entre 2 y 10 se obtendrá utilizando las siguientes ecuaciones:

$$\sigma_c/\sigma_1 < 2 : A = 0.1$$

$$2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10 : A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$$

$$\sigma_c/\sigma_1 > 10 : A = 1.0$$

2.4.6. Factor B

Es el factor de orientación de estructuras, toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepten la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo (DATAMINE, 2018). Luego, se determina el valor entre la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo. Con estos dos valores podemos ubicar la intersección en la siguiente gráfica para obtener el valor de B.

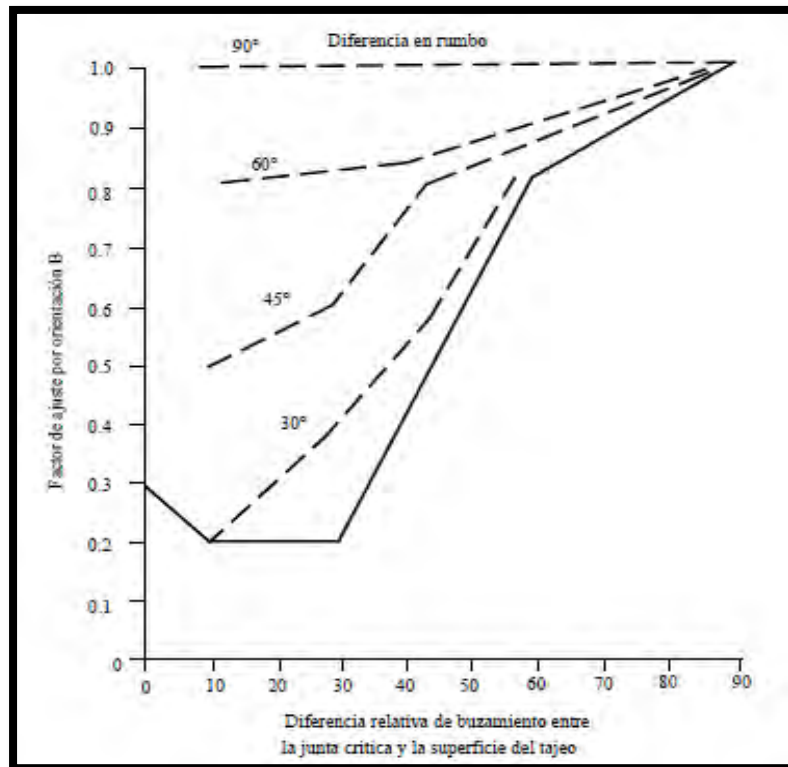


Ilustración 10: Factor de orientación de juntas (Potvin, 1988)

El factor B indica que las discontinuidades principales que están orientadas a 90° de la cara del tajeo no representan un problema en la estabilidad y el valor de B sería de 1,0. Por otro lado, si las discontinuidades están orientadas a menos de 20° se presentará inestabilidad, esto significa que habrá falla por deslizamiento o caída de bloques dentro del tajeo y el valor de B en este caso sería de 0.2.

2.4.7. Factor C

Es el factor de componente gravitacional y considera la orientación de la superficie en análisis. El valor de C será de 8,0 para el diseño de paredes verticales y 2,0 para techos horizontales. Este factor resalta el hecho de que una pared vertical sea más estable que una horizontal.

A continuación, se muestran dos gráficos, uno representa el comportamiento del valor C en paredes verticales y el otro en paredes horizontales:

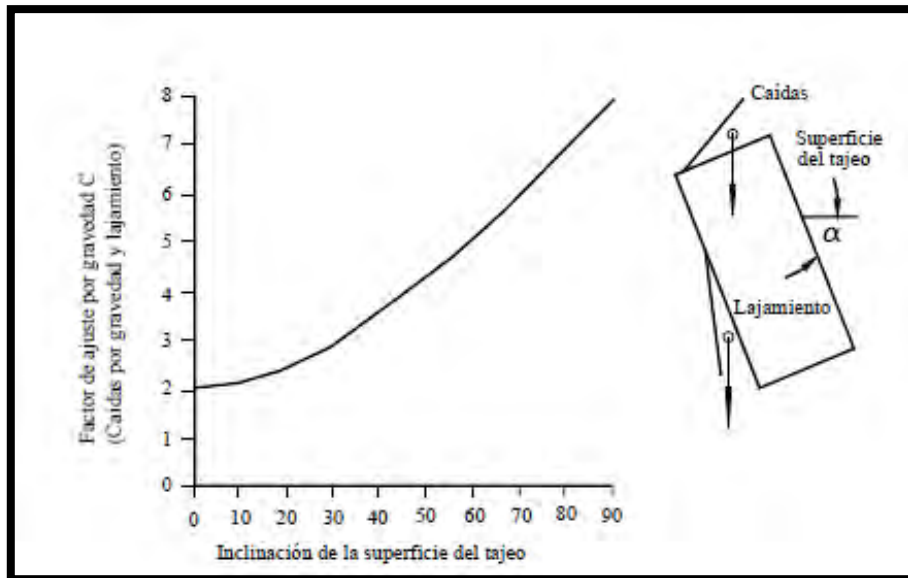


Ilustración 11: Factor de ajuste por gravedad para caídas por gravedad y lajamiento (Potvin, 1988)

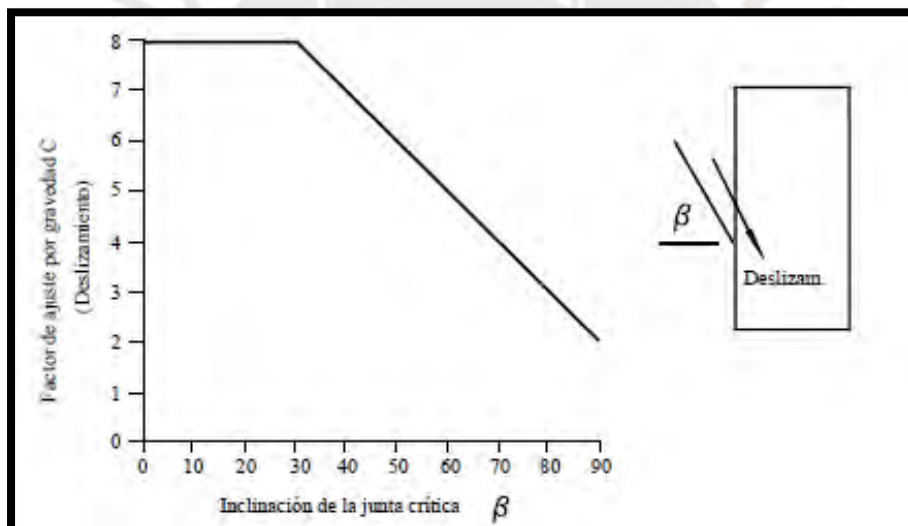


Ilustración 12: Factor de ajuste por gravedad para deslizamiento (Potvin, 1988)

2.4.8. Radio Hidráulico

Se entiende como radio hidráulico al área de la superficie dividida entre el perímetro de la pared expuesta en análisis, por lo tanto, el radio hidráulico es directamente proporcional al área de la superficie del tajeo. Sin embargo, a mayor valor del radio hidráulico, menor la estabilidad del tajeo.

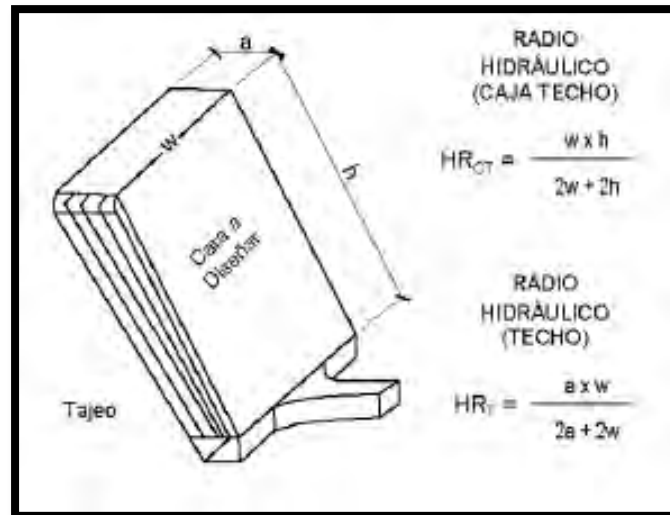


Ilustración 13: Cálculo de Radio Hidráulico (DATAMINE, 2018)

2.4.9. Zona de estabilidad

Con los valores del número de estabilidad modificado N' y el radio hidráulico (S), la estabilidad de la excavación se determina intersecando el valor obtenido en el número de estabilidad y el radio hidráulico. Dependiendo de donde suceda la intersección gráficamente, se determina si la excavación es estable sin sostenimiento, estable con sostenimiento o no es estable (Apaza, 2013). A continuación, se presenta la gráfica:

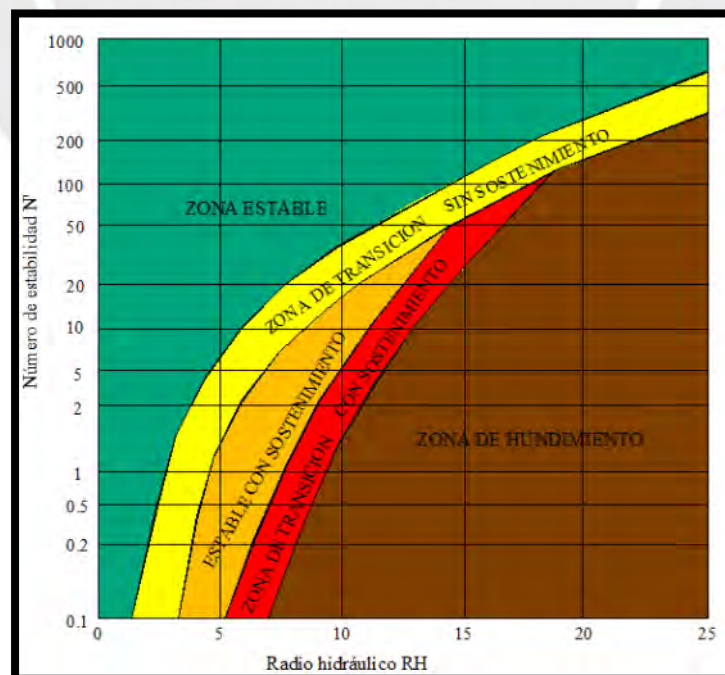


Ilustración 14: Gráfico de estabilidad de Mathews (Potvin y Nickson, 1992)

2.4. Criterios para la selección del método

Para determinar las alternativas de minado, es comúnmente aplicada la metodología de Nicholas de 1981 y la herramienta UBC Mining Method Selection.

2.5.1. Metodología de Nicholas

El método de Nicholas fue desarrollado en 1981 y toma en cuenta las características del yacimiento y de la roca encajonante. A continuación, se presentan los parámetros requeridos para la aplicación del método:

Tabla 9: Características del Yacimiento, Método Nicholas (DATAMINE, 2018)

Características Geomecánicas		
Competencia Roca Intacta (Rc/Sv)	Min.	Max
Baja	0	8
Mediana	8	15
Alta	15	1000
Espaciamiento de las Estructuras (f/m)	Fracturas/m	%RQD
Muy Cercanas	> 16	0 - 20
Poco Espaciadas	10 - 16	20 - 40
Espaciadas	3 - 10	40 - 70
Muy Espaciadas	< 3	70 - 100
Resistencia de las Estructuras		
Baja	Sin relleno y/o relleno suave	
Mediana	Relleno semiduro/rugosas	
Alta	Relleno mineral > competente que roca intacta	

Tabla 8: Características Geomecánicas, Método Nicholas (DATAMINE, 2018)

Características del Yacimiento		
Forma General del Yacimiento		
Masivo	Todas las dimensiones son del mismo orden de magnitudes.	
Tabular	Dos dimensiones son más veces que la potencia 100 m.	
Irregular	Dimensiones variables en cortas distancias.	
Potencia del Yacimiento (m)	min (m)	Max (m)
Angosto	0	10
Intermedio	10	30
Ancho	30	100
Muy Ancho	100	1000
Buzamiento (Inclinación)	min (°)	Max (°)
Horizontal	0	20
Intermedio	20	55
Vertical	55	90
Distribución de Leyes		
Uniforme	En cualquier punto no varían significativamente con respecto al promedio.	
Gradacional	Tienen características zonales y cambian gradualmente.	
Errático	Cambian radicalmente en distancias cortas sin parámetro.	

Se realiza una comparación entre los métodos de interés y de acuerdo a las características del yacimiento y las características geomecánicas se le asigna un puntaje ya establecido a cada uno. El método más recomendable será aquel que presente el mayor puntaje.

2.5.2. UBC Mining Method Selection

Es una herramienta en línea desarrollada por la University of British Columbia que aplica el método modificado de Nicholas de 1981, en esta se ajustan los parámetros dando mayor énfasis a los métodos de hundimiento “stopping”, los cuales son más aplicados en la actualidad por su alta productividad y eficiencia en las operaciones.

Las variables del yacimiento que evalúa el método UBC son las siguientes:

1. La geometría del yacimiento y el grado de distribución de leyes de mineral.

Se considera la forma general del yacimiento, la potencia, su buzamiento o inclinación, la distribución de leyes y el rango de profundidad del mineral económico, este último no es considerado por el método de Nicholas.

2. El RMR (Rock Mass Rating)

Se evalúa la calidad del macizo rocoso mediante el RMR en las zonas de mineral, caja techo y caja piso.

3. La resistencia de la matriz de roca (Rock Substance Strength)

Se determina en función al valor numérico que resulta de la división de la resistencia compresiva no confinada entre el esfuerzo principal, determinado para el mineral, la caja techo y la caja piso del yacimiento.

A continuación, se presenta el detalle de la descripción de los parámetros considerados en el método UBC Mining Selection Method:

Tabla 10: Método UBC (Miller-Tait, 1995)

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
1. FORMA:		
Equidimensional o masivo:	M	Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.
Tabular:	T	Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.
Irregular:	I	Las dimensiones varían a distancia muy pequeñas.
2. POTENCIA DEL MINERAL:		
Muy Estrecho	ME	(< 3 m)
Estrecho	E	(3 – 10 m)
Intermedio	I	(10 – 30 m)
Potente	P	(30 -100 m)
Muy potente	MP	(> 100 m)
3. INCLINACIÓN:		
Echado/Tumbado	T	(< 20°)
Intermedio	IT	(20 — 55°)
Inclinado	IN	(> 55°)
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
Uniforme:	U	La ley media del yacimiento se mantiene prácticamente constantemente en cualquier punto de este.
Gradual o diseminado:	D	Las leyes tiene una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.
Errático:	E	No existe una relación espacial entre las leyes, ya que éstas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE		
Superficial	S	(0 — 100m)
Intermedio	I	(100 — 600m)
Profundo	P	(> 600m)
CARACTERÍSTICAS GEOMECAÑICAS		
1.- RMR		RMR
Muy Débil	MD	0 - 20
Débil	D	20 - 40
Moderado	M	40 - 60
Fuerte	F	60 – 80
Muy Fuerte	MF	80 – 100
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL		
Muy Pobre	MP	(< 5)
Pobre	P	(5 - 10)
Moderado	M	(10 - 15)
Fuerte	F	(> 15)

III. DESARROLLO DEL TEMA

3.1. Descripción de la empresa minera

La unidad operativa ubicada al sur del Perú, es una empresa dedicada a la extracción de minerales de plata y oro. La empresa tiene planeado realizar actividades de explotación minera de 3,800 toneladas por día, mediante operaciones mineras subterráneas.

3.2. Ubicación geográfica

La mina subterránea se localiza al Sur del Perú dentro de la Provincia de Parinacochas y Paucar de Sara Sara en el Departamento de Ayacucho. La unidad minera está situada a una altitud que va desde los 3,900 a 4,800 msnm en el cinturón de Puquio-Caylloma y se localiza aproximadamente a 210 km Sur-Oeste del Cuzco y a unos 530 km Sur-Este de Lima, la capital del Perú.



Ilustración 15: Ubicación de mina subterránea (Geocatmin, 2020)

3.3. Rutas de acceso

El acceso a la unidad minera se puede realizar por vía aérea de Lima a Cuzco (Tiempo: 1.0 hora aprox.), luego por carretera asfaltada desde Cusco a Abancay (195.0 km), posteriormente de Abancay a Chalhuanca (120.0 km), después de Chalhuanca al centro poblado de Iscahuaca (43 km), finalmente de Iscahuaca a la unidad minera por medio de una trocha (138.0 km).

Por otro lado, también se puede acceder a la unidad minera por vía terrestre. La ruta es la siguiente:

- Lima – Nazca (Por la Panamericana sur) → 460 Km
- Nazca – Puquio → 155 Km
- Puquio - Iscahuaca → 142 Km
- Iscahuaca – Unidad minera → 138 Km

3.4. Geología

3.4.1. Geología regional

En la zona de la U. M. Inmaculada predominan las rocas volcánicas del Cretáceo y del Terciario, y en menor medida las secuencias sedimentarias con el intrusivo del Terciario. Las zonas mineralizadas se alojan en las rocas volcánicas en forma de sistemas de vetas epitermales de cuarzo con mineralización de Ag-Au, incluyendo los depósitos de baja sulfuración de Pallancata, Ares y Explorador; los depósitos de sulfuración intermedia de Arcata y Caylloma y los depósitos de alta sulfuración de Shila, Paula, Selene, Suyckutambo, Chipmo y Poracota (P&E Mining Consultants Inc, 2010).

Las unidades Litoestratigráficas que conforman esta área son:

- **Formación Soraya (Mesozoico – Jurásico)**; está formada por capas de arenisca con una granulometría fina a media de color verde pálido y blanquecino, alternadas con delgados lentes de arenisca calcáreas y margas. (DATAMINE, 2018)
- **Formación Mara (Mesozoico - Cretáceo Inferior)**; está formada por sedimentos de limolitas, areniscas y conglomerados rojizos con clastos de cuarcita, calizas de color plomizo y areniscas. (DATAMINE, 2018)

- **Grupo Tacaza** (Cenozoico - Oligoceno Medio a Mioceno Inferior); está conformada por una secuencia continúa de coladas de lava, flujos de lava andesítica (debris flow), tobas de lapilli y tobas líticas (DATAMINE, 2018); dentro de este grupo se han identificado tres unidades litológicas como se describe a continuación:

Unidad 1: Brecha, debris flow y lava andesítica, aflora ampliamente en la zona de Anta-Patari, con horizontes de brechas-debris flow (Apaza, 2013).

Unidad 2: Tobas líticas, tobas de lapilli y andesitas, aflora en las partes altas de Anta-Patari y Minascucho, al suroeste de Minascucho, en el cerro Ojochailla y alrededores (Apaza, 2013).

Unidad 3: Areniscas y conglomerados, aflora localmente en Minascucho, presenta horizontes de arenisca conglomerádica de granulometría gruesa estratificada (Apaza, 2013).

- **Formación Quellopata (Cenozoico – Mioceno);** corresponde a la serie volcánica superior del área de estudio. La litología es una alternancia de coladas de lava y brecha-debris flow de composición andesítica de color verde violáceo. (Apaza, 2013)

Se han identificado stocks subvolcánicos, así como domos y diques, las que intruyeron al basamento en el Mesozoico y Cenozoico.

- **Stock Subvolcánicos, Domos y Diques:** En el área de estudio se tienen afloramientos de diques de composición andesítica y riolítica que intruyeron al basamento Mesozoico. (Apaza, 2013)
- **Diques de Andesita:** Afloran en las periferias de San Salvador, donde intruyen a los sedimentos Jurásicos, llegándose a diferenciar dos familias de diques por sus características texturales (DATAMINE, 2018).
- **Unidad Subvolcánica de Pórfido Andesítico:** Aflora hacia el suroeste de Minascucho en el cerro Ojochailla y alrededores con alineación NW - SE con anchos de afloramiento de 200m a 500m y en una longitud de 1.6km aproximadamente (DATAMINE, 2018).
- **Unidad de Domos de Riolita – Riodacita:** Se han reconocido varios domos de riolita-riodacita entre las áreas de Minascucho, Quellopata y Pararani (DATAMINE, 2018).

3.4.2. Geología regional

Geomorfología

La mina subterránea se encuentra dentro de la franja de la cordillera occidental sur, a una altitud de 4000 a 5000 msnm. En esta área resaltan dos unidades geomorfológicas bien resaltadas, la primera es la meseta alto andina que presenta un relieve que varía de plano a ondulado con pequeñas colinas redondeadas, abarcando grandes extensiones. Por otro lado, el grado de erosión es escaso, donde solo el viento es el principal agente de erosión (DATAMINE, 2018).

La segunda unidad geomorfológica son los valles alto andinos, que presentan zonas muy abruptas, escarpadas e inaccesibles, crestas pronunciadas y picos con flancos elevados. El grado de erosión es elevado por su diferencia de cotas. El grupo Tacaza fue depositado en un ambiente lacustre dentro de un entorno tipo graben (DATAMINE, 2018).

Las principales vetas como la veta Ángela está limitada por dos quebradas llamadas Quellopata y Patari, las que son tributarias de los ríos Huamancute y Huanca Huanca y éstas a la vez confluyen al río Marán que desembocan en el río Ocoña.

La mineralización de esta área se emplaza en el cerro Quellopata, que es una ladera uniforme con pequeñas ondulaciones cuya pendiente varía de 2 a 10° de inclinación; mientras en el sector suroeste es más pronunciado y su pendiente varía de 20 a 35° de inclinación. La cima del cerro Quellopata alcanza los 4735 msnm (DATAMINE, 2018).

IV. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

4.1. Geomecánica

4.1.1. Características geométricas de la veta

Las principales características geomecánicas de la veta Thalia se muestran en la tabla a continuación:

Tabla 11: Características del depósito mineral

Strike	N74°E
Dip	68°
Height	120m
Length	820m
Width	1.3m

Por otro lado, en un plano tridimensional, la veta Thalia, se observa de la siguiente manera.

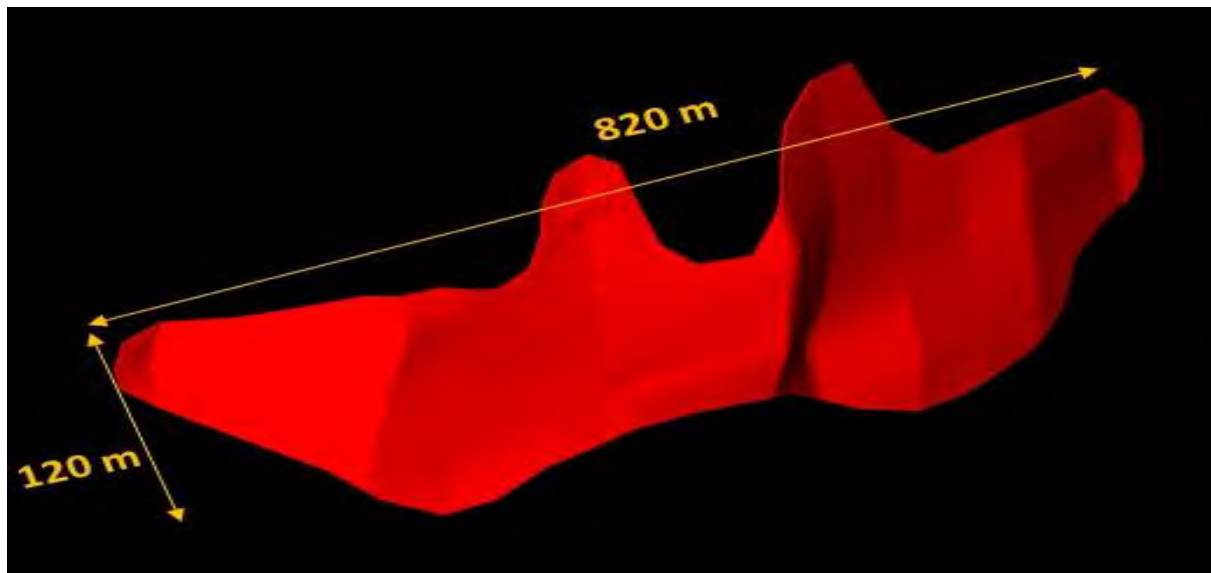


Ilustración 16: Veta Thalia

4.1.2. Ensayos de laboratorio de la veta

Según las muestras de laboratorio obtenidas y analizadas de la empresa minera se encuentra a continuación los resultados de los ensayos geomecánicos para esta veta en particular.

Tabla 12: Ensayos geomecánicos - Veta Thalia

Ensayos de laboratorio geomecánicos de Veta Thalia	
P.E. Mineral (g/cm ³)	2,57
P.E. Roca (g/cm ³)	2,7
Porosidad (%)	0.8 a 2
Resist. Compresion Simple (Mpa)	90-120

4.1.3. Caracterización del macizo rocoso

Tomando en consideración los resultados de los ensayos y la información de campo brindada por el área de geomecánica de la mina subterránea en cuestión, se obtuvieron los siguientes valores de RMR para la veta Thalia:

Tabla 13: Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Rock Mass Characterization		
	QUALITY	RMR
H.W	Regular	48
F.W	Regular	55
Min	Regular	45

4.2. Selección del método

Como parte de la presente evaluación, previamente se ha utilizado el procedimiento de Nicholas (1981) para la selección del método de minado. Los parámetros considerados, están en función a las características geológicas y geomecánicas del cuerpo.

Tabla 14: Datos de entrada para el método de Nicholas

ORE BODY	GEOMECHANICAL		
	Foot W.	Ore	Hanging W.
General Shape	Geomechanical Characteristics		
Tabular	Geomechanical Characteristics		
Deposit's Width. (m)	Medium	Medium	Medium
Narrow (0-10m)	Spacing between Structures (f/m)		
Dip	Spaced	Poor Spaced	Spaced
Intermediate-Vertical	Structures Resistance		
Grade Distribution	Low	Low	Low
Gradual			

Tabla 15: Evaluación de las características del yacimiento por método de minado

1. YACIMIENTO														
Metodo de Explotacion	Forma General Yacimiento			Potencia del Yacimiento				Orientacion			Distribucion de las Leyes			PESO (K=1)
	Masiva	Tabular/Platy	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy Alta	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradual	Erratico	
Opet Pit	4	2	3	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	1
Block Caving	4	2	0	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	-43
Sub Level Stoping	3	4	1	1	3	4	3	2	3	4	4	4	3	12
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	-42
Longwall Mining	-49	4	-49	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	8
Camaras y Plares	0	4	2	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	9
Shrinkage	0	3	2	3	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	8
Corte y Relleno Asc	1	4	4	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	14
Top Slicing	1	2	0	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	6
Square Set Stoping	0	1	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	8

Tabla 16: Condiciones geomecánicas de mineral

2.1 CONDICIONES GEOMECAÑICAS MINERAL

Metodo de Explotacion	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Estructuras				Resistencia Estructuras			PESO (K=0.75)
	Baja	Mediana	Alta	M. Cercan	Poco Espac.	Espaciadas	M. Espaciadas	Baja	Mediana	Alta	
Opet Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	7,5
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0	6
Sub Level Stopping	-49	3	4	0	1	1	4	0	2	4	4,5
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2	5,25
Longwall Mining	4	1	0	4	2	0	0	4	3	0	4,5
Camaras y Plares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	4,5
Shrinkage	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4	4,5
Corte y Relleno Asc	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2	6
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4	4,5
Square Set Stopping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2	6

Tabla 17: Condiciones geomecánicas de caja techo

2.2 CONDICIONES GEOMECAÑICAS CAJA TECHO

Metodo de Explotacion	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Estructuras				Resistencia Estructuras			PESO (K=0.6)
	Baja	Mediana	Alta	M. Cercan	Poco Espac.	Espaciadas	M. Espaciadas	Baja	Mediana	Alta	
Opet Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	6
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0	5,4
Sub Level Stopping	-49	4	4	-49	0	2	4	0	2	4	3,6
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0	5,4
Longwall Mining	4	2	0	4	4	2	0	2	2	0	3,6
Camaras y Plares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4	3
Shrinkage	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0	5,4
Corte y Relleno Asc	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	4,8
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0	5,4
Square Set Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2	4,8

Tabla 18: Condiciones geomecánicas de caja techo

2.3 CONDICIONES GEOMECAÑICAS CAJA PISO

Metodo de Explotacion	Competencia Roca Intacta			Espaciamiento Estructuras				Resistencia Estructuras			PESO (K=0.38)
	Baja	Mediana	Alta	M. Cercan	Poco Espac.	Espaciadas	M. Espaciadas	Baja	Mediana	Alta	
Opet Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	3,8
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3	2,66
Sub Level Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4	1,52
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4	1,9
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3	3,04
Camaras y Plares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3	1,9
Shrinkage	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3	3,04
Corte y Relleno Asc	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	3,04
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3	2,66
Square Set Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2	3,04

Tabla 19: Resultados del método de Nicholas

METHOD	SCORE
Opet Pit	27,3
Block Caving	-28,94
Sub Level Stoping	21,62
Sublevel Caving	-29,45
Longwall Mining	19,14
Room and Pillar	18,4
Shrinkage	20,94
Cut and Fill	27,84
Top Slicing	18,56
Square Set Stoping	21,84

En base a los resultados obtenidos, se tiene 3 métodos tentativos, el método de taladros largos, el corte y relleno ascendente y el square set stoping. Evaluando estas opciones, se descarta el método de square set stoping ya que involucra un alto costo de implementación; por otro lado, la minera no cuenta con la infraestructura necesaria ni el Know How sobre la aplicación de este método. Por lo tanto, se realizará el Trade off entre las opciones restantes.

4.2.1. Cálculo de la dilución

La dilución esta condiciona por el método de minado seleccionado, la disposición geológica y geométrica del yacimiento. Para este caso, se determinó la dilución en base a la formula empírica de O'Hara que data de la década de 80.

$$\text{dilución} = \frac{k}{\sqrt{w} \times \text{sen } \beta}$$

Dónde:

w: potencia de la veta en metros

β : buzamiento, expresado en radianes

k: constante del método de minado

Además, para determinar el ancho de minado para ambos métodos se utilizó la siguiente fórmula:

$$\text{dilución} = \frac{D}{D + w}$$

Dónde:

D: desmonte en metros

w: potencia de la veta en metros

D + w: ancho de minado en metros

Es importante mencionar que el valor de la constante k, para cada tipo de método de explotación minera, fue determinado por O'Hara basándose en una serie de estudios hechos en diferentes minas del mundo. Por ello, k para el Tajeo por Subniveles es 55 y para el Corte y Relleno es 25.

Tabla 20: Dilución, ancho de desmonte y ancho de minado

Método	Tajeo por subniveles	Corte y Relleno
K	55	25
Dilución (%)	51%	23%
Ancho desmonte (m.)	1.4	1.7
Ancho de minado (m.)	2.84	1.8

4.2.2. Cálculo de las reservas

Las ratios de recuperación fueron obtenidas en base a vetas adyacentes previamente explotadas dentro de la operación minera.

Tabla 21: Recursos minerales medidos e indicados

RECURSOS	TONELAJE
	211,804

Tabla 22: Recuperación por método de minado

Recuperación por método de minado	
Tajeo por subniveles	88%
Corte y relleno ascendente	97.50%

Para la estimación de recursos, se tomó en consideración a los medido e indicados

Tabla 23: Reservas minerales por método

Reservas	Tonelaje
Tajeo por subniveles	320,523
Corte y relleno ascendente	261,218

4.2.3. Cálculo de valor de mineral

Para el cálculo del valor del mineral se procedió primero a determinar el valor punto de cada elemento, posteriormente se calculó la ley diluida de acuerdo al método evaluado y finalmente el valor de mineral para cada uno.

4.2.3.1. Calculo valor punto

Los valores considerados para el cálculo del valor punto como las recuperaciones metalúrgicas y deducciones se presentan en la tabla a continuación.

Tabla 24: Calculo de valores punto

Calculo de Valor de Punto - oré		
Ley de cabeza Au	g/t	4.71
Ley de cabeza Ag	g/t	164.20
Cotización Au	US\$/Oz	1300.00
Cotización Ag	US\$/Oz	16.00
Valor bruto Au	US\$/TM	196.74
Valor bruto Ag	US\$/TM	84.47
Recuperación metalúrgica Au	%	92.00%
Recuperación metalúrgica Ag	%	82.00%
Recuperación Comercial Au	%	99.90%
Recuperación Comercial Ag	%	99.90%
Valor bruto Au (Con recuperaciones)	US\$/TM	180.82
Valor bruto Ag (Con recuperaciones)	US\$/TM	69.19
Otras deducciones Au	US\$/TM	-2.73
Otras deducciones Ag	US\$/TM	-0.27
Valor neto final Au	US\$/TM	178.09
Valor neto final Ag	US\$/TM	68.93
Valor de punto Au	US\$/g	37.8340
Valor de punto Ag	US\$/g	0.4198

Se determinó también las leyes promedio de cada metal en la veta Thalía:

Tabla 25: Leyes promedio de la veta

Leyes promedio de la veta	
Ley promedio Ag (g/ton)	70.654
Ley promedio Au (g/ton)	4.071

Con esta información, se hizo posible calcular las leyes diluidas por método de minado para cada metal:

Tabla 26: Leyes diluidas

Leyes diluidas		
Método de minado	Ley Au (g/ton)	Ley Ag (g/ton)
Tajeo por subniveles	2.7	46.69
Corte y relleno ascendente	3.30	57.29

4.2.3.2. Valor de mineral

El valor de mineral calculado para cada método de minado es el siguiente:

Tabla 27: Valor de mineral por método

Valores de mineral	
Método de minado	USD/ton
Tajeo por subniveles	121.37
Corte y relleno ascendente	148.92

4.2.4. Ciclo de minado

El ciclo de minado para cada método nos permitirá determinar la productividad. Para tal efecto, se presenta a continuación el ciclo de minado para cada uno de los métodos empleado en la minera subterránea.

4.2.4.1. Corte y Relleno

El ciclo de minado típico en corte y relleno comprende generalmente las actividades de: perforación, voladura, desate, limpieza y sostenimiento.

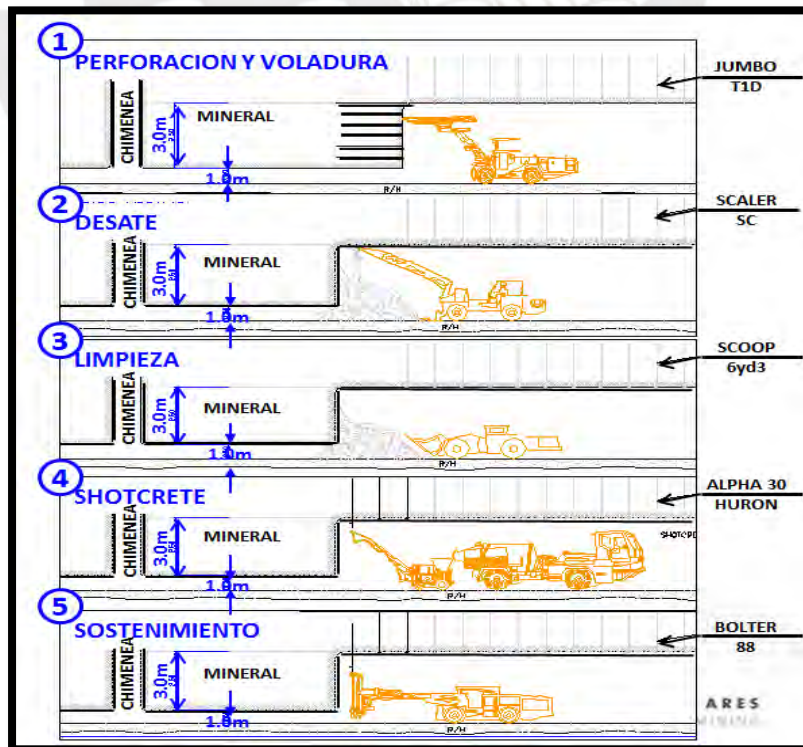


Ilustración 17: Ciclo de minado típico de corte y relleno

Sin embargo, para el presente estudio, se ha detallado una serie de actividades involucradas en cada etapa del ciclo. A continuación, se muestra las actividades realizadas, los indicadores de performance (KPI) con el objetivo de determinar el número de días y el personal requerido para explotar un tajo con las siguientes características:

Tabla 28: Características del tajo - Corte y relleno

Tajo	205.0	mts
Ancho de ore	1.30	mts
Ancho de Minado	1.8	mts
Longitud de barra teórica	2.4	mts
Dilución	23%	%
Densidad de material	2.6	ton/m3
Bz	68.0	°
Tonelaje asociado 1C	1,793.7	Ton

Tabla 29: Ciclo de minado del método corte y relleno

ACTIVIDAD	PERSONAL	KPI			HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer	Personal
		METRICA	CANTIDAD	KPI/mt_tj				
SOSTENIMIENTO	Maestro & ayudante	M2/Hr	3	1.7	123.0	27.3	6.8	2.0
LIMPIEZA CON SCOOP	01 Operador scoop	Ton/Hr	12	1.4	149.5	33.2	16.6	1.0
LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO Excavación, contaminación, saldos	Topografo & ayudante	Mts/Hr	50	50	4.1	0.9	0.5	2.0
VOLADURA DE DESCAJE	Maestro & ayudante	Tal/Mts	3	12	17.1	3.8	0.9	2.0
HABILITACIÓN CAMINO EXTRENO (construcción de escaleras y barrera para RH)	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	2	0.02	9.0	2.0	0.5	2.0
REALCE CRUCERO AL OP (habilitación e instalación de barreras / segmentos metalicos)	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	2	0.02	9.0	2.0	0.5	2.0
CRECIMIENTO DE OP (CADA 4 CORTE)	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	4	0.04	18.0	4.0	1.0	2.0
DISPARO Y VOLADURA SOBRE CAMINO CENTRAL (Desquinche Cx camino central)	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	2	0.02	9.0	2.0	0.5	2.0
SOSTENIMIENTO & INSTAL CAMINO (construcción de escaleras y doble compartimento)	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	5	0.05	22.5	5.0	1.3	2.0
PREPARACION PARA RH	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	2	0.02	9.0	2.0	1.0	2.0
PREPARACION DE BARRERAS PARA RH	Maestro & ayudante	N° Gdia/Unid	2	0.02	9.0	2.0	1.0	2.0
RELLENO (R.H)	Maestro & ayudante	Mt_h/Hr	342.1	1.67	9.8	2.2	1.1	2.0
MUESTREO	02 Ore control	Mts/Hr	10	0.1	20.5	4.6	2.3	2.0
LEVANTAMIENTO DE CANALES	Topografo & ayudante	Mts/Hr	50	0.02	4.1	0.9	0.5	2.0
CONTORNEO (Marca de Ore)	02 Ore control	Mts/Hr	25	0.04	8.2	1.8	0.9	2.0
PERFORACION	Maestro & ayudante	Tal/gdia	32.1	3.3	96.0	21.3	5.3	2.0
VOLADURA	Maestro & ayudante	Min/tal	2.57	20	10.3	2.3	0.6	2.0
VENTILACION	Tecnico & ayudante	Hr	1	0.5	2.3	0.5	0.1	2.0
DESATE	Maestro & ayudante	Mts/Hr	10	0.1	20.5	4.6	1.1	2.0
Total						122.39	42.49	37.00

4.2.4.2. Tajeo por subniveles

Las actividades que se realizan en un ciclo de minado para el método de tajeo por subniveles involucran la de perforación, voladura, limpieza y relleno, de manera general.

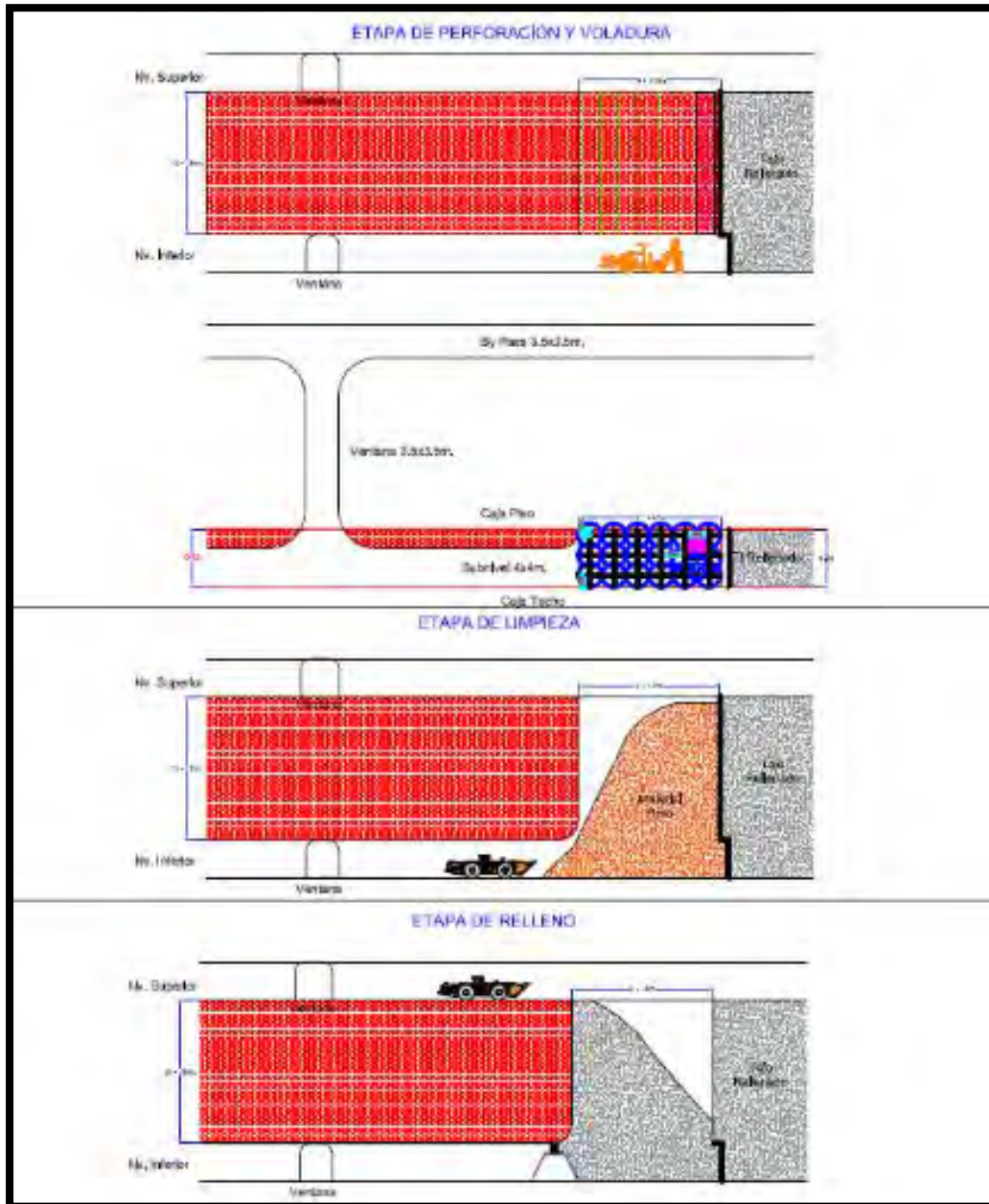


Ilustración 18: Ciclo de minado típico de taladros largos

A continuación, se presenta el ciclo de minado con el detalle de actividades vinculadas a cada uno de los procesos mencionados, el personal requerido para cada actividad, los KPI y la cantidad de días requeridos para la explotación de un tajo con las siguientes características.

Tabla 30: Características del tajo - Tajeo por subniveles

Tajo	10.0	mts
Ancho de ore	1.2	mts
Ancho de Minado	2.90	mts
Longitud de barra teórica	11.0	mts
Dilución	51%	%
Densidad de material	2.6	ton/m3
Bz	68.0	°
Tonelaje asociado 1C	975.6	ton

Tabla 31: Ciclo de minado del método tajeo por subniveles

PROCESO	ACTIVIDAD	PERSONAL	METRICA	CANTIDAD	KPI	UND	HORAS Requer	GUARDIA Requer	DIAS Requer	PROCESO	PERSONAL
PREPARACION	HABILITACION	01 Maestro Preparacion + 01 Ayudante Preparacion	UND	1	1.00	UND	6.00	0.75	0.38	3.24	15 personas
	MARCADO PREPARACION Desquinche ampliación	01 Topografo + 01 Ayudante	UND	1	2.00	UND/HR	2.00	0.25	0.13		
	PERFORACION DESQUINCHE	01 Operador Jumbo + 01 Ayudante Jumbo	MTR	96	35.00	MT/HR	2.74	0.34	0.17		
	CARGUIO Y VOLADURA DESC	01 Maestro Preparacion + 01 Ayudante Preparacion	N° TALADRO S	20	20.00	UND/HR	2.00	0.25	0.13		
	LIMPIEZA CON SCOOP. DESQ.	01 Operador Scoop Prep+ 01 Ayudante Scoop Preparacion	TON	205.6	70.00	TON/HR	2.94	0.37	0.18		
	DESATE(DESQUINCHE)	01 Operador Scaler Prep+ 01 Ayudante Scaler	M2	108	42.00	M2/HR	2.57	0.32	0.16		
	SOSTENIMIENTO SH(DESQUINCHE)	01 Operador Mixer + 01 Operador Robot + 01 Ayudante Robot	M2	108	82.00	M2/HR	1.32	0.16	0.08		
	FRAGUADO(DESQUINCHE)		UND	12	1.00	M2/HR	12.00	1.50	0.75		
	SOSTENIMIENTO PERNO10(DESQUINCHE)	01 Operador Empernador + 01 Ayudante Empernador	UND	30	10.00	UND/HR	3.00	0.38	0.19		
	PERFORACION RELLENO	01 Operador Jumbo + 01 Ayudante Jumbo	MTR	21	40.00	MT/HR	0.53	0.07	0.03		
	CARGUIO Y VOLADURA RELLE	01 Maestro Preparacion + 01 Ayudante Preparacion	N° TALADRO S	10	20.00	UND/HR	0.50	0.06	0.03		
	LIMPIEZA DIQUE RELLENO	01 Operador Scoop Prep+ 01 Ayudante Scoop Preparacion	M3	70	21.00	M3/HR	3.33	0.42	0.21		
	SOSTENIMIENTO SH RELLENO	01 Operador Mixer + 01 Operador Robot + 01 Ayudante Robot	M2	30	40.00	M2/HR	0.75	0.09	0.05		
	PERFORACION REFUGIO	01 Operador Jumbo + 01 Ayudante Jumbo	MTR	36	40.00	MT/HR	0.90	0.11	0.06		
	CARGUIO Y VOLADURA REFUG	01 Maestro Preparacion + 01 Ayudante Preparacion	N° TALADRO S	18	20.00	UND/HR	0.90	0.11	0.06		
	LIMPIEZA CON SCOOP. REFUGIO	01 Operador Scoop Prep+ 01 Ayudante Scoop Preparacion	TON	30	70.00	TON/HR	0.43	0.05	0.03		
	SOSTENIMIENTO SH REFUGIO	01 Operador Mixer + 01 Operador Robot + 01 Ayudante Robot	M2	60	40.00	M2/HR	1.50	0.19	0.09		
	FRAGUADO(DESQUINCHE) LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO (Excavacion + Dique)	01 Topografo + 01 Ayudante	UND	1	2.00	UND/HR	0.50	0.06	0.03		
FRAGUADO		UND	4	1.00	M2/HR	4.00	0.50	0.25			
CABLE BOLTING	PINTADO DE MALLA	01 Topografo + 01 Ayudante	N° TALADRO S	10	25.00	UND/HR	0.40	0.05	0.03	1.03	8 personas
	SOST C.B PERFORACION(Part + Lleg)	01 Operador T1D + 01 Ayudante T1D	MTR	200	18.00	MT/HR	11.11	1.39	0.69		
	SOST C.B INSTALACION(Part + Lleg)	01 Maestro CB + 01 Operador CB + 02 Ayudante CB	MTR	200	40.00	MT/HR	5.00	0.63	0.31		

PRODUCCION	PINTADO DE MALLA	01 Topografo + 01 Ayudante	N° TALADROS	24	25.00	UND/HR	0.96	0.12	0.06	3.12	11 personas
	POSICIONAMIENTO e INSTALACION	01 Operador T1D + 01 Ayudante T1D	UND	1	2.00	UND/HR	0.50	0.06	0.03		
	PERFORACION PANEL(SLOT - RIMADO)	01 Operador T1D + 01 Ayudante T1D	MTR	120.00	18.00	MT/HR	6.67	0.83	0.42		
	PERFORACION PANEL(PRODUCCION)	01 Operador T1D + 01 Ayudante T1D	MTR	284.73	18.00	MT/HR	15.82	1.98	0.99		
	PERFORACION PANEL(ALIVIOS)	01 Operador T1D + 01 Ayudante T1D	MTR	90.00	18.00	MT/HR	5.00	0.63	0.31		
	CARGUIO Y VOLADURA(SLOT + ZANJA)	01 Maestro CIA + 01 Ayudante CIA	N° TALADROS	15	10.00	UND/HR	1.50	0.19	0.09		
	VENTILACION(1ERA FASE)	01 Maestro Ventilacion + 01 Ayudante Ventilacion	UND	2	1.00	UND/HR	2.00	0.25	0.13		
	LIMPIEZA CON SCOOP PANEL(1ERA FASE)	01 Operador Scoop Prod + 01 Ayudante Scoop Prod	TON	400.0	60.00	TON/HR	6.67	0.83	0.42		
	CARGUIO Y VOLADURA(PRODUCCION)	01 Maestro CIA + 01 Ayudante CIA	N° TALADROS	16	10.00	UND/HR	1.60	0.20	0.10		
	VENTILACION(PRODUCCION)	01 Maestro Ventilacion + 01 Ayudante Ventilacion	UND	2	1.00	UND/HR	2.00	0.25	0.13		
	LIMPIEZA CON SCOOP PANEL + TRANSPORTE(PRODUCCION)	01 Operador Scoop Prod + 01 Ayudante Scoop Prod 03 Operadores Volquete Prod	TON	575.6	80.00	TON/HR	7.20	0.90	0.45		
RELLENO	DIQUE RELLENO	01 Operador Scoop Relleno	TON	350	50.00	TON/HR	7.00	0.88	0.44	5.80	3 personas
	PREPARADO SH +FRAGUADO	01 Maestro Relleno + 01 Ayudante Relleno	UND	5.0	1.00	UND/HR	5.00	0.63	0.31		
	RELLENO (PASTA)	01 Maestro Relleno + 01 Ayudante Relleno	M3	573.2	85.00	M3/HR	6.74	0.84	0.42		
	RELLENO (PASTA) FRAGUA		HRS	72.0	1.00	UND/HR	72.00	9.00	4.50		
	RELLENO PISO CON DETRITICO	01 Operador Scoop Relleno	TON	104	50.00	TON/HR	2.1	0.3	0.1		
OTROS	VARIOS /TRASLADO; INSTALACION, ETC		UND	1	0.25	UND/HR	4.00	0.50	0.25	0.25	
Total							26.9	13.4	13.4	30.0	

4.2.5. Productividad

Una vez analizados los ciclos de minado por método, se consideraron los siguientes parámetros para determinar la productividad.

Tabla 32: Régimen de operación

Horas/guardia	8
Guardia/día	2
Días/mes	30

Se realizó la evaluación de productividad para cada método. En cuanto al corte y relleno es importante mencionar que se va a minar en realce, además, se ha tomado en cuenta la explotación de cuatro frentes en simultáneo para el cálculo de la productividad. Los resultados obtenidos se muestran a continuación:

Tabla 33: Productividad

Productividad		
Método	Ton/tajo-corte	Personal
Corte y relleno	1,266.3	37
Tajeo por subniveles	2,176.6	30

4.2.6. Diseño de mina

La importancia en esta parte del análisis está en determinar el número total de metros de avance para acceder a la veta mineralizada según método de minado. Se han realizado dos diseños que involucran aspectos característicos de cada método y se ha determinado el metraje total por tipo de excavación. Los diseños realizados y los metrajes totales se muestran a continuación:

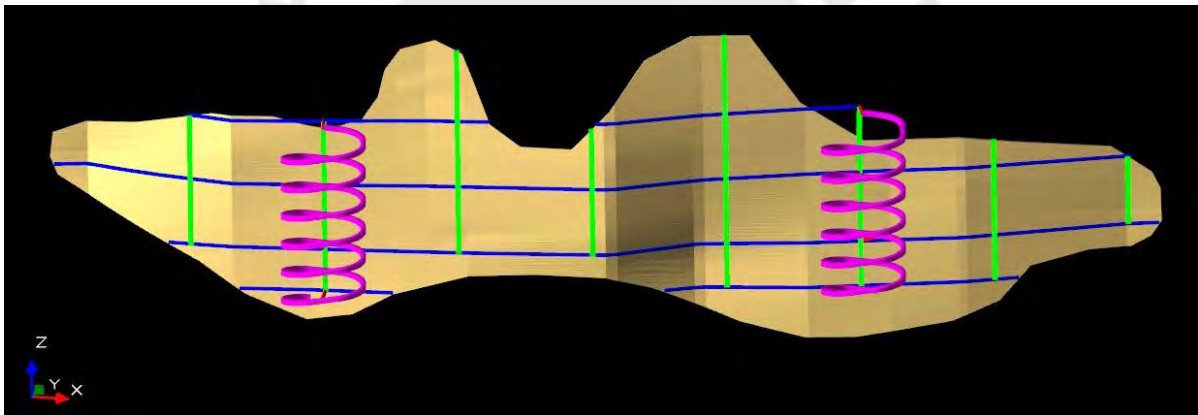


Ilustración 19: Diseño de minado en la veta Thalia - Corte y relleno

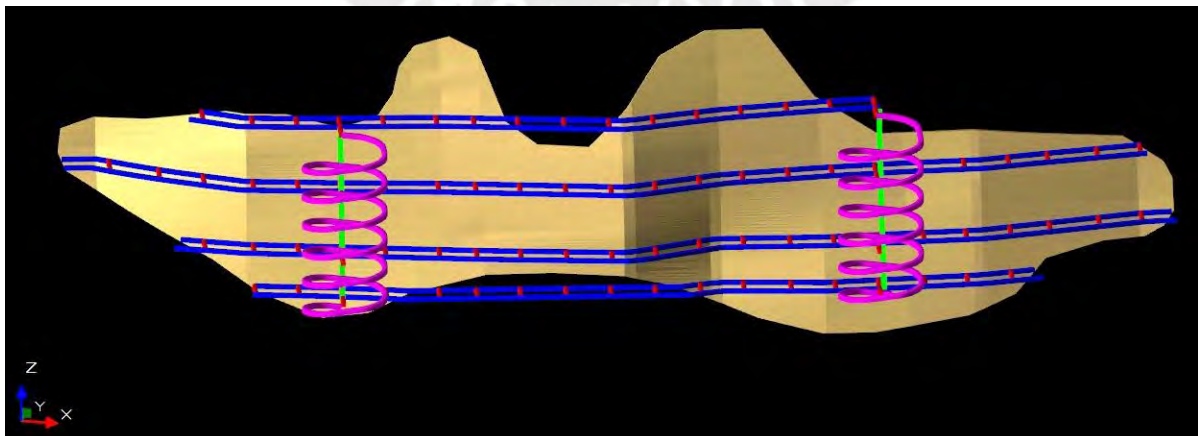


Ilustración 20: Ilustración 19: Diseño de minado en la veta Thalia – Tajeo por subniveles

Tabla 34: Metraje de acuerdo a método

Metrage (m)		
Labores	Corte y relleno	Tajeo por subniveles
Rampa	2086.4	2086.4
Galería	2437.9	2716
Chimenea	727.186	265.34
Crucero	164	1744.5
Bypass	-	2716
Total	5415.486	9528.24

4.3. Evaluación económica

Para la realización de la evaluación económica para ambos métodos, fue necesario determinar primero el tiempo de vida en años de la veta Thalia, esto calculado a partir de las reservas y la productividad según el método de minado, obteniendo como resultado lo siguiente:

Tabla 35: Vida del proyecto de acuerdo a método

Vida del proyecto		
Método	Tiempo	Unidades
Corte y relleno	4.5	Años
Tajeo por subniveles	3.2	Años

Las ventas, gastos de capital y costos operativos son otros aspectos importantes a considerar en una evaluación económica, estos serán presentados a continuación.

4.3.1. Ventas

Las ventas se hallaron a partir de las reservas determinadas previamente, así como el valor de mineral para cada método y la vida estimada. Los resultados se muestran a continuación:

Tabla 36: Ventas anuales de acuerdo a método

Ventas anuales		
Año	Corte y relleno	Tajeo por subniveles
1	\$9,051,807.27	\$12,680,215.66
2	\$9,051,807.27	\$12,680,215.66
3	\$9,051,807.27	\$12,680,215.66
4	\$9,051,807.27	\$3,128,258.51
5	\$4,960,290.17	\$0.00
Total	\$41,167,519.26	\$41,168,905.47

4.3.2. Gastos de capital

Para el presente estudio, solo se ha considerado como gasto de capital (CAPEX) la rampa diseñada para cada método, pues tiene como objetivo seguir siendo utilizada como ruta de acceso a otras vetas cercanas.

Los costos unitarios utilizados en la minera actual para cada tipo de excavación se muestran a continuación:

Tabla 37: Costo unitario de acuerdo a labor

Item	Section	Cost (\$/m)
Ramp (12%)	4.00 x 4.00	1,090.99
Access / Crosscut	4.00 x 4.00	994.97
By Pass / Access / Crosscut	3.50 x 3.50	841.76
Crosscut	2.70 x 2.70	512.34
Crosscut	2.50 x 2.50	482.40
Drift / Sublevel	4.00 x 4.00	994.97
Ventilation Raise	1.50 x 1.50	556.27
Raise Borer	D=1.50	834.37

Por consiguiente, la siguiente tabla muestra los valores CAPEX obtenidos a partir del diseño:

Tabla 38: Capex de acuerdo a método

CAPEX (US\$)		
Labores	Corte y relleno	Tajeo por subniveles
Rampa	2,276,243.38	2,276,243.38

4.3.3. Costo operativo

Previo a comparar los costos totales para ambos métodos, fue necesario analizar el efecto del costo de preparación para cada uno según los metrajes obtenidos en las diferentes labores de preparación y tonelaje a ser minado.

Se tomó como referencia los costos que utiliza la empresa minera en otras labores de infraestructura en otras vetas.

Los costos de preparación detallados por labores para cada método se muestran en la tabla 39, mientras que su representación unitaria se muestra en la tabla 2.

Tabla 39: Costo de preparación

Costo de preparación (US\$)		
Labores	Corte y relleno	Tajeo por subniveles
Rampa	0	0
Galería	2,052,127.05	2,286,220.55
Chimenea	612,116.19	147,601.81
Crucero	84,023.61	1,468,450.57
Bypass	0	2,286,220.55
TOTAL	2,748,266.85	3,902,272.92

Tabla 40: Costo de preparación unitario (US\$/ton)

Costo de preparación (US\$/ton)	
Corte y relleno	Tajeo por subniveles
9.942	11.504

Los costos operativos totales que se tienen para la mina actual se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 41: Costo de operación

	Actividades	Tajeo por subniveles	Corte y relleno
Mina	Perforación y Voladura	24.63	30.20
	Carguío	6.91	7.28
	Acarreo	2.59	2.72
	Relleno	2.77	5.92
	Sostenimiento	1.89	4.75
	Preparaciones	11.50	9.94
	Otros	0.11	0.13
Procesamiento	Chancado	0.43	0.43
	Molienda	0.90	0.90
	Flotación	0.56	0.56
	Filtrado	0.03	0.03
	Disp. Relaves	0.40	0.40
	Energía	3.20	3.20
	Talleres	0.46	0.46
	Transporte Concentrado	2.11	2.11
	Otros	0.05	0.05
	G&A	4.87	4.87
	Geología	2.54	2.54
	Mantenimiento	3.96	3.96
	Total (US\$/ton)	69.92	80.46

Una vez determinados los costos totales se procedió a calcular los costos de producción para cada método de minado:

Tabla 42: Costo de producción - Tajeo por subniveles

Costo Producción - Tajeo por subniveles			
Año	Valor (\$/t)	Tonelaje	Costo (\$)
1	69.92	104,475.70	7,304,940.91
2	69.92	104,475.70	7,304,940.91
3	69.92	104,475.70	7,304,940.91
4	69.92	25,774.56	1,802,157.33
4	69.92	-	-
Total			23,716,980.07

Tabla 43: Costo de producción - Corte y relleno

Costo Producción - Corte y relleno			
Año	Valor (\$/t)	Tonelaje	Costo (\$)
1	80.46	60,783.02	4,890,601.75
2	80.46	60,783.02	4,890,601.75
3	80.46	60,783.02	4,890,601.75
4	80.46	60,783.02	4,890,601.75
5	80.46	33,308.42	2,679,995.62
Total			22,242,402.63

A continuación, se muestra una tabla resumen de las ventas, gastos de capital y costo operativo para cada método de minado:

Tabla 44: Cuadro resumen, Total de ventas, CAPEX y OPEX

Summary			
Mining Method	Sale Value (US\$)	Capex (US\$)	Opex (US\$)
Cut and Fill	\$41,167,519.26	\$2,276,243.38	\$22,242,402.63
Sublevel Stopping	\$41,168,905.47	\$2,276,243.38	\$23,716,980.07

4.3.4. Valor presente neto

Para el cálculo del valor presente neto (VPN), se han tenido en cuenta los siguientes parámetros:

- Tasa de descuento: 10% anual
- Tasa de impuestos: 30%
- Depreciación anual: Lineal

4.3.4.1. Evaluación Económica -Corte y Relleno

Puesto que hemos tenido en cuenta los gastos de capital, se consideró depreciar este costo. La evaluación realizada (cashflow) se presenta a continuación:

Tabla 45: Flujo de caja del método de corte y relleno

CUT AND FILL	YEAR					
	0	1	2	3	4	5
Production		60,783.02	60,783.02	60,783.02	60,783.02	33,308.42
Mineral Value		9,051,807.27	9,051,807.27	9,051,807.27	9,051,807.27	4,960,290.17
Production Cost		4,890,601.75	4,890,601.75	4,890,601.75	4,890,601.75	1,802,092.23
Income (EBITDA)		4,161,205.52	4,161,205.52	4,161,205.52	4,161,205.52	3,158,197.94
Depreciation		455,248.68	455,248.68	455,248.68	455,248.68	455,248.68
Income after taxes		3,705,956.84	3,705,956.84	3,705,956.84	3,705,956.84	2,702,949.26
Taxes		1,111,787.05	1,111,787.05	1,111,787.05	1,111,787.05	810,884.78
Cash flow after taxes		2,594,169.79	2,594,169.79	2,594,169.79	2,594,169.79	1,892,064.48
Development	2,276,243.38					
Projected cash flow after taxes	(2,276,243.38)	3,705,956.84	3,705,956.84	3,705,956.84	3,705,956.84	2,702,949.26
NPV (US\$)	11,149,460.00					

Se observa que el método de corte y relleno ascendente presenta un VPN de 11,149,460.00 US\$.

4.3.4.2. Evaluación Económica – Tajeo por subniveles

Para esta evaluación económica, se ha considerado depreciar los gastos de capital determinados para este método. El resultado de la evaluación económica se presenta a continuación:

Tabla 46: Flujo de caja del método de tajeos por subniveles

SUBLEVEL STOPING	YEAR				
	0	1	2	3	4
Production		104,475.70	104,475.70	104,475.70	25,774.56
Mineral Value		12,680,215.66	12,680,215.66	12,680,215.66	3,128,258.51
Production Cost		7,304,677.06	7,304,677.06	7,304,677.06	1,802,092.23
Income (EBITDA)		5,375,538.60	5,375,538.60	5,375,538.60	1,326,166.27
Depreciation		569,060.84	569,060.84	569,060.84	569,060.84
Income after taxes		4,806,477.75	4,806,477.75	4,806,477.75	757,105.43
Taxes		1,441,943.33	1,441,943.33	1,441,943.33	227,131.63
Cash flow after taxes		3,364,534.43	3,364,534.43	3,364,534.43	529,973.80
Development	2,276,243.38				
Projected cash flow after taxes	(2,276,243.38)	4,806,477.75	4,806,477.75	4,806,477.75	757,105.43
NPV (US\$)	10,193,868.59				

Se observa que el método de tajeo por subniveles presenta un VPN de 10,193,868.59 US\$.

De la evaluación realizada para ambos métodos se muestra en la siguiente tabla una comparativa del VPN obtenido para cada uno.

Tabla 47: Resumen de valor presente neto (VPN)

Resumen	
Método de minado	VPN
Corte y relleno	\$ 11,149,460.00
Tajeo por subniveles	\$ 10,193,868.59

V. CONCLUSIONES

- De los resultados, se observa que el VPN del método de corte y relleno tiene un valor más alto que el obtenido en el tajeo por subniveles, excediendo por encima del 9%.
- El tiempo requerido para la extracción de mineral por tajeo por subniveles es 15 meses menos que el requerido por corte y relleno, lo que puede traducirse en una mayor productividad. Sin embargo, debemos considerar otros aspectos como los costos de preparación y el valor de mineral antes de tomar la decisión.
- El valor de mineral obtenido del método de corte y relleno es 22.7% mayor al del obtenido en tajeo por subniveles, esto debido a los ratios y recuperaciones que involucra cada método.
- Se ha determinado que los costos de operación del método de corte y relleno son mayores que los de sublevel, aproximadamente en 17.2%. Sin embargo, el flujo de caja muestra que los costos de producción anuales del método de sublevel stoping es 33% mayor a los costos promedio del corte y relleno. Esto como consecuencia directa del tonelaje involucrado en este tipo de métodos masivos.
- Con todo lo mencionado anteriormente, se concluye que el método de corte y relleno es la mejor opción respecto a la extracción de mineral de la veta Thalia, la cual tiene un NPV de 11,149,460.00 US\$ superando en 9% el monto obtenido en tajeo por subniveles. Además, el método elegido nos da seguridad al realizar nuestro planeamiento de minado, puesto que se ha demostrado en la práctica que se puede obtener un aporte de mineral constante.

VI. BIBLIOGRAFÍA

1. Hustrulid, W. A. (2007). ENCYCLOPÆDIA BRITANNICA. Recuperado de <https://www.britannica.com/technology/mining/Blasthole-stoping>
2. Stewart, P. C., & Trueman, R. (2008). Strategies for Minimising and Predicting Dilution in Narrow Vein Mines - The Narrow Vein Dilution Method. Ballarat, Australia.
3. SGS. (2013). SGS. Obtenido de <https://www.sgs.pe/es-es/mining/metallurgy-and-process-design/unit-operations-and-metallurgical-services/comminution-and-beneficiation/rock-quality-designation-rqd>
4. Apaza Arivilca, E. R. (2013). Implementación De Taladros Largos En Vetas Angostas Para Determinar Su Incidencia En La Productividad, Eficiencia Y Seguridad De Las Operaciones Mineras – Pashsa, Mina Huarón S.a. *Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa*, 1–154. <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/4034/MIaparar119.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
5. Vives, A. (2015). Evaluación técnica y económica de una mina subterránea utilizando relleno cementado. *Universidad de Chile*, 1–93. <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137234/Evaluacion-tecnica-y-economica-de-una-mina-subterranea-utilizando-relleno-cementado.pdf;sequence=1>
6. Guerrero, L. (2015). Aplicación De Taladros Largos En Vetas Angostas Para Minimizar Los Costos De Minado En El Tajo 780Na Nv.200 - Flor De Loto - Compañía Minera Raura S.a. *Universidad Nacional de Piura*, 121. <http://repositorio.unp.edu.pe/bitstream/handle/UNP/967/MIN-GUE-SAN-15.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
7. Khani, M. (2015). Practical long-term planning in narrow vein mines - A case study. Perth, Australia.
8. Osinergmin. (Mayo de 2017). Osinergmin. Obtenido de https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf

9. Ordoñez, W. A. (2017). Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso mina Austria Duvaz Morococha. *Universidad Continental*, 13(2), 47–60. <https://doi.org/10.1080/00933104.1985.10505499>
10. DATAMINE. (2018). *Modelo Geomecánico U.M. Inmaculada Hochschule*. Lima.
11. Geotecnia Facil. (2018). *Geotecnia Facil.* Obtenido de <http://geotecniafacil.com/clasificacion-geomecanica-indice-q-barton/>
12. Ccopacondori Canahuirí, M. W. (2018). Gestión De Riesgos Aplicando El Sistema International Safety Rating System (Isrs) Mediante El Proceso 9: Control De Riesgos Y Sus Subprocesos En Dcr Minería Y Construcción S.a.C. Unidad Minera Inmaculada. *Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa*, 137. <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/5056/MIcccamw.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
13. Villalta, R. (2018). Aplicación del método de explotación por Taladros largos en Veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcán S.A.A. *Universidad Nacional Del Altiplano*, 1–125. http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8198/Villalta_Colca_Roger_Sergio.pdf?sequence=1&isAllowed=y
14. Whaley, J. (2019). *GeoExpro.* Obtenido de <https://www.geoexpro.com/articles/2019/05/an-introduction-to-geomechanics>
15. Córdova, M. (2019). Análisis del método de Corte y relleno ascendente semimecanizado, frente al método Long wall en la producción de mineral del tajo 6520, Nv 2760, Compañía Minera Poderosa S.A. *Universidad Nacional de Piura*, 1–110. <http://repositorio.unp.edu.pe/bitstream/handle/UNP/1899/MIN-COR-MON-2019.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
16. Maldonado, Y. (2020). *Geología Web.* Obtenido de <https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/clasificacion-rmr/>
17. Mendieta, L. (2020). *Apuntes del Curso de Servicios Auxiliares*. Lima.
18. GEOCATMIN (Versión 2020) [Software]. (2020). Recuperado de <https://geocatmin.ingemmet.gob.pe>