

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Incremento de la producción del Manto E mediante el método de explotación

taladros largos en la compañía minera Norcobre – 2024

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. David Puris Arroyo

Asesor:

Mg. Luis Alfonso Ugarte Guillermo

Cerro de Pasco – Perú – 2025

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Incremento de la producción del Manto E mediante el método de explotación

taladros largos en la compañía minera Norcobre – 2024

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA
PRESIDENTE

Mg. Carlos Edwin ROJAS VICTORIO
MIEMBRO

Mg. Manuel Mayer CARHUARICRA RIVERA
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Recuperación y Consolidación de la Economía Peruana"



UNIVERSIDAD
NACIONAL
DANIEL
ALCIDES
CARRIÓN
TITULAR

Firmado digitalmente por CONDOR
SURICHACUI Santa Silvia FAU
20154605046 soft
Módulo: Soy el autor del documento
Fecha: 11.2025 19:29:40 -05:00



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 047-2025

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. PURIS ARROYO David

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

Título del trabajo

**"Incremento de la Producción del Manto E Mediante el
Método de Explotación Taladros Largos en la Compañía
Minera Norcobre – 2024"**

Asesor:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Índice de Similitud: **8 %**

Calificativo

APROBADO

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

Cerro de Pasco, 15 de noviembre de 2025.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

Al Divino hacedor, quien me ilumina y me acompaña espiritualmente; a mis queridos padres, que fueron el soporte en el proceso de mi formación profesional, siempre me motivan y fortalecen mi vida.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, en especial a la Facultad de Ingeniería de Minas, por brindarme la formación académica, científica y humana necesaria para el desarrollo de la presente investigación. Asimismo, expreso mi reconocimiento a los docentes de la facultad, quienes compartieron sus conocimientos, experiencias y orientaciones a lo largo de mi formación profesional.

De igual manera, manifiesto mi profundo agradecimiento a la Compañía Minera Norcobre por permitirme realizar el estudio y facilitar el acceso a la información, instalaciones y recursos necesarios para la ejecución del trabajo de investigación. Su apoyo y colaboración fueron fundamentales para el desarrollo y culminación satisfactoria del presente estudio.

Expreso también mi especial agradecimiento a los asesores de la investigación, por su orientación constante, sus valiosos aportes técnicos y metodológicos, así como por el tiempo dedicado durante el proceso de elaboración del presente trabajo. Sus recomendaciones y observaciones contribuyeron significativamente a mejorar la calidad de la investigación.

Asimismo, agradezco a mis compañeros, amigos y todas aquellas personas que, de manera directa o indirecta, brindaron apoyo, motivación y colaboración durante el desarrollo de esta etapa académica y profesional.

Finalmente, expreso mi gratitud a mi familia, por su comprensión, confianza y apoyo incondicional, siendo el principal impulso para alcanzar mis metas personales y profesionales.

RESUMEN

La compañía Norcobre es una empresa minera subterránea polimetálica dedicada a la exploración, explotación y tratamiento de minerales con contenidos de Ag, Cu y Zn. Dedicada a la exploración, explotación y tratamiento de minerales.

El proyecto de la empresa es incrementar su producción de mineral en todas las Zonas del manto E; alta, intermedia y baja. La investigación se realiza en la veta Taully en la zona intermedia, conociéndose así la crucial importancia que tiene esta zona y el interés por potenciar la producción y mejorar los costos de producción. El objetivo de esta investigación es de aplicar el método de explotación de taladros largos, considerando la factibilidad de incrementar la producción y mejorar los costos.

Para el inicio se recopiló toda la información en los procesos del método de corte y relleno ascendente seguidamente, se realizó el análisis de los resultados al aplicar el proyecto del método de taladros largos. Para concluir se realizó un análisis técnico comparativo de ambos métodos; los resultados obtenidos después de un corte se demostró condiciones eficientes en la aplicación del método de taladros largos.

Llegando a concluir que por cada corte de la veta Taully con el método de corte y relleno ascendente se logra una producción de 1 053 toneladas y con la aplicación del método de taladros largos se obtiene una producción de 2 184 toneladas, incrementándose en 1 131 toneladas por corte, Asimismo se analizaron los costos de producción de ambos métodos para el corte y relleno ascendente por corte se obtuvo 30051.97 dólares. mientras que para el método de taladros largos se tiene 29470.77 dólares, minimizando los costos en 581.20 dólares por cada corte.

Palabras Clave: Método de explotación, Producción, Costos.

ABSTRACT

Norcobre is a polymetallic underground mining company dedicated to the exploration, exploitation, and processing of minerals containing Ag, Cu, and Zn. The company is dedicated to the exploration, exploitation, and processing of minerals.

The company's project is to increase its mineral production in all zones of the E mantle: high, intermediate, and low. Research is being conducted in the Taully vein in the intermediate zone, thus highlighting the crucial importance of this zone and the interest in boosting production and improving production costs. The objective of this research is to apply the longhole mining method, considering the feasibility of increasing production and improving costs.

To begin, all the information on the up-cut and fill method processes was compiled. Subsequently, an analysis of the results from applying the long-hole method to the project was conducted. Finally, a comparative technical analysis of both methods was performed; the results obtained after each cut demonstrated efficient conditions for applying the long-hole method.

The conclusion was reached that for each cut of the Taully vein, the up-cut and fill method yields 1,053 tons, while with the long-hole method, a production of 2,184 tons is achieved, increasing by 1,131 tons per cut. Production costs for both methods were also analyzed: for up-cut and fill, the cost per cut was \$30,051.97, while for the long-hole method, the cost was \$29,470.77, minimizing costs by \$581.20 per cut.

Keywords: Mining method, Production, Costs.

INTRODUCCIÓN

El objetivo del proceso de investigación: “Incremento de la Producción del Manto E Mediante el Método de Explotación Taladros Largos en la Compañía Minera Norcobre – 2024”, es de incrementar la producción y minimizar los costos de las actividades de la explotación de sus minerales de la minera Norcobre asimismo, para seguir con la profundización de la mina considerando también menorar el número de trabajadores y los riesgos laborales; estos fines es lograr con la aplicación del método de taladros largos.

En el capítulo primero se describe el planteamiento del problema de una baja producción, delimitación de la investigación por la mina Norcobre, objetivos de la investigación de incrementar la producción y menorar costos, justificación y limitaciones de investigación

En el capítulo segundo se procesa el marco teórico primero tenemos los antecedentes que justifican la investigación, las características de los métodos de explotación y análisis mediante la geomecánica, el capítulo es muy importante para complementar los conocimientos que requiere la investigación.

En el capítulo tercero se presenta los métodos que se utilizaron en el proceso de la investigación.

En el capítulo cuarto se presenta la información del trabajo de campo describiendo el proceso de las operaciones de los métodos de explotación resaltando todas las actividades y condiciones del método de explotación mediante los taladros largos; finalmente realizamos el análisis y discusión de resultados comparando datos tomados en el campo de cada método, para poder demostrar las hipótesis planteadas.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

INDICA DE TABLAS

INDICA DE FIGURAS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

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

CAPITULO II
MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio	5
2.1.1.	Antecedentes nacionales	5
2.1.2.	Antecedentes internacionales.	6
2.2.	Bases teóricas - científicas	7
2.2.1.	Método de explotación de taladros largos	7
2.2.2.	Taladros largos en abanico	8
2.2.3.	Taladros largos en paralelo	10
2.2.4.	Perforación del método de taladros largos	11
2.2.5.	Voladura en el método de taladros largos	12
2.2.6.	Limpieza y transporte de mineral	12
2.2.7.	Relleno de tajos	12
2.2.8.	Relleno hidráulico	13
2.2.9.	Relleno hidráulico cementado	13
2.2.10.	Relleno en pasta	14
2.2.11.	Objetivos del relleno	14
2.2.12.	Método del corte y relleno ascendente	14
2.2.13.	Perforación	16
2.2.14.	Relleno detrítico	17
2.2.15.	Geomecánica	17
2.2.16.	Factor de esfuerzo en la roca	23
2.2.17.	Factor de orientación de juntas	24
2.2.18.	Factor de ajuste por gravedad	25
2.2.19.	Radio hidráulico	26

2.2.20. Zona de estabilidad.....	27
2.2.21. Nicholas para la selección del método	28
2.2.22. MBC Mining Method Selection.....	29
2.3. Definición de términos básicos	31
2.4. Formulación de Hipótesis	33
2.4.1. Hipótesis general	33
2.4.2. Hipótesis específicas	33
2.5. Identificación de variables	33
2.6. Definición Operacional de variables e indicadores.....	34

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación	35
3.2. Nivel de investigación.....	35
3.3. Métodos de Investigación	36
3.4. Diseño de Investigación	37
3.5. Población y muestra	37
3.5.1. Población.....	37
3.5.2. Muestra.....	38
3.6. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos.....	38
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	39
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	39
3.9. Tratamiento Estadístico.....	39

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	40
---	----

4.1.1.	Análisis geo mecánico.....	40
4.1.2.	Selección del método	42
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados	42
4.2.1.	Evaluación de la veta para el método de minado	42
4.2.2.	Análisis de resultados por el método Nicholas	44
4.2.3.	Análisis de dilución por método.....	45
4.2.4.	Ciclo de minado por método	47
4.2.5.	Cálculo de la producción.....	52
4.2.6.	Evaluación económica de los métodos.....	53
4.3.	Prueba de Hipótesis.....	55
4.3.1.	Hipótesis general	55
4.3.2.	Hipótesis específicas	55
4.4.	Discusión de resultados.....	56
CONCLUSIONES		
RECOMENDACIONES		
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		
ANEXOS		

INDICE DE TABLAS

	Página
Tabla 1 Valores del RQD.....	18
Tabla 2 Proceso de evaluación del RQD	19
Tabla 3 Interpretación de valores RMR.....	20
Tabla 4 Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.....	20
Tabla 5 Interpretación del índice Q	23
Tabla 6 Características geomecánicas	28
Tabla 7 Características del yacimiento	28
Tabla 8 Método MBC	30
Tabla 9 Operacionalización de variables	34
Tabla 10 Características del depósito mineral	40
Tabla 11 Valores RMR del macizo rocoso	41
Tabla 12 Valores de ensayos de laboratorio	41
Tabla 13 Información de entrada del método Nicholas	42
Tabla 14 Evaluación de la veta para el método de minado.....	42
Tabla 15 Evaluación geomecánica de la veta	43
Tabla 16 Evaluación geomecánica de la caja techo.....	43
Tabla 17 Evaluación geomecánica de la caja piso.....	44
Tabla 18 Resultados del método	44
Tabla 19 Determinación del método.....	44
Tabla 20 Resultados de la dilución	46
Tabla 21 Ciclo de minado	48
Tabla 22 Resultados de minado corte y relleno	48
Tabla 23 Características de la preparación	50

Tabla 24 Características del sostenimiento.....	50
Tabla 25 Características de la producción	51
Tabla 26 Características del relleno	51
Tabla 27 Resultados de minado de taladros largos	51
Tabla 28 Régimen de trabajo	52
Tabla 29 Producción por método.....	52
Tabla 30 Metros por método.....	53
Tabla 31 Costos unitarios de labores	53
Tabla 32 Costos de preparación.....	54
Tabla 33 Costos unitarios de operaciones.....	54
Tabla 34 Costos de producción.....	54

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Mapa de ubicación.....	2
Figura 2 Método de taladros largos	8
Figura 3 Método de taladros largos en abanico	10
Figura 4 Método de taladros largos en paralelo.....	11
Figura 5 Método del corte y relleno ascendente	15
Figura 6 Gráfico de estabilidad.....	21
Figura 7 Factor de esfuerzo de la roca	24
Figura 8 Factor de orientación de juntas.....	25
Figura 9 Factor de ajuste por gravedad de caídas	26
Figura 10 Factor de ajuste por gravedad de deslizamiento.....	26
Figura 11 Cálculo del radio hidráulico	27
Figura 12 Estabilidad de Mathews.....	27
Figura 13 Veta Taully	41
Figura 14 Relación de la dilución	46
Figura 15 Ciclo de minado.....	47
Figura 16 Minado por taladros largos	49
Figura 17 Producción por método.....	52
Figura 18 Costos de producción por método	55

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

El sector minero en nuestro país es uno de los pilares de la economía peruana y exportaciones y uno de los argumentos más poderosos de la riqueza del Perú.

La Unidad Minera Norcobre S.A.C. se constituye como una compañía dedicada a la minería subterránea polimetálica orientado a explorar, explotar y procesar minerales con presencia de Ag, Cu y Zn. La mina se divide en tres zonas: La zona alta, zona central y zona profunda, dentro de la zona intermedio se encuentra la veta Taully del manto E lugar del trabajo de investigación, donde se aplica el método de Corte y Relleno Ascendente mecanizado de forma respectiva.

La unidad minera a proyectado incrementar la producción de 1750 TPD a 2500 TPD para el próximo año. En la actualidad en la unidad la producción no se está cumpliendo lo programado a si la cuota del mes se está incumpliendo. Para cumplir la cuota programada semanal y cerrar el tonelaje mensual en la mina se toma la veta Taully del manto E que tiene una potencia entre 2.20 a 6.90 mts. que se está explotando con el

método corte y relleno ascendente mecanizado para ello se tiene que cambiar el método corte y relleno ascendente a explotación por medio de subniveles con taladros largos. Bajo las condiciones geológicas y geomecánicas se determina la factibilidad de aplicación de subniveles con taladros largos en la veta de taully del manto E. la finalidad de este proyecto es aumentar la producción, disminuir costos de operación y trabajo cero accidentes.

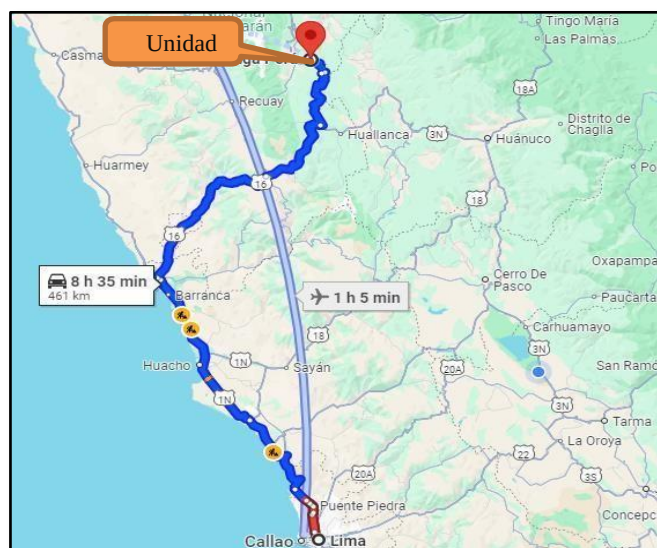
1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Minera Norcobre

A. Ubicación Geográfica

La Mina Norcobre está ubicado en el Distrito de San Marcos, provincia de Huari, Departamento de Ancas a 200 kilómetros de la ciudad de Huaraz y a una altitud de 4000 hasta 4600 m.s.n.m. Dentro de las coordenadas geográficas 9°29'26'', latitud sur y 77°04'03'' y Longitud Oeste. Las coordenadas UTM aproximadas en 8'950,200 N y 273,000 E.

Figura 1 Mapa de ubicación



1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Sera factible incrementar la producción del manto E con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la compañía minera Norcobre?

1.3.2. Problemas específicos

- a) ¿Mediante el estudio de las condiciones geomecánicas del manto E será factible aplicar el método de explotación de taladros largos para incrementar la producción en la compañía minera Norcobre?
- b) ¿Sera factible reducir los costos de minado con la aplicación del método de explotación de taladros largos al incrementar la producción en la compañía minera Norcobre?

1.4. Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Incrementar la producción del manto E con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la compañía minera Norcobre

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Analizar las condiciones geomecánicas del manto E para aplicar el método de explotación de taladros largos e incrementar la producción en la compañía minera Norcobre.
- b) Reducir los costos de minado en el incremento de la producción con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la compañía minera Norcobre.

1.5. Justificación de la Investigación

La investigación surge a partir del incumplimiento de la producción mensual programada en la minera Norcobre; la producción mensual no es eficiente de acuerdo

con lo planeado y los costos de minado son altos de las operaciones de minado de la explotación del mineral mediante el método de corte y relleno ascendente.

El incumplimiento del programa de extracción afecta negativamente a la producción de la minera, también impacta en forma directa a los costos de minado. Por ello el objetivo principal de la investigación es relacionar los métodos de explotación de corte y relleno ascendente y taladros largos, para lograr optimizar significativamente la producción y los costos de minado.

Con la aplicación del método de explotación de taladros largos se logra varias ventajas significativas en términos de tiempos, producción, costos de explotación.

La investigación se justifica porque nos servirá para incrementar la producción y mejorar los costos de minado en la minera el cual obliga a variar el método de explotación al método masivo que permita tener mayor producción menor costo de minado, asimismo tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en la explotación del yacimiento mineral.

1.6. Limitaciones de la investigación

En el proceso del desarrollo del trabajo, se tuvo cierta restricción que afectaron al tiempo de la ejecución de la investigación. Una de ellas fue la continuidad de la captación de datos en el instrumento de recolección de información por los cambios de guardia del turno día y noche de la zona, el cual ha incidido de alguna manera la inconsistencia no relevante en la obtención de la base de datos. Es importante mencionar que se tuvo todo el apoyo incondicional de la supervisión de la minera que hizo posible lograr un análisis más consistente de la investigación.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes nacionales

Aquino, R. (2018). En su investigación "Mejora de la producción de la veta Ximena tajo 012 mediante la aplicación de subniveles con taladros largos en la compañía minera Casapalca S.A.", ubicada en la Región Lima, en su trabajo concluye que, con la aplicación de subniveles con taladros largos, se incrementa la producción de 1100 toneladas mensuales a 3683 toneladas mensuales en la minera Casapalca. También concluye su investigación resaltando que en la veta Ximena con el uso de taladros largos se reduce significativamente el costo por toneladas, logra reducir en 5.46 dólares por tonelada, demostrando que es más rentable que el método de corte y relleno ascendente.

Quispe, F. (2019). En su tesis de título "Optimización de perforación y voladura en la explotación por sub lebel con taladros largos compañía minera Shutur S.A.C. Huaraz.". El fin de su investigación es analizar diferentes criterios tecno económicos para mejorar el proceso de minado y minimizar costos. Luego de investigación,

concluye que la aplicación del método sub lebel en tajos de la minera resulta una alternativa más productiva en relación con el método actual que utiliza. Concluye que el método Sub Level Stopping es económico con alta productividad con menor exposición y cantidad de mano de obra.

Extender el método por subniveles con taladros largos en las zonas que cumplan las condiciones geométricas y geomecánicas. Resalta los resultados del cambio de método hace notar la importancia del planteo de la propuesta innovadora con el objeto de optimizar la producción y rentabilidad en la explotación minera.

2.1.2. Antecedentes internacionales.

Stewart, C. & Trueman, R. (2017). En su trabajo de investigación "Strategies for Minimising and Predicting Dilution in Narrow Vein Mines – The Narrow Vein Dilution Method" llevan a cabo su estudio con el fin de predecir la dilución en yacimientos de vetas angostas, realizan una comparación precisa del método mecanizado particularmente el de taladros largos. además se reduce la dilución estimada en los proyectos de prefactibilidad y factibilidad. Para ello proponen el método Narrow Vein Dilution, con un nuevo concepto denominado “Benchmark

Stoping Width” que se basa en análisis probabilísticos de una distribución de sobre rotura referenciadas de minas aledañas con vetas angostas utilizando taladros largos. Lo nuevo del método NVD que es un método masivo puede predecirse la dilución utilizando el Benchmark Stopping Width y complementan estrategias para minimizar aún más. Concluyen que la sobre rotura no está asociada directamente a la geomecánica, asimismo, la dilución en este tipo de vetas no está relacionadas a la inestabilidad geotécnica, dependiente del tamaño del tajo y la sobre rotura es independiente al tamaño del tajo; finalmente concluyen que, para explotaciones de vetas angostas, reducir el tamaño del tajo no necesariamente reducirá la dilución.

Khani, M. (2015) en su investigación “Practical long-term planning in narrow vein mines – a case study”. Presentada para Mandalay Resources Costerfield Operations en Australia. Establece que un programa a largo plazo es importante para lograr el éxito económico en explotaciones de vetas angostas. Para ello el plan debe contar aspectos de diseños de mina apropiados y seguros, geotecnia, un sistema adecuado de sostenimiento, capacidad y desarrollo de los recursos, así como limitaciones inertes al proceso. El autor desarrolla un programa a largo plazo para una minera ubicada en Australia utilizando el programa Datamine, Studio 5D Planner y su herramienta Enhanced Production Scheduler.

2.2. Bases teóricas - científicas

2.2.1. Método de explotación de taladros largos

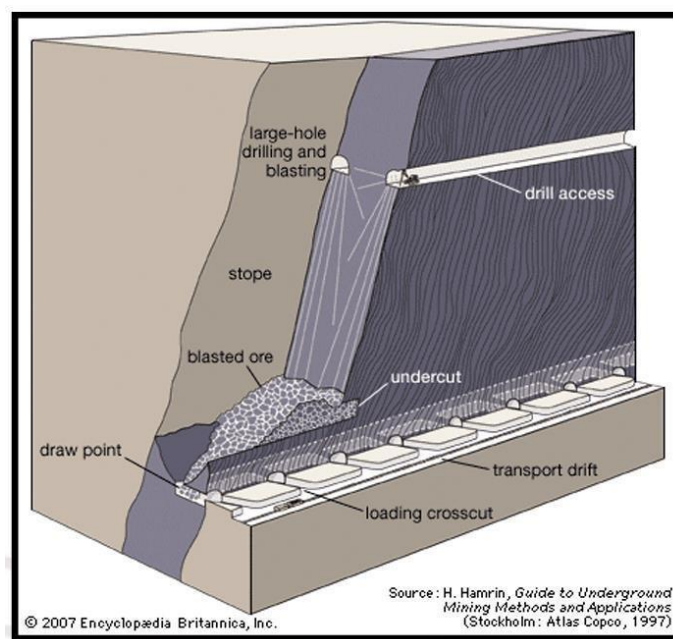
El método de taladros largos se emplea en depósitos que presentan buzamientos pronunciados, es decir, con inclinaciones superiores a los 55°. (Britannica) Por otro lado, requiere que tanto el mineral como las rocas encajonantes tengan una resistencia estructural que varíe entre moderada y buena. Este sistema de explotación no es selectivo y se adapta a cuerpos mineralizados con potencias que oscilan entre los 3 y 30 metros. Su aplicación permite alcanzar altos niveles de producción, con costos operativos (Opex) relativamente bajos, aunque con una inversión inicial significativa en infraestructura y preparación (Capex). Este método implica varias etapas operativas, entre ellas: perforación y voladura del macizo rocoso, limpieza del mineral desde el nivel inferior del tajeo, transporte hacia la planta de chancado y, finalmente, el relleno del vacío generado mediante materiales como pasta cementada o relleno hidráulico (Ccopacondori, 2018). De acuerdo con estudios realizados por la empresa EXSA, la técnica de perforación y voladura con taladros largos también conocida como sublevel stoping en el contexto peruano, constituye una adaptación de los principios de voladura

empleados en bancos a cielo abierto, aplicados a condiciones de minería subterránea (Villalta, 2018). Este método se basa en la extracción del mineral contenido entre dos niveles de perforación, ya sea en sentido ascendente o descendente. Opera estableciendo un solo nivel de extracción desde el cual se accede a múltiples subniveles ubicados por encima. La altura de los tajeos es variable, determinada principalmente por las condiciones geomecánicas del macizo, y puede alcanzar alturas de hasta 100 metros (Villalta, 2018). Existen dos configuraciones principales de este sistema:

Método de taladros largos en abanico

- Método de taladros largos en paralelo.

Figura 2 Método de taladros largos



Fuente: británica, 2007

2.2.2. Taladros largos en abanico

Este método se aplica principalmente en cuerpos mineralizados de tipo diseminado, donde la longitud de los taladros perforados suele superar los 15 metros. Su implementación está condicionada por factores geomecánicos y por las dimensiones del bloque mineralizado. La distancia vertical entre subniveles generalmente alcanza los 30 metros, desde donde se ejecutan las perforaciones en disposición radial o en

abanico, abarcando ángulos de cero a 360 grados, en dirección tanto ascendente como descendente. Los diámetros de las brocas empleadas suelen estar alrededor de los 64 mm, lo cual permite reducir al mínimo las desviaciones entre taladros y asegurar una ejecución más precisa del diseño de voladura.

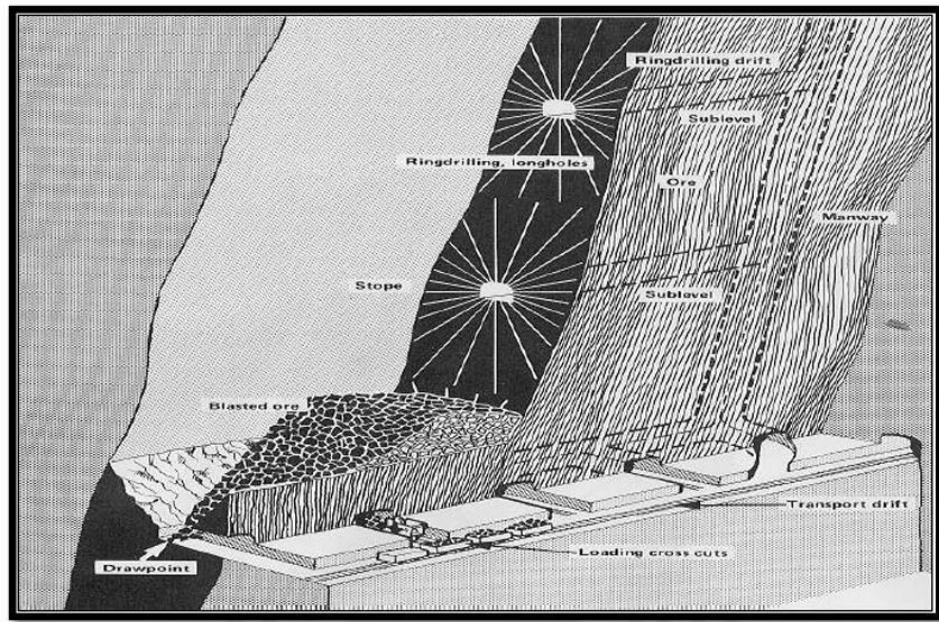
Ventajas:

- Permite una alta productividad, ya que se logra un buen rendimiento por cada metro perforado.
- Facilita la explotación de tajeos con grandes alturas.
- Utiliza explosivos a granel.
- Al tratarse de un método de explotación masiva, los costos asociados a la perforación y voladura tienden a ser bajos.
- En presencia de una roca encajonante competente, es posible dejar el tajo sin relleno, manteniendo su estabilidad.

Desventajas:

- Presenta poca flexibilidad operativa en caso se requiera cambiar de método de minado.
- No permite una explotación selectiva del mineral.
- Existe el riesgo de que parte del mineral no se fragmente adecuadamente.
- Genera altos niveles de vibración debido al tipo de voladura utilizada.
- En cuerpos mineralizados angostas, este método no brinda la seguridad operativa deseada para una planificación continua, ya que parte del ciclo de minado se destina a la preparación, dificultando un suministro constante de mineral.

Figura 3 Método de taladros largos en abanico



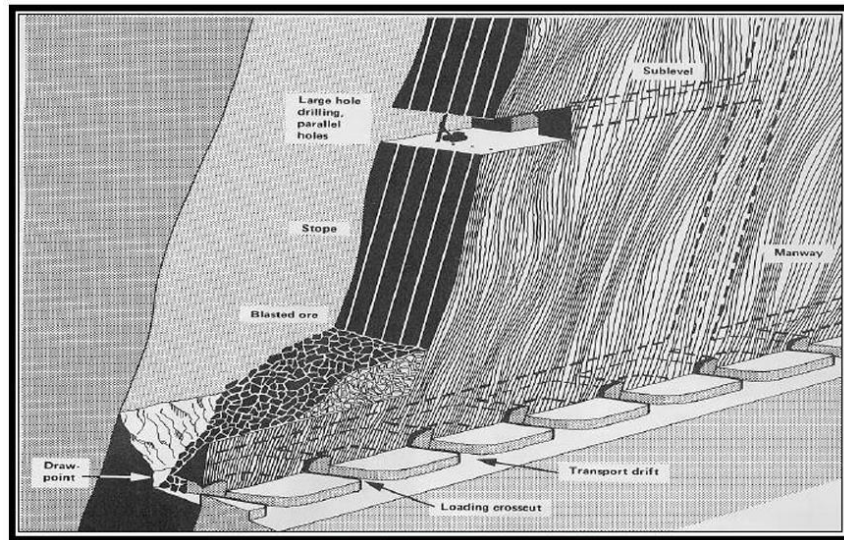
Fuente: Billalta, 2018

2.2.3. Taladros largos en paralelo

Este método se emplea en bloques mineralizados con potencias reducidas, generalmente en vetas cuya potencia varía entre 1.4 y 3 metros. En estos casos, los subniveles son de dimensiones compactas, por lo general del orden de 2.5 por 2.5 metros. La altura entre subniveles está condicionada por las características geomecánicas del macizo rocoso, siendo común que alcance los 15 metros. Desde estos niveles, se ejecuta la perforación de taladros paralelos al buzamiento de la veta, pudiendo ser tanto ascendentes como descendentes. El diámetro de broca utilizado suele ser de 64 mm. Un componente clave de este método es la construcción de chimeneas tipo slot, que funcionan como cara libre para la voladura. Estas chimeneas presentan una sección reducida, usualmente de 2 por 2 metros, y se ubican en uno de los extremos del tajo, permitiendo llevar a cabo la extracción en retroceso y en rebanadas verticales. La infraestructura necesaria incluye rampas y cortadas que permiten el acceso a los tajos de explotación, comúnmente localizados en la caja piso. Es importante destacar que la galería de extracción, también conocida como bypass,

debe excavarse en material estéril, ubicada en el nivel base y paralela al rumbo de la veta o zona mineralizada. Asimismo, se cuenta con los drawpoints, que conectan directamente la galería de extracción con los tajeos donde se realiza la explotación.

Figura 4 Método de taladros largos en paralelo



Fuente: Billalta, 2018

2.2.4. Perforación del método de taladros largos

Esta etapa constituye una de las labores fundamentales dentro del método de minado por subniveles, ya que demanda una alta precisión y un control riguroso para asegurar una voladura eficiente. Es crucial considerar que el uso de diámetros de perforación reducidos combinado con taladros de gran longitud puede generar desviaciones significativas entre lo proyectado y lo ejecutado, afectando así la calidad del resultado final. La perforación se lleva a cabo mediante equipos mecanizados especializados, como el jumbo de perforación radial, comúnmente conocido como Simba. Este equipo no solo se utiliza para realizar los taladros de producción, sino también para ejecutar perforaciones destinadas a la instalación de sistemas de sostenimiento, tales como pernos de roca con o sin malla electrosoldada y cables de anclaje, elementos esenciales para garantizar la estabilidad de las labores.

2.2.5. Voladura en el método de taladros largos

Durante el proceso de carguío de taladros, es común el uso de bolsas de polipropileno, cuyo propósito es impedir el contacto directo del explosivo con el agua, preservando así su integridad y efectividad. Estas bolsas también contribuyen a mantener un adecuado factor de acoplamiento, entendido como la relación entre el diámetro del explosivo y el diámetro del taladro, el cual idealmente debe estar lo más cercano posible a uno para lograr una voladura eficiente. En cuanto a los tipos de explosivos empleados, se pueden utilizar ANFO, dinamita o emulsiones encartuchadas, seleccionados según las condiciones del macizo rocoso y los objetivos de fragmentación. Asimismo, los accesorios de voladura incluyen elementos como detonadores, mecha armada y mecha rápida, los cuales cumplen funciones clave en la secuencia y sincronización del disparo.

2.2.6. Limpieza y transporte de mineral

La remoción del mineral se lleva a cabo utilizando equipos LHD, comúnmente conocidos como Scooptrams, los cuales se encargan de recoger el material fragmentado y trasladarlo hacia los volquetes. Estos últimos tienen la función de transportar el mineral con valor económico hacia la planta de chancado para su procesamiento. La cantidad y tipo de equipos tanto para la limpieza como para el transporte dependerán directamente del nivel de producción planificado, buscando siempre eficiencia operativa y continuidad en el ciclo de minado.

2.2.7. Relleno de tajos

Una vez que se ha extraído el mineral utilizando el método de taladros largos, se generan amplios espacios vacíos dentro del macizo rocoso, los cuales deben ser estabilizados mediante relleno con materiales externos. Este proceso no solo asegura la estabilidad estructural de las labores subterráneas, sino que también contribuye a la

continuidad operativa. En este contexto, el relleno se define como el material que reemplaza el volumen dejado por el mineral extraído. En minería subterránea, se emplean diversos tipos de relleno, cuya clasificación depende del tipo de sólido utilizado (como relaves o material estéril), el contenido de humedad, y la adición de aglutinantes o aditivos que permiten obtener una mezcla adecuada. Para el método de explotación por taladros largos, los tipos más comunes de relleno son:

2.2.8. Relleno hidráulico

Este tipo de relleno, conocido también como Hydraulic fill, consiste en el transporte de una mezcla espesa de relaves deslamados y espesados, en forma de lodo denso, a través de tuberías hacia las labores mineras subterráneas. Las partículas que lo conforman no deben exceder 1 mm de tamaño, y el contenido de fracción fina (menor a 10 micras) debe mantenerse por debajo del 10% del total. El porcentaje de sólidos en la mezcla puede alcanzar hasta un 70% en peso. Aunque es una opción rentable, su aplicación exige un monitoreo constante debido a los riesgos asociados a su alto contenido de agua, especialmente en lo que respecta a su permeabilidad y capacidad de drenaje.

2.2.9. Relleno hidráulico cementado

Esta variante del relleno hidráulico incorpora cemento Portland como aglutinante, incrementando la resistencia mecánica del material. Esta propiedad lo convierte en una opción adecuada cuando se requiere que el relleno soporte cargas estructurales, como en el caso de pilares temporales o niveles superiores de explotación. No obstante, este beneficio técnico implica un costo mayor en comparación con el relleno hidráulico convencional.

2.2.10. Relleno en pasta

El relleno en pasta, también conocido como Paste fill, se conforma de una mezcla más densa, compuesta por finos, agua y un aglutinante, con un contenido de sólidos que oscila entre el 70% y el 89% en peso. Para garantizar su bombeabilidad, es esencial que los finos representen entre un 14% y 39% del total, con partículas menores a 20 micras. Esta tecnología permite un mayor control de las propiedades del relleno, tanto en su manipulación como en su consolidación dentro del caserón.

2.2.11. Objetivos del relleno

Tipo de sostenimiento para estabilizar el macizo rocoso

- Mayor eficiencia en el ciclo de minado
- Menora la dilución del mineral
- Incrementa la recuperación de la extracción
- Previene el hundimiento del tajeo.
- Mejora la eficiencia del flujo de ventilación

2.2.12. Método del corte y relleno ascendente

El método de corte y relleno en dirección ascendente se implementa principalmente en depósitos con inclinaciones moderadas a empinadas, comprendidas entre los 35° y 90°. Es adecuado para yacimientos en los que tanto el mineral como las rocas encajonantes presentan una resistencia que varía de moderada a baja. Este método se caracteriza por su alta selectividad, lo que conlleva bajos niveles de dilución, y está diseñado para vetas con espesores que oscilan entre 1 y 3 metros. Aunque la producción es moderada, presenta un elevado costo operativo (Opex) y un bajo costo de preparación (Capex). La técnica consiste en extraer el mineral en secciones horizontales desde el nivel más bajo del tajo hacia arriba. Tras la explotación de cada franja, el espacio vacío

generado se rellena con material exógeno, que no solo estabiliza las paredes del tajeo, sino que también actúa como soporte para la siguiente franja a extraer.

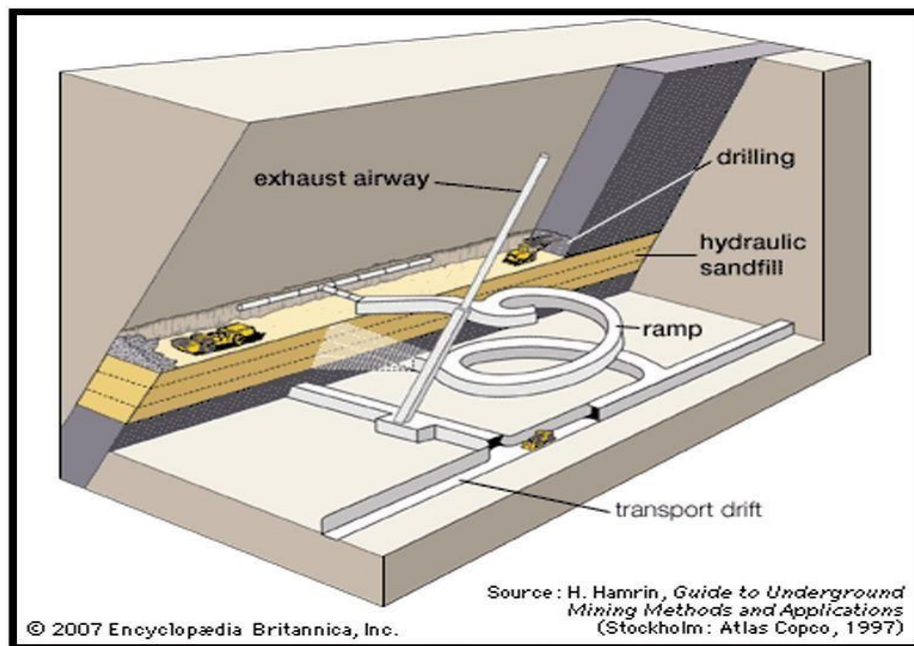
Ventajas:

- Alta recuperación, alcanzando hasta un 99 %
- Proporciona un entorno de trabajo seguro
- Procedimiento muy flexible
- Método altamente selectivo

Desventajas

- Costo de explotación del mineral elevado
- Baja el rendimiento por el relleno
- Mayor cantidad de uso de mano de obra
- Mayor consumo de materiales de sostenimiento
- Baja producción por ciclo de minado

Figura 5 *Método del corte y relleno ascendente*



Fuente: Billalta, 2018

Existen diferentes variantes del método de corte y relleno ascendente, las cuales se adaptan según el tamaño del tajeo, las condiciones geológicas del macizo rocoso y el tipo de maquinaria disponible. En este apartado, se clasificarán estas variantes en función del grado de mecanización:

- Corte y relleno ascendente convencional

Esta versión se caracteriza por el uso de herramientas y equipos manuales. La perforación se lleva a cabo con máquinas como el Jackleg o el Stoper. Para las labores de limpieza, se emplean palas neumáticas, winches de arrastre e incluso carretillas. En cuanto al relleno, se suele utilizar material detrítico debido a que las secciones de los tajeos son reducidas. Como consecuencia de la baja mecanización, este método presenta un ritmo de producción lento.

- Corte y relleno ascendente semimecanizado

Este enfoque combina equipos manuales con maquinaria mecanizada. Por ejemplo, la perforación puede seguir realizándose con Jackleg o Stoper, mientras que la limpieza se lleva a cabo con equipos mecanizados como los LHDs, comúnmente conocidos como Scooptrams. Este nivel intermedio de mecanización mejora la eficiencia operativa respecto al método convencional.

- Corte y relleno ascendente mecanizado

Esta variante incorpora equipos completamente mecanizados en todas las etapas del proceso: perforación, limpieza y sostenimiento. Gracias a esta mecanización integral, se logra una mayor productividad, medida en toneladas extraídas por día, optimizando significativamente el rendimiento del método.

2.2.13. Perforación

La perforación en labores subterráneas puede ejecutarse en dirección horizontal, conocida como breasting, especialmente cuando el techo presenta baja competencia

estructural. En estos casos, se emplean tanto equipos convencionales como el Jackleg, así como equipos mecanizados como el jumbo. En contraste, cuando el techo posee buena resistencia, se puede optar por una perforación vertical, utilizando equipos como el stoper, adecuados para garantizar eficiencia y seguridad en condiciones geomecánicas favorables.

2.2.14. Relleno detrítico

El relleno detrítico, también conocido como relleno de roca, se caracteriza por su ausencia de agua en la composición. Este tipo de relleno utiliza materiales como desmonte de mina, gravas naturales o escorias provenientes de procesos metalúrgicos, lo que lo convierte en una alternativa económica, ya que no requiere tratamientos previos

Ni aditivos. Su aplicación es sencilla y no demanda conocimientos técnicos complejos, consistiendo en el vertido directo del material en la cavidad a rellenar. No obstante, una limitación importante es que dificulta la extracción de tajos adyacentes, ya que el material acumulado podría deslizarse hacia el nuevo frente, generando dilución del mineral.

2.2.15. Geomecánica

La geomecánica es la disciplina encargada de analizar el comportamiento de las rocas frente a variaciones en el esfuerzo, la presión y la temperatura. Esta ciencia, tanto en su dimensión teórica como aplicada, busca comprender la respuesta mecánica del material geológico con el fin de prevenir riesgos y mejorar la eficiencia de los procesos industriales, especialmente en sectores como la minería y la explotación de hidrocarburos, donde las fallas del macizo rocoso pueden comprometer la seguridad y la productividad de las operaciones.

- RQD

El índice RQD (Rock Quality Designation), desarrollado por D. U. Deere en 1964, es uno de los métodos más utilizados en mecánica de rocas para evaluar la calidad del macizo rocoso. Este indicador otorga un valor numérico entre 0 y 100, donde un valor cercano a 0 señala una calidad de roca muy deficiente y uno próximo a 100 indica una condición excelente. De esta manera, se expone a continuación la interpretación del valor del RQD:

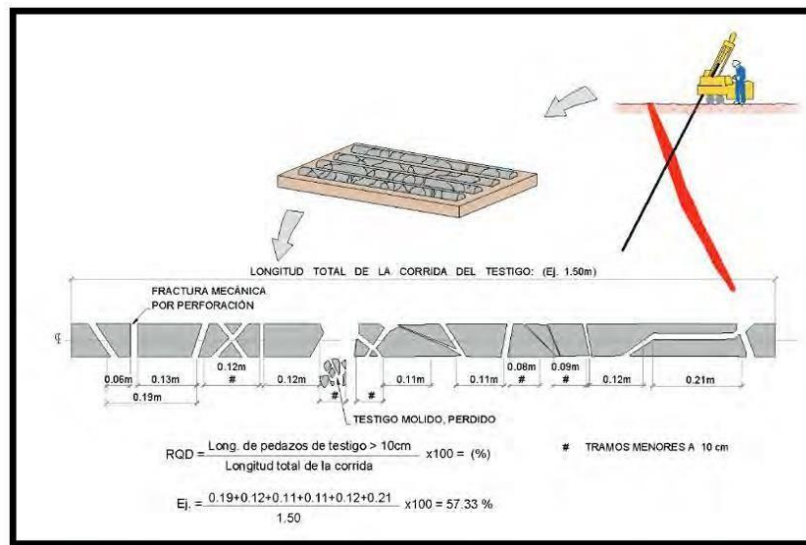
Tabla 1 Valores del RQD

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

Fuente. Deere 1964

Para calcular el RQD, se examina la cantidad de fracturas presentes en los testigos obtenidos. A medida que aumenta la frecuencia de fracturas, el valor del RQD disminuye. Aunque el sistema de RQD fue inicialmente diseñado para testigos con un diámetro de 54.7 mm (SGS, 2013), las perforaciones actuales utilizan diámetros menores, lo que conlleva una mayor probabilidad de fracturas generadas por el propio proceso de perforación. No obstante, Brown (1978) sostuvo que los diámetros mencionados son los adecuados para la recolección de datos geotécnicos. El RQD se presenta como un porcentaje y se calcula sumando la longitud de todos los segmentos que superen los 10 cm, y dividiendo este valor entre la longitud total de la corrida de perforación.

Tabla 2 Proceso de evaluación del RQD



Fuente. ACG. 2003

El RQD se emplea para realizar una estimación rápida y preliminar de las condiciones del macizo rocoso. Sin embargo, para una clasificación más precisa, es necesario complementar este análisis con métodos de clasificación más avanzados. Esto se debe a que el sistema de RQD tiene limitaciones, como no tener en cuenta la resistencia al corte de las discontinuidades ni la influencia de la orientación del testigo de perforación con respecto a las estructuras. En 1982, Palmstrom propuso que el RQD podría estimarse a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen observadas en afloramientos o en socavones libres de arcillas. La relación propuesta fue:

$$QD = 115 - 3.3 Jv$$

donde 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.

- RMR de Bieniawski

La clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating), desarrollada por Bieniawski en 1973 y actualizada en 1979, 1989 y más recientemente en 2014, es

un sistema que permite evaluar la calidad del macizo rocoso mediante la correlación de diversos índices geotécnicos con criterios de excavación y sostenimiento. Este método asigna una puntuación al macizo que varía entre 0 y 100, donde una calificación de 0 indica una roca de muy baja calidad y 100 representa una roca de excelente calidad. Los parámetros geomecánicos considerados en este sistema incluyen:

- Resistencia de la roca intacta (In situ)
- Índice de la designación de la calidad de la roca (RQD)
- Espaciamiento entre discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.

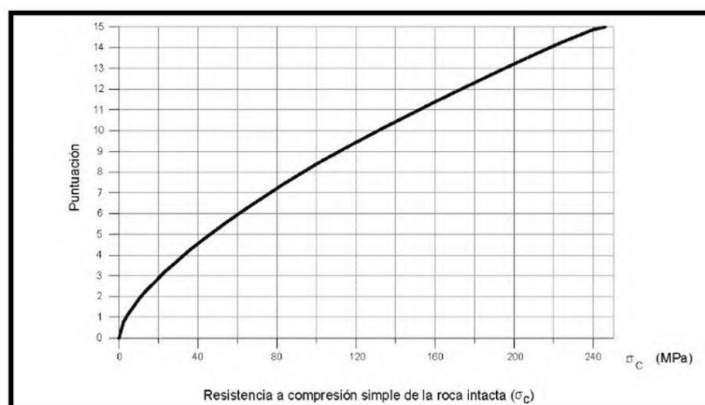
Tabla 3 Interpretación de valores RMR

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

Fuente. Bieniawski, 1989

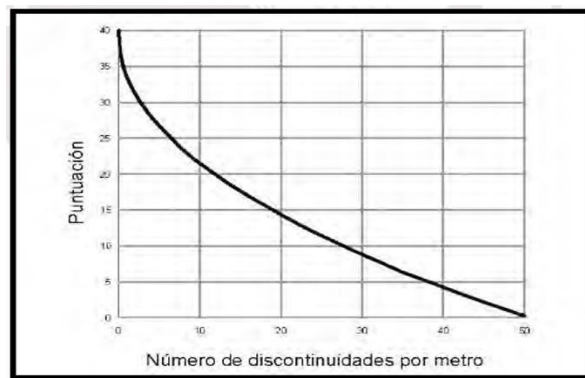
La calificación final del RMR se obtiene mediante la adición de los puntajes asignados a cada uno de los cinco parámetros geo mecánicos principales que se detallan a continuación:

Tabla 4 Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta



Fuente: Osinergmin, 2017

Figura 9 Número de discontinuidades por metro

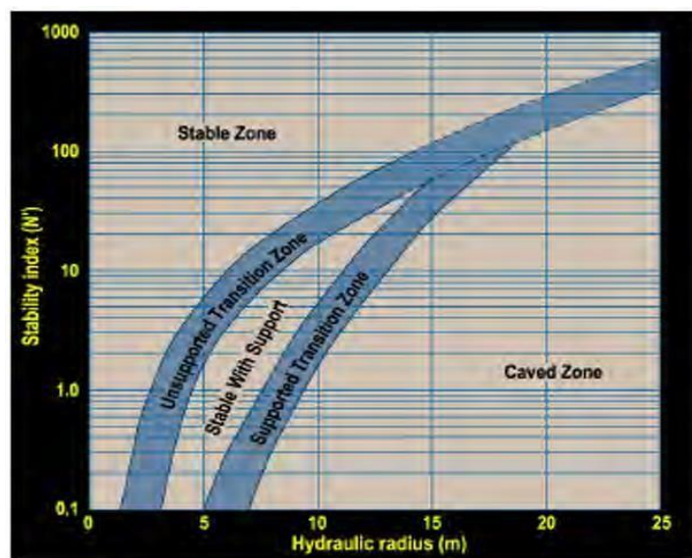


Fuente: Osinergmin, 2017

- Método gráfico de estabilidad modificada

El método gráfico de estabilidad fue introducido originalmente por Mathews en 1981 y, con el tiempo, fue perfeccionado por Potvin en 1988 y Nickson en 1992, dando origen al conocido Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Posteriormente, en 1995, Hadjigeorgiou amplió la base de datos, enfocándose especialmente en los casos de inestabilidad en la zona del techo o caja techo.

Figura 6 Gráfico de estabilidad



Fuente: Potvin y Nickson, 1992

El método gráfico de estabilidad se basa en el cálculo del número de estabilidad (N'), el cual se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$N' = Q' \times Q \times Q \times Q$$

Q': índice Q de Barton modificado

A: Factor de condición de esfuerzos

B: Factor de orientación de estructuras

C: Factor de componente gravitacional

- Índice Q de Barton

La clasificación Q, desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974 en el Norwegian Geotechnical Institute (NGI), es una de las metodologías geomecánicas más empleadas para la caracterización de macizos rocosos. A diferencia del sistema RMR de Bieniawski, el índice Q se enfoca principalmente en la evaluación del sostenimiento en túneles (Geotecnia Fácil, 2018), aunque también se aplica al diseño de diversos tipos de excavaciones subterráneas. Este sistema permite evaluar la estabilidad de las excavaciones subterráneas y proporciona una descripción clara de la calidad del macizo rocoso. Para ello, considera seis parámetros fundamentales, los cuales se detallan a continuación:

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

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 5 Interpretación del índice Q

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

Fuente. Barton, 1974

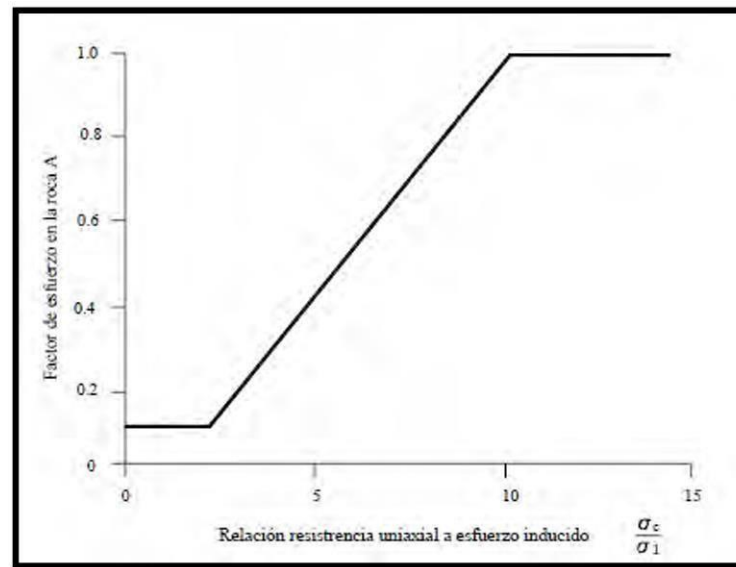
Para calcular el número de estabilidad modificado (N'), se adopta una simplificación del índice Q de Barton, estableciendo los valores de los parámetros J_w (condición del agua) y SRF (factor de reducción por esfuerzos) como iguales a 1. Esta variante del índice se conoce como Q' .

- Para trasladar la Cabeza Rimadora se considera el diámetro de este, con diámetro superior a los 3.2 metros se realiza el desmontaje de la estructura.

2.2.16. Factor de esfuerzo en la roca

El factor A representa la condición de esfuerzos, considerando el impacto de los altos niveles de esfuerzo que pueden comprometer la estabilidad del macizo rocoso. Su valor se calcula a partir de la relación entre la resistencia a la compresión simple de la roca intacta y el esfuerzo máximo inducido en dirección paralela a la superficie de la pared analizada del tajeo. Este factor toma un valor de 1.0 cuando la resistencia de la roca es al menos diez veces mayor que el esfuerzo inducido, lo que indica que dichos esfuerzos no afectan significativamente la estabilidad. En contraste, si la resistencia de la roca es igual o menor a dos veces el esfuerzo inducido, el valor del factor A se reduce a 0.1, lo que señala que los altos esfuerzos tienen un efecto negativo importante en la estabilidad del tajeo.

Figura 7 Factor de esfuerzo de la roca



Fuente. Polvin, 1988

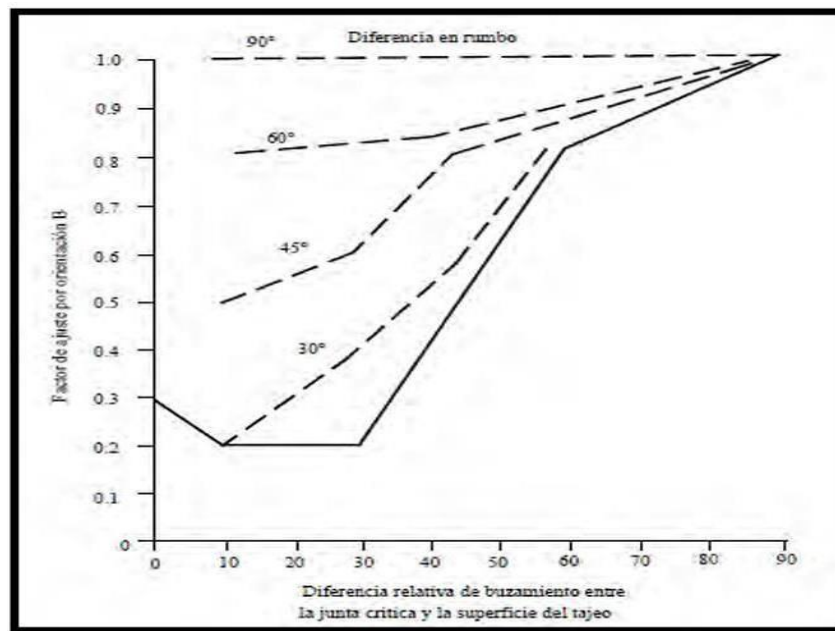
El valor del factor A, cuando la relación entre la resistencia uniaxial de la roca intacta y el esfuerzo inducido se encuentra entre 2 y 10, se determina mediante el uso de las siguientes expresiones matemáticas:

$$\begin{aligned} \sigma_c / \sigma_1 < 2 : A &= 0.1 \\ 2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10 : A &= 0.1125 (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125 \\ \sigma_c / \sigma_1 > 10 : A &= 1.0 \end{aligned}$$

2.2.17. Factor de orientación de juntas

El factor B, denominado factor de orientación de estructuras, considera el efecto que tienen las discontinuidades con orientación desfavorable respecto a las caras del tajeo. Para calcularlo, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema principal de discontinuidades que intercepta la cara del tajeo y el rumbo de dicha cara. Luego, se calcula la diferencia de buzamiento entre ambos. Con estos dos valores, se localiza el punto correspondiente en la gráfica de orientación, lo que permite establecer el valor del factor B.

Figura 8 Factor de orientación de juntas



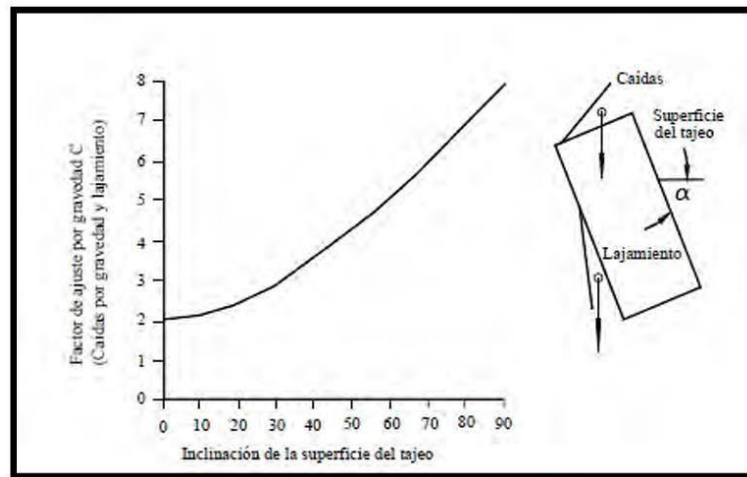
Fuente. Polvin, 1988

El factor B refleja el grado de influencia que tiene la orientación de las discontinuidades sobre la estabilidad del tajeo. Cuando las discontinuidades principales están orientadas a 90° respecto a la cara del tajeo, no representan un riesgo significativo, y en este caso, el valor de B es 1.0. En contraste, si dichas discontinuidades presentan una orientación menor a 20°, existe una alta probabilidad de inestabilidad, con posibles fallas por deslizamiento o caída de bloques, lo que se traduce en un valor de B de 0.2.

2.2.18. Factor de ajuste por gravedad

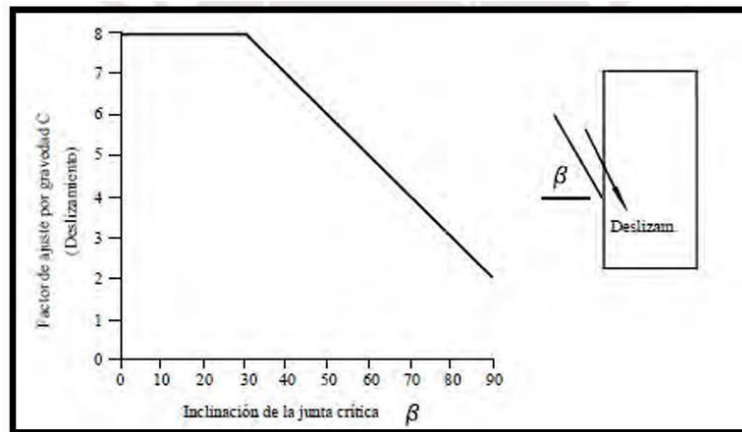
El factor C, denominado factor de componente gravitacional, tiene en cuenta la orientación de la superficie en análisis. Este valor varía según la inclinación de la cara evaluada: para paredes verticales, el factor C adopta un valor de 8.0, mientras que para techos horizontales se reduce a 2.0. Esta diferencia resalta que, desde el punto de vista de la estabilidad estructural, una pared vertical presenta mayor resistencia frente a la acción gravitacional en comparación con una superficie horizontal. A continuación, se presentan dos gráficos que ilustran el comportamiento del valor de C tanto en paredes verticales como en horizontales:

Figura 9 Factor de ajuste por gravedad de caídas



Fuente. Polvin,1988

Figura 10 Factor de ajuste por gravedad de deslizamiento

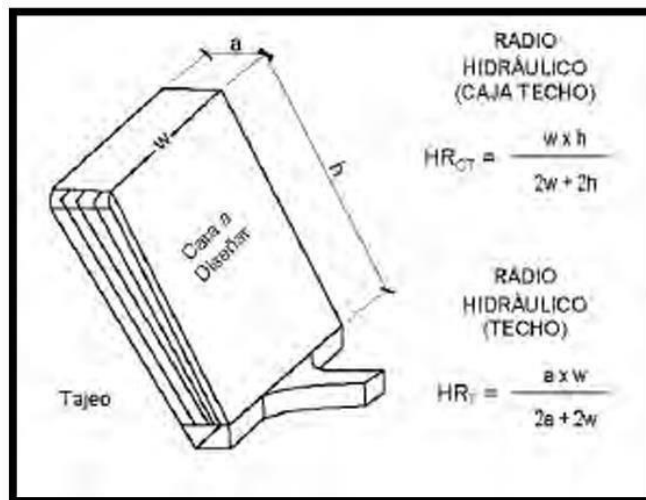


Fuente. Polvin,1988

2.2.19. Radio hidráulico

El radio hidráulico se define como la relación entre el área de la superficie del tajeo y el perímetro de la pared expuesta en el análisis. Este parámetro es directamente proporcional al área del tajeo; es decir, a mayor área, mayor será el radio hidráulico. No obstante, un incremento en este valor implica una disminución en la estabilidad del tajeo, ya que superficies más amplias tienden a presentar mayor vulnerabilidad frente a condiciones geomecánicas desfavorables.

Figura 11 Cálculo del radio hidráulico

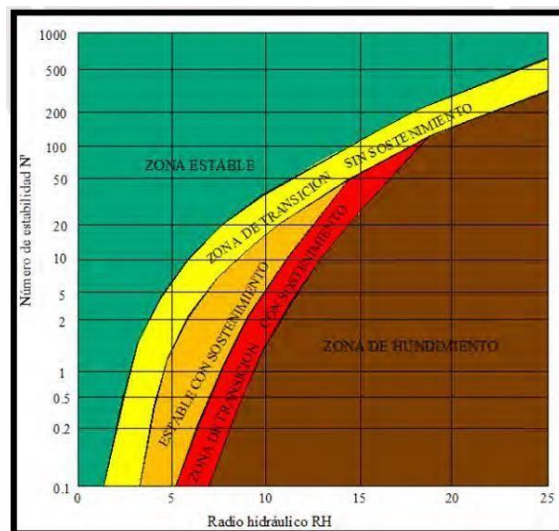


Fuente. DATAMINE, (2018).

2.2.20. Zona de estabilidad

Utilizando los valores del número de estabilidad modificado N' y el radio hidráulico S , se determina la estabilidad de la excavación al ubicar su intersección en una gráfica específica. Según la zona en la que se encuentre dicho punto, se puede clasificar la excavación como estable sin requerir sostenimiento, estable, pero con necesidad de sostenimiento, o inestable, lo que implica la imposibilidad de mantener la excavación sin riesgo. Seguidamente, se muestra la gráfica correspondiente:

Figura 12 Estabilidad de Mathews



Fuente. Potvin y Nickson, 1992

2.2.21. Nicholas para la selección del método

El método de Nicholas, creado en 1981, considera las propiedades tanto del yacimiento como de la roca encajonante. A continuación, se detallan los parámetros esenciales para su implementación:

Tabla 6 Características geomecánicas

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	

Fuente. DATAMINE, (2018)

Se lleva a cabo una comparación entre los métodos de interés, asignando un puntaje a cada uno según las características del yacimiento y las propiedades geomecánicas. El método más adecuado será aquel que obtenga el puntaje más alto en esta evaluación.

Tabla 7 Características del yacimiento

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.	

Fuente. DATAMINE, (2018).

2.2.22. MBC Mining Method Selection

El método MBC es una herramienta en línea desarrollada por la Universidad de Columbia Británica, que emplea una versión modificada del enfoque de Nicholas de 1981. Esta herramienta ajusta ciertos parámetros con un enfoque particular en los métodos de hundimiento "stopping", los cuales son ampliamente utilizados en la actualidad debido a su alta productividad y eficiencia en las operaciones mineras

Las variables del yacimiento que evalúa el método UBC incluyen:

- Geometría del yacimiento y distribución de leyes de mineral

Este aspecto toma en cuenta la forma general del yacimiento, su espesor, el ángulo de inclinación, la distribución de las leyes del mineral y la profundidad en la que se encuentra el mineral económico. Este último factor es una consideración adicional que no está incluida en el método original de Nicholas.

- Rock Mass Rating (RMR)

El método UBC evalúa la calidad del macizo rocoso en tres áreas clave: las zonas de mineral, la caja techo y la caja piso, utilizando el índice RMR.

- La resistencia matriz de la roca

Esta variable se determina mediante un valor numérico derivado de la división entre la resistencia compresiva no confinada y el esfuerzo principal, los cuales se aplican a las zonas de mineral, caja techo y 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 8 Método MBC

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 -100m)	
Muy potente	MP	(> 100m)	
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 disseminado:	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 GEOMECÁNICAS			
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)	

Fuente. Miller-Tait, 1995

2.3. Definición de términos básicos

- Afloramiento

Se trata de un evento o fenómeno que ocurre en la superficie de un área de mineralización ubicada en el subsuelo.

- Alteración

Se refiere a la alteración de las características químicas del mineral como resultado de la acción de agentes externos, tales como el agua, el aire o compuestos químicos que interactúan con el mineral.

- Arenisca

Roca sedimentaria compuesta por partículas de arena.

- Beneficio

Conjunto de procesos para concentrar el mineral valioso.

- Bocamina

Acceso principal a una mina

- Buzamiento

Angulo de inclinación entre el plano hacia una estructura o veta.

- Caja piso

Bloque ubicado debajo de la falla.

- Caja techo

Bloque ubicado encima de una falla.

- Colapso

Derrumbe no planificado en excavaciones debido al exceso de peso que supera el límite de autosoporte.

- Cubicación

Determinación de la cantidad de mineral y su ley media en un yacimiento.

- Cuña de roca

Fragmento de roca formado por la intersección de dos fallas.

- Desmonte

Material extraído de la mina sin valor económico o con poco contenido metálico.

- Dilución

Pérdida de calidad del mineral por la mezcla con roca no mineralizada debido a malas voladuras o desprendimientos.

- Dip

Ángulo entre una superficie horizontal y el plano de una estructura mineralizada, falla o veta.

- Esponjamiento

Aumento del volumen de la roca insitu debido a su deformación, se mide en porcentaje.

- Explotación

Es una actividad realizada en la industria minera que consiste en extraer, sustraer el yacimiento o mineral.

- Mena

Acumulación de mineral con contenido económicamente rentable para ser extraído y procesado.

- Mina

Lugar donde se realiza la extracción de minerales, ya sea subterránea o a cielo abierto.

- Tajo

Área minera donde se extrae el mineral mediante perforación, voladura y extracción.

- Vetas

Yacimiento mineralizado que se presenta como un filón alargado.

- Yacimiento

Depósito de mineral valioso en el subsuelo que tiene el potencial de ser explotado económicamente.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Con la aplicación del método de explotación de taladros largos se incrementa la producción del manto E en la compañía minera Norcobre.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) Con el análisis de las condiciones geomecánicas del manto E se aplica el método de explotación de taladros largos para incrementar la producción en la compañía minera Norcobre.
- b) Con la aplicación del método de explotación de taladros largos se reduce los costos de minado en el incremento de la producción de la compañía minera Norcobre.

2.5. Identificación de variables

- Variable Independiente

X: Aplicación del método de explotación de taladros largos en la compañía minera Norcobre.

- Variable Dependiente

Y: Incrementar la producción del manto E en la compañía minera Norcobre.

2.6. Definición Operacional de variables e indicadores

Tabla 9 Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Aplicación del método de explotación de taladros largos en la compañía minera Norcobre	La aplicación del método de explotación de taladros largos en el proceso de extracción de los minerales permite incrementar la producción del manto E, mejorando el tonelaje mensual, asimismo se reduce el costo de producción; estos resultados se logran con el uso de taladros largos ya que es un método masivo en la explotación.	Condiciones geomecánicas	RMR	Valor
			Condiciones geológicas	RQD	Valor
				Potencia	m.
				Orientación	Rumbo
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Incrementar la producción del manto E en la compañía minera Norcobre.	Cuando se aplica el método de explotación de taladros largos de manera eficiente cumpliendo la técnica y estándares del método de explotación del manto E se incrementa la producción mensual, también se reduce los costos de las operaciones; logrando que el proceso de explotación se efectúe en menor tiempo y menor cantidad de personal de manera masiva.	Cantidad de mineral	Diario	Tn.
			Calidad del mineral	Mensual	Tn.
				Ley	%
			Costos	Moneda	Dólares

Fuente. Elaboración propia.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

De acuerdo con lo expresado por Mallma Pérez (2022), el propósito central de la investigación aplicada es dar solución a problemas puntuales, aprovechando el saber de forma práctica para encarar situaciones bien definidas. Su finalidad es producir resultados tangibles y que puedan usarse en la vida real, manteniendo siempre una orientación hacia la ejecución. Esta clase de investigación se lleva a cabo en diferentes campos, tales como la industria, la tecnología y la ingeniería, buscando constantemente optimizar los procedimientos y las circunstancias que ya existen.

De acuerdo con el artículo la investigación es de tipo aplicada; se enfoca en abordar dificultades concretas y reales en producción, de manera específica en la compañía minera Norcobre. el objetivo principal es de incrementar la producción y menorar los costos operacionales en la extracción de los minerales del yacimiento.

3.2. Nivel de investigación

Mallma Perez (2021, p. 90), Los proyectos descriptivos desempeñan un papel fundamental en la investigación, ya que proporcionan detalles y sistemas de los

fenómenos objeto de investigación son abordados mediante la recopilación y el análisis sistemático de datos, lo cual permite identificar y detallar sus características y propiedades. Este proceso también facilita la comprensión de las relaciones existentes entre variables y su influencia sobre dichos fenómenos. Al apoyarse en hipótesis, el investigador puede diseñar estudios descriptivos de mayor precisión.

De acuerdo con lo desarrollado en el artículo, esta investigación se sitúa en un nivel descriptivo-explicativo, el cual representa un enfoque intermedio. Esto se debe a que no solo recopila datos de manera estructurada, sino que también busca generar conocimientos valiosos que ayuden a entender mejor la realidad estudiada. Esta investigación trasciende la simple descripción de actividades, ya que su propósito es entender y explicar cómo se relacionan diversas variables y de qué manera influyen en los resultados. Este enfoque permite establecer hipótesis iniciales, las cuales se validan a través de la recolección y análisis de datos. Al integrar la descripción con un análisis explicativo, se logra una visión más profunda y significativa del fenómeno estudiado, la investigación proporciona una visión más completa y profunda de las actividades estudiadas, lo que contribuye significativamente en un incremento de la producción de la explotación minera.

3.3. Métodos de Investigación

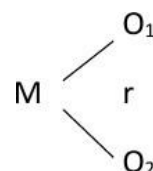
Mallma Perez (2022). Para asegurar que una investigación sea objetiva y digna de confianza, es fundamental el uso del método científico. Su estructura bien definida alienta la inventiva y la originalidad, simplificando así el hallazgo de novedosas conclusiones. Se trata de un camino continuo que estimula el avance del saber en distintas áreas de estudio.

Por el artículo anterior el método de la investigación es científico; se utilizó como herramienta esencial en la investigación, proporcionando un enfoque sistemático

y estructurado para abordar preguntas, problemas y resultados mediante un proceso ordenado que sirvió de guía para la observación, la formulación de hipótesis, recolección de datos, el análisis y la obtención de conclusiones basadas en hechos reales.

3.4. Diseño de Investigación

Se ha utilizado el diseño de la investigación correlacional con el objetivo de analizar la relación de las variables específicas: la aplicación del método de explotación de taladros largos en la compañía minera Norcobre. La elección del método nos permitió investigar la existencia de una correlación de la aplicación del método y el incremento de producción. Al recopilar y analizar datos específicos se demuestra que el uso de la técnica del método nos da mejores resultados en cantidad y costos al ejecutar la explotación. Los resultados del estudio proporcionaron información valiosa para tomar decisiones en la hipótesis. Las variables y su interacción se representan a través de M, que hace referencia a la muestra o conjunto de datos recolectados y analizados en el estudio. O1 corresponde a la variable independiente, que en este caso es el método de explotación, el cual se manipula para observar su impacto en la otra variable. O2 representa la variable dependiente, que en este contexto es el aumento en la producción, la cual está influenciada por la variable independiente. Por último, "r" denota la relación entre ambas variables, indicando si existe una correlación o algún otro tipo de vínculo entre ellas. Gráficamente lo representamos:



3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población está representada por el manto E de la mina Norcobre

3.5.2. Muestra

La muestra está representada por la veta Taully, zona intermedia del manto E de la compañía minera Norcobre.

3.6. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

➤ Técnicas utilizadas

- Búsqueda y recopilación de información

Se buscó los archivos de información del método de explotación de taladros largos.

- Observación insitu

Se realiza observaciones en una zona del manto E recopilando información real de procesos de explotación directamente en el área de explotación.

- Información textual y virtual

Consulta bibliográfica de textos, páginas web del internet referente a fundamentos del método de explotación de taladros largos en minería, el conocimiento científico referente al método de explotación.

➤ Instrumentos de recolección de datos

- Materiales

Informe geo mecánico del manto E

Mapeo geo mecánico del manto E

Reporte de RQD del manto E

Reporte del RMR del manto E.

- Equipos

Laptop

Equipo para el control de gases

Cámara fotográfica

Cronómetro.

- Software
- Excel

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

La recolección de toda la información fue en la zona de operaciones se relacionó informes anteriores y actuales para el análisis del estudio; se administró los datos tomados en el tajeo en todo el proceso de explotación para su evaluación.

Los resultados de la producción se validan mediante la data tomada en el área de extracción de los minerales, los resultados son aprobados por los supervisores del área.

De los datos tomados en tiempo real se obtuvo resultados y conclusiones de la investigación que fueron coordinados con planeamiento y dieron la conformidad los especialistas de la zona.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

El proceso y analizar el total de la data se realizó con office, con la aplicación del Microsoft

Excel, la data obtenida de cada variable y el resultado del análisis se presenta en gráficos dinámicos y tablas.

3.9. Tratamiento Estadístico

Para el análisis de toda la información y la presentación de resultados se utilizó gráficos estadísticos, histogramas del Microsoft Excel y el software de SPSS.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Análisis geo mecánico

A. Características geométricas de la veta

Las principales características geométricas de la veta Taully se muestran en la siguiente tabla a:

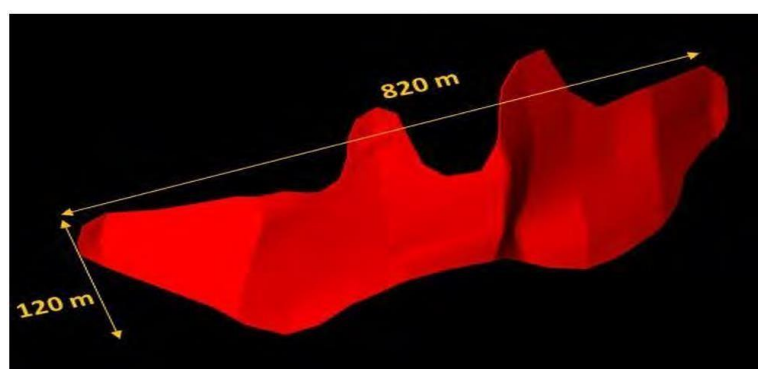
Tabla 10 *Características del depósito mineral*

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

Fuente. Geomecánica de la mina

En un plano tridimensional, la veta Taully, se observa de la manera siguiente.

Figura 13 Veta Taully



Fuente. Geomecánica de la mina

B. Características del macizo rocoso

Consideración los resultados de los ensayos de laboratorio, con la información de campo ejecutada por el área de geomecánica de la minera, se concluye con los siguientes valores del RMR para la veta Taully:

Tabla 11 Valores RMR del macizo rocoso

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

Fuente. Geomecánica de la mina

C. Resultados de los ensayos de laboratorio de la veta

Los resultados de los ensayos de las muestras de laboratorio en la minera, luego de todo un análisis se han obtenido los siguientes valores geomecánicos para la veta

Taully.

Tabla 12 Valores de ensayos de laboratorio

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

Fuente. Geomecánica de la mina

4.1.2. Selección del método

La presente evaluación en la selección del método de explotación, primero se ha utilizado el proceso de Nicholas (1981). Todos los factores considerados, están en función a las características geológicas y geomecánicas de la veta Taully.

Tabla 13 Información de entrada del método Nicholas

ORE BODY		GEOMECHANICAL		
General Shape		Foot W.	Ore	Hanging W.
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				

Fuente. Geomecánica de la mina

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Evaluación de la veta para el método de minado

Se ha considerado las características geológicas y geomecánicas de la veta Taully para la evaluación de la veta para determinar el método de minado:

A. Características geológicas de la veta

Considerando las características geológicas de la veta como forma del yacimiento, potencia, orientación y distribución de leyes se evalúa en la siguiente tabla:

Tabla 14 Evaluación de la veta para el 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	10
Block Caving	4	2	0	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	-43
Sub Level Stopping	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 Stopping	0	1	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	8

Fuente. Elaboración propia

B. Condiciones geomecánicas de la veta

Considerando la competencia de la roca intacta, espaciamiento de estructuras y la resistencia de las estructuras se evalúa el depósito mineral, se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 15 Evaluación geomecánica de la veta

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

Fuente. Elaboración propia

C. Valores geo mecánicos de la caja techo

Con los mismos parámetros considerados en la veta se evalúa la caja techo, se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 16 Evaluación geomecánica de la 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

Fuente. Elaboración propia

D. Valores geo mecánicos de la caja piso

Para la evaluación geomecánica de la caja piso se considera la competencia de la roca intacta, espaciamiento y resistencia de la estructura, en la siguiente tabla se presenta la evaluación:

Tabla 17 Evaluación geomecánica de la 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	0,38
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

Fuente. Elaboración propia

4.2.2. Análisis de resultados por el método Nicholas

En la siguiente tabla se presenta la evaluación y el análisis por el método de Nicholas para determinar el método de explotación del tajo.

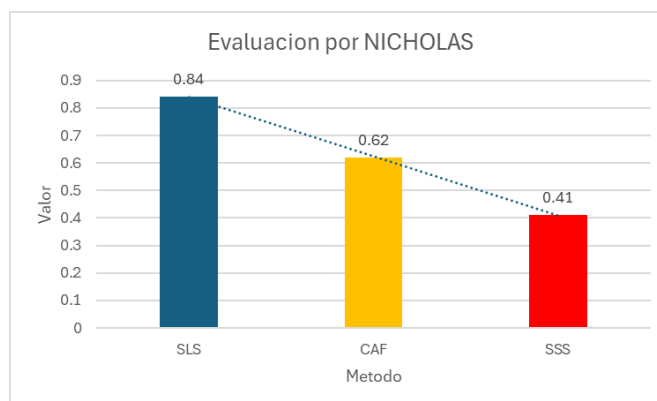
Tabla 18 Resultados del método

METHOD	SCORE
Open pit	27,3
Block Caving	-28,94
Sub level stopping	21,84
Sub level Caving	-29,45
Longwall Mining	19,14
Room and pilar	18,40
Shrinkage	20,94
Cut and fill	21,62
Top Slicing	18,56
Square set Stopping	21,41

Fuente. Elaboración propia

Los resultados recomendables de acuerdo con la tabla anterior lo presentamos mediante un histograma estadístico para determinar el método más recomendable.

Tabla 19 Determinación del método



Fuente. Elaboración propia

Analizando los resultados del histograma anterior se obtiene tres métodos muy recomendables, el método de taladros largos (SLS), el corte y relleno ascendente (CAF) y el square set stoping (SSS). Evaluando las opciones tentativas, descartamos el método de square set stoping ya que limita el incremento de la producción y significa un alto costo de implementación; por otro lado, el método cut and fill o corte y relleno ascendente en la actualidad se está aplicando este método el cual no tiene sentido recomendar, ya que se requiere incrementar la producción. Por lo tanto, de acuerdo con la evaluación geológica y geomecánica notamos que las condiciones de la veta nos permiten aplicar el método de taladros largos.

4.2.3. Análisis de dilución por método

La dilución del mineral es variable y esta condicionada por el método de explotación asimismo por la disposición geométrica y geológica del depósito de mineral. Para el análisis del estudio, se calculó la dilución mediante el modelo matemático empírico de

O'Hara.

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

Variable:

w: potencia de la veta (metros)

β : buzamiento (radianes)

k: constante del método de minado

Asimismo, para el cálculo del ancho de minado de ambos métodos se utilizó el siguiente modelo matemático:

$$\text{dilución} = \frac{D}{D + w}$$

Variable:

D: desmonte (metros)

w: potencia de la veta (metros)

D + w: ancho de minado (metros)

El valor de la constante k es muy variable, por el tipo de método de explotación, O'Hara determino investigando una serie de análisis realizados en diferentes minas del mundo. Por lo tanto, k para tajeo por subniveles de taladros largos es 55 y para el método de corte y relleno ascendente considero 25. En la siguiente tabla presentamos los resultados del cálculo.

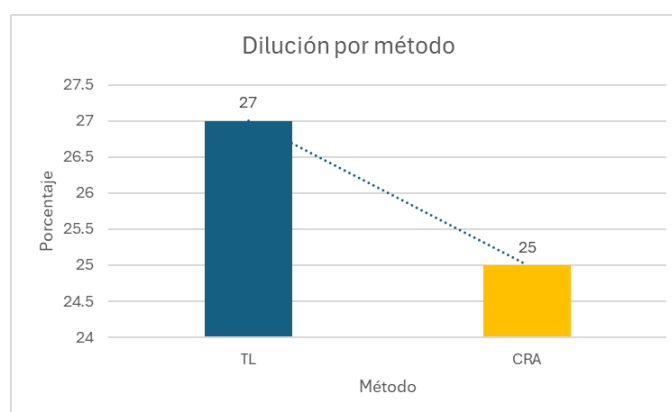
Tabla 20 Resultados de la dilución

Método	taladros largos	Corte y relleno
K	55	25
Dilución (%)	27	25
Ancho de desmonte (m)	0.7	1.7
Ancho de minado (m)	4.0	4.5

Fuente. Elaboración propia

Los resultados del cálculo de la dilución de acuerdo con la tabla anterior lo presentamos mediante un histograma estadístico para analizar sus valores.

Figura 14 Relación de la dilución



Fuente. Elaboración propia

Analizando los resultados del histograma anterior de los métodos de taladros largos (TL) y el corte relleno ascendente (CRA). Se puede observar que en el método

de taladros largos se obtiene una dilución mayor con un valor del 27% en relación con el método de corte relleno ascendente que se obtiene una dilución menor del 25%.

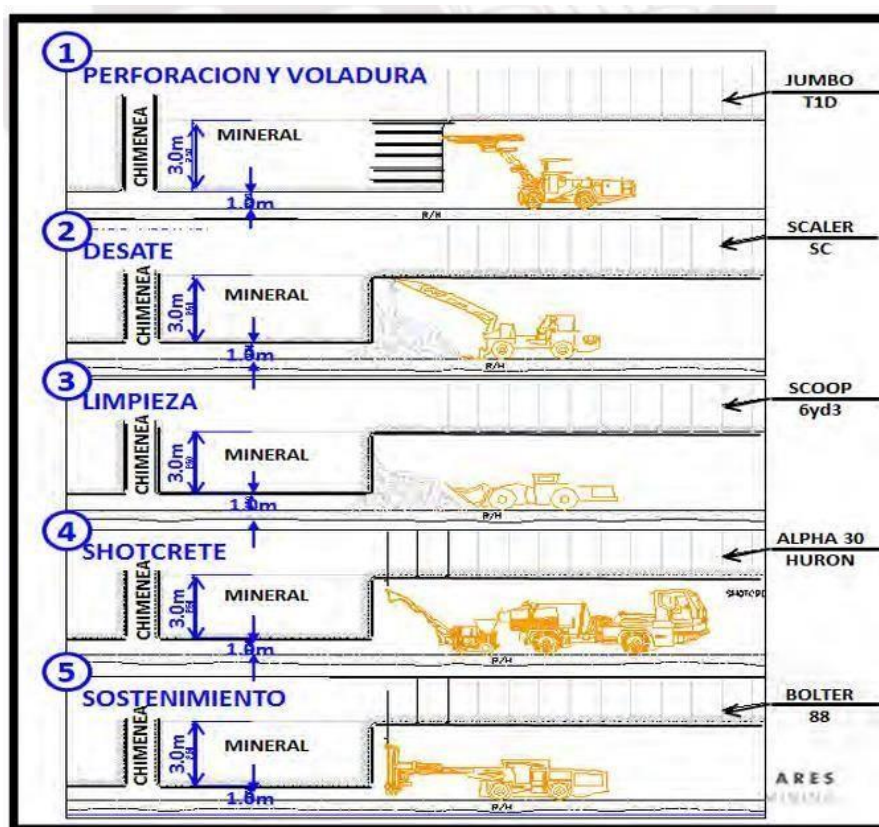
4.2.4. Ciclo de minado por método

Con el análisis de las operaciones por cada ciclo de minado de un determinado método nos permitirá determinar la producción. Para tal objetivo, a continuación, se presenta el ciclo de minado por método empleado en la minera Norcobre.

Corte y relleno ascendente

Las operaciones del ciclo de minado del corte y relleno ascendente se considera generalmente las siguientes actividades, se observa en el gráfico.

Figura 15 *Ciclo de minado*



Fuente. Elaboración propia

Asimismo, se tiene una serie de actividades durante el ciclo. Se presenta en la siguiente tabla, para determinar el personal requerido y número de días para 4 cortes del tajeo:

Tabla 21 Ciclo de minado

ACTIVIDAD	KPI			HORAS Req.	GUARDIA Req.	DÍAS Req.	Para
	METRICA	CNT	KPI/mt_tj				
SOSTENIMIENTO	M2/Hr	3	1.7	123.0	27.3	6.8	2.0
LIMPIEZA CON SCOOP	Ton/Hr	12	1.4	149.5	33.2	16.6	1.0
LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO	Mts/Hr	50	50	4.1	0.9	0.5	2.0
VOLADURA DE DESCAJE	Tal/Mts	3	12	17.1	3.8	0.9	2.0
HABILITACIÓN CAMINO EXTRENO	Gdia/Un	2	0.02	9.0	2.0	0.5	2.0
REALCE CRUCERO AL ORE PAS	Gdia/Un	2	0.02	9.0	2.0	0.5	2.0
DESARROLLO DEL ORE PASS	Gdia/Un	4	0.04	18.0	4.0	1.0	2.0
DESQUINCHE DEL CRUCERO	Gdia/Un	2	0.02	9.0	2.0	0.5	2.0
SOSTENIMIENTO & INSTAL CAMINO	Gdia/Un	5	0.05	22.5	5.0	1.3	2.0
PREPARACION PARA RH	Gdia/Un	2	0.02	9.0	2.0	1.0	2.0
PREPARACION DE BARRERAS PARA RH	Gdia/Un	2	0.02	9.0	2.0	1.0	2.0
RELLENO (R.H)	M _h /Hr	342.1	1.67	9.8	2.2	1.1	2.0
MUESTREO	Mts/Hr	10	0.1	20.5	4.6	2.3	2.0
LEVANTAMIENTO DE CANALES	Mts/Hr	50	0.02	4.1	0.9	0.5	2.0
CONTORNEO (Marca de Ore)	Mts/Hr	25	0.04	8.2	1.8	0.9	2.0
PERFORACION	Tal/gdia	32.1	3.3	96.0	21.3	5.3	2.0
VOLADURA	Mn/tal	2.57	20	10.3	2.3	0.6	2.0
VENTILACION	Hr	1	0.5	2.3	0.5	0.1	2.0
DESATE	Mts/Hr	10	0.1	20.5	4.6	1.1	2.0
Total				122.39	42.49	37.0	

Fuente. Elaboración propia

Tabla 22 Resultados de minado corte y relleno

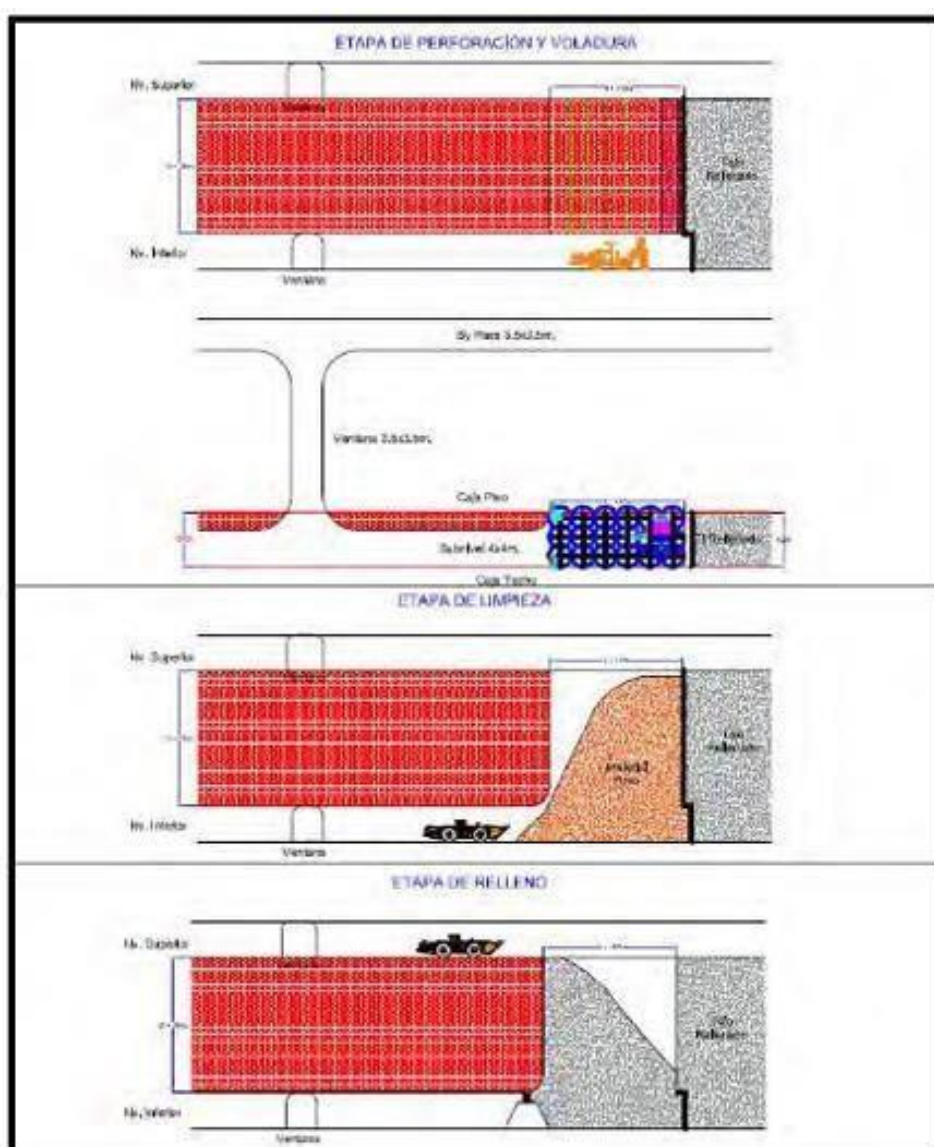
Tajo	20.0	<u>mts</u>
Alto de minado	4.50	<u>mts</u>
Ancho de Minado	4.50	<u>mts</u>
Longitud de barra teórica	4.2	<u>mts</u>
Densidad de material	2.6	ton/m3
Bz	68.0	°
Tonelaje asociado 4C	1053.00	ton

Fuente: Elaboración propia

Tajeo por taladros largos

Las actividades que se ejecuta en el ciclo de minado del método de explotación por subniveles se presentan en el siguiente gráfico.

Figura 16 Minado por taladros largos



Fuente: Elaboración propia

En las siguientes tablas, se presenta el ciclo de minado por subniveles de las actividades.

a. Características de la preparación

Tabla 23 Características de la preparación

ACTIVIDAD	MEDIDA	CANTIDAD	KPI	UND	HORAS Req.	CUANTIA Req.	DÍAS Req.	PERSONAL
HABILITACION	UND	1	1.0	Und	6.00	0.75	0.38	10
LEV. TOPOGRAFICO	UND	1	2.0	Und/Hc	2.00	0.25	0.13	
PERFORACION S.N.	M	12	35.0	MvS.	1.53	4.0	2.0	
CARGUIO Y VOLADURA	Nº TAL	20	20.0	Und/Hc	2.00	0.25	0.13	
LIMPIEZA CON SCOOP.	TON	205.6	70.0	Ton/Hc	2.94	2.0	1.0	
DESATE	M2	108	42.0	M2/Hc	2.57	0.32	0.16	
SOSTENIMIENTO SHOTCRET	M2	108	82.0	M2/Hc	1.32	0.16	0.08	
FRAGUADO	UND	12	1.0	M2/Hc	12.00	1.50	0.75	
SOSTENIMIENTO EMPERNADO	UND	30	10.0	Und/Hc	3.00	0.38	0.19	
PERFORACION S.N.	MTR	12	40.0	Mv/Hc	1.53	4.0	2.0	
CARGUIO Y VOLADURA	Nº TAL	10	20.0	UND/Hc	0.50	0.06	0.03	
LIMPIEZA	M3	70	21.0	M3/Hc	3.33	2.0	1.0	
SOSTENIMIENTO	M2	30	40.0	M2/Hc	0.75	0.09	0.05	
PERFORACION S.N.	MTR	12	40.0	Mv/Hc	0.90	4.00	2.0	
CARGUIO Y VOLADURA	Nº TAL	18	20.0	Und/Hc	0.90	0.11	0.06	
LIMPIEZA CON SCOOP	TON	30	70.0	Ton/Hc	0.43	2.0	1.0	
RELLENO	M2	60	40.0	M2/Hc	5.50	0.69	0.34	
CONSOLIDADO R.D.	UND	4	1.0	M2/Hc	4.00	0.50	0.25	
LEV. TOPOGRAFICO	UND	1	2.0	Und/Hc	0.50	0.06	0.05	
TOTAL						22.30	11.60	

Fuente: Elaboración propia

b. Características del sostenimiento cable bolting

Tabla 24 Características del sostenimiento

ACTIVIDAD	MEDIDA	CANTIDAD	KPI	UND	HORAS Req.	CUANTIA Req.	DÍAS Req.	PERSONAL
PINTADO DE MALLA	Nº TAL	10	25.00	Und/Hc	0.40	0.05	0.03	4
SOST C.B PERFORACION (Part + Uleg)	M.	25	18.00	M/Hc	10.11	1.50	0.50	
SOST C.B INSTALACION (Part + Uleg)	M.	25	40.00	M/Hc	6.00	1.50	0.50	
TOTAL						3.05	1.55	

Fuente: Elaboración propia

c. Características de la producción

Tabla 25 Características de la producción

ACTIVIDAD	MEDIDA	CANTIDAD	KPI	UND	HORA S Req.	GUARDIA Req.	DIA S Req.	PERSONAL
PINTADO DE MALLA	N° Tal.	38	25.00	Und/h r	0.96	0.12	0.24	14
POSICIONAMIENTO e INSTALACION	Und	1	2.00	Und/h r	0.50	0.06	0.12	
PERFORACION PANEL (Slot)	M	120.00	18.00	m/hr	16.67	2.83	1.42	
PERFORACION PANEL (Prod.)	M	200.00	18.00	m/hr	56.82	6.98	3.44	
PERFORACION PANEL (Alivios)	M	60.00	18.00	m/hr	30.00	2.63	1.31	
CARGUIO Y VOLADURA (Slot)	N° Tal.	12	10.00	Und/h r	4.50	0.59	0.34	
VENTILACION (1ra Fase)	Und.	2	1.00	Und/h r	2.00	0.25	0.13	
LIMPIEZA CON SCOOP PANEL (1ra Fase)	Tn.	104.0	60.00	Tn/hr	6.67	0.83	0.42	
CARGUIO Y VOLADURA (Prod.)	N° Tal.	26	10.00	Und/h r	1.60	0.20	0.10	
VENTILACION (Prod.)	Und.	2	1.00	Und/h r	2.00	0.25	0.13	
LIMPIEZA CON SCOOP PANEL + TRANSPORTE (Prod.)	Tn.	2080.0	80.00	Tn/hr	50.20	6.90	3.45	
TOTAL						22.23	11.12	

Fuente: Elaboración propia

d. Características del relleno

Tabla 26 Características del relleno

ACTIVIDAD	MEDIDA	CANTIDAD	KPI	UND	HORA S Req.	GUARDIA Req.	DIA S Req.	PERSONAL
DIQUE RELLENO	Tn	350	50.00	Tn/Hr	7.00	0.88	0.44	2
PREPARADO RH +FRAGUADO	Und	5.0	1.00	Und/Hr	5.00	0.63	0.31	
RELLENO (PASTA)	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	Tn	104	50.00	Tn/Hr	2.1	0.3	0.1	
TOTAL						11.65	5.83	

Fuente: Elaboración propia

e. Resultados del minado de taladros largos

Tabla 27 Resultados de minado de taladros largos

Tajo	20.0	mts
Ancho de ore	2.0	mts
Ancho de Minado	4.0	mts
Longitud de barra	10.0	mts
Densidad de material	2.6	ton/m3
Bz	68.0	°
Tonelaje asociado 1C	2184.00	Ton

Fuente: Elaboración propia

4.2.5. Cálculo de la producción

De acuerdo con los ciclos de minado analizados por cada método, se considera los parámetros siguientes para calcular la producción. En cuanto al régimen de trabajo se considera.

Tabla 28 Régimen de trabajo

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

Fuente: Elaboración propia

De las tablas anteriores se realizó la evaluación de producción para cada método de explotación. Referente al método de corte y relleno ascendente es importante mencionar que se considera cuatro cortes de la explotación; considerando el tiempo que se realiza un corte del método de taladros largos es de 30 días. Los resultados obtenidos se muestran en la siguiente tabla:

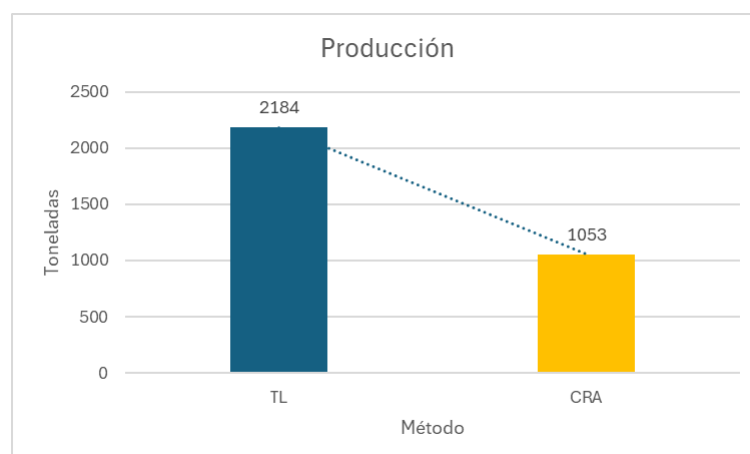
Tabla 29 Producción por método

Producción		
Método	Ton/tajo-corte	Personal
Corte y relleno	1,053.00	37
Taladros largos	2,184.00	30

Fuente: Elaboración propia

Los resultados de la producción por método de acuerdo con la tabla anterior lo presentamos mediante un histograma estadístico para analizar sus valores.

Figura 17 Producción por método



Fuente: Elaboración propia

Analizando los resultados del histograma anterior de los métodos de taladros largos (TL) y el corte relleno ascendente (CRA). Se puede observar que en el método de taladros largos se obtiene una producción mayor con un valor de 2184 toneladas, en relación con el método de corte y relleno ascendente que se obtiene una producción menor de 1053 toneladas.

4.2.6. Evaluación económica de los métodos

Costos de preparación

Para calcular y comparar el costo total de ambos métodos, fue necesario analizar el costo de preparación para cada método de acuerdo con los avances obtenidos en todas las labores de preparación para ser minado. Se utilizó los costos que tiene la minera de las labores de infraestructura para extraer los depósitos de mineral. Los costos de preparación de labores por cada método se muestran en las siguientes Tablas.

Tabla 30 *Metros por método*

Metraje (m)		
Labores	Taladros largos	Corte y relleno ascendente
Rampa	2086.4	2086.4
Galería	-	15.5
Chimenea	10.18	6.34
Crucero	10	12.5
Subnivel	15.9	-
Total	2122.48	2120.74

Fuente: Elaboración propia

Tabla 31 *Costos unitarios de labores*

Item	Section	Cost (\$/m)
Rampa (12%)	4.00 x 4.00	1,090.99
Galería	4.00 x 4.00	994.97
Chimenea	2.00 x 2.00	556.27
Crucero	3.50 x 3.50	841.76
Bypass	2.70 x 2.70	512.34
Subnivel	4.00 x 4.00	994.97

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32 Costos de preparación

Costo de preparación (US\$)		
Labores	Taladros largos	Corte y relleno
Rampa	0	0
Galería	0	15422.04
Chimenea	5662.83	3526.75
Crucero	8569.12	10522.00
Subnivel	15820.02	0
TOTAL	30051.97	29470.79

Fuente: Elaboración propia

Costos operaciones

Los costos unitarios de las operaciones de cada método se presentan en la siguiente tabla.

Tabla 33 Costos unitarios de operaciones

Actividades		Taladros largos	Corte y relleno
Mina	Perforación y Voladura	4.63	6.20
	Carguío	6.91	7.28
	Acarreo	2.59	2.72
	Relleno	2.77	5.92
	Sostenimiento	1.89	4.75
	Otros	0.11	0.13
	Total (US\$/ton)	18.90	27.00

Fuente: Área de planeamiento

Costos de producción

En la siguiente tabla se presenta los costos de producción por cada método

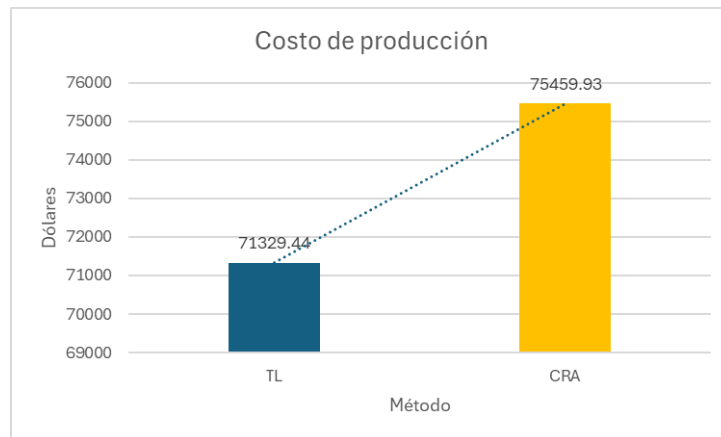
Tabla 34 Costos de producción

Costo Producción			
Método	Valor (\$/t)	Ton.	Costo (\$)
Taladros largos	32.66	2184	71329.44
Corte y relleno	44.31	1053	75459.93

Fuente: Elaboración propia

Los resultados de los costos de producción por método de acuerdo con la tabla anterior lo presentamos mediante un histograma estadístico para analizar sus valores.

Figura 18 *Costos de producción por método*



Fuente: Elaboración propia

Analizando los resultados del histograma anterior de los métodos de taladros largos (TL) y el corte relleno ascendente (CRA). Se puede observar que en el método de taladros largos se tiene un costo de producción menor con un valor de 71329.44 dólares, en relación con el método de corte y relleno ascendente que se obtiene un costo de producción mayor de 75459.93 dólares.

4.3. Prueba de Hipótesis

4.3.1. Hipótesis general

Se planteó la siguiente hipótesis “Con la aplicación del método de explotación de taladros largos se incrementa la producción del manto E en la compañía minera Norcobre” De acuerdo con los análisis realizados en cuanto a la producción por 30 días, en el método de taladros largos se obtiene 2184 toneladas y por el método de corte y relleno ascendente se obtiene 1053 toneladas, se ha mejorado significativamente con la aplicación del método de taladros largos en relación con el método de corte y relleno ascendente. Lo cual queda demostrado la hipótesis planteada

4.3.2. Hipótesis específicas

a) Primera hipótesis específica

La primera hipótesis específica plantea: “Con el análisis de las condiciones geomecánicas del manto E se aplica el método de explotación

de taladros largos para incrementar la producción en la compañía minera Norcobre”. De acuerdo con los análisis de las características geométricas, del macizo rocoso, geológicas; de los resultados del ensayo de laboratorio y condiciones geomecánicas del depósito de mineral, caja techo y caja piso. De todos estos resultados obtenidos mediante el criterio del método de NICHOLAS se determina el método de explotación de taladros largos el que se obtiene un mayor valor de 21.84, en relación con el de corte y relleno ascendente se obtiene un valor de 21.62 y el del square set stoping 21.41.

Por lo queda demostrado la hipótesis planteada.

b) Segunda hipótesis específica

La segunda hipótesis específica plantea: “Con la aplicación del método de explotación de taladros largos se reduce los costos de minado en el incremento de la producción de la compañía minera Norcobre”.

De acuerdo con los valores del tonelaje de producción y sus respectivos costos de cada método; luego del análisis, interpretación y resultados respectivamente se obtiene que el costo de producción del método de taladros largos es de 71329.4 dólares, en relación con el costo de producción del método de corte y relleno ascendente es de 75459.93 dólares. El costo del método de taladros largos es de 4130.49 dólares menos en relación con el método de corte y relleno ascendente. Por lo que de acuerdo con la hipótesis planteada se obtiene una significativa mejora en los costos de producción.

4.4. Discusión de resultados

En relación con el título de la investigación “Incremento de la Producción del Manto E Mediante el Método de Explotación Taladros Largos en la Compañía Minera

Norcobre - 2024". Podemos citar:

- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully se ha incrementado la producción a 2184 tn. En relación con el método de corte y relleno ascendente que se obtenía 1053 tn. Por lo que el incremento es muy significativo representando 1131 tn. Por corte relacionando los dos métodos.

Asimismo, representa un incremento del 51.79 % en producción lo cual con estos resultados se tiene una mejor producción.

- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, de acuerdo con los análisis realizados en cuanto a la dilución del mineral se tiene un 27 % y la dilución por el método de corte y relleno ascendente es del 25 %, se puede notar que el método de corte y relleno ascendente es más selectivo obteniéndose un 2 % menos en el segundo método.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, en cuanto al número de días que se requiere por corte es de 30 días, relacionando con el método de corte y relleno ascendente para un corte se requiere de 42.49 días. Se puede notar en cuanto al tiempo por cada corte es de 12.49 días menos con el método de taladros largos el cual va a implicar en los costos por método. - Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, de acuerdo con los análisis realizados de la base de datos se puede nota que el numero de personal requerido para el proceso de sus actividades se necesita 30 trabajadores, mientras que en el método corte y relleno ascendente se requiere de 37 trabajadores. Relacionando los métodos se nota que se requiere 7 trabajadores menos por corte; esto implica en los costos del método.

- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, el metraje que se realiza en la preparación para el corte es 2120.74 metros en relación al método de corte y relleno se realiza 2122.48 metros, se puede notar que relacionando los dos métodos se tiene una diferencia relativa de 1.74 metros.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, en su costo de preparación se obtiene 29470.77 dólares mientras que con el método de corte y relleno se tiene 30051.97 dólares. Relacionando los métodos se obtiene 581.20 dólares menos en el primer método.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, calculando su costo unitario de las operaciones se obtiene 18.90 dólares y el costo unitario por tonelada del corte y relleno ascendente es de 27.00 dólares. Se puede notar que con el primer método se tiene un valor 8.10 dólares menos en relación con el otro método.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, su costo de producción es de 71329.44 dólares y en el método de corte y relleno ascendente se tiene 75459.93 dólares. Relacionando los costos de ambos métodos se tiene una diferencia de 4130.49 dólares, obteniendo una significativa mejora en cuanto a los costos.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, en su costo por tonelada es de 32.66 dólares, relacionando con el método de corte y relleno se obtiene 44.31 dólares. Se puede notar que con el método de taladros largos se tiene un costo menor, representando 11.65 menos.

CONCLUSIONES

- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully se incrementó la producción en 1,131 toneladas por corte en relación con el método del corte y relleno ascendente.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully se tiene un costo por tonelada de producción de 32.66 dólares y por el método de corte y relleno ascendente es de 44.31 dólares, logrando mejorar significativamente los costos por tonelada de producción en 11.65 dólares menos.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully, para el proceso de las actividades de sus operaciones se realiza con 30 trabajadores por corte, mientras que para el método de corte y relleno ascendente se requiere de 37. Por lo que se concluye que se utiliza 7 trabajadores menos para las actividades de las operaciones en el método de taladros largos; esto redundará en los costos por método.
- Con la aplicación del método de explotación de taladros largos en la extracción del manto E, veta Taully en cada corte se tiene un promedio del 27% de dilución del mineral y con el método de corte y relleno ascendente se obtiene un promedio de 25%. Se concluye que el método de corte y relleno ascendente es más selectivo en relación con el método de taladros largos.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda que para la aplicación del método de taladros largos se realice una investigación para ver la posibilidad de que los taladros de perforación sean de mayor longitud. De esta manera incrementar una mayor producción.
- Realizar permanentemente capacitaciones al personal a cargo de la perforación y voladura de los taladros largos para que esta actividad sea más precisa con el objetivo de evitar una sobre excavación de las cajas del depósito del mineral, de esta manera lograr una reducción de la dilución del mineral.
- Se ha notado paradas y deficiencias en las operaciones de los equipos, se recomienda que se debe cumplir estrictamente con el mantenimiento programado de estos equipos que se utilizan en el método, para evitar paradas no programadas ya que retrasan las operaciones del ciclo de explotación.
- Para la preparación de las chimeneas slot del método se recomienda utilizar el sistema Raise boring, por la velocidad de su avance, asimismo, evitar el uso de explosivos con el objetivo de minimizar las vibraciones de la voladura y mejorar el confinamiento de gases en las labores.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Datamine. (2018). *Modelo Geomecánico U.M. Inmaculada Hochschule*. Lima.

Khani, M. (2015). Practical long-term planning in narrow vein mines - A case study. *Perth*.

Obtenido de

https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf

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.* Obtenido de

http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8198/Villalta_Colca_Roger_Sergio.pdf?sequence=1&isAllowed=y

ANEXOS

Instrumentos de recolección de datos

CARACTERIZACION GEOMECANICA DEL MANTO E

Caracterización geomecánica – veta Taully

La caracterización geomecánica ha sido obtenida de los niveles.

Cuadro N°01.- Caracterización geomecánica de la veta

Ítem	Estructura	Valoración de la masa rocosa				Descripción
		RMR (1989)	Tipo	GSI	Índice Q	
01	Caja techo	48	III-B	43	0.736	Regular B
02	Caja piso	51	III-A	46	1.166	Regular A
03	Estructura	42	III-B	37	0.293	Regular B

Fuente: Mina Norcobre

Estado de esfuerzos in-situ del macizo rocoso

La caracterización geomecánica obtenida de la proyección de estas.

Cuadro N°2.- Estado de esfuerzos

Ítem	Característica		Medida	Unidades
1	Profundidad	Mínima	95.6	m
		Máxima	135.2	m
2	Densidad de roca		2.6	t/m3
3	Gravedad		9.8	m/s2
4	Esfuerzo vertical	Mínima	2.44	MPa
		Máxima	3.44	MPa
5	Relación de poisson		0.3	-
6	Módulo de elasticidad		11.9	GPa
7	Esfuerzo horizontal	Mínima	1.04	MPa
		Máxima	1.48	MPa

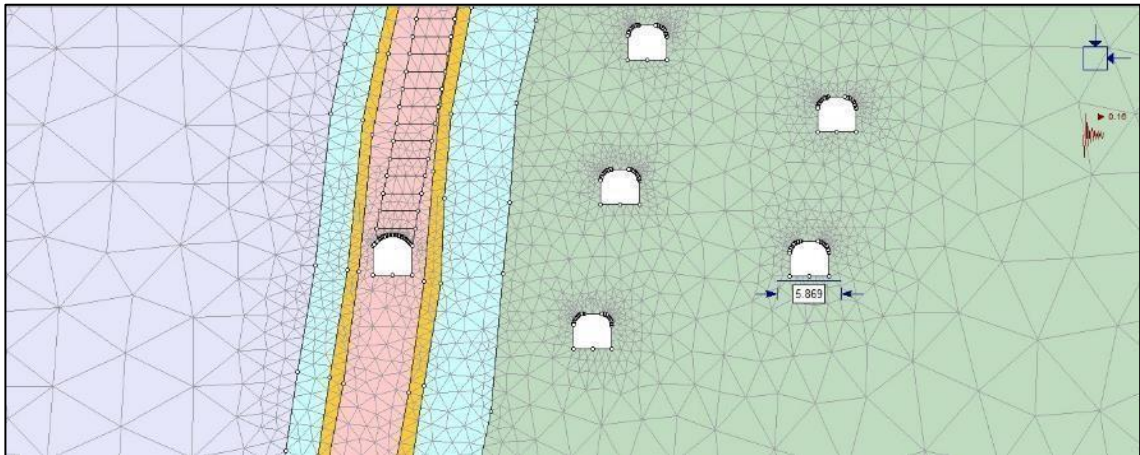
Fuente: mina Norcobre

Cuadro N°3.- Características geométricas

Parámetro	Características
Forma del	Tabular
Orientación	N38°W
Potencia	3-8m
Inclinación	70° - 75°
Tipo de manto	vertical
Profundidad	>120 m
Densidad media	2.9 t/m ³

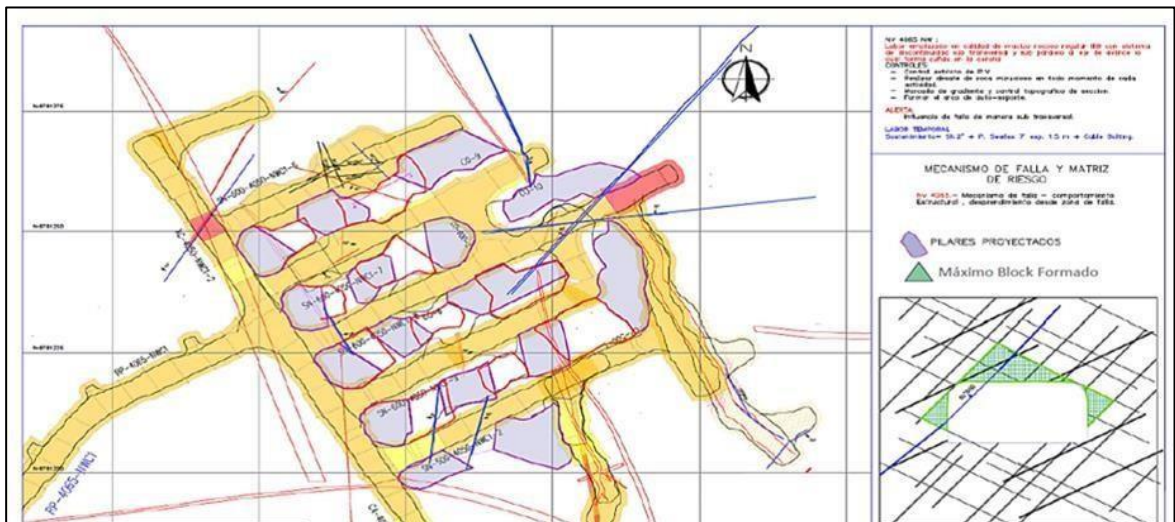
Fuente: mina Norcobre

Mapeo geo mecánico - Análisis de zona plastificada de subniveles



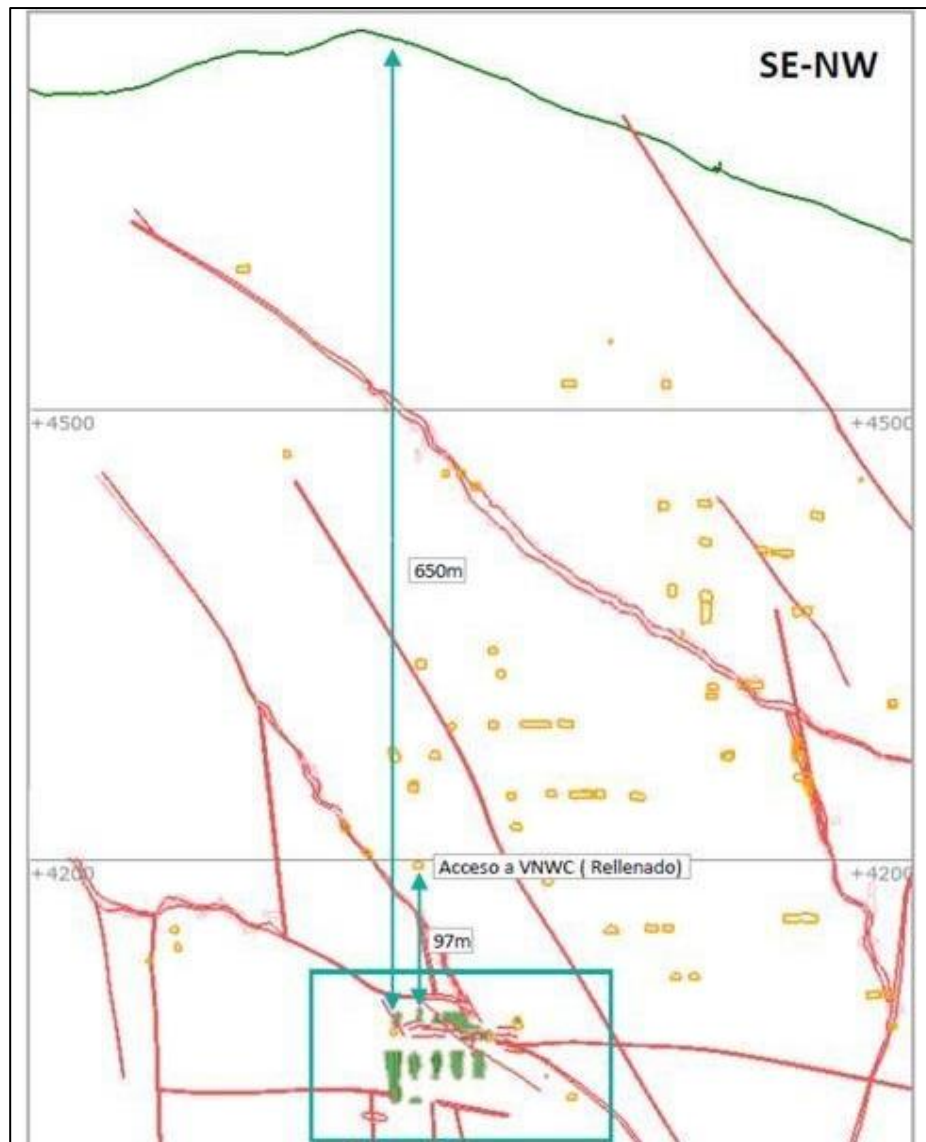
Fuente: Mina Norcobre

Mapeo geo mecánico – zona veta Taully



Fuente: Mina Norcobre

Mapeo geo mecánico – Veta Taully



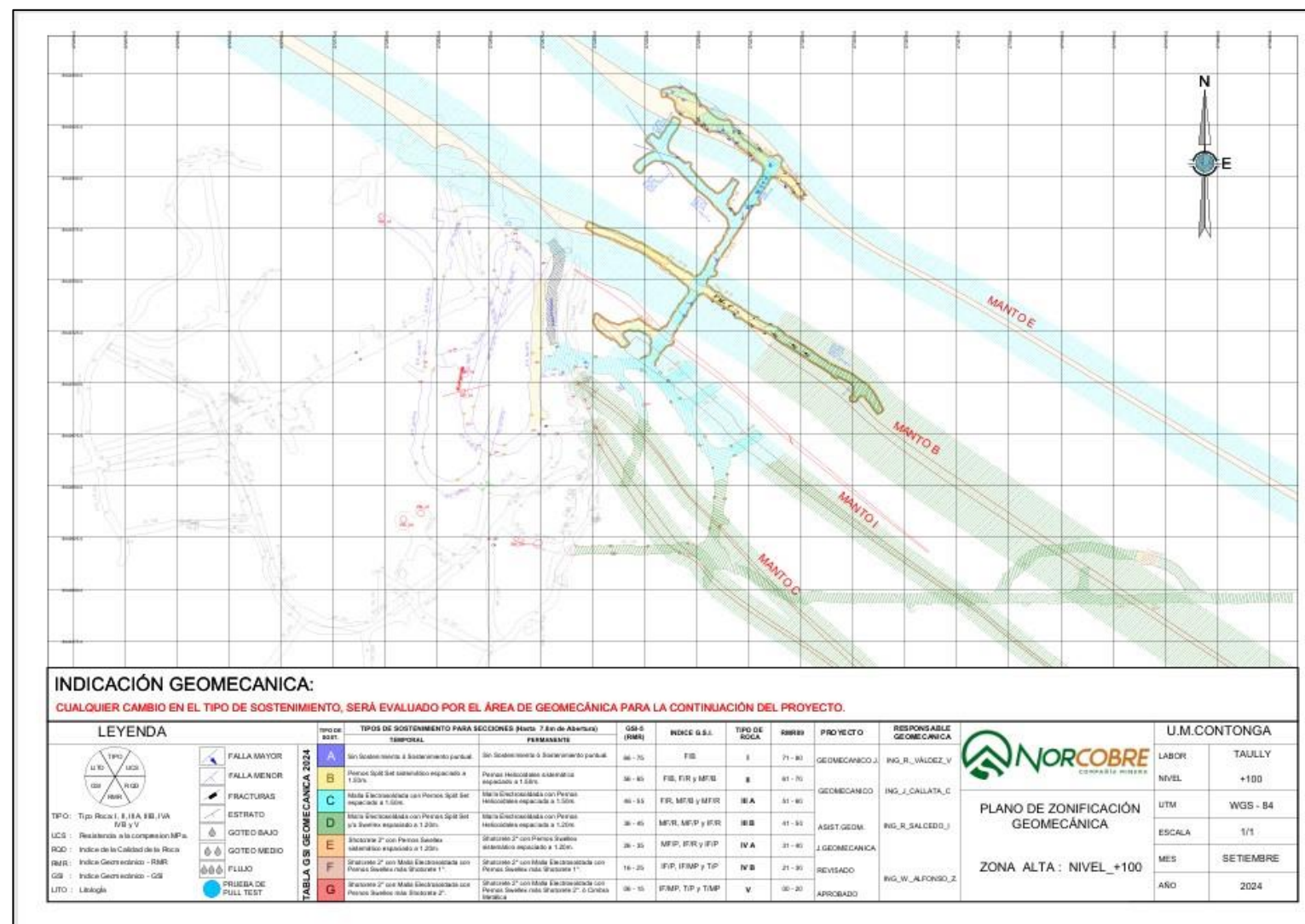
Fuente: Mina Norcobre

Plano Geológico del Manto E – Veta Taully



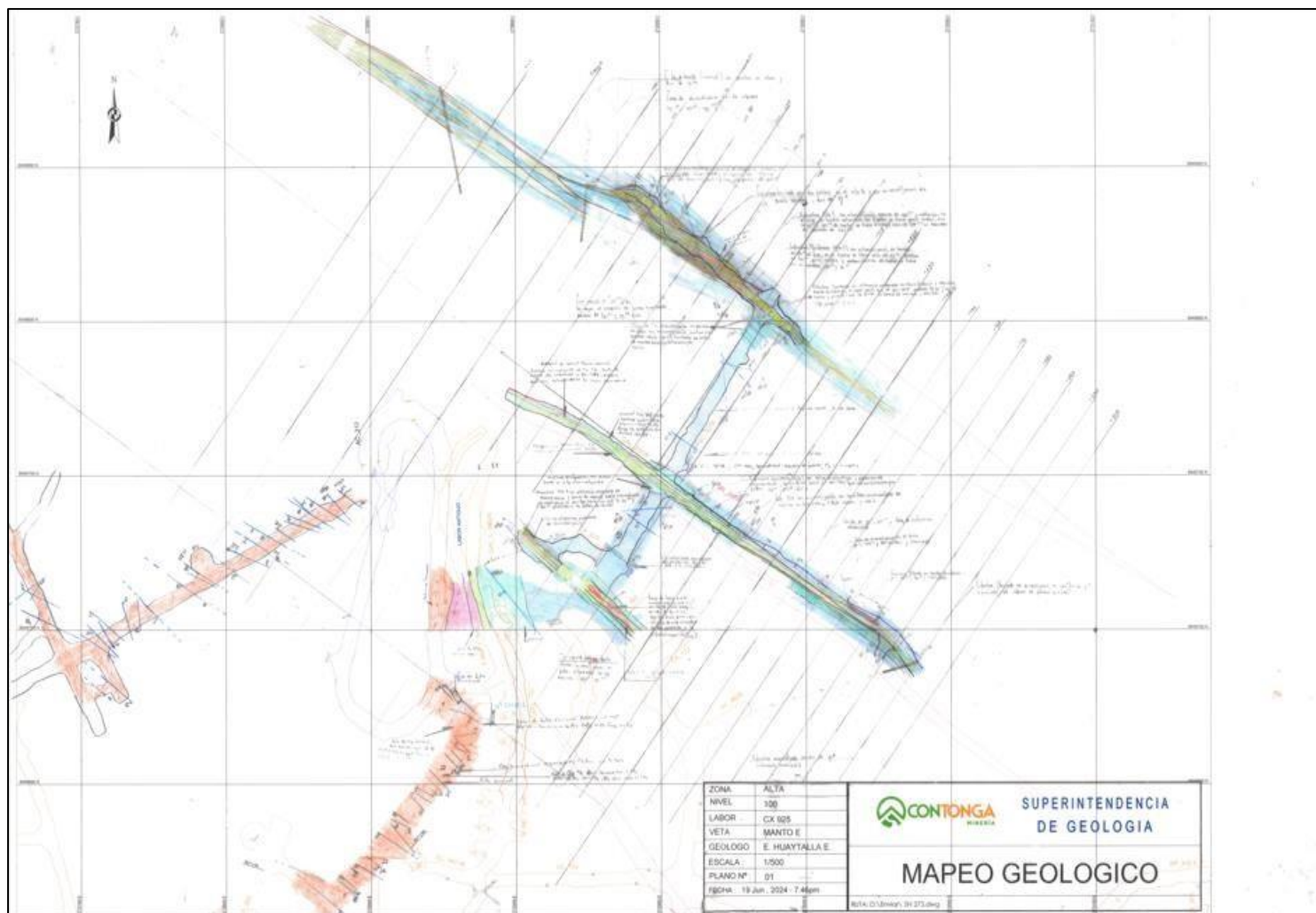
Fuente: Mina Norcobre

Plano Geo mecánico Manto E – Veta Taully



Fuente: Mina Norcobre

Plano Geológico del Manto E – Veta Taully



Fuente: Mina Norcobre

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Incremento de la Producción del Manto E Mediante el Método de Explotación Taladros Largos en la Compañía Minera Norcobre - 2024”

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Método	Población y muestra
General ¿Sera posible incrementar la producción del manto E mediante la aplicación del método de taladros largos en la Cía. Minera Norcobre? Problemas específicos a) ¿Sera factible aplicar el método de taladros largos en el manto E mediante el estudio de las condiciones geomecánicas en la compañía minera Norcobre? b) ¿La aplicación del método de taladros largos hará posible mejorar los costos del manto E en la compañía minera Norcobre?	General incrementar la producción del manto E mediante la aplicación del método de taladros largos en la Compañía Minera Norcobre. Objetivos específicos a) Determinar las condiciones geomecánicas del manto E para aplicar el método de taladros largos en la compañía minera Norcobre. b) Aplicar el método de taladros para mejorar los costos de explotación del manto E en la compañía minera Norcobre.	Hipótesis general Con la aplicación del método de explotación taladros largos se incrementa la producción del manto E de la compañía minera Norcobre. Hipótesis específicas a) Con la caracterización de las condiciones geomecánicas del manto E se aplica el método de explotación taladros largos en la compañía minera Norcobre. b) Con la aplicación del método de explotación de taladros largos se mejora los costos de explotación del manto E en la compañía minera Norcobre.	Variable independiente X: Aplicación del método de explotación de taladros largos Variable Dependiente Y: Incremento de la producción del manto E	Tipo de Investigación El desarrollo de la investigación es de carácter aplicativo por los objetivos que se han determinado en este proyecto, el trabajo de la investigación está centrado en el nivel descriptivo, correlacional y explicativo. Método de Investigación Establecemos el método de investigación a emplear en nuestra investigación el método lógico, inductivo, sintético y de análisis, asimismo se emplea el método empírico mediante la observación investigativa.	Población Conformado por el manto E de la compañía minera Norcobre. Muestra Aplicación del método de explotación de taladros largos en la veta Taully del manto E.